K. PAWŁOW

ROBOTY GÓRNICZE

KATOWICE 1951

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE

Zmiany wprowadzone przez autora i ważniejsze błędy dostrzeżone w druku

Str.	Wiersz od góry	Wiersz od dołu	Jest	Powinno być
13	rys. 203		półokrągłe	pełne
33	7		*AC* na rys. 6	*AC* na rys. 7
35	2		w okręgu	oraz w okręgu
50		10	$H_o = \frac{2\ k_1 \cdot \cos\varphi}{\sin^2 \frac{90^0 - \varphi}{2}}$	$H_o = \frac{2\ k_1 \cdot \cos\varphi}{\sin^2 \frac{90^0\ \varphi}{2}} =$
			$\frac{2 \cdot 0{,}4 \cdot 0{,}829}{0{,}22}$;	$= \frac{2 \cdot 0{,}4 \cdot 0{,}829}{0{,}22}$;
50	14		$\frac{12}{2 \cdot 2{,}4} - 2{,}7$;	$\frac{12}{2 \cdot 2{,}4} = 2{,}7$;
68	25		być mniejsza	być nie mniejsza
88	7		NP — 17	NR — 17
96	14		udarowych	elektrycznych
96		16	zawartości	zwięzłości
146	10 i 11		rodanek, potas	rodanek potasu
160		2	szczeliności	szczelności
160	11		załadunku	ładunku
160		3	załadunku	ładunku
208	2		Wpływa	Wypływa
250	9		$+ \frac{2}{\gamma_n} h_2 +$	$+ \frac{\gamma_2}{\gamma_n} h_2 +$
250		1	$\frac{\gamma \cdot H}{2}$	$\frac{\gamma \cdot H_s}{2}$
250	13		$\frac{\sqrt{D+1}}{2}$,	$\frac{\sqrt[3]{D+1}}{2}$,
252	rys. 184		20 t/m²	2,0 t/m²
253		1	$\sqrt[3]{4{,}5 \pm 1}$	$\sqrt{4{,}5 + 1}$
312		17	1,5 d 1,75 m,	1,5 do 1,75 m,
350		4	m — 1 m skały	m³ — 1 m³ skały
350		2	0,23	0,28

Str.	Wiersz od góry	Wiersz od dołu	Jest	Powinno być
350		1	40,1	40,0
351	6		PLM	PML
366		1	do dobę	na dobę
381	19		200 m²	200 m³
383	6		z obudową	obudową
392		2 i 3	1 klatka	2 skipy i 1 klatka
412		10	$N = \frac{\left(Q_1 + Q_2 + \frac{PH}{2}\right)H_1}{102\ T_o} \cdot \rho$ kW	$N = \frac{\left(Q_1 + Q_2 + \frac{PH}{2}\right)H_1}{102\ T_o} \cdot \rho$ kW
437		7	obudowa	odbudowa
441		3	ubijanych	wbijanych
452		7	$\varepsilon = 3{,}40$	$\varepsilon_1 = 3{,}40$
453		1	D_{zz}	D_{sz}
454		17	$D_{sw} + 2{,}4$	$D_{sw} + 2 : 4$
468		23	cynkowo	cynowo
472	7		hromitowa	chromitowa
472	14		zkrzyk	iskrzyk
473		3	3,2	9,2
473		2	0,03	0,04
475		1	3,355	3,335
469	Dodatek rubryka 10 wiersz 6 od góry			
471			$\frac{100}{l}$	$\frac{100}{t}$
473				
475				

K. PAWŁOW

ROBOTY GÓRNICZE

KATOWICE 1951

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE

Tytuł rosyjski: Gornyje raboty, prowiedienije i kreplenije wyrabotok

Opiniodawca: mgr inż. *Franciszek Jopek*
Redaktor PWT: mgr inż. *Stanisław Gisman*
Tłumacz: mgr inż. *Łukasz Głuszczak*

Książka zaznajamia z robotami górniczymi poszukiwawczymi i eksploatacyjnymi szczególnie w zakresie górnictwa rudnego z podaniem stosowanych sposobów pracy, używanych narzędzi i maszyn oraz z przykładami obliczeń.

Książka przeznaczona jest do użytku w ruchu oraz do nauki w zakładach górniczych.

WSZELKIE PRAWA ZASTRZEŻONE

Redaktor techniczny: *St. Miszto* Korektor: *H. Licińska*

Format B5 Symbol PWT 71514 Nakład 3000 egz.
Ark. druku $29^3/_4$ Pap. druk. kl. V, 70×100 gr. 70 Data druku: 28. 6. 1951 r.

Drukarnia Techniczna, Bytom, Przemysłowa 2. L. zam. 222 z dn. 12. 4. 1951 r. R-2-19105

PRZEDMOWA

W ciągu najbliższych 15 do 20 lat przemysł ZSRR podniesie roczne wydobycie węgla do 500 milionów ton, produkcję surówki do 50 milionów ton, stali do 60 milionów ton i ropy naftowej do 60 milionów ton. Ludzi radzieckich czeka więc bardzo duża praca.

Bardzo wielka rola w wykonaniu tych olbrzymich zadań przypada pracownikom przemysłu górniczego.

Należy zauważyć, że samo tylko Ministerstwo Metalurgii Kolorowej zaprojektowało budowę 34 kopalń w przeciągu nowej pięciolatki, ogółem zaś w ciągu tych pięciu lat trzeba wybudować 469 nowych kopalń. Jak olbrzymi był ten plan widać choćby z tego, że w 1947 r. jedno tylko Ministerstwo Przemysłu Węglowego . wschodnich okręgów przewidziało 595 km nowych wyrobisk góniczych.

● *Nasz Plan 6-letni stawia też nasze górnictwo wobec wielkich zadań, że wspomni się tylko osiągnięcie wydobycia węgla kamiennego w wysokości 100 milionów ton rocznie. Będzie to możliwe przy dużym zakresie mechanizacji i elektryfikacji kopalń, wskutek czego wydajność robotników wydatnie się podniesie.*

W książce są rozpatrywane przede wszystkim zagadnienia głównych robót udostępniających i przygotowawczych w różnych górniczych warunkach naturalnych. Jest podana klasyfikacja skał ze wskazaniem ich właściwości fizyko-mechanicznych. Są uwzględnione opisy sprzętu i maszyn górniczych.

W ZSRR książka służy za podręcznik dla uczących się specjalności górniczej w technicum, jak również za pomoc naukową dla słuchaczy górniczych, górniczo-metalurgicznych i geologiczno-poszukiwawczych wyższych technicznych zakładów naukowych.

U nas może ona oddać duże usługi słuchaczom średnich szkół górniczych (technicum) oraz słuchaczom wydziałów górniczych na politechnikach, jak również osobom wyższego i średniego dozoru technicznego szczególnie na kopalniach rud a także na kopalniach węgla.

W tym właśnie celu książka została uzupełniona ujętymi ogólnie rozdziałami o urabiarkach, o cykliczności robót górniczych, dalej paragrafami o atmosferze kopalnianej i gazach kopalnianych, o przewietrzaniu kopalni oraz o pyle węglowym.

Konieczny do uzupełnień materiał ilustracyjny zaczerpnięty został z książek radzieckich B. W. Bokij „Gornoje dieło", S. A. Wołkow „Gornorudnoje dieło" oraz z polskich dzieł jak „Górnictwo" dr. inż. W. Budryka i „Zarys Górnictwa" dr. inż. W. Budryka i inż. W. Lesieckiego.

Zdania i ustępy, wydrukowane petitem są dodane przez tłumacza i nie znajdują się w książce K. Pawłowa.

Książka K. Pawłowa „Gornyje raboty" wydana została w roku 1947, stąd materiał do jej opracowania był jeszcze wcześniejszy i dlatego nie obejmuje najnowszych osiągnięć radzieckich. Mimo to wydanie tego tłumaczenia przyniesie polskim czytelnikom duże korzyści. ●

Mgr inż. ŁUKASZ GŁUSZCZAK

SPIS RZECZY

str.

Przedmowa 3
Spis rysunków 10
Spis tablic 17
Literatura 19
Wstęp 21
§ 1. Ogólne wiadomości z historii rozwoju górnictwa 21
§ 2. Znaczenie przemysłu górniczego w gospodarstwie narodowym . . 26
§ 3. Widoki rozwoju przemysłu górniczo-rudnego Związku Radzieckiego . 28

Część pierwsza

ROBOTY GÓRNICZE

Rozdział I. Kopaliny użyteczne i ich zaleganie 31
§ 4. Kopaliny użyteczne i skały płonne 31
§ 5. Zaleganie złóż kopalin użytecznych 32
Rozdział II. Wyrobiska górnicze i właściwości skał 36
§ 6. Wyrobiska górnicze 36
§ 7. Klasyfikacja wyrobisk górniczych 37
§ 8. Zasadnicze właściwości fizyko-mechaniczne skał 41
§ 9. Podział skał według ich właściwości 46
§ 10. Tarcie wewnętrzne i spójność w skałach 47
§ 11. Współczynnik zwięzłości według Protodiakonowa 51
§ 12. Urabialność skał 51
§ 13. Nowa klasyfikacja skał 55
Rozdział III. Ręczne roboty górnicze i narzędzia 58
§ 14. Rodzaje ręcznych robót górniczych 58
§ 15. Wiercenie ręczne 67
§ 16. Mechanizacja ręcznych robót górniczych 69
Rozdział IV. Maszyny górnicze do urabiania i sprzęt 71
§ 17. Siła mechaniczna, energia i zastosowanie ich w górnictwie . . . 71
§ 18. Zasadnicze rodzaje maszyn górniczych do urabiania 72
§ 19. Młotki mechaniczne i łopaty powietrzne 72
§ 20. Maszyny wiertłowe 74
§ 21. Maszyny wiertnicze 76
Rozdział V. Roboty wiertnicze 97
§ 22. Teoria wiercenia udarowego 97
§ 23. Wiercenie obrotowe 98
§ 24. Wybór typu wiertarki 99
§ 25. Badanie wiertarek i kontrola ich pracy 101
§ 26. Sprzęt przy wierceniu wiertarkami 102
§ 27. Doprowadzenie energii do wiertarek i jej podział 105
§ 28. Oględziny, smarowanie i bieżące naprawy wiertarek 105
§ 29. Komplet dłut wiertniczych 107
§ 30. Zdejmowane koronki wiertnicze i ich zastosowanie 109
Rozdział VI. Przygotowanie i hartowanie dłut wiertniczych 111
§ 31. Cieplna obróbka stali 111
§ 32. Właściwości stali wiertniczej 111
§ 33. Paleniska do nagrzewania 112
§ 34. Przyrządy kontrolno-pomiarowe 113

str

§ 35. Ręczna i maszynowa obróbka dłut wiertniczych 116
§ 36. Obrabiarki do dłut wiertniczych 116
§ 37. Przebieg obrabiania dłut wiertniczych 117
§ 38. Proces hartowania dłut wiertniczych 119

Rozdział VII. Twarde spieki 122

§ 39. Rodzaje twardych spieków 122
§ 40. Frezowanie główki dłuta i zalutowanie płytek twardego spieku . . 123
§ 41. Ostrzenie dłut z nałożonymi twardymi spiekami 125

Rozdział VIII. Urabiarki 126

§ 42. Wrębiarki 126
§ 43. Maszyny zespołowe 130

Rozdział IX. Materiały wybuchowe 133

§ 44. Wiadomości podstawowe z teorii materiałów wybuchowych . . 133
§ 45. Materiały wybuchowe miotające i kruszące 135
§ 46. Klasyfikacja materiałów wybuchowch 135
§ 47. Materiały wybuchowe, stosowane na robotach podziemnych i odkrywkowych przy eksploatacji złóż 136
§ 48. Środki zapalcze 141
§ 49. Lonty górnicze 141
§ 50. Spłonki i zapalniki elektryczne 143
§ 51. Naboje zwykłe i uzbrojone 146
§ 52. Zapalarki (maszynki strzałowe) i przyrządy pomiarowe 148

Rozdział X. Sposoby prowadzenia robót strzelniczych 152

§ 53. Rodzaje ładunków 152
§ 54. Działanie wybuchu w górotworze 155
§ 55. Pojęcie zabioru 156
§ 56. Wielkość ładunku i zużycie materiału wybuchowego 156
§ 57. Sposoby odpalania ładunków 161
§ 58. Łączenie obwodu przy odpalaniu elektrycznym 162
§ 59. Nabijanie i odpalanie otworów strzałowych 165
§ 60. Materiały do przybitki otworów strzałowych 167
§ 61. Odstrzeliwanie głębokich otworów i komór 167
§ 62. Wypalenia, niewypały i strzały krótkie 169

Rozdział XI. Przechowywanie, przewóz i niszczenie materiałów wybuchowych 171

§ 63. Składy główne i ruchowe (podręczne) 171
§ 64. Badanie materiałów wybuchowych i środków zapalczych 175
§ 65. Transport materiałów wybuchowych do miejsca robót 177
§ 66. Niszczenie niezdatnych do użytku materiałów wybuchowych . . . 178

Część druga

POSZUKIWANIA I WIERCENIA

Rozdział XII. Poszukiwawcze roboty górnicze 181

§ 67. O poszukiwaniach w górnictwie 181
§ 68. Górnicze poszukiwania wstępne 186
§ 69. Poszukiwania szczegółowe lub przemysłowe 189
§ 70. Znaczenie robót poszukiwawczych przy eksploatacji złóż . . . 190

Rozdział XIII. Poszukiwania złóż robotami górniczymi 191

§ 71. Roboty szybikami i rowami 191
§ 72. Głębienie szybików i rowów w gruntach zamarzniętych 193
§ 73. Szyby poszukiwawcze 195
§ 74. Urządzenia wyciągowe przy prowadzeniu wyrobisk poszukiwawczych 196
§ 75. Wykonanie poziomych wyrobisk poszukiwawczych 198
§ 76. Odwadnianie, przewietrzanie i oświetlenie na robotach poszukiwawczych 198
§ 77. Organizacja robót poszukiwawczych według harmonogramu . . . 200
§ 78. Zasady organizacji pracy 200

Rozdział XIV. Wiercenie otworów poszukiwawczych 202

§ 79. Klasyfikacja wierceń poszukiwawczych 202

str.
§ 80. Wiercenie ręczne obrotowe i udarowe 202
§ 81. Zastosowanie żurawia wiertniczego „Empire" i dłuta niewjańskiego do poszukiwań w skałach okruchowych 208
§ 82. Wiercenie udarowe mechaniczne 209
§ 83. Wieże wiertnicze 210
§ 84. Żurawie wiertnicze i narzędzia do wiercenia udarowo-mechanicznego 210
§ 85. Wiercenie obrotowe 217
§ 86. Wiercenie obrotowe śrutem 221
§ 87. Przyrządy do pomiaru skrzywienia otworów 223
§ 88. Organizacja pracy przy wierceniu poszukiwawczym 224
§ 89. Organizacja pracy przy robotach wiertniczych 225
Rozdział XV. Pobieranie prób i opracowanie materiału z poszukiwań . 226
§ 90. Zasadnicze rodzaje prób i sposoby ich pobierania 226
§ 91. Dokumentacja brania prób 230
§ 92. Sposoby opracowania prób 232
Rozdział XVI. Obliczanie zasobów złoża 234
§ 93. Materiały do obliczania zasobów 234
§ 94. Sposoby obliczania zasobów i warunki ich zastosowania . . . 234
§ 95. Klasyfikacja zasobów złóż twardych ciał kopalnych 239

Część trzecia

OBUDOWA KOPALNIANA

Rozdział XVII. Ciśnienie skał (ciśnienie górotworu) 241
§ 96. Mechanika skał 241
§ 97. Sklepienie ciśnień 242
§ 98. Ciśnienie początkowe i ustalone 243
§ 99. Ciśnienie górotworu w wyrobiskach poziomych 244
§ 100. Ciśnienie górotworu w wyrobiskach pochyłych 248
§ 101. Ciśnienie górotworu w wyrobiskach pionowych 248
Rozdział XVIII. Materiały obudowy kopalnianej 254
§ 102. Zasadnicze rodzaje materiałów obudowy 254
§ 103. Drewno i jego własności 254
§ 104. Beton i jego przygotowanie 262
§ 105. Kamienie naturalne i sztuczne 268
§ 106. Metale i inne materiały 270
Rozdział XIX. Konstrukcje obudowy kopalnianej 272
§ 107. Rodzaje obudowy kopalnianej 272
§ 108. Obudowa wyrobisk poziomych 272
§ 109. Obudowa wyrobisk pionowych 283
§ 110. Obudowa wyrobisk pochyłych 292
§ 111. Zbrojenie szybów 293
Rozdział XX. Wykonanie robót obudowy wyrobisk górniczych . . . 299
§ 112. Przygotowywanie i stawianie obudowy z drewna w wyrobiskach poziomych 299
§ 113. Stawianie obudowy murowej i betonowej w wyrobiskach poziomych 303
§ 114. Prace specjalne przy obudowie wyrobisk poziomych 307
§ 115. Wykonywanie obudowy w szybach 308
§ 116. Zbrojenie szybów, zakładanie prowadników i przedziałów drabinowych 314
§ 117. Obudowa wylotów, żąpi i połączeń szybów z innymi wyrobiskami . 317
§ 118. Wykonanie obudowy wyrobisk pochyłych 318
§ 119. Obudowa wyrobisk pędzonych po wzniosie 319
§ 120. Organizacja wykonywania obudowy 320

Część czwarta

PROWADZENIE WYROBISK GÓRNICZYCH

Rozdział XXI. Prowadzenie wyrobisk poziomych 321
§ 121. Zasadnicze sposoby prowadzenia wyrobisk poziomych 321

str.
§ 122. Czynności cyklu prowadzenia wyrobisk 322
§ 123. Kształt i wymiary przekroju poprzecznego wyrobisk górniczych . . 323
§ 124. Ilość otworów strzałowych, ich głębokość i rozmieszczenie w przodku 328
§ 125. Wiercenie otworów strzałowych 333
§ 126. Posuwacze automatyczne 335
§ 127. Wiercenie otworów strzałowych z przepłuczką 338
§ 128. Obniżacze twardości skał przy wierceniu z przepłuczką 341
§ 129. Ładowanie i odpalanie otworów strzałowych 343
§ 130. Sposoby usunięcia urobku 343
§ 131. Ręczne usuwanie urobku 343
§ 132. Uprzątanie maszynowe urobku ładowarkami 344
§ 133. Atmosfera kopalniana 351
§ 134. Przewietrzanie kopalni 355
§ 135. Przewietrzanie przodków w wyrobiskach poziomych 357
§ 136. Organizacja robót przy prowadzeniu wyrobisk poziomych . . . 361
§ 137. Typowe harmonogramy prowadzenia wyrobisk poziomych . . . 363
§ 138. Higiena pracy przy prowadzeniu wyrobisk 367
Rozdział XXII. Prowadzenie wyrobisk pochyłych 371
§ 139. Głębienie szybów pochyłych 371
§ 140. Prowadzenie wyrobisk wznoszących 374
§ 141. Organizacja transportu przy prowadzeniu wyrobisk pochyłych . . 376
§ 142. Odwadnianie wyrobisk pochyłych 378
Rozdział XXIII. Prowadzenie wyrobisk i komór podszybia 380
§ 143. Przeznaczenie wyrobisk i komór podszybia 380
§ 144. Kształt i wymiary komór podszybia 380
§ 145. Prowadzenie podszybia 381
§ 146. Sposoby wykonania komór 382
§ 147. Wykonanie komór zasobników 384
§ 148. Podstawy terminarza wykonania podszybia 385
§ 149. Zasady robót cyklicznych 386
§ 150. Ewidencja cykliczności 387
Rozdział XXIV. Prowadzenie pionowych wyrobisk górniczych . . . 389
§ 151. Rodzaje szybów pionowych i ich przeznaczenie 389
§ 152. Kształt i wymiary przekroju poprzecznego szybów 389
§ 153. Okres przygotowawczy i urządzenie powierzchni 393
§ 154. Wykonanie zrębu szybu 394
§ 155. Urządzenia do zgłębiania szybu i wieże 395
§ 156. Zasadnicze sposoby głębienia szybów 398
§ 157. Wiercenie otworów strzałowych 401
§ 158. Doprowadzenie powietrza sprężonego do wiertarek 402
§ 159. Materiały wybuchowe i sposoby prowadzenia robót strzelniczych przy zgłębianiu szybów 404
§ 160. Ręczne uprzątanie skały 406
§ 161. Zmechanizowane ładowanie urobku 407
§ 162. Wyciąg szybowy przy zgłębianiu 409
§ 163. Sposoby przewietrzania i urządzenia wentylacyjne 417
§ 164. Odwadnianie przy zgłębianiu szybów 418
§ 165. Oświetlenie szybów 421
§ 166. Urządzenia sygnalizacyjne 421
§ 167. Wykonanie robót zgłębiania według harmonogramów 422
§ 168. Pogłębianie szybów 424
§ 169. Obsługa miernicza przy zgłębianiu szybów 430
Rozdział XXV. Przebudowa wyrobisk kopalnianych 433
§ 170. Przyczyny zawałów wyrobisk górniczych 433
§ 171. Przebudowy bieżące wyrobisk górniczych 433
§ 172. Sposoby uprzątania zawałów i obudowy wyrobisk 435
§ 173. Przebudowa i odbudowa (rekonstrukcja) szybów 436
Rozdział XXVI. Prowadzenie wyrobisk w trudnych warunkach naturalnych 440
§ 174. Klasyfikacja specjalnych sposobów zgłębiania szybów 440

str.
§ 175. Obudowa wbijana 441
§ 176. Obudowa opuszczona i dzwonowe (kesonowe) zgłębianie szybów . . 444
§ 177. Sztuczne obniżenie poziomu wód podziemnych 446
§ 178. Tamponowanie skał 447
§ 179. Chemiczne wzmocnienie skał 449
§ 180. Zgłębianie szybów sposobem zamrażania 450
§ 181. Wiercenie szybów o dużej średnicy 455
§ 182. Sposób osłonowy prowadzenia wyrobisk poziomych 460
Rozdział XXVII. Ogólne zagadnienia organizacji robót kopalnianych . 461
§ 183. Podstawowe wytyczne przy organizacji prowadzenia wyrobisk górniczych 461
§ 184. Organizacja siły roboczej i zapłaty za pracę 462
§ 185. Obliczanie jednostki kosztu robót górniczych prowadzenia wyrobisk 464
§ 186. Ogólne wiadomości o planie generalnym powierzchni kopalni . . 464
Dodatek 467

SPIS RYSUNKÓW

str.

Rys. 1. Kilofy i żelazka, używane w starożytności do robót górniczych . . 22
Rys. 2. Narzędzia górnicze używane w okresie feudalnym 23
Rys. 3. Transport kopalniany w przeszłości 24
Rys. 4. Obudowa szybu w przeszłości 25
Rys. 5. Pokład rudy 33
Rys. 6. Przekrój przez złoże rudne 33
Rys. 7. Elementy zalegania złoża 33
Rys. 8. Żyły 34
Rys. 9. Skład i gniazda 34
Rys. 10. Schematy wyrobisk górniczych 36
Rys. 11. Sztolnia i szybiki pomocnicze 38
Rys. 12. Tunel 38
Rys. 13. Podszybie 39
Rys. 14. Odkrywka 40
Rys. 15. Struktura granitu 42
Rys. 16. Struktura bazaltu 42
Rys. 17. Kąt tarcia wewnętrznego skał 47
Rys. 18. Kąt naturalnego stoku 49
Rys. 19. Kąt oberwania skał według Multona 50
Rys. 20. Krzywa normalna zależności szybkości wiercenia od kategorii skał . 55
Rys. 21. Normalna krzywa zależności skuteczności odstrzału od kategorii skał 56
Rys. 22. Krzywa normalna urabialności skał 57
Rys. 23. Łopaty górnicze 59
Rys. 24. Widły do ładowania skały (urobku) 64
Rys. 25. Krzywa zależności pomiędzy wydajnością ładowania i wielkością kawałków skały 64
Rys. 26. Kilofy 66
Rys. 27. Narzędzia do robót klinowych 66
Rys. 28. Ostrza dłut 67
Rys. 29. Powietrzny młotek mechaniczny 72
Rys. 30. Elektryczny młotek mechaniczny 72
Rys. 31. Wiertarka elektryczna 74
Rys. 32. Wiercenie wiertarką elektryczną na kolumnie 75
Rys. 33. Schematy wiertarek tłokowej i młotkowej 77
Rys. 34. Wiertarka udarowa 77
Rys. 35. Wiertarka teleskopowa przy pracy 77
Rys. 36. Wiertarka kolumnowa na kolumnie śrubowej 78
Rys. 37. Wiertarka NR-1 w szczegółach 79
Rys. 38. Wiertarka teleskopowa NT-1 w przekroju 79
Rys. 39. Wiertarka R-2 fabryki Kysztymskiej 80
Rys. 40. Szczegół wiertarki R-2 (kurek do wpuszczania powietrza sprężonego) 81
Rys. 41. Urządzenie w wiertarce R-2 do przedmuchiwania i przepłukiwania . 81
Rys. 42. Wiertarka teleskopowa TP-2 83
Rys. 43. Wiertarka kolumnowa KK-1 85
Rys. 44. Wiertarka PB fabryki „Komunista“ 86
Rys. 45. Wiertarka ręczna BM-13 fabryki „Pneumatyka“ 87
Rys. 46. Rozrząd powietrza kulką 89
Rys. 47. Zawór płytkowy 90
Rys. 48. Rozrząd powietrza płytką 91
Rys. 49. Zawór pierścieniowy 92
Rys. 50. Pierścieniowy rozrząd powietrza 92

str.
Rys. 51. Suwakowy rozrząd powietrza 93
Rys. 52. Mechanizm obrotu dłuta za pomocą sworznia śrubowego . . . 94
Rys. 53. Elektryczna wiertarka SPK-1 fabryki Tomskiej 95
Rys. 54. Schemat udarowego wiercenia otworu 97
Rys. 55. Zbiornikowy przyrząd do pomiaru zużycia powietrza 101
Rys. 56. Tłokowy przyrząd do badania wiertarek 102
Rys. 57. Kolumny śrubowe 102
Rys. 58. Sanki wiertarki kolumnowej 103
Rys. 59. Wóz wiertniczy 103
Rys. 60. Wysuwana podpórka 104
Rys. 61. Kolumna powietrzna 104
Rys. 62. Wiercenie na trójnogu 104
Rys. 63. Oliwiarka automatyczna 105
Rys. 64. Schemat działania oliwiarki 105
Rys. 65. Przyrząd do przemywania wiertarek 106
Rys. 66. Główki dłut . . . . . , 107
Rys. 67. Krzyżowa główka dłuta 108
Rys. 68. Główka typu KARR 108
Rys. 69. Obsady dłut 108
Rys. 70. Konstrukcja ostrza dłuta z nałożonym twardym spiekiem . . . 108
Rys. 71. Konstrukcja ostrza dłuta z nałożonym spiekiem twardym do skał twardych 108
Rys. 72. Koronka wiertnicza kształtu krzyżowego 109
Rys. 73. Koronka wiertnicza kształtu pojedynczego 109
Rys. 74. Stale używane na dłuta wiertnicze 112
Rys. 75. Instalacja warsztatu do naprawiania dłut 113
Rys. 76. Pirometr z samoczynną sygnalizacją 114
Rys. 77. Schemat urządzenia indykatora magnetycznego 115
Rys. 78. Obrabiarka do dłut 116
Rys. 79. Schemat urządzenia obrabiarki do dłut 116
Rys. 80. Matryce do naprawy dłut 118
Rys. 81. Patryca 118
Rys. 82. Patryca do krzyżowej i gwiaździstej główki dłuta 118
Rys. 83. Matryce formierskie 119
Rys. 84. Wanna do hartowania dłut 120
Rys. 85. Przygotowywanie dłut według sposobu Głazkowa 124
Rys. 86. Rodzaje wrębów 126
Rys. 87. Wrębiarka udarowa 127
Rys. 88. Koronki wrębiarki udarowej 127
Rys. 89. Sektor wrębiarki udarowej 127
Rys. 90. Wrębiarka udarowa 128
Rys. 91. Wrębiarka żerdziowa 128
Rys. 92. Wymienne noże wrębiarki żerdziowej 129
Rys. 93. Posuwanie wrębiarki za pomocą liny 129
Rys. 94. Wrębiarka łańcuchowa 129
Rys. 95. Wymienne noże wrębiarki łańcuchowej 130
Rys. 96. Posuwanie wrębiarki za pomocą łańcucha 130
Rys. 97. Kombajn Makarowa 131
Rys. 98. Kombajn Abakumowa 131
Rys. 99. Różne konstrukcje lontów Bickforda 142
Rys. 100. Lont detonujący 143
Rys. 101. Spłonka 144
Rys. 102. Zapalnik żarowy 145
Rys. 103. Zapalnik iskrowy 145
Rys. 104. Ostry zapalnik czasowy z lontem 145
Rys. 105. Ostry zapalnik elektryczny czasowy 146
Rys. 106. Nabój zapalczy 147
Rys. 107. Połączenie spłonki z lontem 147
Rys. 108. Naboje zapalcze przy strzelaniu elektrycznym 148
Rys. 109. Zapalarka PM-1 149
Rys. 110. Zapalarka PM-2 149

str.
Rys. 111. Odpalanie zapalarką PM-2 149
Rys. 112. Mostek liniowy LMW 150
Rys. 113. Schemat pomiaru oporu sieci mostkiem LMW 150
Rys. 114. Ładunki wydłużone ciągłe 153
Rys. 115. Ładunek skupiony kotłowy 154
Rys. 116. Ładunek wydłużony rozdzielony 154
Rys. 117. Strefy działania wybuchu 156
Rys. 118. Wyłom strzałowy 156
Rys. 119. Równoległe łączenie przewodów 163
Rys. 120. Grupowe (mieszane) łączenie przewodów 163
Rys. 121. Komora strzelnicza 168
Rys. 122. Nabój zapalczy do odstrzeliwania komór strzelniczych 168
Rys. 123. Skład podręczny materiałów wybuchowych 173
Rys. 124. Schemat podziemnego składu typu przegrodowego 174
Rys. 125. Skład podziemny typu komorowego 174
Rys. 126. Torby (ładownice) do przenoszenia materiałów wybuchowych . . 179
Rys. 127. Zmiana wymiarów odłamków rudy przy przemieszczeniu ich po zboczu 182
Rys. 128. Pomiar grawimetryczny słupa solnego 184
Rys. 129. Pomiary radiowe 185
Rys. 130. Rozmieszczenie linii poszukiwawczych 186
Rys. 131. Przekrój wzdłuż linii poszukiwawczych 187
Rys. 132. Rowy poszukiwawcze 188
Rys. 133. Szybiki i przekopy poszukiwawcze 188
Rys. 134. Otwory poszukiwawcze pochyłe 189
Rys. 135. Rowy poszukiwawcze 191
Rys. 136. Obudowa rowów 192
Rys. 137. Schemat wydobycia skały z szybiku 193
Rys. 138. Schemat odtajania zamarzniętych skał parą 194
Rys. 139. Kołowrót ręczny 196
Rys. 140. Kołowrót konny 197
Rys. 141. Harmonogram głębienia szybu poszukiwawczego 200
Rys. 142. Świdry 203
Rys. 143. Dłuta wiertnicze 204
Rys. 144. Dłuta szczękowe 204
Rys. 145. Dłuta ekscentryczne 204
Rys. 146. Żerdzie wiertnicze 205
Rys. 147. Urządzenie wahacza do wiercenia ręcznego 206
Rys. 148. Łyżka 206
Rys. 149. Głowica płuczkowa 206
Rys. 150. Schemat normalnej i odwróconej płuczki odwiertu 206
Rys. 151. Schemat wiercenia dłutem „Empire“ 207
Rys. 152. Świder niewjański 208
Rys. 153. Rozszerzak odwiertu 209
Rys. 154. Wieża wiertnicza 210
Rys. 155. Żuraw wiertniczy Keyston 212
Rys. 156. Żuraw wiertniczy Burwoda 213
Rys. 157. Żuraw wiertniczy „Metalowiec“ 214
Rys. 158. Schemat urządzeń żurawia „Metalowiec“ 215
Rys. 159. Nożyce 216
Rys. 160. Pasterka 216
Rys. 161. Przyrządy instrumentacyjne 217
Rys. 162. Schemat wiercenia rdzeniowego 218
Rys. 163. Przyrząd wiertniczy 218
Rys. 164. Koronki wiertnicze 219
Rys. 165. Żuraw wiertniczy typ KA-300 220
Rys. 166. Urządzenie podawcze śrutu do odwiertu 221
Rys. 167. Konstrukcja rury wiertniczej przy rdzeniowym wierceniu śrutem . 222
Rys. 168. Ustawienie w przodku żurawia Craelius 222
Rys. 169. Wycięcie bruzdy przez grubość złoża rudnego 223
227

str.
Rys. 170. Wycięcie bruzdy przez żyłę i łupinę 227
Rys. 171. Wycięcie bruzdy w stropie wyrobiska 228
Rys. 172. Obliczenie zasobów sposobem średniej arytmetycznej 235
Rys. 173. Obliczenie zasobów sposobem trójkątów 236
Rys. 174. Schemat budowy trójkątów 237
Rys. 175. Obliczenie zasobów sposobem przekrojów równoległych . . . 238
Rys. 176. Naprężenie wewnątrz górotworu 241
Rys. 177. Schemat stopniowego wzrostu ciśnienia sklepieniowego . . . 242
Rys. 178. Sklepienie ciśnień w skałach słabych 243
Rys. 179. Krzywe charakteryzujące ciśnienie początkowe i ustalone . . . 244
Rys. 180. Sklepienie ciśnień według Protodiakonowa 245
Rys. 181. Ciśnienie na obudowę według Birbaumera 245
Rys. 182. Ciśnienie w wyrobisku pochyłym 248
Rys. 183. Ciśnienie na ściany szybu według Protodiakonowa 249
Rys. 184. Wykres naprężeń według Cymbarewicza 252
Rys. 185. Wady drewna związane z warunkami wzrostu 256
Rys. 186. Wady drewna wskutek wpływów zewnętrznych 257
Rys. 187. Sortymenty drewna tartego 258
Rys. 188. Wykres zależności wytrzymałości betonu od ilości zawartej w nim wody 266
Rys. 189. Betonity różnej budowy 270
Rys. 190. Obudowa stojakami 273
Rys. 191. Odrzwia niepełne 274
Rys. 192. Odrzwia zwykłe otwarte 274
Rys. 193. Odrzwia wzmocnione 274
Rys. 194. Odrzwia wzmocnione podciągami i zastrzałami 274
Rys. 195. Odrzwia zwykłe zamknięte 275
Rys. 196. Schemat wykonania wiązania niemieckiego w odrzwiach . . . 275
Rys. 197. Połączenie części odrzwi wiązaniem niemieckim 276
Rys. 198. Połączenie części odrzwi wiązaniem polskim (na olunek) . . . 276
Rys. 199. Połączenie części odrzwi wiązaniem szwedzkim (na styk) . . . 276
Rys. 200. Połączenie części odrzwi na czop 276
Rys. 201. Połączenie elementów podciągów pomiędzy sobą 277
Rys. 202. Obudowa murowa. 278
Rys. 203. Sklepienie półokręgowe i obniżone 279
Rys. 204. Obudowa ceglana wyrobiska ze sklepieniem koszowym 279
Rys. 205. Obudowa żelbetowa 280
Rys. 206. Obudowa stalowa 281
Rys. 207. Połączenie części odrzwi obudowy stalowej 281
Rys. 208. Obudowa mieszana 282
Rys. 209. Obudowa drewniana wieńcowa 283
Rys. 210. Rodzaje połączeń obudowy wieńcami 284
Rys. 211. Obudowa słupkowa 284
Rys. 212. Wieniec podstawowy obudowy drewnianej 284
Rys. 213. Obudowa zawieszana 285
Rys. 214. Elementy obudowy zawieszonej 286
Rys. 215. Rodzaje murowych wieńców podstawowych 287
Rys. 216. Obudowa szybu żelbetowa 289
Rys. 217. Rozkład zbrojenia w obudowie 289
Rys. 218. Obudowa stalowa tymczasowa 290
Rys. 219. Połączenia członów obudowy stalowej 290
Rys. 220. Haki do zawieszania pierścieni obudowy tymczasowej 290
Rys. 221. Angielski typ tubingu 291
Rys. 222. Niemiecki typ tubingu 291
Rys. 223. Stawianie odrzwi w wyrobisku pochyłym 292
Rys. 224. Obudowa zawieszona w wyrobisku pochyłym 293
Rys. 225. Szyb z bocznym położeniem prowadników 294
Rys. 226. Połączenie przyściennic 395
Rys. 227. Szyb z czołowym położeniem prowadników 295
Rys. 228. Połączenie belek zbrojenia z prowadnikami 295

str.
Rys. 229. Połączenie prowadników pomiędzy sobą 296
Rys. 230. Połączenie prowadników z belką zbrojenia 296
Rys. 231. Klamry Bruyara 296
Rys. 232. Ogólny widok rozmieszczenia kraty zbrojenia oraz elementów wyposażenia szybu 297
Rys. 233. Maszyna do obróbki drewna obudowy 299
Rys. 234. Siekiery do przygotowania obudowy 300
Rys. 235. Piła maszynowa i zwykła 300
Rys. 236. Porządek stawiania obudowy drewnianej 302
Rys. 237. Obudowa jednostronnego skrzyżowania wyrobisk 302
Rys. 238. Obudowa dwustronnego skrzyżowania wyrobisk 303
Rys. 239. Obudowa odgałęzienia wyrobisk 303
Rys. 240. Kolejność stawiania obudowy murowej z cegły 304
Rys. 241. Wiązanie muru z cegieł 305
Rys. 242. Fazy wykonywania obudowy betonowej 306
Rys. 243. Zawieszenie lutni 308
Rys. 244. Zawieszenie kabli 308
Rys. 245. Ustawienie wieńca podstawowego 310
Rys. 246. Obudowa wisząca 311
Rys. 247. Obudowa z cegieł 312
Rys. 248. Krążyny do robót betonowych 313
Rys. 249. Wykonanie wieńca podstawowego 314
Rys. 250. Klatka do zakładania prowadników 315
Rys. 251. Ustawienie drabin w szybie 316
Rys. 252. Sposoby ujmowania wody 316
Rys. 253. Obudowa połączenia jednostronnego z podszybiem 317
Rys. 254. Ustawienie dwustronnego połączenia podszybia 317
Rys. 255. Wykonywanie podszybia i jego obudowy 318
Rys. 256. Prowadzenie i obudowa wyrobisk po wzniosie 319
Rys. 257. Znormalizowane przekroje wyrobisk z obudową drewnianą . . 325
Rys. 258. Znormalizowane przekroje wyrobisk bez obudowy 325
Rys. 259. Obwiert z włomem środkowym 331
Rys. 260. Obwiert z pionowym włomem klinowym 331
Rys. 261. Obwiert z poziomym włomem klinowym 332
Rys. 262. Obwiert z włomem górnym 332
Rys. 263. Obwiert z włomem dolnym 332
Rys. 264. Obwiert z włomem bocznym 332
Rys. 265. Włom szczelinowaty 333
Rys. 266. Włom skupiony 333
Rys. 267. Posuwacz automatyczny TS fabryki „Komunista“ 336
Rys. 268. Ustawienie posuwacza automatycznego w przodku 337
Rys. 269. Łącznik do wiercenia z przepłuczką 338
Rys. 270. Urządzenie przepłuczkowe w wiertarce 338
Rys. 271. Łącznik-nasadka do wiercenia z przepłuczką 339
Rys. 272. Zbiornik do wiercenia z przepłuczką 340
Rys. 273. Ustawienie zgarniarki w przodku 344
Rys. 274. Zgarniaki 345
Rys. 275. Umocowanie w przodku krążków zgarniarki 345
Rys. 276. Ładowarka Mayers-Wally 348
Rys. 277. Ładowarka zasięrzutna PML-3 (Eimco) 348
Rys. 278. Schemat pracy ładowarką PML-3 349
Rys. 279. Ładowarka typu Conway 349
Rys. 280. Zachowanie się pełnego płomienia lampy w atmosferze gazowej . 353
Rys. 281. Zachowanie się zmniejszonego płomienia lampy w atmosferze gazowej 354
Rys. 282. Urządzenie do odwracania obrotów wentylatora 356
Rys. 283. Schemat przewietrzania odrębnego 359
Rys. 284. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomych jednym cyklem na dobę 363
Rys. 285. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomych dwoma cyklami na dobę 364

str.
Rys. 286. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomych trzema cyklami na dobę 366
Rys. 287. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomych trzema cyklami na dobę (przy ładowaniu mechanicznym) 366
Rys. 288. Urządzenie otworu wylotowego lutni 369
Rys. 289. Wykonanie wykopów przy wylotach szybów pochyłych . . . 371
Rys. 290. Obudowa drewniana wylotu szybu pochyłego 372
Rys. 291. Obudowa betonowa wylotu szybu pochyłego 372
Rys. 292. Schemat głębienia szybu pochyłego z wyciągiem skipowym . . . 373
Rys. 293. Urządzenie pomostu ochronnego przy prowadzeniu nadsięwłomów . 575
Rys. 294. Wysyp komina zsypowego 376
Rys. 295. Wzorcowy harmonogram prowadzenia dowierzchni jednym cyklem na dobę 377
Rys. 296. Wóz z łapadłem 378
Rys. 297. Ustawienie pompy na podwoziu 379
Rys. 298 Podszybie jednostronne 380
Rys. 299. Podszybie dwustronne 380
Rys. 300. Prowadzenie podszybia przy obudowie drewnianej 382
Rys. 301. Schemat drążenia komory przodkiem schodowym 383
Rys. 302. Wykonanie komory zasobnika w szybie okrągłym 384
Rys. 303. Wykonanie komory zasobnika w szybie prostokątnym 385
Rys. 304. Przekrój poprzeczny szybu z dwoma przedziałami 391
Rys. 305. Schemat przekrojów typowych szybów prostokątnych 392
Rys. 306. Ustawienie reperów przy głębieniu szybu 394
Rys. 307. Rama tymczasowa dla zgłębiania przy ujściu szybu 395
Rys. 308. Wieża przy zgłębianiu szybu płytkiego 396
Rys. 309. Wieża przy zgłębianiu szybu głębokiego 396
Rys. 310. Rama podstawowa przy zgłębianiu szybu 397
Rys. 311. Sposób zgłębiania szybu odcinkami kolejno ze wznoszeniem obudowy 399
Rys. 312. Sposób zgłębiania szybu 400
Rys. 313. Obwiert z włomem ostrosłupowym 401
Rys. 314. Obwiert z włomem klinowym 401
Rys. 315. Zawieszenie rur w szybie 403
Rys. 316. Urządzenie rozdzielcze powietrza 403
Rys. 317. Schemat połączenia sieci przy strzelaniu elektrycznym 405
Rys. 318. Wyłącznik dwubiegunowy 406
Rys. 319. Ładowanie urobku za pomocą skrzyń walcowych 408
Rys. 320. Ładowanie urobku w szybie zgarniarką 408
Rys. 321. Ładowanie urobku w szybie za pomocą pogłębiarki 408
Rys. 322. Wyciąg jedno- i dwukubłowy 410
Rys. 323. Kubeł niewywracalny 414
Rys. 324. Kubeł wywracalny 414
Rys. 325. Zawiesie 415
Rys. 326. Rama naprężająca 416
Rys. 327. Rama prowadnicza 417
Rys. 328. Ustawienie pomp na pomoście 419
Rys. 329. Schemat zawieszenia pompy na linie 419
Rys. 330. Urządzenie sygnalizacji dźwiękowej 422
Rys. 331. Harmonogram zgłębiania szybu jednym cyklem na dobę . . . 423
Rys. 332. Harmonogram zgłębiania szybu dwoma cyklami na dobę . . . 423
Rys. 333. Ładowanie urobku chwytakiem 424
Rys. 334. Schemat pogłębiania szybu pod półką skalną 426
Rys. 335. Pogłębianie szybu nadsięwłomem 428
Rys. 336. Schemat pogłębienia szybu pochyłego nadsięwłomem 430
Rys. 337. Pion : 431
Rys. 338. Pomiar pionami bocznymi w szybach prostokątnych 431
Rys. 339. Kolejność wymiany zaciśniętych odrzwi 434
Rys. 340. Schemat uprzątania zawałów 435
Rys. 341. Schematy obudowy szybów 436
Rys. 342. Umocowanie wieńców przy przebudowie szybu 436
Rys. 343. Przebudowa szybu z pomostu z dołu do góry 437

str.
Rys. 344. Odbudowa szybu z uprzednim podsadzaniem go skałą 437
Rys. 345. Odbudowa wylotu szybu przy całkowitym zawale 438
Rys. 346. Odbudowa wylotu szybu przy jednostronnym zawale 438
Rys. 347. Obudowa wbijana ukośnie 442
Rys. 348. Obudowa wbijana pionowo 442
Rys. 349. Różne rodzaje konstrukcji ścian metalowych 443
Rys. 350. Obudowa opuszczona 445
Rys. 351. Dzwon (keson) 445
Rys. 352. Schemat obniżenia poziomu wód gruntowych 447
Rys. 353. Urządzenie studni do obniżenia poziomu wód podziemnych . . . 447
Rys. 354. Schematy rozmieszczenia otworów naokoło szybu przy cementowaniu 448
Rys. 355. Układ rur do zamrażania 450
Rys. 356. Wiercenie sposobem Kinda i Chaudrona 455
Rys. 357. Wiercenie sposobem Honigmanna 456
Rys. 358. Wiercenie śrutowe szybów sposobem Kaliks 457
Rys. 359. Wiercenie szybów sposobem Szczepotjewa i Iwanowa 459
Rys. 360. Tarcza osłonowa przy prowadzeniu wyrobisk poziomych . . . 460
Rys. 361. Wykres kosztów prowadzenia wyrobisk w zależności od prędkości . 461
Rys. 362. Wzorcowy harmonogram budowy kopalni 466

SPIS TABLIC

str.

Tablica 1. Zużycie zasadniczych metali kolorowych na głowę mieszkańców w 1913 r. w kg 27
Tablica 2. Ciężar właściwy i objętościowy skał 42
Tablica 3. Współczynniki rozluzowania skał 45
Tablica 4. Siły i współczynniki zwięzłości skał 48
Tablica 5. Klasyfikacja skał prof. M. Protodiakonowa 52
Tablica 6. Nowa klasyfikacja skał 60
Tablica 7. Charakterystyka radzieckich łopat górniczych 65
Tablica 8. Wydajność wiercenia ręcznego 69
Tablica 9. Charakterystyka młotków fabryki „Pneumatyka“ 73
Tablica 10. Wydajność urabiania skał robotami ręcznymi 74
Tablica 11. Charakterystyka wiertarek elektrycznych produkowanych w Związku Radzieckim 75
Tablica 12. Charakterystyka wiertarek, wytwarzanych przez fabryki Związku Radzieckiego 88
Tablica 13. Typy standardowych wiertarek przy różnych warunkach wiercenia 100
Tablica 14. Przykładowy komplet dłut przy wierceniu wiertarkami o wadze średniej 107
Tablica 15. Charakterystyka koronek wiertniczych 110
Tablica 16. Marki stali wiertniczej i ich charakterystyka 112
Tablica 17. Gatunki lontów używanych w górnictwie 142
Tablica 18. Wielkość nabojów amonitów w zależności od wielkości masy . . 146
Tablica 19. Normalny rozchód materiału wybuchowego na 1 m^3 skały . . 158
Tablica 20. Wartości współczynnika struktury skał 159
Tablica 21. Wartości współczynnika zdolności wykonania pracy materiału wybuchowego 159
Tablica 22. Wartości współczynnika gęstości załadunku materiału wybuchowego 160
Tablica 23. Wartość współczynnika gęstości przybitki 160
Tablica 24. Klasyfikacja składów ruchowych 172
Tablica 25. Odległość składów naziemnych od budowli 173
Tablica 26. Znormalizowane przekroje pionowych wyrobisk poszukiwawczo-górniczych 195
Tablica 27. Typowe wymiary przekrojów poziomych wyrobisk poszukiwawczych 198
Tablica 28. Charakterystyka pomp ręcznych, stosowanych do odwadniania na robotach poszukiwawczych 199
Tablica 29. Charakterystyka żurawi do wiercenia rdzeniowego 222
Tablica 30. Skala taryfy (tabeli płacy) za wykonanie norm 225
Tablica 31. Współczynniki rozpierania skał 251
Tablica 32. Czas trwania obudowy kopalnianej 259
Tablica 33. Wytrzymałość cementu różnych marek handlowych 263
Tablica 34. Norma wykonania odrzwi na jednego budowacza na zmianę . . 303
Tablica 35. Fazy wykonywania obudowy betonowej 206
Tablica 36. Gabarytowe wymiary wozów 323
Tablica 37. Charakterystyka wozów ZSRR 323
Tablica 38. Bezpieczne wolne przestrzenie przy ruchu ludzi w wyrobiskach . 324
Tablica 39. Typowe przekroje wyrobisk górniczych z obudową drewnianą . 326
Tablica 40. Przekroje typowe wyrobisk górniczych bez obudowy 327
Tablica 41. Zużycie czasu na prace podstawowe i pomocnicze przy wierceniu w procentach 334

str.
Tablica 42. Strata czasu na prace zasadnicze i pomocnicze przez tow. Jankina i innych 335
Tablica 43. Wielkość powierzchni wiercenia w zależności od nastawiania wiertarki 335
Tablica 44. Koncentracja obniżaczy zwartości skał 342
Tablica 45. Normy ręcznego ładowania urobku do wozów 344
Tablica 46. Charakterystyka zgarniarek stosowanych w przemyśle górniczym ZSRR 346
Tablica 47. Charakterystyka techniczna kołowrotów, wytwarzanych przez fabryki „Światło Górnika" i „Komunista" 347
Tablica 48. Wydajność ładowarek PML-3 350
Tablica 49. Normy wzorcowe ładowania ładowarką typu PML-3 — ton . . 351
Tablica 50. Typowe przekroje szybów pionowych w rudnym przemyśle górniczym Związku Radzieckiego 392
Tablica 51. Charakterystyka sprężarek do robót prowadzenia wyrobisk produkowanych przez fabrykę „Boriec" 403
Tablica 52. Rodzaje kołowrotów, stosowanych przy głębieniu szybów . . 413
Tablica 53. Znormalizowane typy kubłów 414
Tablica 54. Charakterystyka pomp wiszących fabryki Gorłowskiej . . . 420
Tablica 55. Klasyfikacja sposobów głębienia szybów w zależności od warunków naturalnych 441
Tablica 56. Charakterystyka skał w szybie kopalni Solikamskiej . . . 451
Tablica 57. Przykładowa kalkulacja jednostkowa prowadzenia przecznicy . 463
Tablica 58. Wykaz ogólny kosztów na 1 mb i na 1 m^3 prowadzenia . . . 464

LITERATURA

1. Prof. B. Bokij, Prakticzeskij kurs gornogo iskusstwa, t. I. GIZ, L. 1925.
2. B. Bokij, Osnowy gornogo dieła. GONTI, L. — M. 1939.
3. Prof. M. Protodjakonow, Dawlenije gornych porod i rudnicznoje krieplenije, cz. I. Gosgorizdat, 1933.
4. Akad. A. Tierpigorew, P. Diemidow, M. Protodjakonow, E. Szeszko, N. Mielnikow, I. Fiedotow, Gornyje masziny dla wyjemki płastowych miestorożdenij. Gostoptechizdat, 1940.
5. Prof. P. Cimbarewicz, Kurs rudnicznogo krieplenija, ONTI, M — L, 1936.
6. G. Mańkowski, Prochodka wertikalnych szacht, ONTI, M — L, 1935.
7. Prof. N. Pokrowskij, Prowiedienije gornych wyrabotok, Gostoptechizdat, L — M, 1950.
8. Prof. P. Cimbarewicz i N. Pokrowski, Prochodka kapitalnych wyrabotok, Gostoptechizdat, 1940.
9. Prof. W. Slesarew. Krieplenije podziemnych wyrabotok. Gostoptechizdat, L — M, 1940.
10. Prof. A. Suchanow, Burimost i wzrywajemost gornych porod, GONTI, M — L, 1940.
11. S. Fiedorow, Remont, rekonstrukcja i wosstanowlenije szacht, Mietałłurgizdat, 1944.
12. B. Wasiljew, Gornorudnoje dieło, Gostoptechizdat, L — M, 1939.
13. M. Agoszkow, Razrabotka rudnych miestorożdienij, Mietałłurgizdat, 1945.
14. Prof. E. Prokopjew, Razrabotka rudnych miestorożdienij, Mietałłurgizdat, 1944.
15. M. Agoszkow, Razrabotka rudnych miestorożdienij, Mietałłurgizdat, cz. I. ONTI, 1936.
16. Prof. W. Krejter, Poiski i razwiedki poleznych iskopajemych, Gosgeolizdat, M — L, 1940.
17. W. Assonow, Praktika wzrywnych rabot w zołotopłatinowoj promyszlennosti, OBTI, Gławzołoto, 1939.
18. E. Bari, Proizwodstwo otkrytych skalnych i wzrywnych rabot, ONTI, L — M 1936.
19. Prof. N. Truszkow, Burenje pri razrabotkie rudnych miestorożdienij, ONTI, 1937.
20. Prof. N. Popow, Stroitelnyje matieriały, Stojizdat, M — L, 1941.
21. K. Pawłow, Silikoz i miery borby s nim, OBTI, Gławredmet, 1941.
22. N. Kuliczichin i W. Krasnikow, Razwiedocznoje dieło, cz. I i II. GONTI, M — L, 1938.
23. N. Mielnikow, Razrabotka miestorożdienij otkrytymi rabotami, Mietałłurgizdat, 1941.

WSTĘP

§ 1. OGÓLNE WIADOMOŚCI Z HISTORII ROZWOJU GÓRNICTWA

Górnictwo jest to nauka zajmująca się metodami i techniką prowadzenia robót górniczych w różnych warunkach naturalnych.

Powstanie górnictwa jako rzemiosła sięga głębokiej starożytności.

Historia wskazuje, że roboty górnicze były prowadzone już w dawnych czasach przez Babilończyków, Egipcjan, Greków i Rzymian.

W rozwoju górnictwa można wyodrębnić następujące okresy:

Okres pierwszy — głębokiej starożytności odnosi się od 3000 do 1300 lat przed naszą erą.

Okres drugi — starożytnej kultury wschodniej (1300 do 400 lat przed naszą erą).

Okres trzeci — rozkwitu Imperium Rzymskiego (rok 400 przed naszą erą do V w. nowej ery).

Okres czwarty — rozwoju społeczeństwa feudalnego (od V do XVI wieku).

Okres piąty — rozwoju społeczeństwa kapitalistycznego (od XVII do XIX wieku).

W okresie pierwszym sposoby technicznego prowadzenia robót górniczych polegały wyłącznie na zastosowaniu pracy fizycznej. Narzędziami, jakimi posługiwano się wówczas do wydobycia kopalin użytecznych i skał płonnych, były kilofy i młoty kamienne. Głębokość robót nie przekraczała 50 do 60 m, a wymiary poprzeczne wyrobisk 0,9 do 1,6 m.

W celu ułatwienia pracy przy eksploatacji skał zwięzłych oraz przy prowadzeniu wyrobisk stosowano sposób ogniowy.

● Znane też były wówczas kopalnie złota i srebra. W niektórych okolicach złoto było tak powszechne, że wyrabiano z niego przedmioty codziennego użytku (Assyria, Grecja, Rzym). Srebro było w cenie równej złotu; za miedź, jako twardszą, płacono na wagę trzy razy więcej złota. ●

W okresie Starożytnego Wschodu i w początkach panowania cesarzy rzymskich i greckich (okres drugi) górnictwo zrobiło poważny krok naprzód na drodze swojego rozwoju. Do wydobycia kopalin użytecznych zaczęto używać w tym okresie już ulepszonych narzędzi, jak: kilofy żelazne, żelazka i młoty żelazne. Na robotach przy wydobywaniu rozmaitych rud były zatrudnione niezliczone rzesze niewolników, np. na kopalniach ołowiu w Nowej Kartaginie pracowało około 50 tysięcy ludzi. Głębokość wyrobisk zaczęła osiągać 100 do 140 m i więcej.

● Świat dzielił się podówczas na ludzi wolnych i niewolników. Ludzie wolni mieli przywilej posiadania płodów wydobytych z wnętrza ziemi lub się tam znajdujących. Do wydobywania tych kopalin używano niewolników i jeńców wojennych. Praca ta była bardzo ciężka, gdyż ludzie ci w ciągu całych miesięcy nie widzieli światła dziennego, pracowali dzień i noc w okropnych warunkach zdrowotnych, bez wypoczynku, zakuci w kajdany lub przykuci do taczek, ginąc często wskutek zawałów lub uduszenia gazami i dymem. Opisując ówczesną pracę w kopalniach złota

Pliniusz nadmienia, że bezpieczniej jest wydobywać perły i korale z dna morza, aniżeli złoto z ziemi.

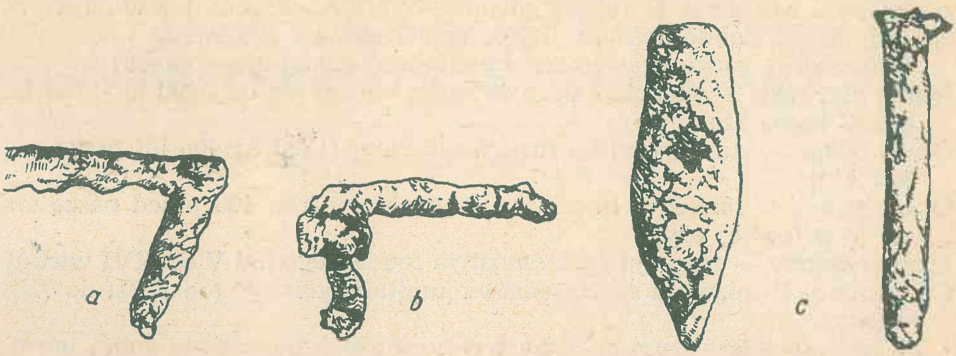
W Polsce jeszcze w XII wieku zsyłano skazańców na roboty do kopalń.

W Rosji carskiej jeszcze do wybuchu pierwszej wojny światowej, a więc w początkach XX wieku zbrodniarzy i więźniów politycznych zsyłano do katorg w kopalniach w górach Ałtaju stanowiących osobistą własność carów. Więźniowie przykuci do taczek pracowali tam w takich samych warunkach, jak niewolnicy w czasach starożytnych.

Do tego okresu należą między innymi odkryte u nas po pierwszej wojnie światowej kopalnie krzemieni w Krzemionkach Opatowskich, które istniały tam przed 15 tysiącami lat. Wyroby krzemionkowe z tych kopalń rozchodziły się wówczas w handlu zamiennym po Niemen, Zbrucz, Łabę i Rugię.

W epoce tej na terenie Polski wydobywano bursztyn (jantar) i sól kamienną. ●

Na rys. 1 są przedstawione kilofy (*a* i *b*) oraz żelazka (*c*), znalezione w starych wyrobiskach kopalń cynku i ołowiu w Laurion (Grecja), które służyły do wydobywania tych rud w czasach zamierzchłych.



Rys. 1. Kilofy i żelazka używane w starożytności do robót górniczych

Rudy i skały transportowano w chodnikach wlokąc je w nieckach z wikliny; w wyrobiskach pionowych wynoszono urobek w workach na plecach.

W kopalniach w Laurion wybito setki pochyłych i pionowych szybów zwykle o przekroju prostokątnym lub kwadratowym. Ich wymiary poprzeczne wynosiły 1,9 × 2 m i 1,3 × 1,9 m; głębokość sięgała do 120 m. Wyrobiska poziome miały szerokość tylko 0,6 do 0,8 m i wysokość 0,6 do 1 m.

Głównymi ośrodkami rozwoju górnictwa w okresie panowania rzymskiego były: Zakaukazie (Kołchida), Hiszpania (rzymskie kopalnie srebra, cyny i ołowiu), ziemie obecnej Grecji, Austrii, Jugosławii i częściowo Rumunii; oprócz tego roboty górnicze były prowadzone w Afryce, Chinach i Azji Środkowej.

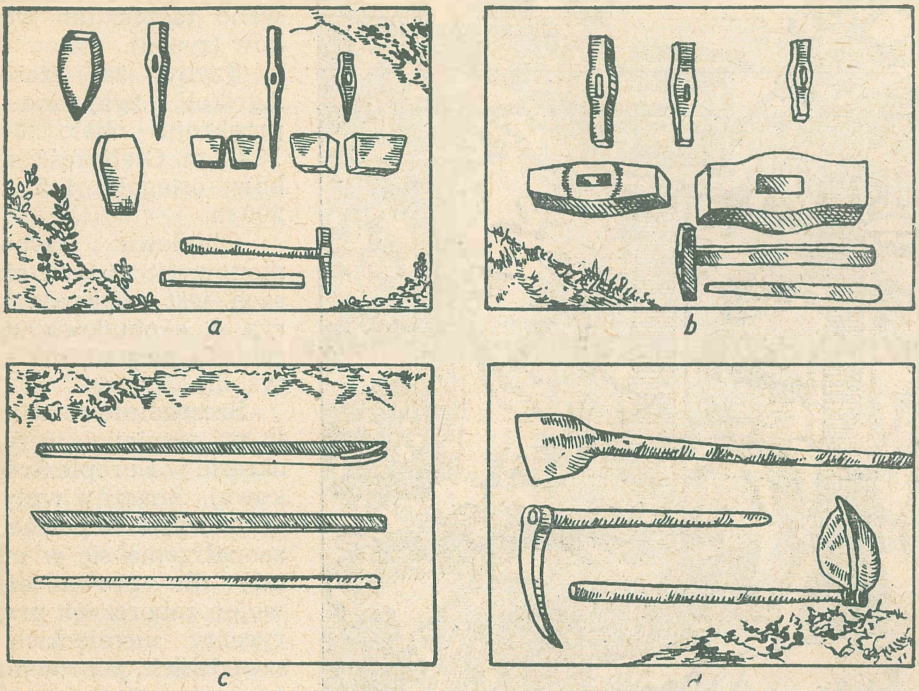
● O Polsce powiedziano wyżej. ●

Po upadku cesarstwa rzymskiego górnictwo przez długi okres czasu pozostawało na tym samym poziomie i dopiero między VI a XVI wiekiem naszej ery górnictwo zaczęło się znowu stopniowo rozwijać. Stan techniki górniczej i metalurgicznej w tym okresie jest opisany szczegółowo w znanych pracach Agrikoli, napisanych w pierwszej połowie XVI wieku.

Agrikola (Jerzy Bauer), jeden ze znakomitszych uczonych tych czasów, znał doskonale technikę górnictwa i przyznawał jej duże znaczenie.

„Wielu myśli, pisze Agrikola, że górnictwo i obróbka metali jest pracą poniżającą i trudną, która nie wymaga wysiłku umysłowego, a tylko zastosowania zwykłej siły fizycznej; co do mnie, jestem wprost przeciwnego zdania. Przemysł górniczy wymaga najbardziej rozumnego podejścia, najbardziej dokładnego przygotowania. Przede wszystkim górnik powinien zawczasu odgadnąć, jaka góra powinna przedstawiać największą wygodę dla eksploatacji górniczej. Powinien być obeznany ze sposobem zalegania różnych złóż, żył rud, przerostów i pokładów."

Dalej Agrikola wskazuje na to, że górnik powinien być wszechstronnym specjalistą: „...Powinien znać zasady mineralogii i sposoby obróbki rud. Te ostatnie szczególniej przedstawiają duże trudności albowiem złoto i srebro wymagają obróbki według jednego sposobu, miedź według



Rys. 2. Narzędzia górnicze używane w okresie feudalnym

drugiego, żelazo według trzeciego. Osobne sposoby istnieją dla obróbki rtęci, bizmutu, ołowiu i cyny."

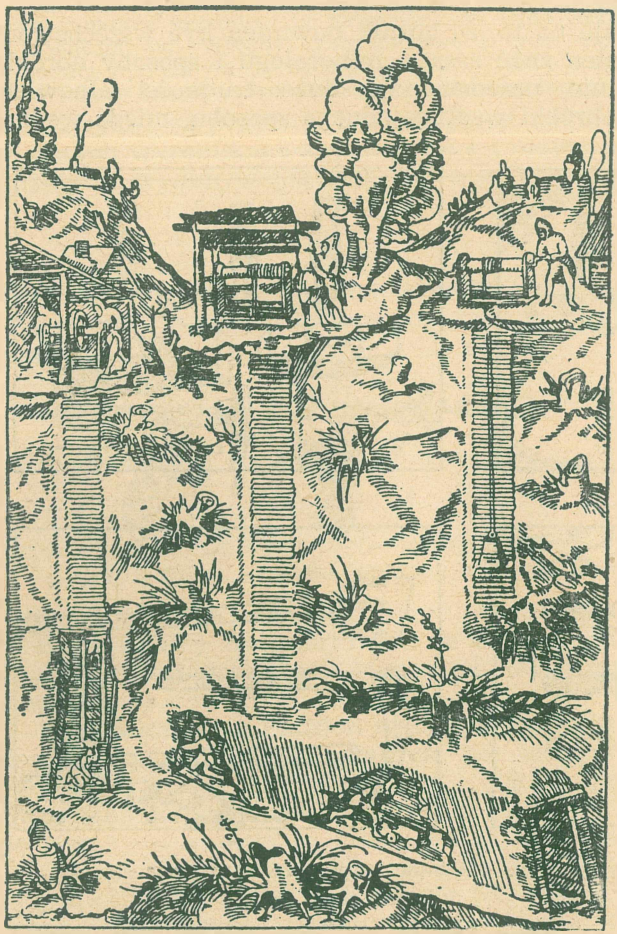
Do tego, co Agrikola powiedział o górnictwie, w istocie niczego nie można dodać, mimo że było to opublikowane przed kilkuset laty.

Należy zaznaczyć, że w okresie feudalnym poszukiwano rudy na podstawie badań przypadkowych oznak (zabarwienie gruntu, smak i kolor wody) oraz szybikami.

Górnicy stosowali w tych czasach przy poszukiwaniach w bardzo szerokim zakresie „różdżkę czarodziejską". Istota tego poszukiwania polegała na tym, że świeży pręt brzozowy rozszczepiano z jednej strony,

następnie brano go w ręce za rozszczepione części i prowadzono po ziemi. Przy zbliżeniu się do ciała rudnego pręt jakoby się odchylał wskazując na miejsce zalegania rudy. Mistyczna wiara w „czarodziejską różdżkę" utrzymywała się przez bardzo długi czas.

Według świadectwa Agrikoli w XV i XVI wieku do robót górniczych używano narzędzi doskonalszego kształtu: kliny i żelazka (rys. 2*a*), młoty (rys. 2*b*), łomy (rys. 2*c*), kilofy, rydle i łopaty (rys. 2*d*).



Rys. 3. Transport kopalniany w przeszłości

Wyciąg był dokonywany za pomocą kołowrotu ręcznego; do przewozu urobku używano taczek lub wózków (rys. 3).

Szyby za czasów Agrikoli zgłębiano o przekroju około 3 × × 4,5 m. Głębokość szybów osiągała 145 do 200 m.

Obudowa szybów pionowych w tych czasach jest pokazana na rys. 4, a obudowa wyrobisk poziomych na rys. 3.

Szczególnie rozwinęło się górnictwo w tym okresie w Europie Środkowej. Znaczny wpływ na to wywarła potrzeba zaopatrzenia się w metale dla prowadzenia wojen zaborczych przez rycerzy niemieckich i szwedzkich, jak również wzrost wytwórczości rzemieślniczej oraz rolnictwa.

Złoża srebra we Freibergu (Czechy) i rudy miedzi w Mansfeldzie (Niemcy), odkryte w XII i XIII wieku, są eksploatowane do obecnych czasów. W XIII wieku zostały odkryte złoża srebra na Śląsku, ołowiu w górach Eifel, cyny w Harcu, złota w Czechach i w Alpach, srebra i ołowiu w Tyrolu i w Czechach.

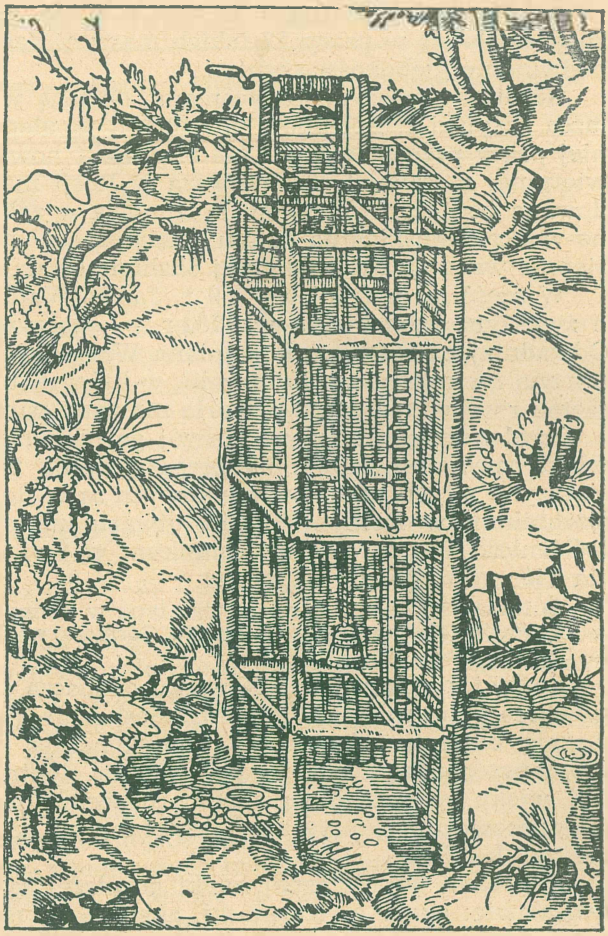
Początku rozwoju górnictwa w Rosji należy szukać w starożytności. Liczne hałdy i stare wyrobiska górnicze na Uralu, Ałtaju, w Turkiestanie, Azji Środkowej i w innych miejscowościach świadczą o szerokim zakre-

sie wydobycia metali kolorowych w tych czasach. Sztuka wydobywania metali kolorowych w Rosji jest przypisywana legendarnemu plemieniu Czudj.

Poważny wpływ na rozwój górnictwa w Rosji w epoce feudalizmu miało powstanie państwa moskiewskiego (XVI wiek).

W końcu XVII i na początku XVIII wieku następuje wzmocnienie Rosji, która za Piotra I stała się poważnym mocarstwem światowym. W tym czasie ośrodkiem górnictwa był Ural.

W XVIII wieku Rosja zajmowała już pierwsze miejsce w świecie co do wydobycia żelaza i wytapiania surówki. W tym wieku napisano w Rosji pierwsze książki z dziedziny górnictwa. Pierwszym dziełem wydanym w języku rosyjskim była książka de Hennina „O nowobudowanych i starych naprawionych budowlach górniczych i hutniczych" (1735 r.). Opisano w niej stan górnictwa metalurgicznego na Uralu na początku XVIII wieku. Trochę później, tj. w 1742 i 1763 r. wydano prace wielkiego uczonego rosyjskiego M. Łomonosowa o stanie górniczo - metalurgicznym w Rosji.



Rys. 4. Obudowa szybu w przeszłości

Z nazwiskiem Łomonosowa związany jest dalszy rozwój górniczo-poszukiwawczego i górniczo-metalurgicznego przemysłu w Rosji oraz upowszechnienie naukowe. W tym czasie technika górnictwa podniosła się już znacznie, jednakże przy prowadzeniu robót górniczych ciągle jeszcze przeważała w tym okresie czasu praca ręczna.

Wynalazek prochu około 1300 r. znacznie ułatwił prowadzenie robót górniczych w skałach zwięzłych. Około połowy XVIII wieku technika odstrzeliwania skał ulepszyła się znacznie dzięki zastosowaniu wiercenia

otworów strzałowych świdrami żelaznymi z przylutowanymi koronkami stalowymi. Celem ułatwienia wiercenia wlewano wodę do otworu strzałowego. Proch sypano wprost do otworu, albo też wsypywano go do naboi z papieru smołowanego, tektury, płótna, ceraty lub skóry. Na jeden otwór użytkowano 200 do 600 g prochu. W 1712 r. w Anglii mistrz kowalski Newcoman wynalazł maszynę odwadniającą. Maszyna odwadniająca Newcomana szybko zajęła należne jej miejsce i została zastosowana nie tylko w Anglii, ale i w Europie. W 1767 r. tylko w jednym rejonie Newcastle znajdowało się w pracy 57 takich maszyn. Zastosowanie ich pozwoliło na podwojenie głębokości szybów.

Studiując maszynę Newcomana, opisaną w książce Schlattera, wynalazca rosyjski I. Połzunow postanowił ją ulepszyć i w wyniku długoletniej pracy przedstawił w 1763 r. projekt nowej „działającej ogniowo-powietrznej maszyny". Ta pierwsza w Rosji maszyna parowa została zbudowana pod kierownictwem Połzunowa w zakładach górniczych koływano-woskriesieńskich na Ałtaju, gdzie pracowała przez dwa miesiące, a następnie wskutek nieumiejętnej obsługi została unieruchomiona.

W sześć lat później w 1769 r. James Watt wynalazł parową maszynę o zwykłym działaniu, a w 1782 r. — maszynę o podwójnym działaniu. Odwadniająca maszyna kopalniana Watta po raz pierwszy została zastosowana na kopalniach Kornwalii, w których też do 1783 r. dzięki mniejszemu rozchodowi opału wyparła maszyny parowe innych typów.

Bardzo duży wpływ na rozwój górnictwa wywarły otwarte w XVIII wieku specjalne szkoły dla przygotowania techników górniczych. Najstarszymi z tych zakładów naukowych są w Rosji Górniczo-Metalurgiczne Technikum w Dolnym Tagile, otwarte na osobiste polecenie Piotra I i Górniczo-Metalurgiczne Technikum w Świerdłowsku, od czasu otwarcia którego upłynęło już sto lat.

● Najstarszą szkołą górniczą tego typu w Polsce jest Szkoła Górniczo-Hutnicza w Dąbrowie Górniczej oraz b. Szkoła Górnicza w Tarnowskich Górach, jak również w Wieliczce. ●

Rozwój górnictwa w XX wieku odznacza się następującymi cechami: zwiększają się rozmiary kopalń, udoskonala się obudowa, w której przeważają beton i żelazo-beton. Udoskonalają się urządzenia kopalniane, które przechodzą z energii parowej na elektryczną. Technika górnictwa XX wieku, a szczególnie okresu rozpoczynającego się po Wielkiej Październikowej Socjalistycznej Rewolucji w ZSRR, jest przedmiotem niniejszej książki.

Twórcami współczesnej nauki górniczej są uczeni rosyjscy o światowej sławie: akad. A. Karpiński, akad. A. Fersman, prof. M. Protodiakonow, prof. B. Bokij, akad. L. Szewiakow, akad. A. Terpigorew, akad. A. Skoczyński, prof. N. Truszkow i inni.

§ 2. ZNACZENIE PRZEMYSŁU GÓRNICZEGO W GOSPODARSTWIE NARODOWYM

Kopaliny użyteczne wydobywane z wnętrza ziemi służą do zaspokojenia najróżnorodniejszych potrzeb gospodarstwa narodowego.

Zadaniem przemysłu górniczego jest wydobywanie surowca w celu otrzymania metali lub paliw naturalnych.

Zużycie metali w gospodarstwie narodowym jest bardzo duże. Tym zużyciem określa się w pewnym stopniu poziom kultury państwa. Pod tym względem jest charakterystyczne zacofanie byłej carskiej Rosji. W tablicy 1 są przedstawione dane o zużyciu niektórych metali kolorowych na głowę mieszkańca w różnych krajach w 1913 r.

Tablica 1

Zużycie zasadniczych metali kolorowych na głowę mieszkańca w 1913 r. w kg

Metal	USA	Niemcy	Anglia	Francja	Włochy	Japonia	Rosja
Miedź	3,35	4,37	3,83	2,61	0,87	0,36	0,24
Ołów	4,16	3,58	4,88	2,70	0,92	0,27	0,33
Cynk	2,89	3,87	4,80	2,02	0,29	0,10	0,18

Ale i przy takim niskim poziomie zużycia metali kolorowych w carskiej Rosji tylko niewielką część potrzeb pokrywano własną produkcją; większą część (szczególnie ołowiu i cynku) pokrywano przez wwóz z zagranicy. Przemysł kopalnictwa rud żelaznych, dający surowiec do otrzymania surówki, żelaza i stali nie miał dostatecznie zbadanych zasobów. Przemysłowe wydobywanie złota zasadniczo znajdowało się w rękach zagranicznych kapitalistów.

Liczne rudy metali kolorowych i rzadkich, np. aluminium (glin), magnez, nikiel, antymon, wolfram, molibden, kobalt, niob i cały szereg innych, zupełnie nie były wydobywane i istnienie ich zasobów na terenie Rosji nie było znane.

Dopiero po Wielkiej Październikowej Socjalistycznej Rewolucji stworzono warunki dla rozwoju przemysłu górniczo-rudnego. W ciągu trzech dziesięcioleci istnienia władzy radzieckiej Związek Radziecki przeistoczył się w potężne mocarstwo przemysłowe. Wraz ze wzrostem kraju rozwijał się również przemysł górniczo-rudny.

Przed rozpoczęciem Wielkiej Wojny Ojczyźnianej Związek Radziecki zajmował, co do wytopu miedzi, pierwsze miejsce w Europie, co do wytwórczości aluminium — trzecie miejsce na świecie i drugie w Europie, co do ołowiu i niklu — jedno z pierwszych miejsc w Europie, a co do wydobycia złota — jedno z pierwszych miejsc na świecie. Co do wydobycia rudy żelaznej Związek Radziecki jeszcze w 1933 r. zajął jedno z pierwszych miejsc na świecie. W dużych ilościach wydobywa się obecnie również wolfram, mangan, magnez i inne metale.

Rozwój współczesnej techniki bez metali jest nie do pomyślenia. Metale są niezbędnie potrzebne dla przemysłu, są one konieczne dla obrony kraju, dla gospodarstwa rolnego, dla transportu, w życiu codziennym itd.

Aluminium stosuje się przy budowie samolotów, w elektrotechnice, w budowie maszyn i w gospodarstwie domowym. Nikiel jest niezastąpiony jako domieszka w spiekach żelaza i metali kolorowych. Cyny używa się do pokrycia blachy, do spieków cynowych, do lutowania i do odczynników chemicznych. Rtęć stosuje się przy wyrobie przyrządów po-

miarowych, a także w medycynie, chemii, górnictwie itd. Wolfram jest używany w elektrotechnice oraz stosowany przy sporządzaniu specjalnych gatunków stali. Platynę zużytkowuje się w wielu gałęziach przemysłu elektrotechnicznego, ceramicznego, lekarskiego i innych. Rudy bizmutu są niezbędne do wytwarzania lekkich spieków i wyrobów kosmetycznych. Zastosowanie żelaza, miedzi, złota, srebra, ołowiu i cynku oraz ich znaczenie w gospodarstwie narodowym są powszechnie znane.

W Wielkiej Wojnie Ojczyźnianej w latach 1941 do 1945 przeciwko napastnikom niemiecko-faszystowskim i imperialistom japońskim Związek Radziecki odniósł zwycięstwo przede wszystkim dlatego, że Armia Radziecka, znająca dobrze cele tej wojny, miała duże ilości pierwszorzędnych czołgów i samolotów, wspaniałą artylerię i pociski dostarczane jej z zakładów radzieckich.

W gospodarce socjalistycznej, gdzie ciężka praca i procesy chłonące pracę są wykonywane przez maszyny, metale nabierają szczególniejszego znaczenia.

Rozwój techniki budowy maszyn i elektryfikacja gospodarstwa narodowego potrzebują najróżnorodniejszych metali. Metale są potrzebne do tego, żeby dopędzić i prześcignąć ekonomicznie kraje kapitalistyczne.

„Tylko w takim przypadku, jeżeli prześcigniemy ekonomicznie główne kraje kapitalistyczne" — wskazywał towarzysz Stalin — „możemy liczyć na to, że nasz kraj będzie w pełni nasycony przedmiotami spożycia, że będziemy mieli nadmiar produktów i uzyskamy możność przejścia z pierwszej fazy komunizmu do jego drugiej fazy".

§ 3. WIDOKI ROZWOJU PRZEMYSŁU GÓRNICZO-RUDNEGO ZWIĄZKU RADZIECKIEGO

Celem zaspokojenia potrzeb kraju radzieckiego w zakresie metali w ciągu najbliższych lat jest niezbędne powiększenie wydobycia rud metali kolorowych cztero- do pięciokronie, a metali czarnych dwa do trzech razy.

Taki wzrost wydobycia wymaga wszechstronnego ulepszenia jakości pracy w istniejących i nowych kopalniach, całkowitego przyswojenia współczesnych osiągnięć techniki w górnictwie co do zastosowania mechanizmów, nowych systemów wybierania, zaprowadzenia nowych skutecznych sposobów wydobycia i lepszych form organizacji pracy.

Zasadnicze drogi i warunki rozwoju przemysłu górniczo-rudnego w ciągu najbliższych lat można scharakteryzować następująco:

1. Powiększenie czynnych, budowa i oddanie do ruchu nowych kopalń, szczególnie miedzi, ołowiu, niklu i innych rzadkich metali.
2. Wprowadzenie całkowitej mechanizacji i zastosowanie najskuteczniejszych systemów wybierania.
3. Natężenie przygotowawczych robót górniczych i robót wybierania; zaprowadzenie wieloprzodkowego i wielowiertarkowego wiercenia otworów strzałowych i innych udoskonalonych sposobów pracy.
4. Przejście w wielu przypadkach do eksploatacji złóż, posiadających duże zasoby rud niebogatych co do zawartości kruszcu, jak również przejście na głębsze poziomy.

5. Zwiększenie wartości wydobycia metali z rud polimetalicznych dzięki doskonalszej technologii ich przeróbki.

W ostatnich latach zbudowano w Związku Radzieckim i oddano do eksploatacji kopalnie, których wydajność osiąga od 3 do 8 tysięcy ton na dobę (kopalnie miedzi Kounradzka, Diegtiarska, Dżezkazgańska; Krzyworoskie kopalnie rudy im. Kominternu, kopalnia im. Kirowa i wiele innych).

Jednakże w wielu przypadkach wydajność kopalń, szczególnie metali kolorowych, jest niewielka (100 do 300 t na dobę).

Zwiększenie możliwości wydobywczych czynnych kopalń i budowa większych na nowych złożach pozwoli zwiększyć wydobycie rudy.

Technika robót wiertniczo-strzelniczych w Związku Radzieckim poczyniła szczególnie duże postępy. Kopalnie z ilością 100 do 200 sztuk wiertarek w pracy nie należą do wyjątków. W większości przypadków wierci się wiertłami uzbrojonymi twardymi spiekami, czego nie ma w dostatecznej ilości nawet w takich krajach, jak Stany Zjednoczone A. P., Kanada i inne.

Na odkrywkach jest stosowana w szerokim zakresie eksploatacja czerpakami, mechanizacja ładowania i dostawa rudy zgarniarkami, elektrowozami, motowozami itp. W ten sposób zwiększyła się rola mechanizacji w górnictwie rud.

Niezbędne i konieczne jest zaprowadzenie całkowitej mechanizacji we wszystkich działach robót górniczych, począwszy od poszukiwań a skończywszy na dostawie rudy do fabryki lub do zakładu metalurgicznego.

Zwiększenie natężenia robót polega na otrzymaniu przy tejże zdolności wytwórczej kopalni znacznie większego wydobycia rocznego. Może to być osiągnięte przez zastosowanie nowych udoskonalonych systemów wybierania, przez wykorzystanie szybkościowych sposobów prowadzenia robót górniczych, przez zastosowanie cykliczności oraz nowych osiągnięć nauki i techniki.

Postawienie zagadnienia przejścia na eksploatację złóż mających rudy niebogate co do zawartości metalu, jest związane ze sprawą zmniejszania się zasobów bogatej rudy oraz z celowym zużytkowaniem już gotowych budynków i urządzeń (elektrownie, budynki gospodarcze, koleje żelazne) do celów eksploatacji.

Przeciętna głębokość kopalń w Związku Radzieckim nie przekracza 300 m. W Stanach Zjednoczonych A. P. głębokość szybów 400 do 500 m uważa się za zwykłe zjawisko, a niektóre kopalnie osiągają głębokość 1500 do 2000 m i więcej. Ze względu na wyeksploatowanie górnych poziomów, szczególnie w całym szeregu uralskich kopalń miedzi, przejście na większe głębokości jest uzasadnione i nieuniknione.

● W Polsce średnia głębokość kopalń węgla kamiennego nie przekracza 500 m, a magnetytu 600 m. Kopalnie innych metali kolorowych, jak miedzi, arsenu itp. mają głębokość około 100 do 150 m i są rozrzucone przeważnie w paśmie górskim w kilku powiatach Dolnego Śląska. ●

W Związku Radzieckim znajduje się duża ilość złóż rud polimetalicznych. Rudy te z powodu niedoskonałości przeróbki metalurgicznej często nie są eksploatowane, podczas gdy w razie wydobycia z nich wszystkich wchodzących w ich skład metali, eksploatacja przemysłowa ich będzie zupełnie rentowna.

CZĘŚĆ PIERWSZA

ROBOTY GÓRNICZE

Rozdział I

KOPALINY UŻYTECZNE I ICH ZALEGANIE

§ 4. KOPALINY UŻYTECZNE I SKAŁY PŁONNE

Minerały i skały, wydobywane za pomocą robót górniczych i zużytkowywane w gospodarstwie narodowym, noszą nazwę kopalin użytecznych.

Minerałem nazywa się każda jednorodna nieorganiczna materia, która utworzyła się w przyrodzie w warunkach naturalnych (kwarc, błyszcz ołowiu, szpat wapienny, sól kamienna i inne).

Skałą nazywa się w przybliżeniu jednakowa w różnych swoich częściach mineralna masa, przedstawiająca skupienie jednego lub kilku różnych minerałów.

Skała składająca się ze skupienia jednorodnych minerałów nazywa się prostą (np. kreda). Jeżeli skała składa się ze skupiska dwóch lub więcej rodzajów minerałów, to nazywa się złożoną (na przykład granit, porfir i inne).

W skałach rozróżnia się minerały główne i drugorzędne.

Głównymi nazywa się minerały, które stanowią zasadniczą część skały, a drugorzędnymi minerały, które stanowią domieszkę do pierwszych. Na przykład w wapieniu główną składową częścią jest kalcyt. Jednakże oprócz kalcytu znajduje się w nim kwarc, cząstki gliny i inne. Wszystkie one stanowią tutaj domieszkę kalcytu.

Rudą nazywa się masa mineralna, z której przy danym poziomie rozwoju techniki, mogą być wydobyte z dostatecznym wynikiem ekonomicznym zawarte w niej metale lub minerały użyteczne.

Naturalne skupienie kopaliny użytecznej we wnętrzu ziemi, zajmujące jej pewną objętość nazywa się złożem.

Złożem rudnym nazywa się naturalne skupienie rudy, różniące się swoim składem od otaczających je skał i dostateczne dla zorganizowania wydobycia przemysłowego.

W skład dowolnego złoża rudnego wchodzi ruda i skały płonne.

Rudy dzielą się na proste i polimetaliczne.

Rudy polimetaliczne zawierają kilka metali (np. ołów, miedź, złoto i inne), a proste — jeden metal.

Ruda różni się od innych kopalin użytecznych tym, że zawsze wymaga przeróbki w celu otrzymania z niej metali użytecznych (wzbogacenie

i metalurgia), podczas gdy inne kopaliny użyteczne często znajdują się w przyrodzie w stanie gotowym do użytku przemysłowego, na przykład węgiel kamienny, ropa naftowa, sól kamienna i inne.

Skałą płonną przy eksploatacji kopalin użytecznych nazywa się skała, nie zawierająca zupełnie lub zawierająca bardzo mało minerałów użytecznych do ich przemysłowej przeróbki.

W ogóle pojęcia „kopalina użyteczna" i „skała płonna" są bardzo względne. Wiadomo, że w pewnych warunkach jedna i ta sama skała może być kopaliną użyteczną lub skałą płonną, np. wapień, wydobywany przy robotach górniczych na kopalniach polimetalicznych, jest uważany za skałę płonną. Tenże wapień wydobywany w odkrywkach dla wypalania wapna lub dla procesu wielkopiecowego jest kopaliną użyteczną. Siarczan miedzi w kopalniach uralskich w chwili obecnej uważa się za rudę przy zawartości miedzi do 1%, podczas gdy do niedawna za przemysłową uważano tylko rudę z zawartością miedzi nie niżej 2 do 2,5%. Siarczan miedzi z mniejszą zawartością miedzi był uważany za skałę płonną. Dlatego też i dalej w niniejszej książce skałami płonnymi są nazywane takie skały, w których zalegają kopaliny użyteczne, a które same nie mogą stanowić przedmiotu wydobycia.

§ 5. ZALEGANIE ZŁÓŻ KOPALIN UŻYTECZNYCH

Złoża kopalin użytecznych według sposobu zalegania dzielą się na dwa rodzaje:

Do pierwszego rodzaju zalicza się pokłady, złoża pokładowe, żyły proste i złożone, do drugiego — składy, kopuły, gniazda, soczewki.

ZŁOŻA POKŁADOWE

Pokładem nazywa się kopaliny użyteczne o stosunkowo jednakowej grubości, ograniczone z góry i z dołu mniej więcej równoległymi płaszczyznami styczności z innymi skałami (rys. 5).

Tworzenie się złóż pokładowych jest związane z osadzaniem się minerałów na dnie zbiorników wodnych.

Typowymi złożami pokładowymi są złoża węgla kamiennego, soli potasowych i inne. Do nich też należy grupa rud metalicznych, jak na przykład żelaziak brunatny i czerwony, rudy żelazne kierczeńskie, rudy manganowe (Nikopol) i inne.

Żelaziak czerwony (hematyt) ma wzór chemiczny Fe_2O_3, zawiera żelaza około 70%, a więc należy do bogatszych rud żelaznych.

● W Polsce występuje w niedużych ilościach w województwie kieleckim. ●

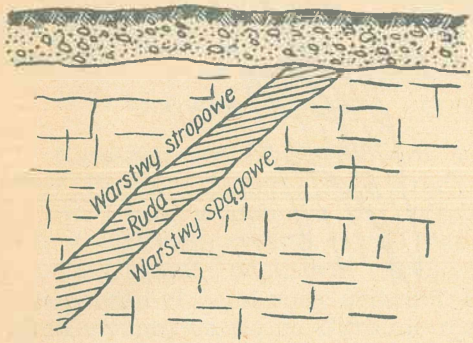
Żelaziak brunatny (limonit) jest to wodorotlenek żelazowy o wzorze chemicznym $2\,Fe_2O_3 \cdot 3\,H_2O$; powstaje przeważnie ze zwietrzenia różnych rud żelaza, np. syderytu.

● W Polsce tworzy dosyć rozległe złoża w województwie kieleckim nad rzeką Kamienną w postaci kulistych lub nerkowatych skupisk, tworzących pokłady pochodzenia osadowego o zawartości żelaza od 20 do 50%. ●

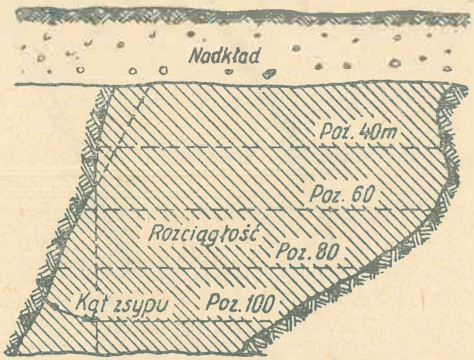
Przy tworzeniu się pokładu kopaliny użytecznej materiał osadzał się poziomo, lecz następnie pod wpływem różnych procesów geologicznych

zmieniał swoje położenie. Dlatego w przyrodzie spotyka się pokłady kopaliny użytecznej zalegającej poziomo, pochyło a nawet pionowo.

Położenie pokładu kopaliny użytecznej we wnętrzu ziemi określa się trzema wymiarami: długością po rozciągłości, głębokością po upadzie i grubością.



Rys. 5. Pokład rudy

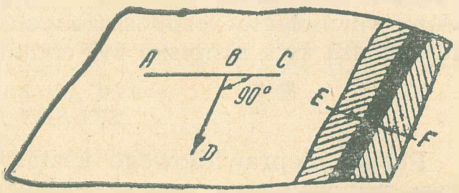


Rys. 6. Przekrój przez złoże rudne

Szerzenie pokładu na długość w kierunku poziomym nazywa się rozciągłością (*AC* na rys. 6). Linia, utworzona przez przecięcie płaszczyzny poziomej z pokładem, nosi nazwę r o z c i ą g ł o ś c i.

Kierunek rozciągłości określa się kątem, jaki tworzy linia rozciągłości z południkiem.

Kąt, który tworzy pokład z płaszczyzną poziomą, nazywa się k ą t e m u p a d u, a rozprzestrzenianie się pokładu pod kątem upadu (*BD* na rys. 7) nazywa się u p a d e m p o k ł a d u.



Rys. 7. Elementy zalegania złoża

Odległość pomiędzy stropem i spągiem pokładu, mierzona prostopadle do uwarstwienia (*EF* na rys. 7) nazywa się g r u b o ś c i ą p o k ł a d u. Na rys. 6 podany jest przekrój przez złoże rudne.

ZŁOŻA ŻYLNE

Ż y ł ą nazywa się szczelinę w skorupie ziemi, wypełnioną masą mineralną, różną co do swojego składu od otaczających skał (rys. 8).

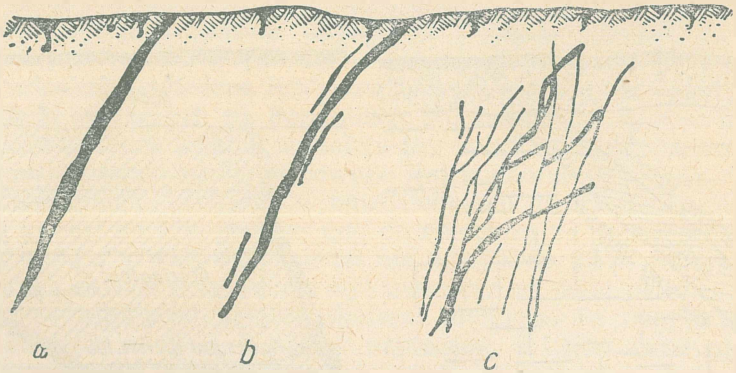
Do grupy żył zalicza się większość złóż rud kolorowych, metali rzadkich i szlachetnych.

Położenie żyły, jak i pokładu, określa się upadem, rozciągłością i grubością. Jednakże ze względu na nieprawidłowości kształtu ciała rudnego wszystkie te czynniki są niestałe. Złoża żylne zalegają przeważnie stromo.

Żyły nieznacznej grubości, spotykane w pobliżu głównej żyły, nazywa się ż y ł k a m i (rys. 8*b*).

Małe odgałęzienia lub „odpryski" oddzielające się od żyły zasadniczej nazywa się apofizami. Rozróżnia się żyły niezłożone i złożone.

Żyłą niezłożoną (rys. 8*a*) nazywa się żyła, mająca wyraźnie określone płaszczyzny styczności z obejmującymi ją skałami otaczającymi.



Rys. 8. Żyły
a — żyła niezłożona, *b* — żyła z żyłkami, *c* — żyła złożona

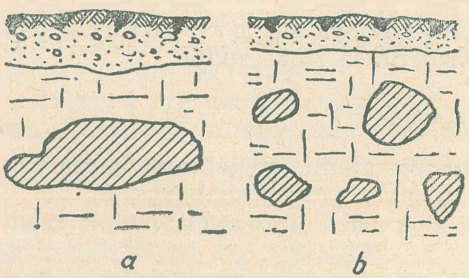
Masa mineralna takiej żyły co do swojego składu odróżnia się wyraźnie od wypełniających ją skał.

Żyłą złożoną (rys. 8*c*) nazywa się żyła, mająca niewyraźne płaszczyzny styczności ze skałami przybocznymi. Masa rudna żyły złożonej zawiera zwykle razem z masą mineralną skały płonne.

Złoża rud metali kolorowych przedstawia się bardzo często w postaci grupy równolegle rozmieszczonych żył; noszą one nazwę skupiska żył. Najgrubsza żyła skupiska żył często nazywa się żyłą główną.

SKŁADY I GNIAZDA

Pustki nieprawidłowego kształtu w skorupie ziemskiej wypełnione masą mineralną nazywa się składami, gniazdami i soczewkami. Różnią się one rozmiarami i kształtem.



Rys. 9. Skład i gniazda

Skład przedstawia złoże znacznej wielkości, mające postać nieprawidłową (rys. 9*a*).

Gniazdo według kształtu jest podobne do składu, ale ma mniejsze wymiary (rys. 9*b*). Rudy metali kolorowych, rudy żelazne, sól kamienną, gips itp. spotyka się w postaci składów, gniazd i soczewek. Typowo soczewkowatym złożem jest na przykład Lewichińskie złoże rud miedzi.

Kształt złóż gniazdowych mają niektóre rudy żelazne w środkowej części Związku Radzieckiego (Okręgi Tulski i Lipecki).

● W Polsce zalegają w takiej postaci złoża rud żelaznych kulistych syderytów, tzw. sferosyderytów w powiecie częstochowskim i wieluńskim w okręgu kielecko-radomskim. ●

ZABURZENIA W ZALEGANIU ZŁÓŻ

W wyniku górotwórczych procesów w skorupie ziemskiej mamy różnego rodzaju zaburzenia w zaleganiu skał. Główne zaburzenia spotykane w pokładach i złożach rudnych są w postaci fałdów, zrzutów, uskoków i szczelin.

GŁÓWNE ZAGŁĘBIA RUDNE W ZWIĄZKU RADZIECKIM

Najważniejszymi zagłębiami rudnymi w Związku Radzieckim są: Ural, Ukraina, Syberia, Azja Środkowa, Kaukaz.

Na Uralu wydobywa się: miedź, żelazo, złoto, boksyty (aluminium), nikiel, wolfram, cyrkon, beryl, niob i inne.

Na Ukrainie większym okręgiem górniczo-rudnym jest Krzywy Róg z bogatymi złożami rudy żelaznej. Oprócz żelaza, z rudnych ciał użytecznych wydobywa się na Ukrainie mangan, rtęć i cyrkon.

Na Syberii wydobywa się złoto, cynę, nikiel, wolfram, molibden, żelazo i inne metale.

W Azji Środkowej znajdują się bogate złoża miedzi, ołowiu, cynku, złota, rtęci, wolframu, antymonu, niklu, niobu i innych metali.

Na Kaukazie wydobywa się mangan, ołów, cynk, miedź, złoto, wolfram, molibden. Oprócz tego w Rosji środkowej są duże złoża żelaza, niklu, tantalu, niobu na północy Rosji w okolicy Murmańska itd.

● Zasoby węgla kamiennego wynoszą do głębokości 1800 m 1654 miliardów ton co stanowi 15,5% zasobów światowych, dzięki czemu Związek Radziecki zajmuje drugie miejsce w świecie po Stanach Zjednoczonych. Węgiel kamienny jest eksploatowany w 21 zagłębiach węglowych, z których w części europejskiej najważniejsze są okręgi: doniecki, moskiewski, uralski, ukraiński, kaukaski, pieczorski, a w części azjatyckiej kuźniecki, minusiński, kazachstański, irkucki i inne. ●

GÓRNICTWO W POLSCE

Kopalnie soli są w Wieliczce i Bochni (najstarsze z XII wieku), oprócz tego w Wapnie i Inowrocławiu. Srebro, ołów i cynk (Olkusz, Bolesławiec, Górny Śląsk), miedź (Kielce, Dolny Śląsk), siarka (krakowskie, kieleckie), węgiel kamienny (Górny i Dolny Śląsk), węgiel brunatny (Dolny Śląsk, Konin), fosforyty (lubelskie), baryt, magnezyt, arsen zawierający złoto, chrom, nikiel, uran (Dolny Śląsk). ●

Rozdział II

WYROBISKA GÓRNICZE I WŁAŚCIWOŚCI SKAŁ

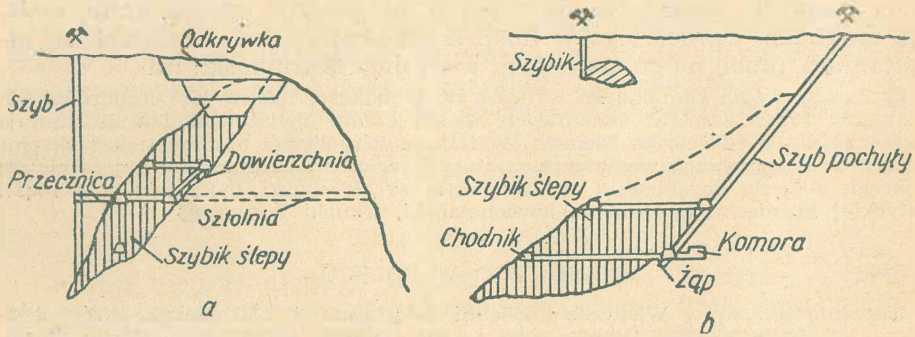
§ 6. WYROBISKA GÓRNICZE

Puste przestrzenie lub „wydrążenia" w ciele rudnym albo w skałach bocznych, utworzone w wyniku robót górniczych przy poszukiwaniach lub wybieraniu złóż, nazywa się wyrobiskami górniczymi.

Przekrój wyrobiska prostopadły do jego dłuższej osi nazywa się przekrojem poprzecznym.

Zależnie od rodzaju eksploatacji wyrobiska górnicze dzielą się na odkrywkowe i podziemne (rys. 10).

Wyrobiska, otoczone skałami na całym swoim przekroju poprzecznym, nazywa się podziemnymi. Wyrobiska zaś nie mające kon-



Rys. 10. Schematy wyrobisk górniczych

turu zamkniętego w przekroju poprzecznym nazywają się odkrywkami.

Powierzchnie ograniczające wyrobisko noszą różne nazwy. Powierzchnia ograniczająca wyrobisko od dołu nazywa się spodem wyrobiska, od góry zaś piętrem, a z boków ociosami.

Początek podziemnego wyrobiska przylegający do powierzchni lub do drugiego wyrobiska nazywa się ujściem, miejsce zaś urabiania kopaliny użytecznej lub skały nazywa się przodkiem.

W kierunku osi wyrobiska mierzy się jego długość lub rozciągłość. W zależności od kąta utworzonego przez oś wyrobiska z poziomem rozróżnia się wyrobiska poziome, pochyłe i pionowe.

Roboty przy wykonywaniu wyrobisk górniczych w skałach płonnych lub w kopalinie użytecznej przy eksploatacji złóż prowadzone za pomocą

specjalnych przyrządów i maszyn noszą nazwę robót górniczych. W zależności od przeznaczenia roboty górnicze dzielą się na poszukiwawcze i wydobywcze.

Roboty poszukiwawcze mają na celu odkrycie złóż, wyjaśnienie charakteru zalegania kopaliny użytecznej i określenie wartości przemysłowej tych złóż.

Roboty wydobywcze mają na celu wybranie kopaliny użytecznej ze złóż sposobem odkrywkowym lub podziemnym i wydobycie jej na powierzchnię ziemi.

§ 7. KLASYFIKACJA WYROBISK GÓRNICZYCH

Według swojego przeznaczenia wszystkie wyrobiska górnicze dzielą się na główne, przygotowawcze i eksploatacyjne (wybierkowe). Co do położenia miejsca wyrobiska w stosunku do powierzchni ziemi odróżnia się wyrobiska podziemne i odkrywkowe.

Co do położenia w przestrzeni wyrobiska górnicze podziemne dzielą się na pionowe, poziome i pochyłe.

Niektóre wyrobiska mają bezpośrednie wyjście na powierzchnię ziemi, inne go nie mają. Jedne wyrobiska przy niewielkich rozmiarach przekroju poprzecznego mają dużą rozciągłość, inne odwrotnie, przy niewielkiej długości mają stosunkowo duże wymiary poprzeczne.

Głównymi wyrobiskami nazywa się wyrobiska, mające na celu połączenie złoża z powierzchnią ziemi lub służące do rozmieszczenia stałego wyposażenia górniczego i maszyn.

Przygotowawczymi wyrobiskami nazywa się wyrobiska rozcinające złoże kopaliny użytecznej na oddziały wydobywcze i bloki oraz przygotowujące je w ten sposób do wybierania.

Wyrobiskami eksploatacyjnymi nazywa się takie wyrobiska, które służą bezpośrednio do wybierania kopaliny użytecznej ze złoża.

WYROBISKA PIONOWE

Wszystkie wyrobiska pionowe są zwykle szybami.

Wyrobiskiem szybowym nazywa się dowolne pionowe wyrobisko górnicze o niewielkim przekroju poprzecznym w porównaniu z głębokością, wykonane za pomocą robót górniczych i połączone z powierzchnią ziemi.

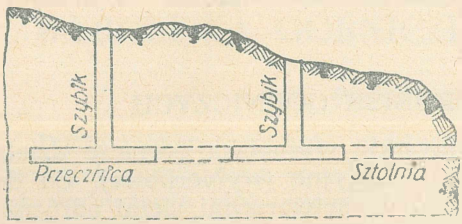
Do wyrobisk pionowych należą: szybiki poszukiwawcze, szyby, szybiki pomocnicze (świetlniki), kominy zsypne i szybiki ślepe.

Szybik poszukiwawczy — jest to pionowe wyrobisko poszukiwawcze niewielkiej głębokości, mające bezpośrednie wyjście na powierzchnię ziemi i przeznaczone do odnalezienia kopaliny użytecznej (rys. 10b). Szybik taki ma niewielkie wymiary poprzeczne; wyrobisk bocznych z szybika poszukiwawczego zwykle się nie prowadzi. Jeżeli jednak wyrobisko pionowe poszukiwawcze służy do ruchu ludzi, wyciągu urobku i z niego są prowadzone wyrobiska poziome, to należy je nazywać szybem poszukiwawczym.

Szybami nazywa się pionowe i pochyłe wyrobiska, które zostały przebite z powierzchni ziemi i służą do eksploatacji złoża (rys. 10a i b).

Według przeznaczenia rozróżnia się szyby: wyciągowe, przeznaczone do wydobywania kopaliny użytecznej, jazdy (zjazdu i wyjazdu) ludzi, opuszczania i wyciągania materiałów; wentylacyjne — do przewietrzania wyrobisk podziemnych; podsadzkowe — do opuszczania podsadzki do zrobów itd.

Szybiki pomocnicze są to szybiki z krótkimi przecznicami (świetlniki), zgłębiane przy biciu sztolni o znacznej długości celem przewietrzania i przyspieszenia robót (rys. 11). Szybiki te są zgłębiane z góry na dół, a następnie z każdego z nich są prowadzone przodki sztolni do wzajemnego spotkania.



Rys. 11. Sztolnia i szybiki pomocnicze

Szyb ślepy w odróżnieniu od innych rodzai wyrobisk szybowych nie ma bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi i jest przeznaczony do wyciągu wewnątrz kopalni kopaliny użytecznej lub materiałów za pomocą urządzenia mechanicznego z poziomu dolnego na górny (patrz rys. 10a).

Urobek wyciągany w szybie ślepym odstawia się po wyrobisku poziomym wprost na powierzchnię lub do szybu wyciągowego, którym zostaje wydany na powierzchnię.

Szybikiem ślepym lub kominem zsypnym nazywa się pionowe lub pochyłe wyrobisko, nie mające bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi i służące do opuszczania urobku wewnątrz kopalni z górnego na dolny poziom, jak również do dostawy obudowy podsadzki, do przewietrzania i ruchu ludzi po drabinach (patrz rys. 10b).

WYROBISKA POZIOME

Wyrobiska poziome są typu sztolni i typu komór. Wyrobiskiem typu sztolni nazywa się dowolne wyrobisko, mające stosunkowo małe wymiary poprzeczne w porównaniu ze swoją długością. Do wyrobisk tego typu należą sztolnie, tunele, przecznice, chodniki i piece (orty), komory i podszybia. Zwykle większość poziomych wyrobisk prowadzi się nie ściśle poziomo, a z niewielkim wzniesieniem w stronę granic pola kopalnianego dla ułatwienia odstawy urobku i ścieku wód podziemnych.



Rys. 12. Tunel

Sztolnią nazywa się takie poziome wyrobisko, które ma jedno bezpośrednie wyjście na powierzchnię ziemi oraz służy do poszukiwań lub do eksploatacji złoża (rys. 11). Sztolnie są bite w miejscowościach górskich; zastępują one tutaj szyby udostępniające złoża. Sztolnie prowadzi się albo w poprzek rozciągłości złoża, albo po jego rozciągłości w kopalinie użytecznej lub w skałach płonnych. Według przeznaczenia sztolnie dzieli się na poszukiwawcze, odstawowe, wentylacyjne i odwadniające.

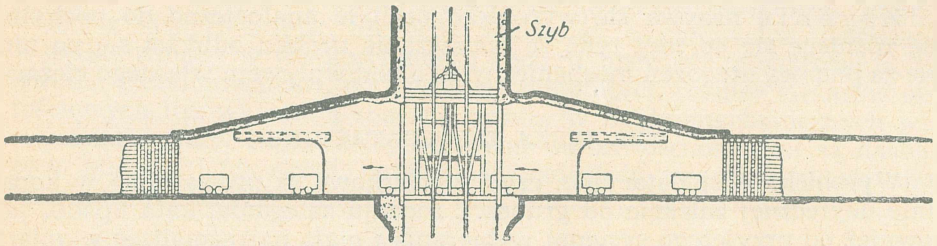
Tunelem nazywa się wyrobisko poziome o dużym stosunkowo przekroju poprzecznym, mające dwa przeciwległe wyjścia na powierzchnię ziemi i przeznaczone do komunikacji pomiędzy przeciwległymi zboczami gór (rys. 12).

Przecznicą nazywa się wyrobisko poziome, nie posiadające bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi, a przeprowadzone w skale płonnej w poprzek rozciągłości złoża (patrz rys. 10a). Przecznice zalicza się do wyrobisk głównych.

Chodnikiem nazywa się wyrobisko poziome, nie mające bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi, przeprowadzone po rozciągłości złoża kopaliny użytecznej (patrz rys. 10b). Chodniki dzieli się na główne odstawowe, piętrowe, podstawowe i wentylacyjne. Chodnik, przeprowadzony w skale płonnej po rozciągłości pokładu, nazywa się chodnikiem w kamieniu lub przekopem.

Piecem (ortem) nazywa się takie wyrobisko poziome, które nie ma bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi oraz przeprowadzone jest w poprzek rozciągłości w ciele rudnym o dużej miąższości lub w pokładzie.

Komorami nazywa się poziome wyrobiska górnicze, nie mające wyjścia na powierzchnię ziemi i służące do różnych celów, związanych z eksploatacją złoża.



Rys. 13. Podszybie

Komora różni się od sztolni niewielką długością i stosunkowo dużymi wymiarami przekroju poprzecznego (patrz rys. 10b).

W komorach mieszczą się pompy do odwadniania zbierającej się wody w żąpiach, garaż dla elektrowozów, przybory załadunkowe i podstacja przetwórcza, warsztaty podziemne, magazyn materiałów wybuchowych, rozdzielnia ruchu i inne.

Podszybiem nazywa się komora, położona w miejscu połączenia się szybu z wyrobiskami podziemnymi i służąca do przekazywania ładunku oraz ludzi z tych wyrobisk do szybu (rys. 13).

WYROBISKA POCHYŁE

Wyrobiska pochyłe są prowadzone w skale płonnej lub w kopalinie użytecznej. Mogą posiadać bezpośrednie wyjście na powierzchnię ziemi lub też go nie mieć. Do wyrobisk pochyłych należą: szybiki pochyłe, szyby pochyłe, sztolnie pochyłe, pochylnie, upadowe, dowierzchnie, zsypnie i inne.

Zasadniczymi oznakami do zaliczenia wyrobisk pochyłych do tej czy innej grupy (główne, poszukiwawcze itd.) są takie same kryteria, co i do wyrobisk pionowych.

Wyrobiska pochyłe poszukiwawcze w zasadzie prowadzi się w kopalinie użytecznej, eksploatacyjne zaś w kopalinie oraz w skale płonnej.

Ślepymi szybikami pochyłymi nazywa się wyrobiska nie mające bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi i służące do ruchu ludzi po drabinach, do przewietrzania wyrobisk, dostawy obudowy i podsadzki, a także do opuszczania kopaliny użytecznej z górnego poziomu na dolny.

Pochylnią nazywa się wyrobisko pochyłe, wykonane w kopalinie użytecznej (czasami w skale płonnej) nie mające bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi. Pochylnia służy do opuszczania kopaliny użytecznej z górnego poziomu na dolny za pomocą specjalnego urządzenia mechanicznego.

Za pochylnię bardzo często uważa się samo mechaniczne urządzenie również na powierzchni ziemi, służące do opuszczania kopaliny użytecznej, np. w odkrywkach.

Upadową nazywa się wyrobisko przeprowadzone po upadzie pokładu, nie posiadające bezpośredniego wyjścia na powierzchnię ziemi. Upadowa w odróżnieniu od pochylni służy do wyciągu urobku z dolnego poziomu na górny za pomocą urządzeń mechanicznych.

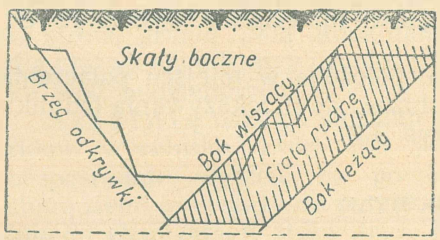
Zsypnią nazywa się wyrobisko pochyłe analogiczne do pochylni, ale różniące się od niej tym, że opuszczanie urobku odbywa się po nim nie za pomocą urządzeń mechanicznych, a pod wpływem własnego ciężaru.

WYROBISKA EKSPLOATACYJNE

Wyrobiska eksploatacyjne, czyli wybierkowe są prowadzone w kopalinie użytecznej zależnie od grubości, rodzaju zalegania, kąta upadu, jak również od przyjętego systemu wybierania i mają najrozmaitsze wymiary i kształt.

WYROBISKA ODKRYWKOWE

Wyrobiskami odkrywkowymi nazywa się wyrobiska górnicze — poszukiwawcze i eksploatacyjne — prowadzone bezpośrednio z powierzchni ziemi celem wybierania kopaliny użytecznej. Do wyrobisk odkrywkowych należą: rowy i odkrywki (np. kamieniołomy).



Rys. 14. Odkrywka

Rowem nazywa się odkryte wyrobisko górnicze, mające znaczną długość przy stosunkowo niewielkich wymiarach przekroju poprzecznego i niewielkiej głębokości. Dla wzmocnienia boków nadaje się rowom kształt trapezu z wąską podstawą dolną.

Odkrywką nazywa się wyrobisko górnicze, mające znaczne rozmiary na długość i na szerokość, przy stosunkowo niewielkiej głębokości

(rys. 14). Głębokość odkrytych wyrobisk górniczych niekiedy dochodzi do 100 m i więcej.

ODWIERTY

Odwiertami albo otworami wiertniczymi nazywa się niewielkie wyrobiska o przekroju okrągłym, wywiercone w kopalinie użytecznej lub w skałach płonnych za pomocą specjalnych mechanizmów i przeznaczone do poszukiwań lub do eksploatacji kopalin użytecznych. Średnica otworów waha się w bardzo szerokich granicach, od 30 do 40 mm, do 1 m i więcej.

Odwierty mają różną głębokość. Głębokie odwierty były odwiercone w Texasie (USA) do 4657 m i w Kalifornii (USA) do 4947 m.

W 1949 r. w Związku Radzieckim wybito kilka otworów głębokości 5000 m, a nawet głębszych. Na 1950 r. projektowane jest wybicie kilku jeszcze głębszych odwiertów. W Polsce najgłębszymi otworami wiertniczymi jest odwiert 2003 m w Paruszowicach i odwiert w Czuchowie 2157 m głęboki.

Kierunek odwiertów może być pionowy, poziomy i pochyły.

§ 8. ZASADNICZE WŁAŚCIWOŚCI FIZYKO-MECHANICZNE SKAŁ

Fizyko-mechaniczne właściwości skał są bardzo różnorakie. Dwie próby skał jednej i tej samej nazwy, na przykład piaskowca, jeżeli są wzięte z różnych miejsc, nie będą jednakowe co do swoich właściwości. Wszelkie zmiany w wielkości ziaren kwarcu, obecność uwarstwienia, łupliwości, szczelinowatości, porowatości, wilgotności, różnice ciężarów objętościowych itp. wywołują znaczne różnice w fizyko-mechanicznych właściwościach skały. Najbardziej istotnymi właściwościami skał są następujące: budowa i ich skład, porowatość, zwięzłość, twardość, plastyczność, kruchość. Rozpatrzmy niektóre z nich bardziej szczegółowo.

BUDOWA I SKŁAD SKAŁ

Pod słowem „budowa skał" należy rozumieć ich strukturę i teksturę.

S t r u k t u r a wyraża wzajemne związki i stosunki objętościowe składników mineralnych skał, ich kształt, wielkość i sposoby zrastania się.

T e k s t u r a określa osobliwości budowy skał — położenie i układ cząstek mineralnych w skale.

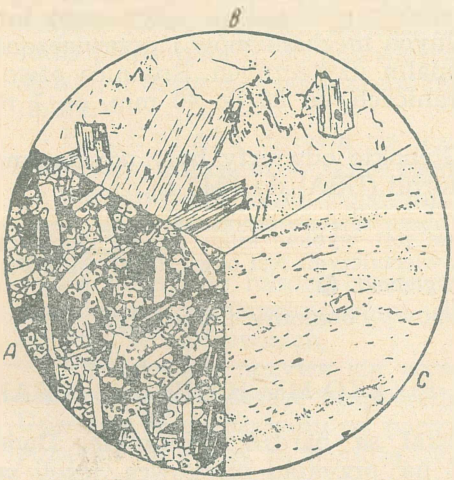
Studiowanie struktury i tekstury skał pozwala na ocenę ich składu mineralnego (ziaren minerałów i okruchów), wielkości cząstek mineralnych, charakteru ich masy szklistej i cementowej. Na przykład struktura biotytowego granitu przedstawia jedynie kryształy przy braku szklistej masy (rys. 15 *A*), struktura obsydianu składa się z jednego szklistego materiału (rys. 15 *C*), a struktura toleitu włącza kryształy i szkło (rys. 15 *B*).

Wymiary kryształów w skałach wahają się w szerokich granicach: od trudno odróżnianych pod mikroskopem do 1 m i więcej (np. pegmatyty).

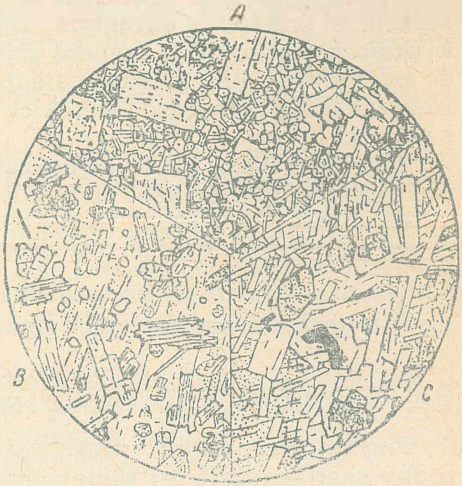
W mineralogii odróżnia się trzy klasy kryształów według wielkości ziarna:

1. d r o b n o z i a r n i s t e o wymiarach kryształów 1 mm i mniej;
2. ś r e d n i o z i a r n i s t e o wymiarach od 1 do 5 mm;
3. g r u b o z i a r n i s t e o wymiarach 5 mm i więcej.

Na rys. 16 *A* jest pokazana struktura bazaltu oliwinowego o średnich i drobnych ziarnach w szklistej masie; na rys. 16 *B* struktura, gdzie drobne kryształy są zawarte pomiędzy grubymi; na rys. 16 *C* struktura, gdzie pomiędzy augitem są ułożone listeczki plagioklazu.



Rys. 15. Struktura granitu



Rys. 16. Struktura bazaltu

Skały wybuchowe, które nie uległy wpływom zjawisk zewnętrznych, posiadają zwykle dużą wytrzymałość na działanie mechaniczne, ponieważ główna składowa masa tych skał jest złożona z bardzo trwałego materiału.

Skały osadowe, utworzone z oddzielnych cząstek skał wybuchowych lub okruchowych, zalegają przeważnie warstwami lub pokładami. Te cząstki skał są scementowane lepiszczem i cała masa skały staje się zwięzła, albo też cząstki zupełnie nie są związane pomiędzy sobą i skała jest krucha. Wytrzymałość skał osadowych na wpływy zewnętrzne zasadniczo jest mniejsza aniżeli skał wybuchowych.

Materiałem cementującym, wiążącym okruchy lub ziarna skały osadowej jest krzemionka, węglan wapnia lub magnezu, sole żelaza itp.

Skały przeobrażone (metamorficzne), utworzone na skutek wpływu na skały wybuchowe lub osadowe wysokiej temperatury niżej zalegających skał i dużego ciśnienia wewnętrznego, odróżniają się znaczną wytrzymałością i zwięzłością.

Budowa skał przeobrażonych jest bardzo złożona; zasadniczo mają one zmienioną strukturę skał pierwotnych, z których powstały.

S k ł a d s k a ł określa się warunkami ich powstania i wpływem na nie różnych oddziaływań mechanicznych i chemicznych w czasie i po utworzeniu się skały. W wyniku tego jedne skały są zwięzłe i posiadają znaczne siły spójności cząstek, inne są szczelinowate, uwarstwione i siły spójności są w nich osłabione albo prawie ich nie ma.

Szczeliny w skałach powstają również na skutek robót podziemnych i wstrząsów skał wywoływanych przez działania wulkaniczne. Duży wpływ na utworzenie się „miejscowej" szczelinowatości naokoło wyrobisk podziemnych wywierają roboty strzelnicze, zmiany temperatury w wy-

robiskach górniczych itp. Skała może się rozpadać na bryły różnego kształtu wzdłuż płaszczyzn utworzonych przez szczeliny.

W skałach osadowych zauważa się często płaszczyzny uwarstwienia.

Od uwarstwienia skał należy odróżniać ł u p l i w o ś ć w pokładach węgla kamiennego. Łupliwość jest to system równoległych szczelin lub płaszczyzn, wzdłuż których węgiel kamienny oddziela się łatwo za pomocą narzędzi, służących do urabiania.

Płaszczyzny łupliwości są zupełnie niezależne od płaszczyzn uwarstwienia skał przyległych.

O tej właściwości węgla kamiennego powinni pamiętać górnicy i być stale o niej pouczani przez techniczny personel kopalniany, gdyż umiejętne jej wykorzystanie ułatwia znacznie pracę, zwiększa bardzo wydajność, ilość grubszych sortymentów węgla, a tym samym zmniejsza ilość miału. Łupliwość ma duże znaczenie dla prawidłowego i ekonomicznego rozłożenia otworów strzałowych i zmniejszania zużycia materiałów wybuchowych, co wykorzystali umiejętnie znani w kraju współzawodnicy pracy, jak Pstrowski, Zieliński, bracia Bugdołowie, Apryas, Markiewka i wielu innych.

Zjawisko łupliwości spotykamy tylko w pokładach węgla kamiennego i jest nieznane w pokładach innych kopalin użytecznych lub też w skałach pochodzenia czy to magmowego, czy osadowego lub przeobrażonego.

CIĘŻAR WŁAŚCIWY I OBJĘTOŚCIOWY

Większość skał posiada oprócz szczelinowatości również porowatość. Od porowatości skał zależą wartości liczbowe ciężaru właściwego i objętościowego jednej i tejże samej skały.

C i ę ż a r e m w ł a ś c i w y m skał nazywa się stosunek wagi skały w masywie do wagi takiejże objętości wody. Wielkość ciężaru właściwego jest zależna od składu mineralnego ziaren skały, jej struktury, rodzaju materiału wiążącego i porowatości. Średnia wielkość ciężaru właściwego skał w górnych warstwach ziemi wynosi 2,7.

C i ę ż a r e m o b j ę t o ś c i o w y m nazywa się waga skały, wyrażona w tonach w stosunku do 1 m^3 tejże skały w masywie. Wyraża się w t/m^3. Wartość liczbowa ciężaru właściwego skał jest zwykle większa od ciężaru objętościowego, co objaśnia się porowatością skał.

W tablicy 2 są przytoczone dane porównawcze ciężaru właściwego i objętościowego niektórych skał.

T a b l i c a 2

Ciężar właściwy i objętościowy skał

Rodzaj skały	Ciężar właściwy	Ciężar objętościowy t/m^3	Wytrzymałość na ściskanie kg/cm^2
Granit	2,682 — 2,685	2,563 — 2,671	1200 — 1400
Piaskowiec	2,593 — 2,715	2,112 — 2,140	800 — 1000
Wapień	2,708 — 2,845	2,463 — 2,683	1000 — 1200

P o r o w a t o ś ć skał wyraża się współczynnikiem liczbowym, który przedstawia stosunek objętości pustek do objętości twardego materiału bez objętości w nim pustych miejsc. Ten współczynnik nazywa się w s p ó ł c z y n n i k i e m p o r o w a t o ś c i i oblicza się według wzoru:

$$n = \frac{\delta - \gamma}{\delta} \cdot 100 \text{ (w procentach)}$$

gdzie δ = ciężar właściwy
γ = ciężar objętościowy

Porowatość skał charakteryzuje ich stosunek do wody. Skały bardzo porowate są dla wody przenikliwe, co zwykle obniża ich zwięzłość i wytrzymałość.

WODONOŚNE WŁAŚCIWOŚCI SKAŁ

Wodonośne właściwości skał charakteryzują się dwoma wskaźnikami: wodochłonnością i przepuszczalnością wody.

W o d o c h ł o n n o ś c i ą nazywa się właściwość skały zatrzymywania w sobie wody wskutek porowatości. Stopień wodochłonności określa się nie tylko ilością porów i szczelin, lecz i ich rozmiarami w skale. Duże pory i szczeliny dopuszczają swobodną cyrkulację wody, dlatego takie skały, jak albitofiry, wapienie, kreda, wody w sobie nie zatrzymują. W skałach, posiadających bardzo drobne szczeliny, ruch wody odbywa się na zasadach prawa włoskowatości (z dołu do góry) pod działaniem sił kapilarnych, które utrzymują ją wewnątrz skały. Wielkość wodochłonności dla różnych skał jest rozmaita. Na przykład dla tufów wynosi ona 30 do 50% objętości, dla piaskowców do 6%, dla wapieni do 2.5% itd.

Po wchłonięciu pewnej ilości wilgoci niektóre skały o drobnych porach silnie pęcznieją i przestają przepuszczać wodę. Taka właściwość skał nazywa się wodoszczelnością. Na przykład gliny po napęcznieniu wskutek wchłonięcia wody o 30% swojej początkowej objętości stają się wodoszczelne. Zwykła glina może zwiększyć swoją objętość wskutek pochłaniania wody o 50%, a kaoliny o 200%.

Według danych prof. Fiłatowa grunty, zawierające 45 do 48% cząstek o wymiarach drobniejszych od 0,01 mm są praktycznie wodoszczelne. Na odwrót grunty piaszczyste, składające się z cząstek większych łatwo przepuszczają wodę i dlatego są wodoprzepuszczalne.

Wodoprzepuszczalność skał wyraża się w m/sek i określa się ilością wody, jaka przechodzi przez skały w jednostce czasu. Zależy ona od powierzchni, przez którą przesącza się woda, od uwarstwienia i od kierunku szczelinowatości skał, a także od nachylenia powierzchni chłonięcia (absorpcji).

ZWIĘZŁOŚĆ I TWARDOŚĆ SKAŁ

Zwięzłość i twardość skał są najbardziej istotnymi fizyko-mechanicznymi własnościami skał. Jak zwięzłość, tak i twardość charakteryzują siły spójności pomiędzy cząstkami, ale pojęcia te są różne.

Z w i ę z ł o ś c i ą nazywa się właściwość skały okazywania oporu tym zewnętrznym wpływom, które usiłują oddzielić jakąkolwiek część skały od masywu.

Najbardziej zwięzłymi są skały o strukturze drobnoziarnistej. W skałach jednorodnych zwięzłość jest równomierna we wszystkich kierunkach, w skałach uwarstwionych jest mniejsza wzdłuż warstw a większa w kierunku prostopadłym do warstw. Dlatego też skała przede wszystkim najlżej oddziela się wzdłuż uwarstwienia, a nie prostopadle do warstw.

Zwięzłość zależy od składu i ilości lepiszcza w skale. W sypkich skałach lepiszczem jest woda. Dlatego zwilgotniały piasek nabywa cech zwięzłości. Jednakże, jeżeli do tego piasku będziemy dodawać stopniowo wody to okaże się, że powyżej pewnej granicy nasycenia zwięzłość piasku naruszy się i zniknie, a piasek zamieni się w płynną masę.

T w a r d o ś c i ą nazywa się własność skały przeciwstawiania się przenikaniu do niej ostrego narzędzia. Twardość jednej skały w porównaniu z drugą określa się za pomocą rysy, którą przeprowadza się jednym materiałem po drugim.

Dla określenia twardości jednorodnych i zwięzłych skał została przyjęta skala Moosa, na podstawie której każdy minerał może być zaliczony według twardości do jednej z następujących dziesięciu grup:

1 — talk, 2 — gips, 3 — szpat wapienny (kalcyt),
4 — fluoryt, 5 — apatyt, 6 — ortoklaz (skaleń),
7 — kwarc, 8 — topaz, 9 — korund, 10 — diament.

Jeżeli skała zawiera trzy minerały albo więcej, to dla określenia jej twardości należy zawartość procentową każdego minerału pomnożyć przez twardość według skali Moosa i sumę iloczynów podzielić przez 100. W ten sposób zostały obliczone twardości: kwarcytu (6,63), granitu (6,54), bazaltu (6,09) i inne.

KRUSZNOŚĆ SKAŁ

Po urobieniu objętość wydobytej skały zawsze jest większa od objętości początkowej, którą skała zajmowała w masywie. Stosunek objętości rozdrobnionej skały do pierwotnej jej objętości w masywie nazywa się pulchnością lub kruszności skały. Wielkość kruszności zależy od struktury skały i od stopnia jej rozdrobnienia przy wydobyciu. Charakteryzuje się ona współczynnikiem rozluzowania (spulchnienia). Najbardziej kruszne są skały posiadające wysoki stopień zwięzłości i twardości, np. bazalty i łuskowate skały łupkowe. Współczynnik rozluzowania waha się w granicach od 1,1 do 2 i więcej. W tablicy 3 są podane współczynniki rozluzowania niektórych skał:

T a b l i c a 3

Współczynniki rozluzowania skał

Lp.	Skały	Współczynnik rozluzowania
1	Piaszczyste grunty zwięzłe	1,10 do 1,15
2	Skały gliniaste	1,15 do 1,20
3	Wapienie i piaskowce	1,25 do 1,50
4	Skały zwarte	1,35 do 1,80
5	Łupki	1,50 do 2,50

PLASTYCZNE WŁAŚCIWOŚCI SKAŁ

Właściwość niektórych skał zmieniania swojego kształtu przy zachowaniu objętości nazywa się p l a s t y c z n o ś c i ą. Skały gliniaste stają się plastyczne, jeżeli je dokładnie zmieszać dodając wody. Zwykle twarde

skały nie posiadają właściwości plastycznych. Jednakże skały mogą przechodzić w stan plastyczny, jeżeli się je podda ściskaniu ze wszystkich stron siłą ciśnienia przewyższającą kilka razy granicę kruszności danej skały.

Autor książki demonstrował to następującym doświadczeniem. Cylinder o grubych ścianach postawiony na gładkiej powierzchni płyty prasy 500-tonowej napełniano łupkiem gliniastym, po czym zamykano z wierzchu grubym korkiem metalowym wchodzącym szczelnie do wnętrza cylindra. Prasa wprawiona następnie w ruch wciskała stopniowo korek do cylindra. Skała zbijała się i ściskała w cylindrze do pewnej granicy, a później przechodziła w stan plastyczny i zaczynała „ciec" w postaci bardzo cienkiego strumyczka przez ledwie dostrzegalne szczelinki między cylindrem a płytą prasy. Przy wypływaniu skała szybko twardniała zamieniając się znowu w kamień. Należy zauważyć, że ściskaniu skały towarzyszyło nagrzewanie się jej do znacznej temperatury.

Według przypuszczeń niektórych uczonych (Van-Hajz [1]) i innych) na znacznej głębokości od powierzchni ziemi skały pod wpływem ciężaru nadległych skał znajdują się w stanie plastycznym i mogą ciec, tak jak w doświadczeniu z prasą.

Ta głębokość, na której skały znajdują się w stanie plastycznym, wynosi 12 do 15 km od powierzchni ziemi i nazywa się „strefą płynności" skał.

§ 9. PODZIAŁ SKAŁ WEDŁUG ICH WŁAŚCIWOŚCI

Skały dzielą się na sypkie, płynne, plastyczne i lite.

Skały s y p k i e składają się ze skupiska materiału okruchowego lub twardych cząstek nie związanych między sobą siłami spójności. Skały sypkie mogą utrzymywać się pod kątem naturalnego stoku dzięki wilgoci i siłom tarcia pomiędzy ich cząsteczkami.

Skały sypkie posiadają porowatość w granicach od 20 do 50%, co zależy od rozmiarów i kształtu ziaren i są wodoprzepuszczalne.

Skały p ł y n n e (kurzawki) przedstawiają skupiska piaszczystych i gliniastych drobnych cząstek, nasyconych wodą i posiadających właściwości gęstej cieczy. Kurzawki spotyka się często na znacznej głębokości od powierzchni ziemi pod warstwą skał litych. Wielkość cząstek piasku i gliny w kurzawkach wynosi 0,5 do 0,1 mm i mniej.

Skały p l a s t y c z n e składają się w większości z mieszaniny drobnych cząsteczek skał złączonych między sobą siłą spójności. Do skał plastycznych należą: tłusta glina, wosk ziemny (ozokeryt) i inne. Skały plastyczne posiadają zwięzłość, która wzrasta wraz ze zwiększeniem ich gęstości. Twardość skał plastycznych jest mała, są one wodoszczelne.

Skały l i t e bywają jednorodne oraz różnorodne i mają różną budowę i skład. Podobnie jak wszystkie inne twarde ciała posiadają one zwięzłość, twardość, sprężystość oraz mogą przeciwstawiać się zewnętrznym wpływom mechanicznym.

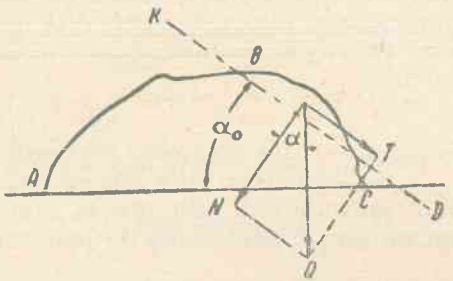
Skały posiadają również właściwości cieplne: chłoną ciepło, przewodzą ciepło i mogą rozszerzać się przy nagrzewaniu. Należy zaznaczyć, że chło-

[1]) Uwaga redakcji — nazwisko podano zgodnie z oryginałem.

nięcie ciepła przez skały jest cztery do pięciu razy mniejsze niż przez wodę. Większość skał litych, jak na przykład marmur, łupki piaszczyste i inne są złymi przewodnikami elektryczności. Dlatego marmuru używa się często w elektrotechnice jako materiału izolacyjnego. Rudy zawierające metale są lepszymi przewodnikami elektryczności niż skały płonne.

§ 10. TARCIE WEWNĘTRZNE I SPÓJNOŚĆ W SKAŁACH

Aby ustalić istotną wielkość tarcia wewnętrznego w skałach, rozpatrzymy następujący przykład (wg Cymbarewicza). Przypuśćmy, że mamy ciało sypkie ABC (rys. 17), którego część odcinamy w myśli przez płaszczyznę KD pod kątem α do poziomu.



Rys. 17. Kąt tarcia wewnętrznego skał

Rozłożywszy ciężar tej części Q na składową N i na składową T otrzymamy następujące dwa wyrażenia:

$$N = Q \cdot \cos \alpha,$$

i $$T = Q \cdot \sin \alpha.$$

Ażeby odcięta część ciała mogła zsunąć się po płaszczyźnie KD, wielkość siły zsuwającej T powinna być większa niż siła tarcia między cząstkami w płaszczyźnie odcięcia. Wielkość tej siły tarcia stanowi część składowej N i może być wyrażona przez fN, gdzie f jest współczynnikiem mniejszym od jedności. A więc warunek dla zsunięcia odciętej części ciała może być napisany w postaci następującej nierówności:

$$T > f \cdot N,$$

lub podstawiając pod T i N podane wyżej wyrażenia otrzyma się

$$Q \cdot \sin \alpha > f \cdot Q \cdot \cos \alpha,$$

skąd otrzyma się

$$\frac{\sin \alpha}{\cos \alpha} > f,$$

czyli

$$\operatorname{tg} \alpha > f.$$

Moment granicznej równowagi ciała, gdy odcięta część jeszcze się nie oberwała, ale może się łatwo obsunąć, nastąpi wtedy, gdy kąt $\alpha = \alpha_0$. Wtedy wyrażenie zsuwu dla tego momentu będzie:

$$T = f \cdot N,$$

i

$$\operatorname{tg} \alpha_0 = f.$$

Zamieniając f na tangens jakiegoś kąta φ_0 otrzyma się:

$$\operatorname{tg} \alpha_0 = \operatorname{tg} \varphi_0,$$

skąd

$$\alpha_0 = \varphi_0.$$

Kąt φ_0 nazywa się kątem tarcia wewnętrznego.

Kąt α_0 nosi nazwę kąta naturalnego stoku ciał sypkich. Określa on położenie masy ciała sypkiego, przy którym cząstki znajdują się na granicy staczania.

Dla momentu równowagi granicznej kąt naturalnego stoku jest równy kątowi wewnętrznego tarcia. Kąt wewnętrznego tarcia, a zatem również i kąt naturalnego stoku, zależą od wilgotności ciała sypkiego. Oprócz tego na wielkość kątów α i φ wpływa ziarnistość materiałów sypkich.

Na przykład dla suchego gruboziarnistego piasku kąt φ jest równy 30^0, a dla mokrego 27^0; dla suchej gliny i margli kąt φ jest równy 45^0, a dla mokrych 15^0.

Jak wykazano wyżej, wszystko to odnosi się tylko do skał sypkich. Skały twarde w odróżnieniu od skał sypkich, oprócz sił tarcia, posiadają oprócz tego siły spójności. A więc dla momentu równowagi granicznej skał twardych wartość zsuwu może być wyrażona następującym równaniem:

$$T = c \cdot \omega + f \cdot N,$$

gdzie c — siła spójności na jednostkę powierzchni,
ω — płaszczyzna odcięcia ciała.

Siła zsuwająca T jest równa sumie sił spójności i tarcia. Wielkość siły zsuwającej t, odniesiona do jednostki powierzchni, jest równa:

$$t = c + fn.$$

Wartości sił spójności dla niektórych skał są podane w tablicy 4.

Tablica 4

Siły i współczynniki zwięzłości skał

Skały	Stan	Ciężar objętościowy kg/m³	Kąt tarcia wewnętrznego ψ	Współczynnik tarcia f	Siła spójności c kg/m³	Współczynnik spójności k
Czysty gruby piasek	wilgotny	1600	25^0	0,466	50	0,031
	suchy	1400	30^0	0,577	200	0,140
Ziemia roślinna	wilgotna	1700	20^0	0,364	50	0,030
	sucha	1500	35^0	0,700	500	0,330
Czysta glina	mokra	1775	15^0	0,268	30	0,017
	wilgotna	1700	28^0	0,532	300	0,180
	sucha	1650	40^0	0,839	900	0,550
Skały łamliwe	—	1950	45^0	1,000	40 000	20,00
Skały mocne	—	2400	45^0	1,000	80 000	33,00

Przedstawione wnioski mają praktyczne zastosowanie, szczególnie przy obliczeniach trwałości stoków przy eksploatacji złóż robotami odkrytymi.

Ustalimy zależność analityczną pomiędzy geometrycznymi elementami stoku (rys. 18).

Oznaczmy:

H — wysokość pionową stoku

α — kąt granicznego rzeczywistego stoku

Θ — kąt, utworzony przez płaszczyznę oberwania z poziomem

φ — kąt naturalnego stoku.

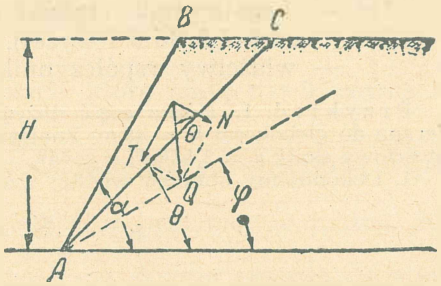
W chwili równowagi granicznej, gdy stok jeszcze nie oberwał się, ale może to nastąpić, składowa siła ciężaru graniastosłupa ABC jest $Q \cdot \sin \Theta$, która jest równa sile spójności c (AC) więcej siła tarcia:

$$N \cdot \operatorname{tg} \varphi = Q \cdot \cos \Theta \cdot \operatorname{tg} \varphi,$$

$$\text{tj. } Q \cdot \sin \Theta = c\,(AC) + Q \cos \Theta \cdot \operatorname{tg} \varphi.$$

Stąd siła spójności w płaszczyźnie AC będzie równa:

$$c = \frac{Q \cdot \sin \Theta - Q \cdot \cos \Theta \cdot \operatorname{tg} \varphi}{(AC)} = \frac{Q \cdot \sin (\Theta - \varphi)}{(AC) \cdot \cos \varphi}. \qquad \text{(a)}$$



Rys. 18. Kąt naturalnego stoku

Ale ciężar ostrosłupa ABC jest równy:

$$Q = \gamma \frac{AB \cdot AC}{2} \cdot \sin (\alpha - \Theta).$$

Podstawiamy to wyrażenie w wyrażenie (a) i zamieniając AB przez $\frac{H}{\sin \alpha}$, otrzymamy:

$$k = \frac{c}{\gamma} \cdot \frac{H \cdot \sin (\alpha - \Theta) \cdot \sin (\Theta - \varphi)}{2 \sin \alpha \cdot \cos \varphi}. \qquad \text{(b)}$$

Tutaj stosunek $\frac{c}{\gamma}$ oznaczony przez k, jest to tak zwany współczynnik spójności.

Po dalszych przemianach przy warunku maksimum z wyrażenia (b) mogą być napisane następujące wzory:

$$H = \frac{2 k_{max} \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varphi}{\sin^2 \frac{\alpha - \varphi}{2}}. \qquad (1)$$

gdzie H — wysokość stopnia.

Ze wzoru (1) można wyprowadzić jeden ważny wniosek. Przypuśćmy, że stok jest pionowy, tj. $\alpha = 90^0$,

$$H_o = \frac{2 k_{max} \cdot \cos \varphi}{\sin^2 \frac{90^0 - \varphi}{2}}. \qquad (2)$$

Wyrażenie to określa granicę utrzymania ściany pionowej.

Dlatego ażeby wprowadzić do wzorów (1) i (2) współczynnik stałości stoku równy m, trzeba podstawić zamiast k i φ wartość k_1 i φ_1, określone w następujący sposób:

$$k_1 = \frac{k_{max}}{m} = \frac{c}{\gamma \cdot m},$$

gdzie c — siła spójności (bierze się z tablicy 4),
γ — ciężar objętościowy danej skały,
m — współczynnik stałości dla gruntów (przyjmuje się w granicach 1,5 do 3 i wyżej),
f — właściwy współczynnik tarcia.

Przykład 1. Górna część dużego złoża, mającego kąt upadu 65^0, jest wybierana do głębokości $H = 48$ m. Znaleźć kąt rzeczywistego stoku α, jeżeli ciężar objętościowy skały $\gamma = 2{,}4$ t/m^3, $\varphi = 45^0$.

1. Dokonujemy obliczeń według wzorów:

$$K_1 = \frac{c}{m \cdot \gamma} = \frac{12}{2 \cdot 2{,}4} = 2{,}7;$$

$$\varphi_1 = \text{arc} \cdot \text{tg} \frac{f}{m} = \text{arc tg} \frac{\text{tg } 45^0}{2} = 27^0.$$

2. Podstawiając we wzorze (1) kąt α, znajdujemy jego rzeczywistą wartość. Weźmy wartość kąta $\alpha = 61^0$ i dokonajmy obliczenia:

$$H = \frac{2k_1 \cdot \sin\alpha \cdot \cos\varphi}{\sin^2 \frac{\alpha - \varphi_1}{2}} = \frac{2 \cdot 2{,}7 \cdot 0{,}874 \cdot 0{,}89}{0{,}085} = 49{,}5 \text{ m}.$$

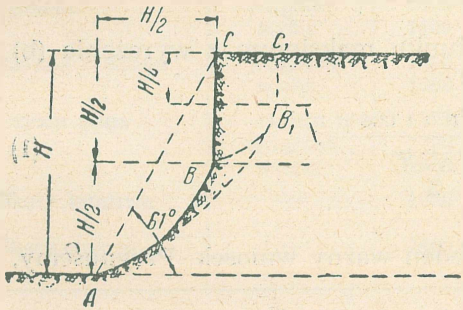
Ponieważ H_0 jest nieco większe od H, przeto kąt $\alpha = 61^0$ został wybrany prawidłowo.

Przykład 2. Złoże jest wybierane na głębokość 10 m. Określić wysokość prostopadłego stopnia, jeżeli $\gamma = 1{,}5$ t/m^3; $c = 0{,}9$ t/m^3, $m = 1{,}5$ i $\varphi = 40^0$.

1. Znajdujemy liczbowe wartości wielkości k_1 i φ_1:

$$K_1 = \frac{c}{\gamma \cdot m} = \frac{0{,}9}{1{,}5 \cdot 1{,}5} = 0{,}4,$$

$$\varphi_1 = \text{arc tg} \frac{\text{tg } 40^0}{1{,}5} = 34^0.$$



Rys. 19. Kąt oberwania skał według Multona

2. Podstawiamy otrzymane wartości k_1 i φ_1, do wzoru (2):

$$H_o = \frac{2k_1 \cdot \cos\varphi}{\sin^2 \frac{90^0 - \varphi_1}{2}} \frac{2 \cdot 0{,}4 \cdot 0{,}829}{0{,}22} = 3 \text{ m}.$$

3. Ponieważ głębokość wybierania $H > H_0$, to odkos 10 m będzie nietrwały. Jakiż przeto jest kształt stoku w tym przypadku? Według teorii inżyniera amerykańskiego Multona oberwanie się stoku następuje po powierzchni krzywolinijnej ABC (rys. 19), która składa się z dolnej części ocylindrycznej AB i z górnej płaszczyzny pionowej BC.

A zatem, w naszym przypadku, oberwanie stoku nastąpi wzdłuż linii AB_1C_1.

§ 11. WSPÓŁCZYNNIK ZWIĘZŁOŚCI WEDŁUG PROTODIAKONOWA

W 1908 r. prof. Protodiakonow zaproponował stosowanie klasyfikacji skał według ich zwięzłości. Pod zwięzłością skały należy rozumieć pewną średnią wytrzymałość skały na mechaniczne oddziaływanie na nią różnych przyczyn zewnętrznych.

Wielkość siły zsuwania, określonej we wzorze, przytoczonym w paragrafie poprzednim, prof. Protodiakonow zmienia w sposób następujący:

$$\frac{t}{n} = \frac{c + f \cdot n}{n} = f_1,$$

przy czym stosunek $\frac{t}{n}$ dla ciał sypkich, które mają $c = 0$, równa się współczynnikowi tarcia wewnętrznego f.

Dla skał zwięzłych ten stosunek przedstawia jakby zwiększony współczynnik tarcia.

Prof. Protodiakonow uważa, że wielkość f przyjmować można jako wielkość stałą dla każdej skały.

Tę wielkość uważa się za równoznaczną z drugim zgłoszonym przez niego pojęciem „współczynnika zwięzłości", przedstawiającym wskaźnik względnej trwałości skał.

Współczynnik zwięzłości jest wskaźnikiem względnej trwałości skały w warunkach najbardziej różnorodnych, mających jednak znaczenie w górnictwie. Dlatego można posługiwać się nim przy określeniu wielkości ciśnienia górniczego na obudowę, przy określeniu wydajności pracy, zdolności wydobywczej itd.

Współczynniki z w i ę z ł o ś c i są to liczby oderwane, przedstawiające jedną setną część wytrzymałości skały na rozgniatanie; w ten sposób, każda jednostka zwięzłości odpowiada wytrzymałości na ściskanie 100 kg/cm^2. Na przykład, jeżeli okaz skały o wymiarach 5 × 5 cm przy próbie na rozgniatanie zaczyna rozkruszać się przy ciśnieniu 1200 kg, to skałę ocenia się współczynnikiem zwięzłości równym 12.

W celu uniknięcia błędu przy ocenianiu względnej trwałości skały współczynnik zwięzłości zostaje wyprowadzony jako średnia wielkość z doświadczeń jak największej liczby okazów.

Niżej jest podana, ogólnie znana w technicznej literaturze górniczej, klasyfikacja skał prof. M. Protodiakonowa (tablica 5).

§ 12. URABIALNOŚĆ SKAŁ

U r a b i a l n o ś c i ą skały w pojęciu ogólnym nazywa się odporność skały na wysiłki mechaniczne oddzielania jej od masywu robotami górniczymi.

Urabialność zależy od całokształtu fizycznych i mechanicznych własności skały: jej budowy i składu, rozmiarów wyrobiska, rodzaju robót i innych. Skały słabe mając zatem niewielką zwięzłość pomiędzy cząsteczkami są łatwo urabialne (torf, piaski) a skały trwałe, twarde i zwięzłe są trudno urabialne (kwarcyty, granity, piaskowce i inne).

Urabianie tych skał jest ułatwione, jeżeli są szczelinowate lub posiadają płaszczyzny uwarstwienia. Skały szczelinowate i uwarstwione łatwo

Tablica 5

Klasyfikacja skał prof. M. Protodiakonowa

Kategoria	Stopień twardości skały	Skała	Współczynnik zwięzłości
I	Skały w wysokim stopniu twarde	Najbardziej twarde, zwięzłe i zwarte kwarcyty. Skały wyjątkowe co do zwięzłości	20
II	Skały bardzo twarde	Bardzo twarde skały granitowe, kwarcowy porfir, bardzo zwarty granit, łupek krzemienisty mniej trwały aniżeli wyżej wymienione kwarcyty. Najbardziej trwałe piaskowce i wapienie. Bardzo twarde rudy żelazne	15
III	Skały twarde	Granit (rumosz) i skały granitowe. Bardzo zwarte piaskowce i wapienie. Żyły rudne kwarcowe. Mocny konglomerat. Zwarte kwarcyty. Twarde rudy żelazne	10
IIIa	Skały twarde	Wapienie (ścisłe). Granit nietrwały, zwarte piaskowce. Zwięzły marmur, dolomit	8
IV	Skały dosyć twarde	Kwarcyt ze szczelinami. Zwykły piaskowiec. Rudy żelazne o zwięzłości przeciętnej	6
IVa	Skały dosyć twarde	Łupki piaszczyste. Piaskowce łupkowe	5
V	Średnio twarde	Zwarty gliniasty łupek. Nietrwały piaskowiec i wapień, miękki konglomerat	4
Va	Średnio twarde	Różnorodne łupki (nietrwałe). Ścisły margiel (szczelinowaty i spękany kwarcyt), nietrwałe rudy żelazne	3
VI	Skały dosyć miękkie	Łupek miękki, wapień bardzo miękki, kreda, sól kamienna, gips. Zmarzły grunt, antracyt. Zwykły margiel. Rozkruszony, piaskowiec, scementowane otoczaki i grunt kamienisty	2
VIa	Skały dosyć miękkie	Grunt żwirowy. Łupek rozkruszony, otoczaki zleżałe i żwir, twardy węgiel kamienny, stwardniała glina, słaby kwarcyt, miękka mokra ruda żelazna	1,5

ciąg dalszy tablicy 5

Kategoria	Stopień twardości skały	Skała	Współczynnik zwięzłości
VII	Skały miękkie	Gliny (zbite), miękki węgiel kamienny, aluwium — grunt gliniasty	1,0
VIIa	Skały miękkie	Miękka glina piaszczysta, less, bardzo słaby kwarcyt, miękka sucha ruda żelazna	0,8
VIII	Skały ziemiste	Ziemia roślinna, torf, lekki grunt gliniasty, piasek wilgotny	0,6
IX	Skały sypkie	Piasek, osypiska, drobny żwir, ziemia nasypana, węgiel wydobyty	0,5
X	Skały ciekłe	Kurzawki, grunt błotnisty, less rozrzedzony i inne grunty rozrzedzone	0,2

rozpadają się na kawałki różnej wielkości wzdłuż płaszczyzn oddzielania. Skały plastyczne i zwięzłe łatwiej oddzielają się niedużymi kawałkami.

Urabianie skał zależy również od wymiarów przekroju poprzecznego wyrobisk. Im większe są wymiary przekroju poprzecznego, tym łatwiejsze jest urabianie skał i odwrotnie, w wąskim przodku urabianie jest trudniejsze.

Stopień urabialności skały ocenia się przynależnością jej do tej lub innej kategorii pod względem zwięzłości.

Podział skał według kategorii nazywa się klasyfikacją skał. Istnieje kilka różnych klasyfikacji skał, jak klasyfikacja Wernera, Junga, Rzihy, Protodiakonowa, Suchanowa i innych.

W ogólnie znanej klasyfikacji prof. Wernera zasadniczą cechą jest odporność skały na siły zewnętrzne przy jej urabianiu.

Według Wernera skały dzielą się na pięć następujących grup:

I — skały pulchne i sypkie, których cząstki są pozbawione zwięzłości albo mają słabą zwięzłość (na przykład piasek, żwir, torf i inne).

II — skały miękkie albo skały posiadające małą twardość i zwięzłość (do nich należą: glina, grunt gliniasty, sól i inne).

III — skały łamliwe, kruche, szczelinowate oraz budowy uwarstwionej, które, o ile nawet mają znaczną twardość, to jednakże łatwo oddzielają się od calizny (takimi skałami są kryształ górski, szczelinowate piaskowce, łupki, wapienie i inne).

IV — skały bardzo mocne i zwięzłe, posiadające znaczną twardość i zwięzłość (do nich należą ścisłe łupki, wapienie, piaskowce, granity i inne).

V — skały b a r d z o m o c n e, mające wysoką twardość i zwięzłość (są to najbardziej zwarte skały grupy poprzedniej i oprócz tego kwarcyty, porfiry, gnejsy i inne).

Klasyfikacja Wernera jest bardzo nieokreślona i może służyć tylko do przybliżonego porównania skał.

Do celów wytwórczych, na przykład przy normowaniu robót górniczych, nie może być ona stosowana.

W klasyfikacji prof. Junga zasada podziału skał według kategorii jest inna, a mianowicie budowa i skład skał. Ta klasyfikacja nie ma praktycznego znaczenia w odniesieniu do urabiania skał.

W klasyfikacji prof. Rzihy skały dzielą się na kategorie w zależności od kątów naturalnego stoku. Dla skał twardych według tej klasyfikacji kąt naturalnego stoku przyjmuje się 85^0, a dla otoczaków i luźnych piasków sypkich 45^0. Kąty naturalnego stoku dla pozostałych kategorii mają wartości przejściowe pomiędzy 85^0 a 45^0.

Wadą tej klasyfikacji jest trudność określenia kąta obrywania się skał mocnych.

Skały mogą być dokładniej podzielone na kategorie, jeżeli ich urabialność oceniać według jednej pewnej zasady, na przykład według zużycia materiałów wybuchowych na 1 m^3 skały, według ilości stępionych wierteł na wywiercenie 1 m otworu strzałowego, według siły rozdrabiającej przy badaniu na ściskanie itp.

Na przykład, jeżeli w określonych warunkach dla oderwania 1 m^3 skały zużywa się 2 kg materiałów wybuchowych, a dla oderwania takiejże objętości innej skały 3 kg materiałów wybuchowych, to można wywnioskować, że druga skała urabia się półtora raza trudniej niż pierwsza.

Porównując w ten sposób zasadnicze grupy skał trwałych według ich urabialności robotą strzelniczą można ułożyć tablicę urabialności według zużycia materiałów wybuchowych.

W latach 1928—1944 prof. A. Suchanow opracował i opublikował skalę urabialności wiertniczej i strzelniczej skał, tzw. „jedyną klasyfikację skał". „Jedyna klasyfikacja skał" wydana została przez Komisję dla robót wiertniczo-strzelniczych przy Akademii Nauk ZSRR w 1944 r. Praca ta jest dalszym rozwinięciem klasyfikacji prof. Protodiakonowa. Urabialność wiertnicza i strzelnicza, jak również zwięzłość skał są określone wytrzymałością skał przeciwko działaniu sił zewnętrznych. Wskaźniki wiercenia i strzelnicze mierzy się zużyciem czasu, materiałów i energii na oddzielenie części skały od masywu.

Zaleta klasyfikacji prof. Suchanowa polega na jej prostocie. Wady polegają na ograniczonych warunkach jej zastosowania, głównie dla normowania robót górniczych.

„Jedyna klasyfikacja skał" jest podana w końcu tej książki (patrz Dodatek).

Inne klasyfikacje, których jest kilka, w założeniach swych są analogiczne z założeniami klasyfikacji prof. Suchanowa. W klasyfikacjach tych główną cechą, według której skały dzielą się na kategorie, jest wytrzymałość skał na mechaniczne działania przy ściskaniu, wierceniu, strzelaniu itd.

Porównanie wszystkich istniejących klasyfikacji wskazuje na to, że większość ich bez wprowadzenia istotnych poprawek nie może zaspokoić

wymagań przemysłu górniczego. Na odwrót, liczne i różne klasyfikacje prowadzą do tego, że często w jednakowych warunkach górniczo-technicznych czynniki gospodarcze ustanawiają różne normy wydajności dla urabiania skał.

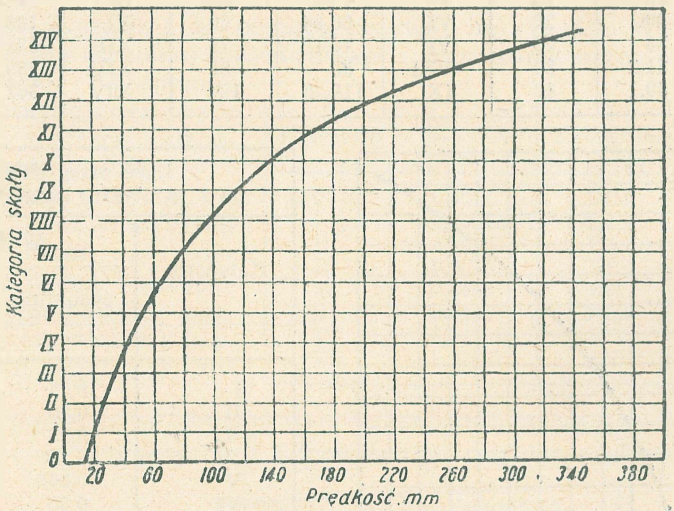
§ 13. NOWA KLASYFIKACJA SKAŁ

W nowej klasyfikacji skał (K. Pawłow — Klasyfikacja skał „Metale kolorowe" 1940 r., nr 12), w odróżnieniu od innych, jest podana szersza charakterystyka skał z punktu widzenia ich urabialności.

Za podstawę metodyki ułożenia klasyfikacji została przyjęta standaryzacja warunków prowadzenia doświadczeń co do urabialności wiertniczej i strzelniczej:

1. wiercenie ręczną wiertarką (typu BM-17);
2. ciśnienie powietrza sprężonego 4,5 at;
3. żerdź wiertnicza $d = 25$ mm;
4. spieki twarde (marki RE-15);
5. głębokość otworów strzałowych 1 do 1,5 m;
6. przekrój wyrobiska 4 do 5 m^2;
7. materiał wybuchowy — amonit 2.

Przy układaniu skali urabialności wiertniczej skał zostały wykorzystane dane obserwacji chronometrażowych dokonanych w licznych przedsiębiorstwach metalurgii kolorowej.



Rys. 20. Krzywa normalna zależności szybkości wiercenia od kategorii skał

Wskaźniki wiercenia zostały określone dla różnych kategorii skał według prędkości wiercenia spiekami twardymi i zahartowanymi wiertłami w ciągu minuty pracy.

Skalą urabialności strzelniczej ocenia się skały według skutków wybuchu przy odstrzale. Tutaj wskaźnikiem zasadniczym skutku wybuchu

jest zabiór, czyli objętość oderwanej skały na jeden metr otworu strzałowego.

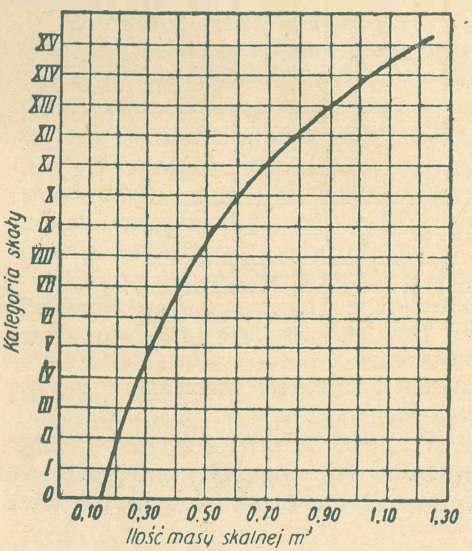
Oprócz skal wskazanych w klasyfikacji są dane średnie wskaźniki na zasadzie ilości metrów otworów strzałowych na jedno stępione wiertło i na jedno zużycie nakładki spieku twardego, które służą za pośrednie wskaźniki dla sprawdzania prawidłowości zaliczenia skały do tej lub innej kategorii według urabialności wiertniczej.

Petrograficzna charakterystyka skał jest przedstawiona bardzo obszernie i służy do tymczasowego określenia stopnia urabialności i względnej trwałości skał.

W klasyfikacji są wskazane dziedziny rzeczywistego zastosowania wiertarek, młotków mechanicznych, hartowanych wierteł i wierteł z nakładanymi spiekami twardymi.

Przy projektowaniu toku robót strzelniczych łatwo jest odszukać, według wykresów rys. 20 i 21, niezbędne wskaźniki szybkości wiercenia i rozchód ilości metrów otworów strzałowych na 1 m^3 masy górskiej dla różnych kategorii skał.

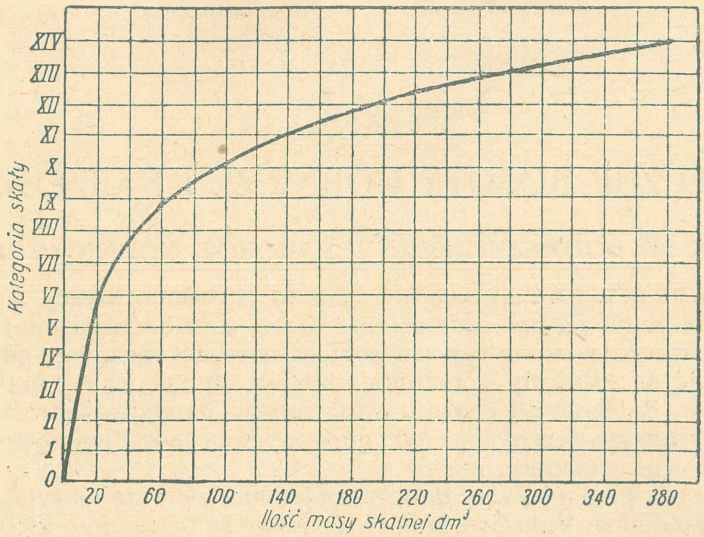
Prędkość, mm			Prędkość, mm			Prędkość, mm		
Kategoria	Wskaźniki		Kategoria	Wskaźniki		Kategoria	Wskaźniki	
	absolutne	zaokrąglone		absolutne	zaokrąglone		obsolutne	zaokrąglone
0	16	16	V	48,8	50	X	148,44	150
I	20	20	VI	60,84	60	XI	185,55	185
II	25	25	VII	76,1	75	XII	231,9	230
III	31,2	30	VIII	95	95	XIII	289,9	290
IV	39,1	40	IX	118,75	120	XIV	362,5	365



Rys. 21. Normalna krzywa zależności skuteczności odstrzału od kategorii skał

Ilość masy skalnej na 1 m otworu strzałowego, m^3		
Kategoria	Wskaźniki	
	absolutne	zaokrąglone
1	2	3
I	0,17	0,17
II	0,20	0,20
III	0,23	0,23
IV	0,265	0,27
V	0,305	0,30
VI	0,35	0,35
VII	0,40	0,40
VIII	0,46	0,46
IX	0,53	0,53
X	0,61	0,60
XI	0,70	0,70
XII	0,885	0,80
XIII	0,92	0,93
XIV	1,06	1,05
XV	1,22	1,20

Jeżeli przypuścimy, że urabialność wiertnicza i urabialność strzelnicza są w prostej zależności, można otrzymać skalę urabialności skał.



Rys. 22. Krzywa normalna urabialności skał

Ta skala jest wyrażona za pomocą krzywej na rys. 22. Wskaźniki tej skali, wzięte dla dowolnej kategorii skał i pomnożone przez czas samego tylko wiercenia na zmianę, dają normy wydajności pracy wiertacza w metrach kubicznych oderwanej skały.

Dla wygody i w celu otrzymania porównawczych wyników obliczeń przy rozwiązywaniu zadań i projektowaniu dyplomowym proponuje się korzystanie z klasyfikacji skał podanej w tablicy 6.

Kategoria	Ilość oddzielanej skały m³	Kategoria	Ilość oddzielanej skały m³
0	0,0024	VIII	0,04416
I	0,00346	IX	0,0636
II	0,00427	X	0,9168
III	0,0075	XI	0,132
IV	0,0103	XII	0,190
V	0,0148	XIII	0,27310
VI	0,02136	XIV	0,3936
VII	0,03072	XV	0,5664

W razie przejścia od jednego typu wiertarki do drugiego jest niezbędne korzystać w obliczeniach z odpowiednich współczynników.

Rozdział III

RĘCZNE ROBOTY GÓRNICZE I NARZĘDZIA

§ 14. RODZAJE RĘCZNYCH ROBÓT GÓRNICZYCH

Robotami górniczymi, jak to określono wyżej, są takie roboty, które mają na celu oddzielenie części skał od pozostałej jej masy. Roboty górnicze, wykonywane za pomocą narzędzi ręcznych, gdy siłą prowadzącą je są muskuły robotnika, nazywa się ręcznymi robotami górniczymi. Zależnie od rodzaju stosowanego narzędzia odróżnia się następujące rodzaje ręcznych robót górniczych: roboty łopatowe, kilofowe i klinowe oraz wiercenia ręczne.

Roboty łopatowe. Roboty łopatowe dzieli się na właściwe łopatowe i pomocnicze. Właściwe roboty łopatowe są takie, przy których za narzędzie do oddzielenia skały od ogólnego masywu służy łopata. Roboty łopatowe są stosowane jako samodzielne przy wydobywaniu skał należących do I i II kategorii według klasyfikacji Wernera lub do XV, XVI i XVII według nowej klasyfikacji (tablica 6).

Pomocnicze roboty łopatowe stosuje się przy ładowaniu skał, otrzymanych np. za pomocą robót strzelniczych i znajdujących się w stanie rozkruszonym lub też do odrzucania skał od przodka. Zasadniczymi narzędziami roboty łopatowej są łopata i widły.

Łopata składa się z dwóch części; z samej łopaty i ze styliska (rys. 23).

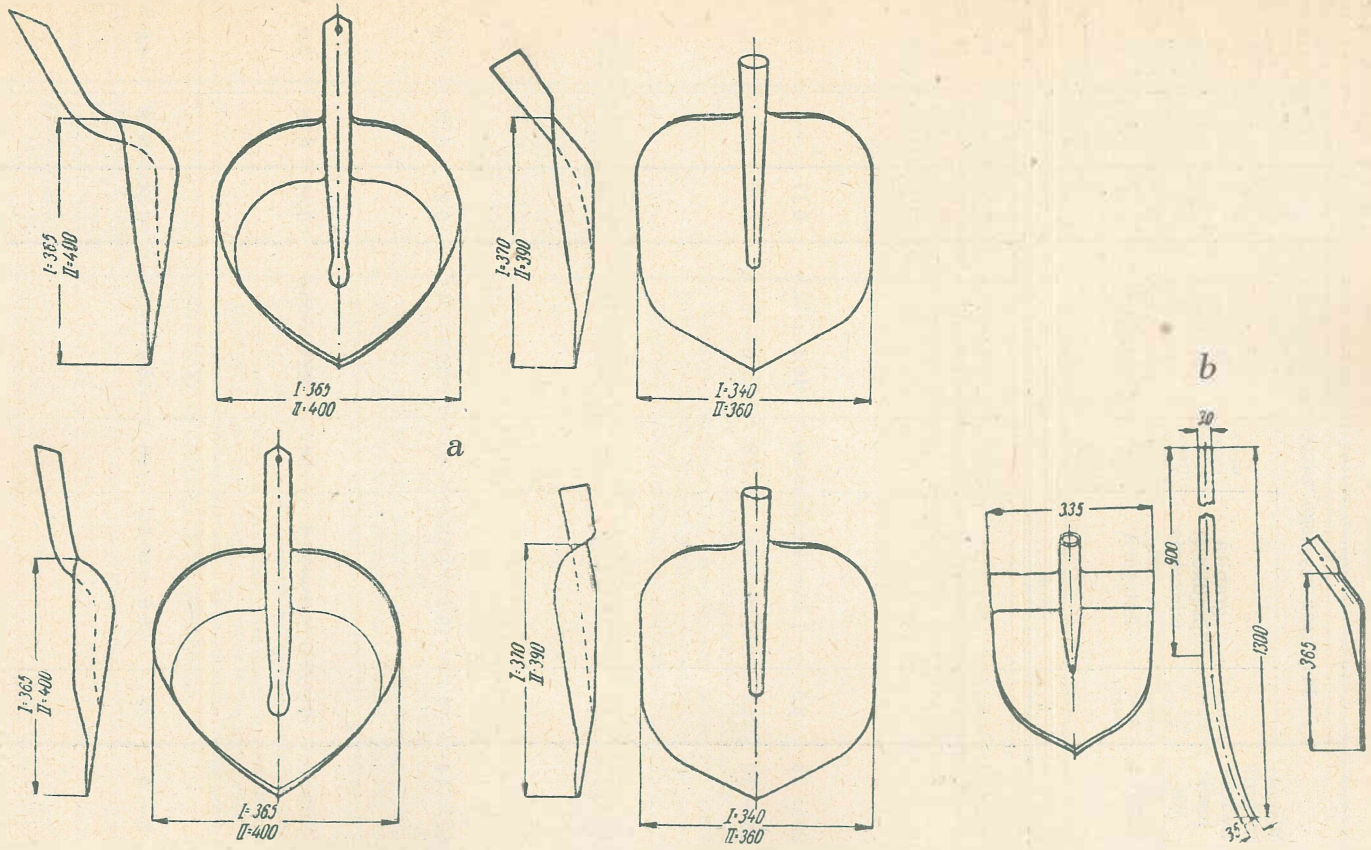
Przy naładunku skały o średnich kawałkach używane są niekiedy widły. Zagłębiają się one dobrze w masę skały, co ułatwia ładowanie. Widły są wykonane z dobrej stali zwykle z ośmiu zębami. Celem zwiększenia pojemności zęby wideł (z wyjątkiem skrajnych) mają większe wygięcie, a zęby skrajne mają wygięcie mniejsze (rys. 24).

Przebieg wykonywania robót za pomocą łopaty jest ogólnie znany i nie wymaga specjalnych wyjaśnień. Do normalnej pracy łopatą powierzchnia dla jednego robotnika powinna wynosić nie mniej jak 2,5 do 3,5 m^2.

Wydajność pracy robotnika na robotach wykonywanych za pomocą łopat zależy od rodzaju narzędzia, własności skał, głębokości nabierania, systemu pracy i innych. W warunkach przeciętnych wydajność załadowania na godzinę wynosi: dla piasku — od 0,3 do 1,5 m^3; dla gliny — od 0,15 do 0,4 m^3; dla żwiru i kruszywa od 0,2 do 1 m^3.

Wydajność robót łopatowych zależy oprócz tego od odległości przerzutu, od wysokości naczyń ładunkowych, od stanu spągu i od charakteru rozdrobienia skały.

Ze zwiększeniem odległości przerzucania wydajność ładowania zmniejsza się. Jako normalną wysokość ładowania skały przyjmuje się wysokość nie większą jak 1 m. Ze zwiększeniem tej wysokości wydajność zaczyna



Rys. 23. Łopaty górnicze

a — polska łopata górnicza (norma NGW-2301); w rzędzie górnym łopaty do pokładów grubych, w rzędzie dolnym do pokładów cienkich; łopaty z lewej strony o dnach płaskich, z prawej strony o dnach wygiętych; *b* — radziecka łopata górnicza.
U w a g a. Podane przy wymiarach cyfry rzymskie odnoszą się do wielkości łopat; *I* — wielkość 1, *II* — wielkość 2.

Kategorie wierconych skał	Współczynnik zwięzłości wg Protodiakonowa	Prędkość czystego wiercenia mm/min.				Ilość masy skalnej, odernej na 1 otwór strzałowy na metr w m³	Średnia ilość przewierconych otworów strzałowych w metrach na 1 zaostrzenie	
		przy wierceniu zahartowanymi wiertłami	granica prędkości wiercenia dla danej kategorii	przy wierceniu wiertłami z nałożonymi spiekami twardymi	granica prędkości wiercenia dla danej kategorii		przy wierceniu zahartowanymi wiertłami	przy wierceniu wiertłami z nałożonymi spiekami twardymi
1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	24	6	6 — 7,35	16	15 — 18	0,15	—	0,6
I	20 — 22	8,5	7,36 — 10,25	20	18,1 — 22,5	0,17	—	0,8
II	18 — 19	12	10,26 — 14	25	22,6 — 27,5	0,20	—	1,5
III	16 — 17	16	14,1 — 19	30	27,6 — 36	0,23	—	2,0
IV	12 — 14	22	19,1 — 26,5	40	36,1 — 45	0,27	0,04	2,3
V	10	31	26,6 — 36,5	50	45,1 — 55,0	0,31	0,06	3,0
VI	8 — 9	42	36,6 — 50,5	60	55,1 — 67,5	0,34	0,10	4,0

skał

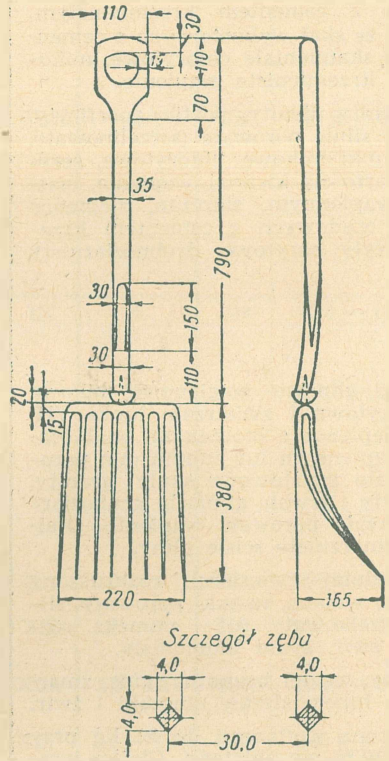
Rodzaj stosowanego sprzętu wiertniczego	Zalecany sprzęt wiertniczy i narzędzia dla danej kategorii skał	Charakterystyka petrograficzna skał
10	11	12
Wiertarki powietrzne	Wiertarki ręczne z wiertłami o nałożonych spiekach twardych Pэ — 15	Wyjątkowo trwałe kwarcyty, magnetyty, żelaziste rogowce, bazalty i inne skały nie zawierające zupełnie śladów szczelin zwietrzenia i wyługowania
„		To samo, ale mniej trwałe
„		W wysokim stopniu trudne do wiercenia, trwałe, zwarte i zwięzłe kwarcyty, magnetyty, żelaziste rogowce, bazalty labradorowe, kwarcowe liparyty, makrogranity, zepełnie niezwietrzałe monolitowo spojone skały, zupełnie zwarty kwarc bez siarczanów, jaspisy, rogowce
To samo	Wiertarki na kolumnie z wiertłami z nałożonym spiekiem twardym Pэ — 15	To samo
„		Zupełnie niezwietrzałe bazalty oliwinowe, diabazy, andezyty, łupki krzemieniste, drobnoziarniste granity, sienity, ścisłe żyły kwarcowe, porfiryty, gruboziarniste gnejsy, kwarcowo-turmalinowe skały, gabro, krzemieniste żelaziaki brunatne, ceratofiry, piroksenity
„		Zwietrzałe diabazy, andezyty, liparyty, kwarcowe porfiry, makrogranity. Niezwietrzałe trachity, berezyty, żyły kwarcowe ze znaczną zawartością siarczków. Konglomeraty z otoczakami ze skał wybuchowych z cementem krzemienistym, skamieniałe wapienie, zbite żeleziaki brunatne, rudy skarnowe
Wiertarki powietrzne	Wiertarki na kolumnie z wiertłami z nałożonym spiekiem twardym Pэ — 15	To samo co przy V.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
VII	7 — 8	57	50,6 — 67,5	75	67,6 — 85,0	0,40	0,13	5,3
VIII	6	78	67,6 — 93,0	95	85,1 — 107,5	0,46	0,16	7,0
IX	5	108	93,1 — 128,0	120	107,6 — 135,0	0,53	0,33	9,5
X	4	150	128,1 — 166,5	150	135,1 — 167,5	0,61	0,50	12,5
XI	2 — 3	185	166,6 — 208,0	185	167,6 — 207,5	0,7	0,66	17
XII	2 — 3	230	208,1 — 267,0	230	207,6 — 260,0	0,8	0,66	22
XIII	1,5 — 2	290	267,1 — 340,5	290	260,1 — 327,5	0,93	1,00	—
XIV	1,2 — 1,5	365	340,6 — 425	365	327,6 — 407,5	—	1,33	—
XV	—	450	—	450	407,6 — 450,0	—	1,38	—
XVI	1,0 — 1,2	—	—	—	—	—	—	—
XVII	0,5 — 1,0	—	—	—	—	—	—	—
XVIII	0,5	—	—	—	—	—	—	—
XIX	0,1 — 0,3	—	—	—	—	—	—	—

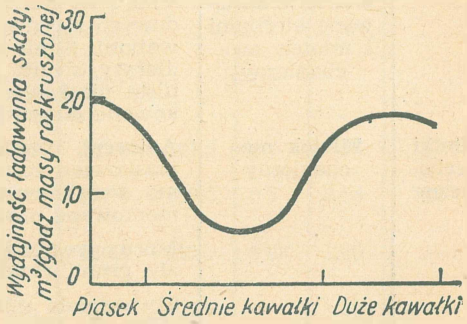
10	11	12
Wiertarki powietrzne	Wiertarki ręczne z wiertłami zaopatrzone spiekami twardymi РЭ — 8 i РЭ — 12	Zwietrzałe gruboziarniste granity, gnejsy, sienity, dioryty, gabbro, kwarcowo-turmalinowe skały, serpentyny. Silniej zwietrzałe diabazy, adezyty, amfibolity, liparyty, porfiry kwarcowe, drobno-ziarniste granity, kwarcowe żyły, częściowo porowate lub z dużą ilością siarczanów, piaskowce z cementem krzemienistym. Zlepieńce z otoczakami ze skał wybuchowych z cementem wapiennym. Silnie skamieniałe chlorytowe, mikowe, serycytowe łupki, krzemieniste wapienie.
„	„	Zwietrzałe dioryty, granity, sienity, porfiry, porfiryty, gabbro, żyły kwarcowe silnie porowate (szczelinowate, gąbczaste, ochrowe). Łupki mikowe, chlorytowe, serycytowe ze znaczną zawartością kwarcu, wapienia, piaskowca z cementem wapiennym, siarczan, zlepieńce z otoczakami ze skał osadowych z cementem krzemienistym. Utlenione żyły barytowe, drobnoziarnisty piaskowiec gliniasty.
„	Wiertarki ręczne z hartowanymi wiertłami	To samo
Elektrowiertła	Ręczne i na kolumnie elektrowiertarki hartowane wiertłami i młotek mechaniczny	Łuskowate drobne łupki, gliniaste, węglanowe, mikowe talko-chlorytowe, serecytowe i zwietrzałe łupki VII, VIII i IX kategorii. Zlepieńce z otoczakami skał osadowych z cementem wapiennym lub innym (ale porowatym). Silnie zwietrzałe podstawowe skały: granity, dioryty, sienity, porfiryty i trwałe gliniaste gruboziarniste piaskowce, zwietrzałe porowate wapienie. Otalkowane serpentyny. Zamarznięte ścisłe gliny.
Młotki mechaniczne	Młotek mechaniczny	Antracyt, margiel średniej zwięzłości, rozkruszony piaskowiec, zbita kreda, wapień, miękki porowaty, silnie szczelinowaty, muszelkowaty, tuf i pumeks, scementowane otoczaki i żwir, grunt kamienisty.
		Mocny węgiel kamienny, węgiel brunatny, gips, zmarzły grunt, rozkruszony łupek, zleżałe otoczaki i żwir.
		Stwardniała glina, morena z głazami do 50 kg przy obecności ich powyżej 10 % wg objętości. Ciężka łamliwa glina, grunt gliniasty z domieszką otoczaków i głazów o ciężarze do 25 kg z zawartością głazów do 10 %. Glina morenowa z głazami o ciężarze do 50 kg przy obecności głazów do 10% wg objętości, glina łupkowa, duże otoczaki wymiar do 90 mm, czysta lub z domieszką głazów o ciężarze do 10 kg. Miękki węgiel kamienny, zamarznięte grunty wg dwóch przedostatnich kategorii.
Narzędzia ręczne	Narzędzia ręczne: kilofy, żelazko, łom, łopata	Tłusta glina, ciężki grunt gliniasty, gruby żwir, otoczaki i żwir grubości od 15 do 40 mm, ziemia roślinna lub torf z korzeniami o średnicy powyżej 30 mm
„	„	Lessowy lekki grunt gliniasty, średni rozkruszony żwir do 15 mm, grunt roślinny z korzeniami do 30 mm.
„	„	Skały sypkie, piasek, osypiska, drobny żwir, wydobyty węgiel, grunt piaszczysty, grunt roślinny, torf
„	„	Kurzawki, grząski grunt lessowy i inne grząskie grunty.

spadać. I tak, ze zwiększeniem wysokości o 30 cm ponad 1 m wydajność obniża się o 8 do 10%, ze zwiększeniem wysokości o 50 do 60 cm wydajność maleje o 20 do 30%. Znaczny wpływ na wydajność robót wykonywanych za pomocą łopat przy ładowaniu, ma również stan spągu wyrobiska. Przy spągu nierównym w czasie uchwytu skały łopatą należy wykonać większy wysiłek niż przy spągu równym. Oprócz tego na spągu nierównym łopata zacina się, a zatem czas, potrzebny na jedno nabranie skały zwiększa się. Wpływ grubości kawałków urobku na wydajność załadunku jest dwojaki: wydajność wzrasta ze zwiększeniem grubości kawałków do pewnych granic, przy czym duże kawały ładuje się bez łopaty rękami lub widłami. Lecz w tymże czasie ładowanie łopatą jest wygodniejsze i wydajniejsze przy ładunku drobnych kawałków skały. Na rys. 25 pokazano zależność między wydajnością ładunku i wielkością kawałków skały.

Wpływ rodzaju łopaty na wydajność ładowania określa się:



Rys. 24. Widły do ładowania skały (urobku)



Rys. 25. Krzywa zależności pomiędzy wydajnością ładowania i wielkością kawałków skały

1. pojemnością łopaty, tj. ilością skały zabieranej przez łopatę na raz;
2. ciężarem własnym łopaty;
3. konstrukcją i rodzajem materiału łopaty.

Najwygodniejszą pojemnością łopaty jest taka, przy której robotnik w danych warunkach bez przemęczenia może naładować największą ilość urobku na zmianę. Za najwięcej wydajne uważane są łopaty o powierzchni cylindrycznej i ostrokątnym kształcie ostrza, mające pojemność 8,5 do 9 kg (tablica 7). Ciężar samej łopaty, oczywiście, powinien być jak najmniejszy przy zachowaniu niezbędnej trwałości.

Porządkiem pracy przy ładowaniu urobku nazywa się porządek kolejności okresów ładowania z okresami odpoczynku.

Tablica 7

Charakterystyka radzieckich łopat górniczych

Nr	Typ łopaty	Wymiary łopaty mm			Pojemność kg	Ciężar własny kg	Długość ze stylliskiem m
		wysokość	szerokość				
			górą	dołem			
1.	Rozwartokątna	250	250	230	7,5	1,5	1,00
2.	Rozwartokątna	300	270	250	8,0	1,65	1,30
3.	Rozwartokątna	310	290	270	9,0	1,80	—
4.	Ostrokątna	325	260	—	8,0	1,65	1,00
5.	Ostrokątna	335	280	—	8,5	1,80	1,30

Przy porządku prawidłowym robotnik odpoczywa w ciągu zmiany równomiernie, mniej się męczy, a zatem daje większą wydajność ładowania.

ROBOTY KILOFAMI

Roboty kilofami, tak jak i łopatowe, są stosowane bezpośrednio przy urabianiu skał; oprócz tego są pomocne przy robotach klinowych połączonych z użyciem materiałów wybuchowych.

Właściwe roboty kilofami i oskardami, przy których kilofy lub oskardy stosuje się jako narzędzia do oddzielenia skały od calizny, można stosować do wydobycia skał odnoszących się do XIV, XV i XVI kategorii według nowej klasyfikacji skał (tablica 6).

Jako pomocnicze stosuje się roboty kilofami do rozkruszenia zbitych, zleżałych lub zamarzłych gruntów przy ładowaniu łopatami, do rozbijania skały przy robotach klinowych i robotach z materiałami wybuchowymi, a także do obrywki ścian, bicia kanałów odwadniających itp. Narzędziami do robót kilofowych są kilofy właściwe jednostronne (rys. 26*a*) i kilofy dwustronne, zwane oskardami (rys. 26*b*).

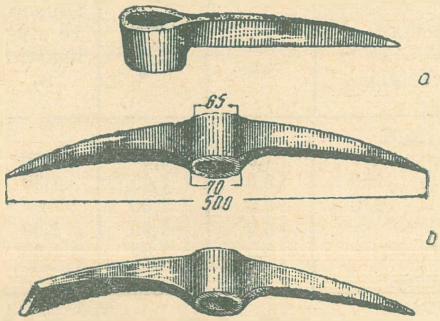
Kilofy składają się z trzech części: z łopatki, ostrza i ucha. Łopatkę kilofa wykonuje się ze stali wysokiej jakości lub z żelaza kształtu prostokątnego w przekroju poprzecznym. Długość jednostronnego kilofa przyjmuje się na 150 do 200 mm, a oskarda (dwustronnego) na 500 do 600 mm.

Kilofy mają zwykle kształt krzywolinijny, przy czym krzywizna odpowiada łukowi o promieniu równym mniej więcej odległości od krawędzi zewnętrznej łopatki kilofa do pleców robotnika. Taka konstrukcja kilofa daje przy pracy możliwość rozwinięcia uderzenia o największej sile.

Ostrze kilofa dla uniknięcia jego odłamania się lub zgięcia na końcu ścina się po powierzchni równej 1 mm^2.

Ucho kilofa ma najczęściej kształt owalny, ale może mieć również kształt prostokątny, trójkątny i trapezowy. Nie należy wykonywać otworu usznego o kształcie okrągłym, gdyż wtedy stylisko osłabiwszy się, zaczyna się obracać. Ciężar jednostronnego kilofa wynosi 1,5 do 2 kg, a oskarda 2,5 do 3,5 kg. Stylisko kilofa ma długość 0,7 do 0,8 m i jest wyrabiane z suchego twardego drewna (klon, jesion, brzoza).

Oskard ma tę przewagę nad kilofem jednostronnym, że ze zwiększeniem swego ciężaru i bardziej równomiernym jego rozłożeniem w stosunku do styliska daje bardziej skuteczne uderzenie. Oprócz tego, dzięki dwom ostrzom zastępuje dwa proste kilofy. Zastosowanie jednego lub drugiego rodzaju kilofa zależne jest od warunków pracy. W wyrobiskach ciasnych najbardziej celowe są zwykłe kilofy jednostronne, w wyrobiskach szerszych i na robotach odkrywkowych oskardy. Przy urabianiu skał zwięzłych zwykle używa się kilofów prostych. Niekiedy używa się kilofów złożonych lub składanych. Są one dlatego wygodne, że pozwalają na miejscu pracy wymieniać ostrza stępione na ostrza dobre. Ciężar łopatek wymiennych nie wynosi więcej jak 1 kg.



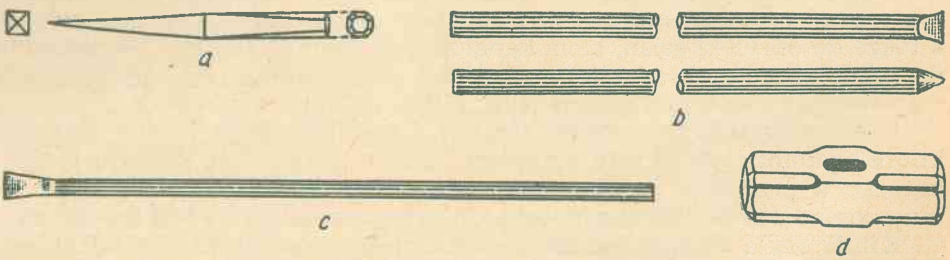
Rys. 26. Kilofy

a — jednostronne; *b* — dwustronne (oskardy)

Wydajność robót kilofem zależy od rodzaju narzędzia i od własności skał, przeciętnie wynosi na robotnika od 1,25 do 3 m^3 na zmianę.

ROBOTY KLINOWE

Robota klinowa ma zastosowanie do urabiania skał zaliczonych do XIV, XV i XVI kategorii klasyfikacji skał według tablicy 6. Narzędzia do wykonania tych robót są: żelazko (rys. 27*a*), drąg (rys. 27*b*), łom (rys. 27*c*) i ciężki młot (rys. 27*d*).



Rys. 27. Narzędzia do robót klinowych

Normalne wymiary żelazek są: długość od 180 do 470 mm, szerokość od 40 do 75 mm i więcej, grubość w części tylnej 25 do 50 mm i ciężar 1 do 3,5 kg.

Ciężkie młoty wykonuje się o kształcie cztero- lub sześciograniastym o długości 175 do 200 mm i ciężarze od 4 do 8 kg.

Drągi i łomy wykonuje się z żelaza okrągłego o średnicy od 13 do 38 mm, przy czym na łomy bierze się grubsze żelazo. Długość ich wynosi 1 do 1,5 m.

Przy robocie klinowej narzędzie wbija się do skały za pomocą młota wzdłuż płaszczyzn szczelinowatości, wskutek czego odspaja się części skały od calizny.

Łom i drąg służą za narzędzia pomocnicze przy robotach klinowych. Zwykle postępuje się tak: wbiwszy łom w otwór wykonany żelazkiem naciska się na niego z boku jak na dźwignię i odrywa skałę. Wydajność roboty klinowej mierzy się w jednostkach kwadratowych (metrach kwadratowych). Zależna jest ona od rodzaju szczelinowatości i od innych fizycznych właściwości skał.

§ 15. WIERCENIE RĘCZNE

W tych przypadkach, gdy urabianie skał kilofami lub żelazkami dla oddzielenia skały od masywu jest niemożliwe, używa się materiałów wybuchowych. Istota ich polega na tym, że w skale wierci się otwór strzałowy, w który ładuje się materiał wybuchowy i odpala się. Siłą wybuchu skała odłącza się od masywu, co zastępuje pracę muskułów.

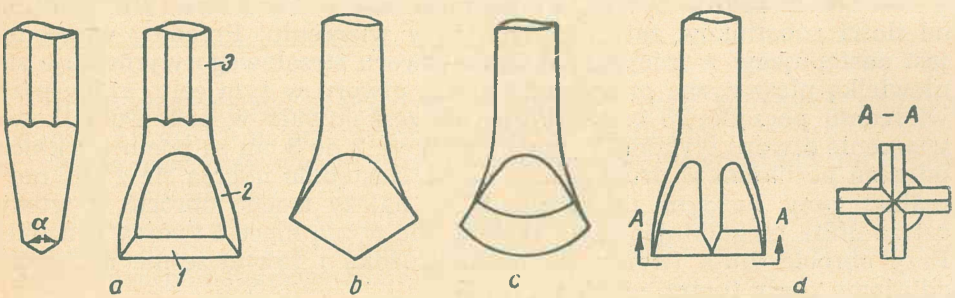
Rozróżnia się wiercenie ręczne i maszynowe.

Wiercenie ręczne stosuje się wtedy, gdy brak jest energii mechanicznej. Drążyć można ręcznie w skałach dowolnej kategorii, ale mniej lub więcej najkorzystniej stosuje się je tylko w kategoriach skał od XII do XVI nowej klasyfikacji (tablica 6).

NARZĘDZIA DO WIERCENIA RĘCZNEGO

Do wiercenia ręcznego używa się następujących narzędzi: dłuta, perlika (młotka) i gracki do czyszczenia otworu strzałowego.

Dłuto składa się z trzonu (na rys. 28 — *3*) wykonanego ze specjalnie twardej stali o średnicy 18 do 25 mm oraz z ostrza. Ostrza dłuta mają rozmaity kształt (rys. 28).



Rys 28. Ostrza dłut

Przy wierceniu ręcznym stosuje się zwykle dłuta pojedyncze (rys. 28) o prostym *a*, łamanym *b* lub zaokrąglonym *c* ostrzu. W skałach szczelinowatych ostrza pojedyncze zacinają się lub zaklinowują, przeto do takich skał używa się dłuta z ostrzem podwójnym kształtu krzyżowego *d*. Długość ostrza powinna mieścić się w granicach od 1,3 do 2 średnicy

trzonu. Taka długość ułatwia usuwanie zwiercin z otworu strzałowego i pozwala na usunięcie tarcia dłuta o ścianki otworu. Kąt α utworzony przez dwie krawędzie *1* (ostrza) główki dłuta nazywa się kątem zaostrzenia (rys. 28*a*). Kąt ten przyjmuje się zwykle w granicach od 70^0 do 110^0. Boczne powierzchnie *2* dłuta nazywa się licem. Im skała jest twardsza, tym większy powinien być kąt zaostrzenia, a różnica pomiędzy długością ostrza i średnicą trzonu mniejsza.

Podczas wiercenia ostrze dłuta tępi się i ściera, dlatego też w czasie pracy należy dłuta często wymieniać (2 do 3 razy, a niekiedy nawet i częściej).

Zbiór dłut niezbędny do wywiercenia otworu strzałowego na jego całą głębokość nazywa się kompletem dłut. Ponieważ początek wiercenia długim dłutem jest trudny, a czasami niemożliwy, wobec tego pierwsze dłuto daje się krótkie. Jego przeciętna długość wynosi 30 do 40 cm. Każde następne dłuto bierze się o 30 cm dłuższe od poprzedniego. Różnica pomiędzy dwoma następującymi po sobie wymiarami ostrza wynosi 3 mm. Zwykle dłuto krótkie ma szerokość ostrza 44 mm, następne 41 mm, potem 38 mm itd.

Perlik do wiercenia ręcznego sporządza się z lanej stali martenowskiej. Służy on do uderzania w koniec trzonu dłuta. Ciężar perlika przy wykonywaniu wiercenia przez jednego robotnika wynosi 1,5 do 3 kg, a przez dwóch robotników 3 do 6 kg.

Gracka służy do oczyszczania otworu strzałowego ze zwiercin nagromadzonych w nim w czasie wiercenia w skale. Długość gracki powinna być mniejsza od głębokości otworu strzałowego, a średnica jej zagiętego końca trochę mniejsza od średnicy otworu.

Na drugim końcu gracka jest zagięta w uszko, w które wkłada się szmatę lub pakuły służące do usuwania błota.

W razie złamania się ostrza dłuta, co zdarza się przy wierceniu w trwałych skałach, do wydostania złamanych części używa się kleszczy specjalnej budowy.

Wiercenie ręczne bywa jednoręczne i dwuręczne, zależnie od ilości robotników zatrudnionych przy wierceniu. Przebieg wiercenia jest następujący: w miejscu założenia otworu strzałowego wyrównuje się niewielką płaszczyznę prostopadle do osi otworu w tym celu, ażeby przy wierceniu początkowo ostrze dłuta nie zeskakiwało w bok. Początkowo wiercenie otworu wykonuje się na głębokość 2 do 3 cm za pomocą lekkich uderzeń perlikiem w drugi koniec dłuta. Następnie uderza się z siłą normalną; przy każdym uderzeniu dłuto należy trochę obrócić, a wtedy ostrze dłuta rozgniatając skałę zagłębia się w nią nieco i tworzy bruzdkę. Przy obrocie dłuta tworzy się nowa bruzdka i równocześnie następuje odbijanie skały (patrz rys. 54).

W ten sposób przy pełnym obrocie dłuta naokoło jego osi odbijanie nastąpi na całej płaszczyźnie otworu na głębokość wejścia ostrza dłuta w skałę.

Przy wierceniu jednoręcznym robotnik jedną ręką podtrzymuje dłuto, którego jeden koniec mieści się na dnie otworu, a drugą ręką uderza perlikiem w drugi koniec trzonu dłuta. Przy dwuręcznym wierceniu jeden robotnik trzyma i kieruje dłutem oburącz, drugi zaś uderza w nie oburącz młotem.

WARUNKI ZASTOSOWANIA I WYDAJNOŚĆ WIERCENIA RĘCZNEGO

Wiercenie ręczne jest mało wydajne i obecnie jest stosowane na robotach poszukiwawczych lub w przypadkach szczególnych przy urabianiu rudy na kopalniach o małej wydajności i małym wydobyciu. Wiercenie ręczne stosuje się w następujących przypadkach:

1. W tych wszystkich miejscach, gdzie odkryto nowe złoża rudne i przeprowadza się szczegółowe badania oraz próbne wydobycie, a brak przedsiębiorstw wytwórczych, skądby można było czerpać energię mechaniczną.
2. Na kopalniach o małym wydobyciu pracujących sposobem odkrywkowym.
3. Przy wydobywaniu bogatych rud w początkach robót przygotowawczych przeprowadzanych celem eksploatacji złoża, gdy jeszcze brak urządzeń mechanicznych i elektrycznych.
4. Przy małym wydobyciu kopalni o niewielkich zapasach wysokoprocentowej rudy, gdy wydatki na nabycie urządzeń mechanicznych (sprężarka, wiertarki, rury itp.) nie opłacają się.

Ujemne strony wiercenia ręcznego polegają na małej wydajności, powolnym postępie robót górniczych i znacznym zapotrzebowaniu siły roboczej w porównaniu z wierceniem mechanicznym.

Tablica 8

Wydajność wiercenia ręcznego

Przedsiębiorstwo	Rodzaj wyrobisk	Wyznaczone normy m^3	Rzeczywiste wykonanie norm m^3
Złoża onońskie, czykojskie i turjińskie	chodniki	0,36	0,35 do 0,40
Złoża dmitrjewskie	chodniki	0,35	0,32 do 0,38
Złoża dmitrjewskie	dowierzchnie (nadsiębwłom)	0,26	0,24

Przeciętna głębokość otworów strzałowych przy wierceniu ręcznym wynosi 0,8 do 1,5 m przy średnicach od 25 do 40 mm.

Wydajność przy wierceniu ręcznym waha się w granicach od 0,7 do 1,75 mb na zmianę.

W tablicy 8 podano w metrach sześciennych na zmianę faktyczne wypełnienie norm przy wierceniu ręcznym na jednego wiertacza w przedsiębiorstwach metalurgii kolorowej.

§ 16. MECHANIZACJA RĘCZNYCH ROBÓT GÓRNICZYCH

Zwiększenie wydajności wiercenia ręcznego może być osiągnięte przez zastosowanie wszelkich możliwych mechanizmów i urządzeń. W praktyce górniczej jeszcze w końcu ubiegłego stulecia były znane wiertarki ręczne obrotowe Rachetta i Elliota. Wiertarki te jeszcze w latach 1929

do 1935 były szeroko stosowane w ZSRR w Zagłębiu Donieckim, ale obecnie prawie całkowicie wyszły z użycia.

W polskich zagłębiach węglowych wiertarki ręczne obrotowe, przeważnie systemu Elliota, są stosowane jedynie w skałach o niewielkiej twardości.

Do ułatwienia pracy przy ładowaniu urobku używa się blach żelaznych, ładowanie z których zwiększa wydajność pracy robotników o 20 do 25%.

Rozdział IV

MASZYNY GÓRNICZE DO URABIANIA I SPRZĘT

§ 17. SIŁA MECHANICZNA, ENERGIA I ZASTOSOWANIE ICH W GÓRNICTWIE

Zastosowanie siły mechanicznej w technice jest ogólnie znane. W górnictwie ma ona zastosowanie w postaci różnych maszyn i urządzeń, za pomocą których są wykonywane różnego rodzaju roboty.

Pośród tych maszyn poważne miejsce zajmują maszyny do urabiania. Celem wprowadzenia w ruch maszyn górniczych i urządzeń na kopalniach stosowana jest energia cieplna (silniki parowe i silniki spalinowe), energia elektryczna i mechaniczna, powietrze sprężone.

Energia cieplna jest wykorzystywana głównie przy przebijaniu szybów do uruchamiania parowych maszyn wyciągowych i wiszących pomp parowych. Ten rodzaj energii jest bardzo drogi i dlatego stosuje się go tylko wyjątkowo.

Zasadniczym rodzajem energii wprawiającej w ruch mechanizmy górnicze jest obecnie energia elektryczna. Ten rodzaj energii przy obecnym stanie elektryfikacji jest najwygodniejszy, tani i prosty do wykorzystania.

Energia powietrzna (pneumatyczna) ma główne zastosowanie do wiertarek powietrznych, młotków mechanicznych i niektórych rodzajów maszyn ładujących urobek.

Współczynnik mocy użytkowej instalacji turbosprężarek jest równy 0,65 do 0,7.

Straty ciśnienia powietrza sprężonego przy rozprowadzeniu go do wyrobisk górniczych wynoszą 15 do 20%, a straty wskutek nieszczelności rurociągów powietrznych około 20%. Współczynnik mocy użytkowej silnika powietrznego lub wiertarki jest zwykle nie większy jak 0,2 do 0,25. W rezultacie na pracę użyteczną energii powietrznej używa się przeważnie około 10 do 15%.

Przy zastosowaniu energii elektrycznej współczynnik mocy użytkowej urządzenia generatorowego wynosi 0,9 i silnika elektrycznego 0,85, a straty przy rozprowadzaniu jej nie przekraczają 10%. W ten sposób na pracę użyteczną pozostaje około 70 do 75%.

Koszt energii elektrycznej na jednostkę wydobytej rudy lub węgla jest zwykle 4 do 5 razy mniejszy niż energii powietrznej, co wskazuje na ogromną przewagę energii elektrycznej nad powietrzną. Dlatego wszędzie, gdzie to jest tylko możliwe, należy stosować mechanizmy pracujące z napędem elektrycznym.

§ 18. ZASADNICZE RODZAJE MASZYN GÓRNICZYCH DO URABIANIA

Do urabiania skał i wybierania złóż kopalin użytecznych stosuje się mnóstwo różnego rodzaju maszyn górniczych.

Maszyny górnicze pod względem zasady pracy i przeznaczenia dzielą się na następujące podstawowe grupy:

1. Maszyny udarowe stosowane do urabiania kopalin użytecznych. Do maszyn tych należą w szczególności młotki mechaniczne.
2. Maszyny obrotowo-udarowe używane do wiercenia otworów wiertniczych i otworów strzałowych. Do grupy tej należą wiertarki udarowe i aparaty wiertnicze.
3. Maszyny wiertłowe stosowane do wiercenia otworów strzałowych. Do nich należą wiertarki obrotowe i maszyny wiertnicze.
4. Maszyny czerpakowe używane do wydobycia i do ładunku skał oraz kopaliny użytecznej. Do tej grupy należą czerparki (ekskawatory), ładowarki, zgarniarki (skrapery) chwytacze (greifery) i inne.
5. Kombajny górnicze stosowane do urabiania i ładowania kopaliny użytecznej na urządzenia transportowe.

§ 19. MŁOTKI MECHANICZNE I ŁOPATY POWIETRZNE

Młotkiem mechanicznym nazywa się mechaniczne narzędzie ręczne o działaniu udarowym, przeznaczone do odbijania kawałków kopaliny użytecznej od calizny. Młotki mechaniczne są powietrzne i elektryczne.

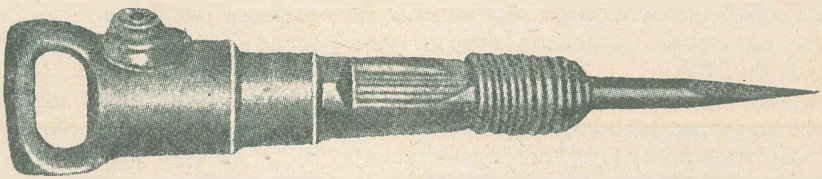
Młotki powietrzne są stosowane przeważnie w górnictwie.

Elektryczne młotki mechaniczne są jeszcze w stadium doświadczalnym i nie mają szerszego zastosowania.

W Związku Radzieckim są wytwarzane młotki mechaniczne marki OM-3 i OM-5 w leningradzkiej fabryce „Pneumatyka". Wygląd zewnętrzny młotka mechanicznego przedstawia rys. 29.

Młotek mechaniczny jest prosty, lekki, wygodny. Ze względu na swoją trwałość jest on narzędziem zupełnie pewnym w użyciu.

Zasada pracy młotka mechanicznego jest następująca: ruchomy tłok uderza często w głowicę grotu, skutkiem czego grot zagłębia się na pewną głębokość w skałę, po czym robotnik działając kadłubem młotka jak dźwignią odrywa część skały od calizny.



Rys. 29. Powietrzny młotek mechaniczny

Młotki mechaniczne fabryki „Pneumatyka" mają suwakowy rozdział powietrza. Otwory kanałów otwierają się i zamykają przez nacisk na nie suwaka jakby zasuwki. Przy tym suwak przesuwa się w poprzek prądu powietrza. Smarowanie młotka odbywa się zwykle przez głowicę.

Charakterystyka techniczna młotków mechanicznych, sporządzanych przez fabrykę „Pneumatyka", jest uwidoczniona w tablicy 9.

Tablica 9

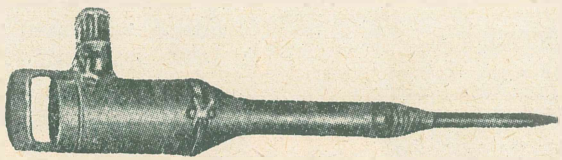
Charakterystyka młotków fabryki „Pneumatyka"

Marka	Ciężar młotka kg	Tłok mm		Praca uderzenia kg/m	Liczba uderzeń na minutę	Moc na młotku KM	Zużycie powietrza sprężonego m^3/godz
		Średnica	Skok				
OM-3	8,3	38	75	1,05	1350	0,315	45
OM-5	9,6	38	145	2,40	1050	0,56	60
OM SP-5	10,0	—	—	—	1078	0,60	—

W praktyce zagranicznej do obrywki przodka po strzałach, do urabiania słabych skał, szczególnie na robotach odkrywkowych, do rozbijania skał na kawałki, jak również do ubijania betonu stosowane są maszyny podobne budową do młotka mechanicznego „pewing briker".

● W Polsce używane są młotki mechaniczne zasadniczo podobnie skonstruowane i działające w podobny sposób. ●

Elektryczne młotki mechaniczne są wyrabiane w fabryce tomskiej „Metalowiec" w dwóch typach: KNSz-2 i KNSz-3.



Rys. 30. Elektryczny młotek mechaniczny

Na rys. 30 jest pokazany wygląd zewnętrzny takiego młotka KNSz-2. Ogólna jego długość bez grotu wynosi 700 mm. Ciężar z grotem 14,5 kg. Napięcie robocze 120 V. Moc silnika elektrycznego 0,35 kW przy 933 ob/min.

Łopaty powietrzne lub mechaniczne co do sposobu działania niczym nie różnią się od młotków mechanicznych. Pod działaniem uderzeń tłoka zagłębia się tu w skałę nie grot, lecz łopata wstawiona jako ostrze zamiast grotu. Manewrując kadłubem narzędzia jak dźwignią odspaja się część skały od calizny.

Dane porównawcze o wydajności urabiania, zależnie od własności skał i rodzaju narzędzi, są uwidocznione w tablicy 10.

Do oddzielania skał za pomocą młotka mechanicznego używa się grotu, mającego ostrze kształtu ostrosłupa i kąt zaostrzenia około 23^0. Długość grotu wynosi 150 do 250 mm i więcej.

Młotki mechaniczne i łopaty pneumatyczne mają zastosowanie ograniczone w przedsiębiorstwach górniczych pozawęglowych z powodu dużej twardości skał i rudy.

Tablica 10

Wydajność urabiania skał robotami ręcznymi

Sposoby pracy	Wydajność urabiania na zmianę — m^3			
	ciężkie grunty gliniaste, żwir	wapień miękki, gliny łamliwe	wapienie szczelinowate, twarda glina	zmarzłe grunty, twarde wapienie
Roboty ręczne kilofem	3,0	1,75	1,25	—
Młotki mechaniczne	—	3,0	2,2	1,0
Łopaty powietrzne	8,0	5,0	—	—

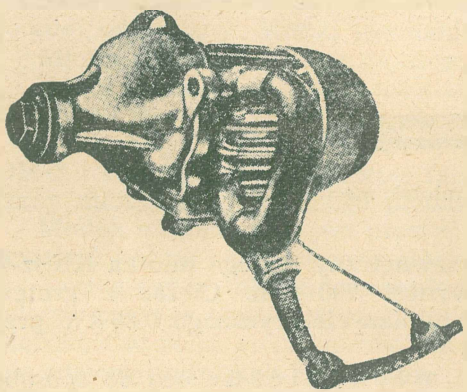
§ 20. MASZYNY WIERTŁOWE

Wiertarką nazywa się narzędzie wiertnicze, przeznaczone do obrotowego wiercenia otworów strzałowych.

Najczęściej wiertarki uruchamia się elektrycznie a rzadziej powietrzem sprężonym.

Wiertarki elektryczne są ręczne i kolumnowe.

Ręczna wiertarka elektryczna (rys. 31) składa się z następujących części: kadłuba, silnika, wyłącznika, reduktora zębatego, trzpienia dla wstawienia wiertła, łącznika wtyczkowego i giętkiego kabla. Kadłub wiertarki wykonany jest z lekkiego stopu. Prąd włącza się i wyłącza za pomocą przycisku, znajdującego się w rękojeści wiertarki.



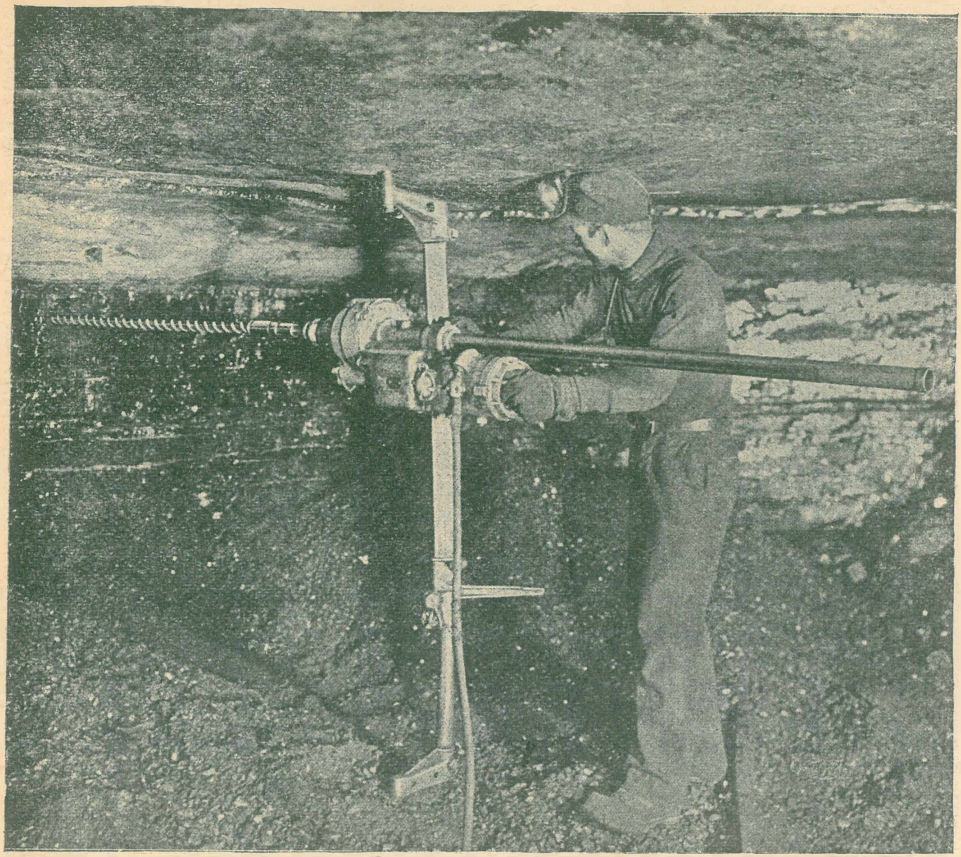
Rys. 31. Wiertarka elektryczna

Kolumnowa wiertarka elektryczna ESK-1 (rys. 32) składa się z kolumny rozporowej i kadłuba, w którym mieści się silnik, wyłącznik, reduktor, wprowadzenie kabla, urządzenie przełączające i śruba posuwowa.

Charakterystyka techniczna wiertarek kolumnowych, produkowanych w Związku Radzieckim, podana jest w tablicy 11.

Wiertarkę wyposaża się w komplet żerdzi wiertniczych, wykonanych z kręconej rombowej stali. Długość pierwszej żerdzi wynosi 0,6 m, drugiej 1,3 m, trzeciej 2,0 m itd. Koronki przeznaczone do nasadzania ostrzy z twardych spieków, wykonuje się ze stali węglowej. Koronki mają różny kształt.

Wiertarki są stosowane do wiercenia w skałach miękkich i średniej twardości, szczególnie w górnictwie węglowym. W górnictwach innych, gdzie wiercenie jest prowadzone głównie w zwięzłych i bardzo twardych skałach, wiertarki elektryczne stosowane są bardzo rzadko.



Rys. 32. Wiercenie wiertarką elektryczną na kolumnie

Tablica 11

Charakterystyka wiertarek elektrycznych produkowanych w Związku Radzieckim

Wytwórnia	Typ	Znak	Ciężar, kg		Ilość obrotów na minutę	Wiertło	Charakterystyka silnika		
			wiertarki ręcznej	wiertarki kolumnowej			moc KW	napięcie	Ilość obrotów silnika na minutę
Konotopska „Czerwony Metalowiec“	ręczna	EBR	19,5	—	240—325	—	0,69	220	3000
	kolumnowa	EBK	108	—	427	—	2,8	120/220	3000
Tomska fabryka mechaniczna	ręczna	ER-5	17,7	—	330—500	—	1,2	127/220	2800
	kolumnowa	EK-2	175	—	428	—	2,3	220/380	3000
Gorłowska im. Kirowa	ręczna	DE	12	—	—	270—420	0,5	220	2940
	kolumnowa	ESK-1	132	28,5	427	820	3,0	220/380	2800

§ 21. MASZYNY WIERTNICZE

Maszyny wiertnicze służą do drążenia otworów w skałach.

Otworem strzałowym nazywa się odwiert wywiercony w skale o przekroju okrągłym, średnicy 30 do 75 mm oraz o głębokości nie większej od 5 do 10 m.

Otworem wiertniczym nazywa się odwiert o przekroju koła o średnicy 75 do 250 mm (najczęściej 150 do 200 mm) i o głębokości ponad 5 m.

Rozpatrzmy otwory strzałowe i otwory wiertnicze przeznaczone do pomieszczenia w nich ładunków materiałów wybuchowych w celu urabiania skał.

Ilość typów i konstrukcji maszyn wiertniczych, wypuszczonych na rynek przez różne radzieckie zakłady fabryczne i firmy zagraniczne, jest bardzo duża. Jednakże wszystkie mogą być sprowadzone do kilku grup, podobnych co do budowy i co do warunków zastosowania.

Akademik A. Terpigorew zaleca, ażeby przy rozpatrywaniu maszyn wiertniczych rozróżniać dwie następujące klasy:

1. maszyny wiertnicze przeznaczone do wiercenia otworów strzałowych (tutaj należą pneumatyczne młotki wiertnicze lub wiertarki ręczne, wiertarki teleskopowe i na kolumnie, wiertarki elektryczne udarowe i maszyny hydroelektryczne);
2. maszyny wiertnicze przeznaczone do wiercenia głębokich otworów o dużej średnicy (do nich należą w zasadzie linowo-udarowe urządzenia z napędem elektrycznym, parowym lub spalinowym).

Do wiercenia otworów wiertniczych stosuje się w Związku Radzieckim wiertarki wyrobu kilku fabryk.

● W Polsce, ze względu na długą okupację Śląska przez Niemców, przeważnie są w użyciu wiertarki firm niemieckich. Ostatnio rozpoczęto wyrób własnych wiertarek, które nie ustępują w pracy wiertarkom firm zagranicznych. ●

Do wiercenia otworów stosuje się w Związku Radzieckim maszyny wyrobu własnych fabryk, jak „Metalowiec" w Świerdłowsku, „Czerwona Wagranka" w Leningradzie, fabryki Puzinowskiej i inne.

WIERTARKI PNEUMATYCZNE I ICH KLASYFIKACJA

Pod względem budowy wiertarki te dzielą się na dwie klasy: tłokowe (rys. 33 *a*) i młotkowe (rys. 33 *b*).

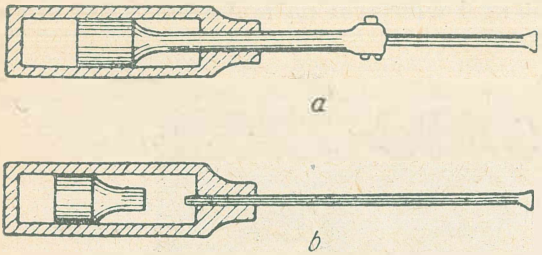
Charakterystycznym dla wiertarek tłokowych jest to, że tłok i dłuto tworzą w nich jedną całość. Wiertarki tłokowe są bardzo ciężkie i niewygodne w użyciu, prędko się niszczą, ponieważ każde uderzenie w skałę przenosi się przez tłok na całą wiertarkę. Przy ich użyciu szczególnie niewygodne jest oczyszczanie pochyłych otworów wiertniczych ze zwiercin.

W wiertarkach o działaniu młotka, zwanych inaczej wiertarkami udarowymi, dłuto wstawia się do obsady wiertarki, a tłok uderza w nie, wskutek czego następuje ruch postępowy do wnętrza skały. Wiertarki udarowe są lżejsze, wygodniejsze w użyciu i wydajniejsze w pracy w porównaniu z wiertarkami tłokowymi, dlatego znalazły szerokie zastosowanie i wyparły zupełnie tłokowe.

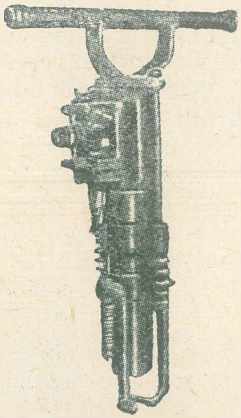
Stosownie do użytej energii wiertarki dzielą się na p o w i e t r z n e i e l e k t r y c z n e.

Według ciężaru i sposobu ustawienia w przodku wiertarki udarowe dzieli się na trzy rodzaje:

1. Wiertarki powietrzne ręczne (rys. 34). Ciężar wiertarek udarowych waha się w granicach od 15 do 25 kg. Średnica cylindra 57 do 76 mm. Dłuto obraca się automatycznie.
2. Wiertarki teleskopowe (rys. 35). Ciężar ich wynosi od 25 do 50 kg, średnica cylindra 64 do 76 mm. Wiertarki tego typu zostały nazwane „teleskopowymi" ze względu na urządzenie teleskopowe, pozwalające automatycznie przyciskać dłuto do dna otworu.



Rys. 33. Schematy wiertarek tłokowej i młotkowej



Rys. 34. Wiertarka udarowa

Dłuto obraca się automatycznie lub ręcznie (można je obracać ręką obracając rękojeść wiertarki).

3. Wiertarki na kolumnie (rys. 36). Ciężar ich wynosi 35 do 100 kg. Średnica cylindra 75 do 102 mm. Ustawia się je w przodku na kolumnach poziomych lub pionowych, albo na trójnogach (roboty odkrywkowe).

Według sposobu urządzenia rozrządu powietrza wiertarki dzieli się na: 1. wiertarki z rozdziałem powietrza za pomocą klap, 2. wiertarki z suwakowym rozdziałem powietrza.

Według sposobu obrotu narzędzia wiertniczego można rozróżniać: 1. wiertarki o ręcznym obrocie dłuta; 2. wiertarki o automatycznym obrocie dłuta.



Rys. 35. Wiertarka teleskopowa przy pracy

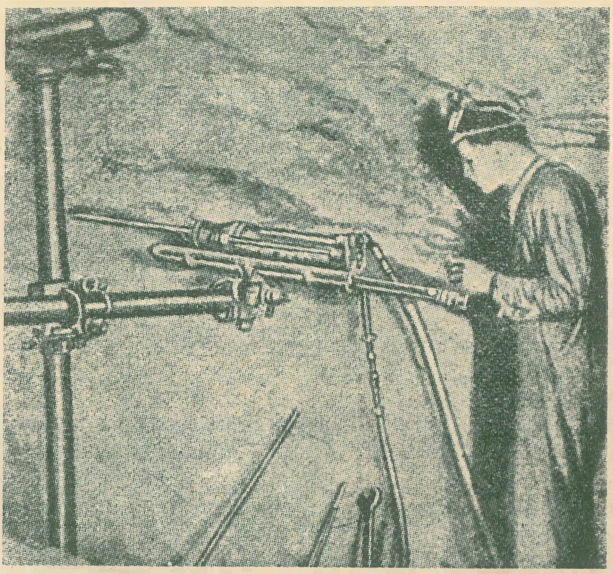
Automatyczny obrót dłuta odbywa się za pomocą śrubowego sworznia z kółkiem oporowym lub za pomocą powietrznej turbinki, działającej niezależnie od ruchu bijaka. Wiertarki o obrocie automatycznym są wygodniejsze i wydajniejsze niż wiertarki o ręcznym obrocie dłuta.

PODSTAWOWE WIADOMOŚCI O WIERTARKACH WYTWÓRCZOŚCI RADZIECKIEJ

W Związku Radzieckim na kopalniach używane są różne typy wiertarek powietrznych produkcji radzieckiej.

Ponieważ zasada działania wszystkich wiertarek używanych na świecie jest podobna, a różnica polega tylko na szczegółach w budowie poszczególnych typów w poszczególnych krajach więc przytoczę niżej te, jakie są stosowane w bratnim przemyśle Związku Radzieckiego, tym bardziej że w rozszerzonej wymianie handlowej i górnictwo polskie będzie zapewne korzystało z tych wiertarek.

Niewjańska fabryka mechaniczna wytwarzała następujące typy wiertarek: wiertarki ręczne NR-1 o ciężarze 16 kg z zaworem płytkowym i NR-2, o ciężarze 22,5 kg, z zaworem przerzutowym. Następnie wiertarki teleskopowe NT-1, o ciężarze 40 kg i wiertarki na kolumnie NK-1, o ciężarze 56 kg z zaworami przerzutowymi.



Rys. 36. Wiertarka kolumnowa na kolumnie śrubowej

Wiertarka NR-1 ma następujące części: cylinder *1* (rys. 37); bijak *2* z trzonem *3*; główka *4*, do której wstawia się obsadę dłuta *5*; rękojeść *6*; mufka łącząca *7*; koło zębate oporowe *8*, w którym umieszcza się śrubowy sworzeń *9* z kołem oporowym i zapadkami *10*; pierścień *11* do umocowania śrubowego sworznia w cylindrze; skrzynka rozrządu powietrza *13*; pręty ze sprężynami *12* dla umocnienia wiertarki. Zasada pracy wiertarki jest następująca: przy ruchu bijaka trzon w końcu skoku uderza w główkę dłuta, wskutek czego dłuto wdziera się w skałę. Dłuto obraca się za pomocą sworznia śrubowego po każdym uderzeniu trzonu mniej więcej o 15^0. Do wiercenia wiertarką NR-1 używa się zwykle żerdzi

sześciograniastej lub okrągłej z wydrążeniem o średnicy 22 do 25 mm. Ostrze dłuta ma kształt kwadratowy lub sześciograniasty.

Czyszczenie otworu strzałowego ze zwiercin odbywa się przez przedmuchanie powietrzem, które wchodzi w odstępy pomiędzy wydrążenia trzonu a występy w obsadzie i wpada przez kanał dłuta na dno otworu wiertniczego.

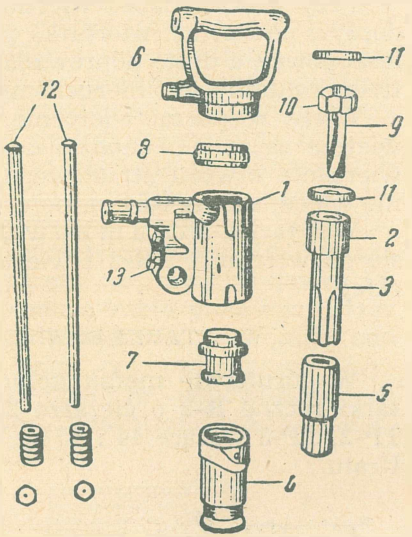
Wiertarkę smaruje się ręcznie przez otwór w obsadzie dłuta przeznaczony do doprowadzania sprężonego powietrza.

W i e r t a r k a NR-2 w swoim działaniu nie różni się od wiertarki NR-1. Jednakowoż co do konstrukcji jest znacznie ulepszona. Mechanizm rozrządu powietrza w wiertarce NR-2 jest umieszczony nie z boku, jak to jest u wiertarki NR-1, lecz wewnątrz cylindra, co zwiększa wygodę obracania.

Wiertarka NR-2 jest przeznaczona do wiercenia otworu strzałowego z przedmuchem lub z przepłuczką.

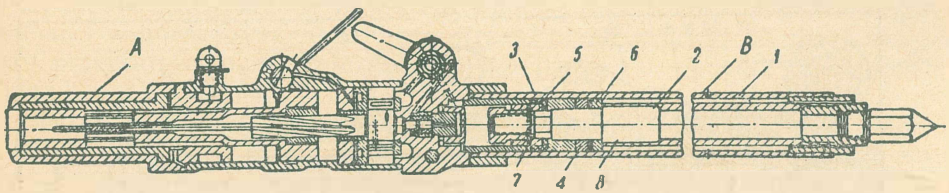
Do przepłuczki w wiertarce jest wodna rurka do zakręcania wstawiona do trzonu śrubowego i przechodząca przez bijak i trzon do końca dłuta.

Oliwienie wiertarki jest automatyczne.



Rys. 37. Wiertarka NR-1 w szczegółach

Wiertarka t e l e s k o p o w a NT-1 (rys. 38) co do budowy nie różni się od wiertarki ręcznej NR-2, ale jest zmontowana na kolumnie teleskopowej. W odróżnieniu od wiertarki ręcznej w teleskopowej wiertarce *A* są zrobione cztery otwory dla powietrza sprężonego, z których dwa służą do pracy wiertarki a dwa do posuwu teleskopu, przy czym jeden otwór służy do wpuszczania powietrza do kolumny teleskopowej, a drugi do wypuszczania. Czyszczenie otworu wiertniczego może się odbywać powietrzem sprężonym i przepłuczką.



Rys. 38. Wiertarka teleskopowa NT-1 w przekroju

Teleskopowa kolumna *B* składa się z cylindra *1* o średnicy 50 mm ze złączem; bijaka *2* z trzonem wydrążonym i podpórką końcową. Bijak z trzonem wchodzi do cylindra. Bijak *2* ma z góry sześciokątną nakrętkę

metalową 3, a z dołu okrągłą nakrętkę 4. Obydwie nakrętki są zaopatrzone w podkładki skórzane 5. Nakrętka 4 jest osadzona na pierścieniu oporowym 6 bijaka. Na nakrętce 3 jest nakrętka sprężynowa 7 dla śruby bijaka. Wszystkie te szczegóły bijaka są wzmocnione sworzniem łączącym 8 z nakrętką trzonu.

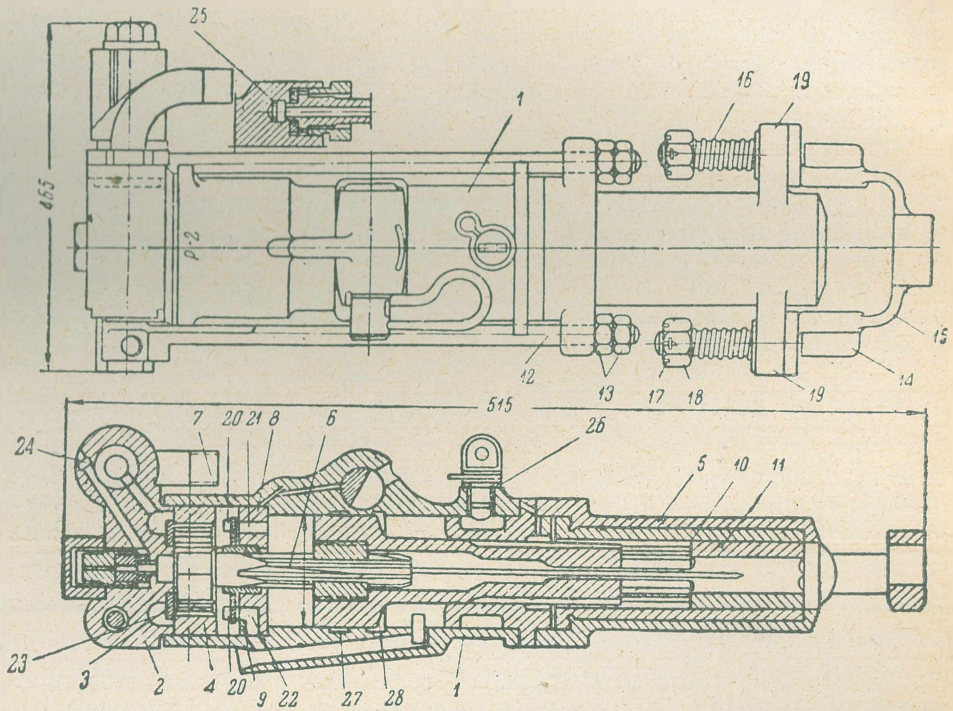
Przy uruchamianiu wiertarki do pracy obraca się korbkę regulującą dopływ powietrza, wiertarka podnosi się razem z cylindrem kolumny teleskopowej, a dłuto doprowadza się na dno otworu strzałowego. Przy tym trzon kolumny jest nieruchomy, ponieważ opiera się o spąg wyrobiska.

Ażeby rozpocząć wiercenie, obraca się korbką aż do oporu. Wtedy powietrze zaczyna wchodzić do skrzynki rozrządczej wiertarki. W miarę wiercenia otworu strzałowego posuwa się wiertarka naprzód, jednakże nie więcej niż na 0,54 m, po czym trzeba wymienić dłuto na dłuższe.

Wiertarka k o l u m n o w a NK-1 co do budowy również mało różni się od wiertarki NR-2 i wiertarki kolumnowej KK-1 fabryki Kysztymskiej.

WIERTARKI POWIETRZNE (FABRYKI KYSZTYMSKIEJ)

W górnictwie metali kolorowych są bardzo rozpowszechnione wiertarki ręczne R-2 o ciężarze 23 kg i wiertarki teleskopowe typów TP-1, TP-2, TP-3 ważące 44 i 45 kg, wytwarzane przez fabrykę Kysztymską na Uralu.

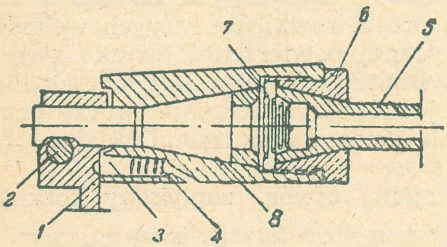


Rys. 39. Wiertarka R-2 fabryki Kysztymskiej

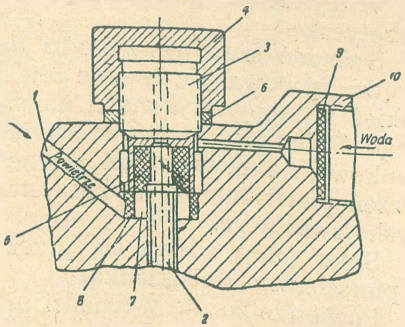
Ostatnio, tj. w 1947 r., fabryka wypuściła nowy typ wiertarki typu KR-1.

Wiertarka r ę c z n a R-2 (rys. 39) co do budowy jest podobna do wiertarek NR-2 fabryki Niewjańskiej i wiertarki PM fabryki „Komunista". Składa się ona z cylindra *1*, w którego lewej części mieści się łożysko oporowe *4* z śrubowym sworzniem *6* i mechanizmu rozrządu powietrza składającego się z górnej (lewej) skrzynki 7, dolnej (prawej) pokrywki *8* i odrzutowej pierścieniowej klapy *9*. Cylinder z jednej strony jest zamknięty przez pierścień *3* z korbką i z rurkami doprowadzającymi sprężone powietrze i wodę do przepłukiwania otworu strzałowego; z drugiej strony do cylindra przylega rura *5*, w której mieści się łożysko zwrotne *10* z tulejką *11* dla dłuta. Pokrywa cylindra i rura są złączone za pomocą śrub ściągających *12* i nakrętek *13*. Na trzonie młotka są nadlewy z uszkami *19*, przez które przechodzą wkręty *14* do umocowania trzymacza dłuta *15*. Dla złagodzenia wstrząsów nakłada się na wkręty sprężynę *16* i ściąga się ją nakrętkami koronkowymi *17* z zatyczkami rozprowadzającymi *18*.

Sprężone powietrze doprowadza się za pomocą kabla giętkiego. Przez zawór powietrzny, znajdujący się w pokrywie wiertarki, wstępuje ono w przestrzeń pierścieniową *23*, utworzoną przez pokrywkę przed łożyskiem oporowym *4*, w którym są dwa rzędy otworów, odpowiadających otworom w górnej skrzynce 7 mechanizmu powietrzno-rozdzielczego.



Rys. 40. Szczegół wiertarki R-2 (kurek do wpuszczania powietrza sprężonego)



Rys. 41. Urządzenie w wiertarce R-2 do przedmuchiwania i przepłukiwania

Z tej przestrzeni sprężone powietrze wpada przez otwory w łożysku oporowym i w górnej skrzynce do przestrzeni pierścieniowej *20* przed zaworem przerzutowym *9* i zależnie od jego położenia wchodzi do cylindra przez kanał *21* lub *22*.

Kurek do wpuszczania sprężonego powietrza (rys. 40) składa się z kadłuba, rękojeści *1* ze sworzniem i nakrętką *2*, zapadki *3* ze sprężyną *4*, kolana *5* z dokrętką *6* i stożkową sprężyną 7 kurka. Z przestrzeni powietrznej (rys. 41) kurka sprężone powietrze wchodzi przez kanał w powietrzno-rozdzielczy mechanizm i przez kanał *1* idzie do rurki *2* celem przedmuchania otworu strzałowego.

Wiertarka ręczna powietrzna R-2 jest przeznaczona do pracy z przedmuchem lub z przepłuczką. W tym celu w pokrywce cylindra jest zrobiony otwór (zamykany korkiem *3* i nakrywką *4*), który łączy się rurką *2* z koń-

cem dłuta. Rurka posiada podkładkę gumową *5*, pierścień stalowy podkładany *6* i stalową podkładkę *7*. W czasie pracy wiertarki z przepłuczką kanał *1*, doprowadzający powietrze sprężone do rurki, zamyka się podkładką gumową pierścieniową *8*, zdejmuje się natomiast skórzaną podkładkę *9* z gniazdka pokrywki wiertarki a do kolana *10* z narzuconą nakrętką przyłącza się wodny wąż z kranem. Woda wypływająca z węża przez korek *3* wpływa do rurki *2*, przechodzącej przez bijak do końca dłuta z kanałem osiowym, przez który woda dostaje się do otworu strzałowego i przepłukuje go.

W czasie pracy z przedmuchem zdejmuje się gumową podkładkę pierścieniową *8* i zastępuje się ją podkładką skórzaną *9*. Po włączeniu wiertarki powietrze sprężone wchodzi przez kurek powietrzny jednocześnie do wiertarki i przez kanał *1* o średnicy 6 mm do rurki przedmuchowej, a stąd przez kanał dłuta do otworu strzałowego. Kanał *1* jest zamykany przez korek *24* (patrz rys. 39), a do kolana doprowadzającego wodę wstawia się siatkę *25* z podkładką skórzaną *26*. Obrót dłuta w młotku R-2 uskutecznia się za pomocą sworznia śrubowego, znajdującego się w lewej części cylindra.

Mechanizm obrotu dłuta składa się z pierścienia oporowego mającego na obwodzie wewnętrznym 233 zęby, sworznia śrubowego, w główce którego są rozmieszczone cztery zapadki z zatrzaskami i sprężynami.

W cylindrze wiertarki pierścień oporowy jest utrzymywany przez przetyczkę.

Sworzeń śrubowy wchodzi do bijaka, w którym jest wkręcona nakrętka śrubowa. Na trzonie bijaka są proste rowki, do których wchodzą takież występy, wykonane na wewnętrznej powierzchni łożyska zwrotnego. Przed łożyskiem zwrotnym w cylindrze wiertarki jest łożysko kierunkowe, na powierzchni zewnętrznej którego wytoczenie tworzy przestrzeń pierścieniową, wykorzystaną dla smarowania trzonu bijaka i łożyska zwrotnego.

Smar (olej) wlewa się przez specjalny otwór, zamykany korkiem z pierścieniem i podkładką.

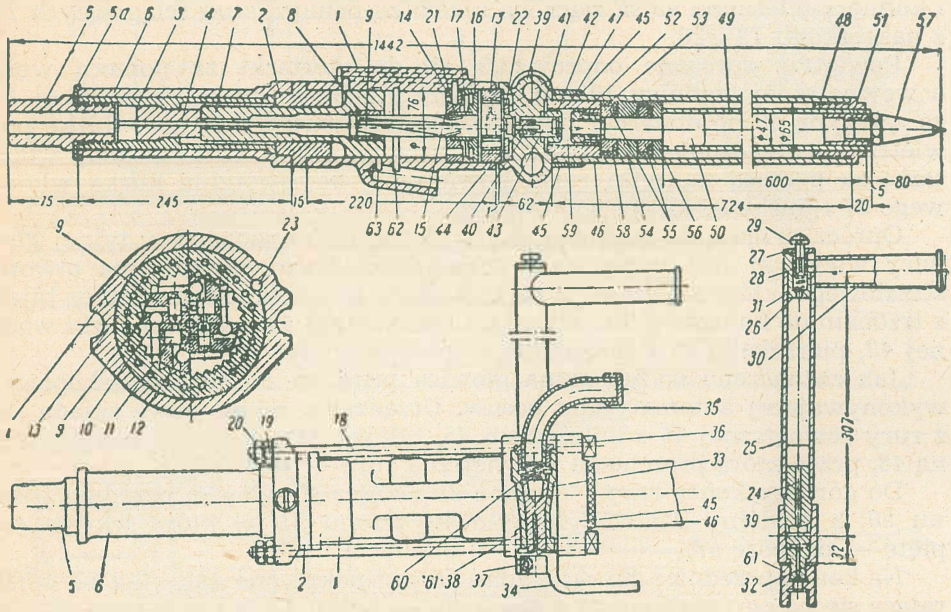
Powietrze zużyte wychodzi przez wytoczenie pierścieniowe *27* dla lewej części cylindra i *28* (rys. 39) dla prawej części cylindra na jego powierzchni wewnętrznej przez otwór wylotowy, zaopatrzony w kurek z rękojeścią.

Wiertarka teleskopowa TP-2 (rys. 42) składa się z cylindra *1*, który jest z jednej strony zamknięty tylko główką *39*, opierającą się o rurę teleskopową *46*; z drugiej strony do cylindra przez panewkę kierunkową *2* przylega rura wiertarki *6*, w której mieści się łożysko zwrotne *3* z wśrubowanym do niego trzymaczem dłuta *5*. Między trzymaczem dłuta a rurą mieści się pierścień trzymacza dłuta *5a*.

W cylindrze *1* pod działaniem powietrza sprężonego porusza się bijak *7*, który przez iglicę *4* przesuwającą się w łożysku zwrotnym *3* przenosi uderzenia na koniec dłuta.

W cylindrze wiertarki, przylegając bezpośrednio do tylnej główki znajduje się pierścień *22* i mechanizm do automatycznego obrotu dłuta, który składa się ze sworznia śrubowego *9*, śruby helikoidalnej *8*, wwierconej do tłoka *7*, łożyska oporowego *13* i zapadek *10* z nurkami i sprężynami do nurków *12*. Za urządzeniem zwrotnym w cylindrze mieści się

mechanizm rozdzielczo-powietrzny, składający się ze skrzynki rozdzielczo-powietrznej *16* z pokrywką *14*, w której mieści się w tulejce *21* zawór przerzutowy *17*. Do pokrywki *14* skrzynki rozrządu powietrza dla dokładnego zorientowania zaworu przerzutowego wkręca się trzy podpórki *15* dla zaworu. Celem utrzymania powietrzno-rozdzielczej skrzynki w prawidłowym położeniu umocowuje się ją sworzniem (kołkiem) *23*.



Rys. 42. Wiertarka teleskopowa TP-2

Przez głowicę wiertarki *39* przechodzi stożek korby obrotu *24*. Na jeden koniec nakręca się nakrętkę *61* do przedmuchiwania lub przepłukiwania otworu strzałowego, na drugi koniec stożka nakłada się rurę korby obrotu *25* z tutką *30*. Między nakrętką *61* a głowicą jest podkładka *32*.

Do rury rękojeści *25* wkręca się obsadę klapy rozładowczej *26* z mufką *27*, nurkiem *28*, guzikiem *29* i sprężyną *31*.

Automatyczny posuw wiertarki w przodku odbywa się w sposób następujący: sprężone powietrze wchodzące do wiertarki wstępuje równocześnie do przestrzeni *59* urządzenia teleskopowego i wywiera ciśnienie na tłok umocowany na rurze wewnętrznej, składający się ze szczegółów *50, 52, 53, 54, 55* i *56*. Rura *49*, przedstawiająca trzon bijaka, podpórką *57* opiera się na spągu wyrobiska lub na stojaku umocowanym w wyrobisku, dlatego też jest nieruchoma a przesuwa się tylko rura zewnętrzna *46* z umocowaną na niej wiertarką. Posuw wiertarki odbywa się automatycznie w miarę pogłębiania otworu strzałowego na wielkość skoku teleskopu równą 650 mm.

Obrót dłuta w wiertarce TP-2 następuje w ten sam sposób, jak w wiertarce R-2. Przedmuchiwanie otworu strzałowego w czasie pracy wiertarki dokonuje się bez przerwy dzięki nieszczelnościom w dopasowaniu spiral-

nych kanalików sworznia śrubowego *9* do występów nakrętki *8*, wkręconej w bijak, a także przez nieszczelności w dopasowaniu kanalików na trzonie bijaka do występów w łożysku zwrotnym. Zużyte powietrze z cylindra częściowo wychodzi przez kanały pierścieniowe *62* i *63* w powietrze, a częściowo przechodzi przez wspomniane nieszczelności do przestrzeni łożyska zwrotnego, a stąd przez kanał w iglicy i kanał osiowy dłuta wchodzi do otworu strzałowego. Rura wiertarki, cylinder, tylna głowica i kołnierz teleskopu *45* są złączone razem za pomocą śrub ściągających *18* z nakrętkami *19* i *20*.

Powietrze sprężone odprowadza się do wiertarki za pomocą węża o wewnętrznej średnicy 19 mm. Dołącza się go do rurki powietrznej *35* ze sprężyną *60* po otwarciu rękojeścią kurka powietrznego *34*. Rurkę powietrzną i urządzenie kurkowe *33* umocowuje się w tylnej głowicy wiertarki za pomocą nakrętki rurki powietrznej *36*, sworznia kurka wlotowego *37* i nurka *38* kurka wlotowego.

Oprócz urządzenia doprowadzenia powietrza sprężonego w tylnej głowicy wiertarki jest umieszczone urządzenie do przepłukiwania otworu strzałowego, które składa się z rurki wodnej *40*, przechodzącej przez bijak z trzonem do końcówki dłuta, korka rurki wodnej *43*, nakrętki rurki wodnej *42*, pierścienia *41* i uszczelnienia gumowego *44*.

Jak zaznaczono wyżej, tylna głowica przylega do rury teleskopowej wykonywającej automatyczny posuw. Urządzenie teleskopowe składa się z rury zewnętrznej *46* z kołnierzem *45*, tulejką przednią *47* i tulejką tylną *48*, przez którą przechodzi wewnętrzna rura — trzon *49*.

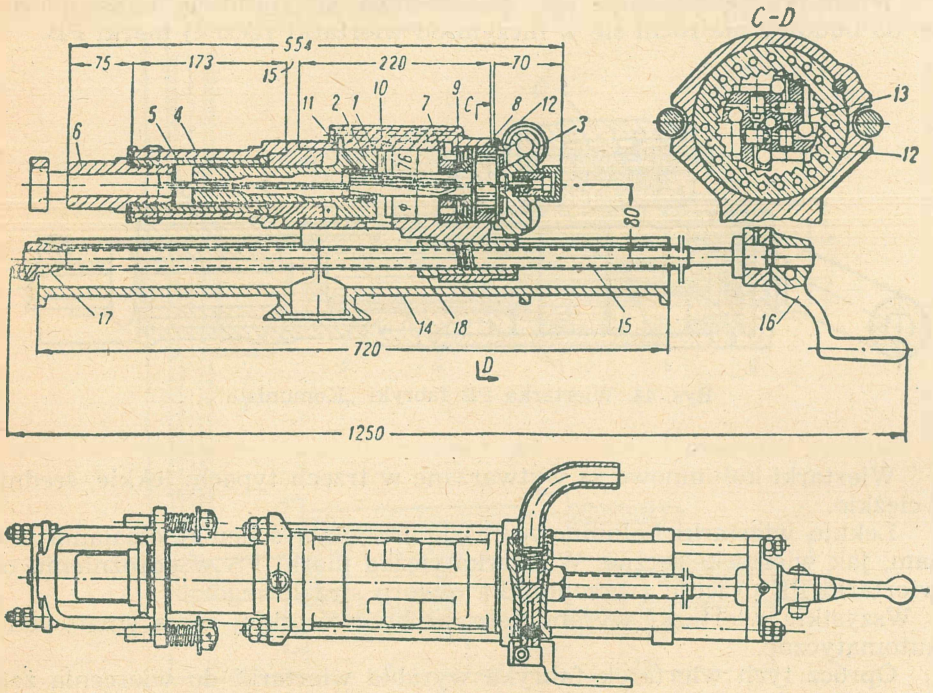
Do górnego końca rury — trzonu *49* wkręca się główkę przednią trzonu *50*, a w dolny koniec tylną główkę trzonu *51*, w którą wkręca się piętę — podporę *57*.

Na końcu przedniej główki trzonu *50* jest nakręcona nakrętka *52*, opierająca się na ograniczającym pierścieniu — kółku *53*. Na przedniej głowie trzonu (pomiędzy tak zwanym czwartym krążkiem trzonu *56* i kółkiem — pieścieniem *53*) mieści się drugi pierścień *54*, dwie trzecie pierścienia *55* z mankietami skórzanymi *58*, tworzącymi tłok urządzenia teleskopowego.

Jeżeli w czasie wiercenia jest niezbędne intensywne przedmuchiwanie otworu strzałowego, lub, jak mówią, proste przedmuchiwanie, to w tym przypadku do nakrętki dla przepuszczania wody *61* dołącza się rurkę z wężem i kranikiem, przy otwieraniu którego powietrze sprężone kieruje się przez nakrętkę *61*, kanały stożka *24*, do korka rurki wodnej *43*, a stąd przez kanał osiowy dłuta do otworu strzałowego. Podczas wiercenia z przepłuczką przepuszcza się wodę przez rurkę przyłączaną do nakrętki *61*.

Wiertarka kolumnowa KK-1 (rys. 43) składa się z cylindra *1*, w którym porusza się tłok z trzonem *2* i mieści się urządzenie rozrządu powietrza. Z jednej strony cylinder zamyka się pokrywką *3*, a z drugiej — dołączona jest do niego rurka *4*, w której mieści się łożysko zwrotne *5* z uchwytem dłuta *6*. W cylindrze za tłokiem od strony tylnej znajduje się skrzynka rozrządu powietrza, składająca się z górnej pokrywki *7*, dolnej pokrywki *8* i klapy odrzutowej *9*. Mechanizm do obrotu dłuta składa się ze sworznia śrubowego *10*, nakrętki *11*, pierścienia oporowego *12* i zapadki *13*. Obrót dłuta dokonuje się tak samo, jak w wiertarkach NR-2 i R-2. Wiertarka jest zmontowana na sankach, które są złączone nieruchomo z pionową rozporą kolumny.

Posuw wiertarki odbywa się za pomocą śruby podającej *15* z rękojeścią *16*. Koniec śruby opiera się w nieruchomym łożysku *17*, dlatego przy obracaniu śruby rękojeścią nakrętka *18* złączona z wiertarką przesuwa się prostolinijnie razem z wiertarką.



Rys. 43. Wiertarka kolumnowa KK-1

Wiertarka KK-1 jest przeznaczona do pracy z przedmuchem i z przepłuczką. Przedmuchiwanie może być dokonywane przez nieszczelności między rowkami sworznia śrubowego i trzona tłoka a odpowiednimi występami nakrętki śrubowej oraz łożyska zwrotnego.

WIERTARKI POWIETRZNE FABRYKI „KOMUNISTA"

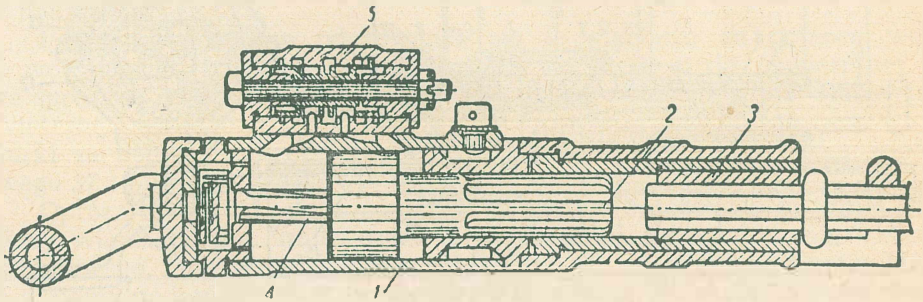
W Krzywym Rogu, wytwarzającej wiertarki ręczne, teleskopowe i kolumnowe, najbardziej są znane następujące typy wiertarek: wiertarki powietrzne ręczne PB o ciężarze 22 kg, „Pobieda" o ciężarze 23 kg; wiertarka teleskopowa PR o ciężarze 50 kg i wiertarki kolumnowe PE o ciężarze 39 kg, LE o 49 kg i PS o 85 kg z sankami.

Wiertarka typu PB (rys. 44) należy do maszyn z suwakowym rozdziałem powietrza. Składa się z cylindra *1*, w którym znajduje się tłok z trzonem *2*. Przy ruchu tłoka trzon uderza w dłuto w końcu skoku roboczego. W tylnej części wiertarki znajduje się sworzeń śrubowy z kółkiem oporowym *4* do obrotu dłuta.

Dłuto jest wstawione do tulejki wiertarki *3*. Skrzynka suwakowa *5* jest umieszczona z boku cylindra i jest złączona z nim za pomocą sworzni. Wiercenie wykonuje się z przedmuchiwaniem otworu strzałowego.

Wiertarka ręczna „Pobieda" jest wytwarzana od 1946 r. Ma urządzenie do przepłukiwania otworów strzałowych wodą.

Wiertarka teleskopowa PR, zmontowana na kolumnie teleskopowej, co do budowy nie różni się w niczym od wiertarki ręcznej marki PB.



Rys. 44. Wiertarka PB fabryki „Komunista"

Wiertarki kolumnowe są wytwarzane w trzech typach: lekkie, średnie i ciężkie.

Lekkie wiertarki kolumnowe marki PE mają schemat działania taki sam, jak wiertarki ręczne. Wiertarka ciężka marki PS w odróżnieniu od wiertarki PE pracuje z przepłuczką otworu strzałowego.

Wszystkie wiertarki wyrobu fabryki krzyworoskiej mają smarowanie automatyczne.

Oprócz tych wiertarek fabryka wyrabia wiertarki do wiercenia żerdziami.

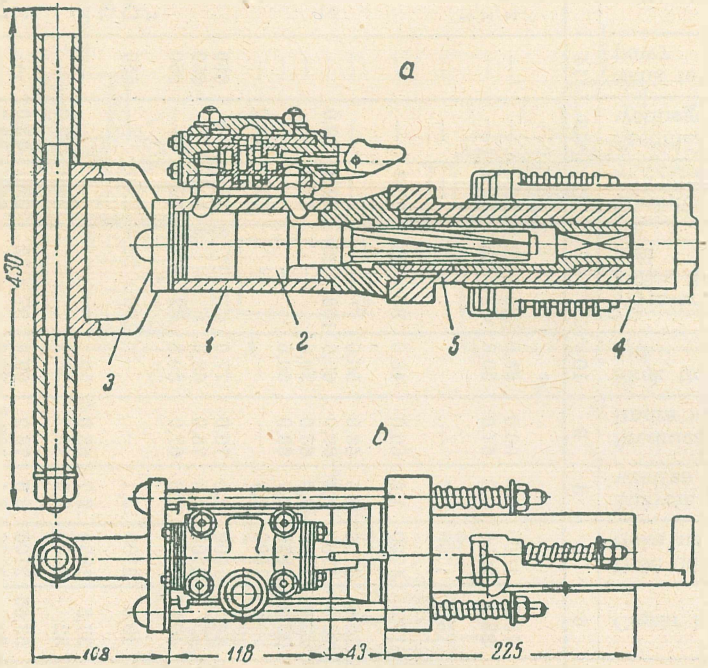
WIERTARKI POWIETRZNE RĘCZNE FABRYKI „PNEUMATYKA"

Fabryka wypuściła na rynek 7 typów wiertarek, z których najbardziej rozpowszechnione są BM-13, ulepszony typ wiertarki BM-17 oraz wiertarka BM-25.

Wiertarka ręczna BM-13 (rys. 45) waży 17,5 kg. Składa się z cylindra *1*, w którym porusza się tłok z trzonem *2*. Z jednej strony cylinder jest zamknięty rękojeścią *3*, a na drugiej mieści się łożysko kierunkowe *4*, które znajduje się w głowicy młotka *5*. W głowicy mieści się mechanizm obrotowy. Obrót dłuta uskutecznia się nie przez osobny sworzeń śrubowy, lecz przez wycinki znajdujące się w trzonie tłoka, które zaczepiają się o zawleczki tulejki zwrotnej. Skrzynka rozrządu powietrza jest przymocowana do cylindra. W skrzynce mieści się suwak różnicowy. W końcu cylindra są czopy, do których przymocowuje się uchwyt dłuta ze sprężynami amortyzacyjnymi. Przy zmianie dłuta uchwyt zdejmuje się a potem znowu się nakłada.

Wiertarka BM-25 o ciężarze 25 kg różni się od innych marek wiertarek tej fabryki: 1. możliwością wiercenia trzema prędkościami regulowanymi rękojeścią rozruchową; 2. większą mocą; 3. smarowaniem automatycznym;

4. urządzeniem do przedmuchiwania i przepłukiwania otworów strzałowych. Istnienie trzech szybkości wiercenia stanowi rzeczywistą przewagę eksploatacyjną wiertarki, ponieważ pozwala przy rozpoczynaniu wiercenia dawać mniejszą szybkość i przechodzić na wyższą przy bardziej sprzyjających warunkach.



Rys. 45. Wiertarka ręczna BM-13 fabryki „Pneumatyka"
a — przekrój podłużny; b — widok z boku.

Wiertarka powietrzna typu UP-1 waży 26 kg. Badania zostały dokonane. Według ich wyników ma wydajność o 50% większą od wiertarki BM-13.

W obecnym czasie fabryka Mołotowska wypuszcza ręczne wiertarki typu PR-27 i kolumnowe PK-38. Wiertarki mają urządzenie do wiercenia z przepłukiwaniem otworów strzałowych wodą.

Z wiertarek zagranicznych nowymi są następujące typy: SP-32 (firmy Chicago-Pneumatyk) o ciężarze 21 kg, IR-5 (Ingersol-Rand) 23,6 kg, N-III (Cleveland) 27,3 kg i inne.

W tablicy 12 jest podana charakterystyka wiertarek, wytwarzanych w fabrykach Związku Radzieckiego.

ROZRZĄD POWIETRZA W WIERTARKACH

Obecnie są wytwarzane wiertarki z rozdziałem powietrza zaworowym lub suwakowym. Urządzenie zaworowe działa za pomocą zaworu przerzutowego kulkowego, płytkowego i pierścieniowego.

Tablica 12

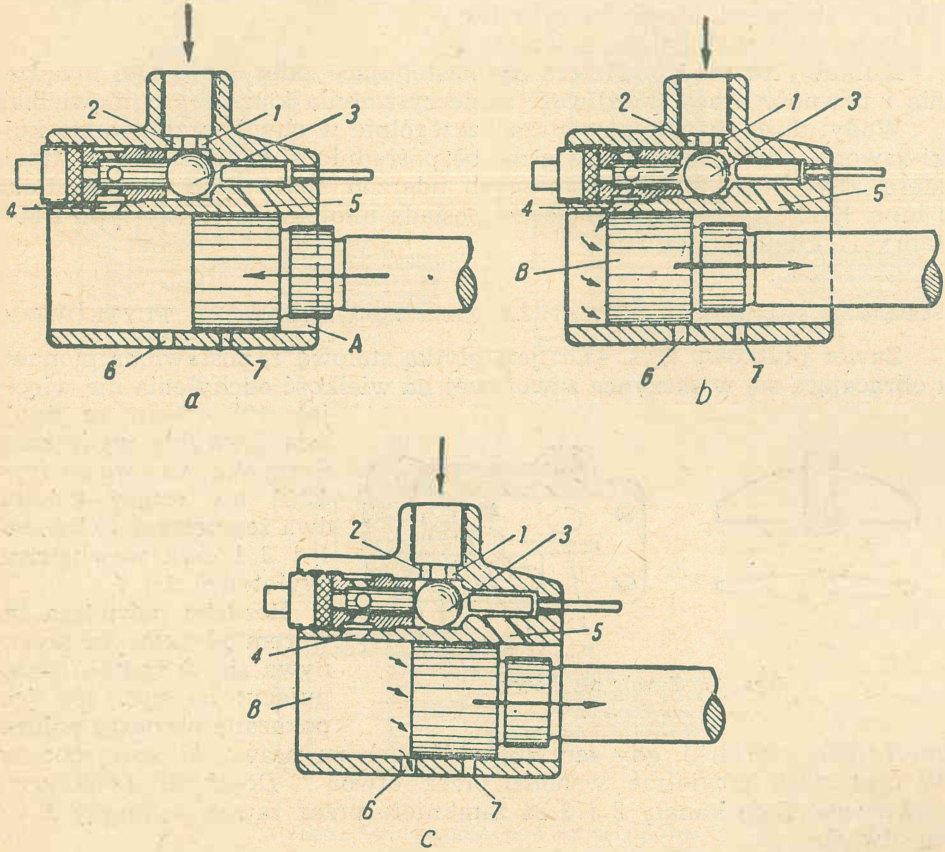
Charakterystyka wiertarek, wytwarzanych przez fabryki Związku Radzieckiego

Nr porządkowy	Typ wiertarki	Wytwórnia	Marka	Długość mm	Ciężar kg	Ilość uderzeń tłoka na min.	Zużycie powietrza m^3	Średnica cylindra mm	Skok tłoka mm	Wymiary końca dłuta mm	Średnica węża powietrz. mm	Średnica węża wodnego mm	Skok teleskopowy	Uwagi
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
I.	Wiertarki powietrzne ręczne	Niewjańska	R-1 i NR-2	475	16,5	1600	1,8	60,0	64,0	82 × 22	19,0	—	—	Tylko z przedmuchem
		Kysztymska	KR-1	520	23,0	2030	2,0	67,0	50,8	82 × 22	19,0	—	—	z przedmuchem i z przepłuczką
		„Pneumatyka“	NP-17	600	16,5	1700	2,0	—	—	—	—	—	—	„
		„Pneumatyka“	BM-17	495	17,5	1700	1,9	60,0	48,0	80 × 22	20,0	—	—	„
		„Pneumatyka“	BM-25	530	25,0	1700	2,5	68,0	50,0	—	—	—	—	„
		„Komunista“	„Pobieda“	—	23,0	1760	2,4	68,0	65,0	108 × 25	19,0	19,0	—	Z przepłuczką
		„Komunista“	PB	565	22,0	1850	2,5	68,0	50,6	—	19,0	—	—	„
		„Komunista“	PM	—	23,3	1850	2,7	68,0	50,6	—	—	—	—	„
		Mołotowska	PR-27	600	—	1800	2,4	—	—	—	19,0	12,0	—	„
II.	Wiertarki teleskopowe	Kysztymska	TP-1	1315	44	1800	2,0	70,0	77,0	—	19,0	—	650	—
		Kysztymska	TP-2	1400	45	2100	2,5	76,0	68,0	—	19,0	—	650	—
		Niewjańska	NT-1	1320	40	2030	2,0	67,0	50,8	82 × 22	19,0	—	550	Tylko z przedmuchem
		Niewjańska	NT-2	1400	49,0	2100	3,1	—	—	108 × 25,4	25,0	—	550	Do wiercenia w skałach twardych
		„Komunista“	PE	—	37,5	1850	2,7	68,0	50	—	—	—	—	—
		„Komunista“	PR	1580	52	2000	2,5	76,2	58,3	—	25,0	12,0	—	—
III.	Wiertarki kolumnowe	Niewjańska	NK-1	610	53,65	2100	3,0	76,2	69,8	97 × 32	25,0	13,0	—	Z przepłuczką
		Niewjańska	NK-2	710	84	1500	5,1	102,0	89,0	—	25,0	13,0	—	Do wiercenia w skałach zwięzłych
		Kysztymska	KK-1	580	48,8	2100	2,5	76,0	68,3	—	19,0	13,0	—	—
		„Komunista“	PE	572	38,75	1700	2,6	75,0	69,8	97 × 32	19,0	13,0	—	—
		„Komunista“	PS	1387	85	1500	5,0	100,0	88,9	—	25,0	12,6	—	—

Rozpatrzymy każdy schemat z osobna.

Schemat rozrządu powietrza kulką (rys. 46, *a*, *b*, *c*).

Powietrze sprężone wchodzące przez otwór wejściowy *1* i przez kanał *5* przechodzi do przedniej części cylindra i wywierając ciśnienie na powierzchnię tłoka zmusza go do ruchu z prawa na lewo, jak wskazuje



Rys. 46. Rozrząd powietrza kulką

strzałka na rysunku (pierwsze położenie *a*). Przy ruchu tłok zamyka jeden otwór wylotowy *6* i otwiera drugi otwór wylotowy *7*. Gdy tylko otworzy się otwór *7*, wtedy w prawej cugi części cylindra *A* powstanie ciśnienie atmosferyczne. W tej chwili otwór *6* jest zamknięty. Powietrze pozostałe w tylnej części cylindra pod wpływem poruszającego się tłoka zacznie ściskać się i nie mając innego wyjścia przejdzie do kanału *4* oraz zacznie wywierać nacisk na zawór kulkowy *3*, który przy tym przesunie się na prawo i zamknie kanał *5* otworzywszy kanał *4* (drugie położenie *b*). Następnie powietrze sprężone zacznie wchodzić z drugiej strony do tylnej części cylindra *B* przez kanał *4*. Przy tym zacznie ono cisnąć na powierzchnię tłoka, który wskutek tego zacznie ruch w przeciwną stronę, tj. z lewa na prawo.

W czasie ruchu tłok zamknie otwór wylotowy. W wyniku tego w lewej części cylindra *B* ustali się ciśnienie atmosferyczne. Wtedy powietrze sprężone w prawej części cylindra *A*, ściskając się pod naciskiem tłoka przejdzie przez kanał *5* i będzie naciskać na zawór kulkowy *3*, który wskutek tego przesunie się na lewo i zamknie kanał *4* i otwór *2* (trzecie położenie *c*). W ten sposób, powietrze może znowu wchodzić przez otwór *1* i dalej przez kanał *5* do przedniej części cylindra.

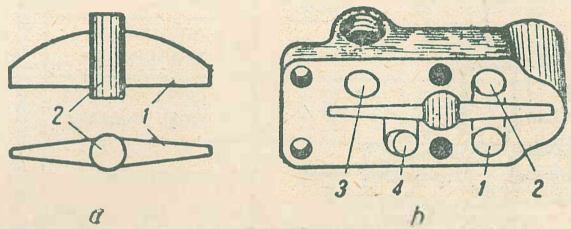
Dalej cykl ruchu tłoka powtarza się.

Kulkowy rozrząd powietrza ma następujące zalety: prostotę urządzenia i pewność pracy (możliwość zanieczyszczenia kanału jest niewielka).

Wady: duże zużycie powietrza, szczególnie w chwili przesuwania kulki-zaworu, gdy sprężone powietrze bezpośrednio komunikuje się z atmosferą, zbyt dużo silnych wstecznych uderzeń, mała ilość uderzeń tłoka i inne. Kulkowy rozrząd powietrza posiada młotek wiertniczy typu BM-4 fabryki „Pneumatyka".

SCHEMAT ROZRZĄDU POWIETRZA ZA POMOCĄ ZAWORU PŁYTKOWEGO

Zawór płytkowy (rys. 47 *a*) jest płytką stalową *1*, postawioną pionowo i obracającą się w skrzynce zaworowej na wielkość odchylenia nie więcej jak 10^0 razem ze swoją osią *2* zwykle wydrążoną. Skrzynka zaworowa (rys. 47 *b*) ma cztery kanały: dwa zewnętrzne (wlotowe) *1* i *2* i dwa wewnętrzne (wylotowe) *3* i *4*.



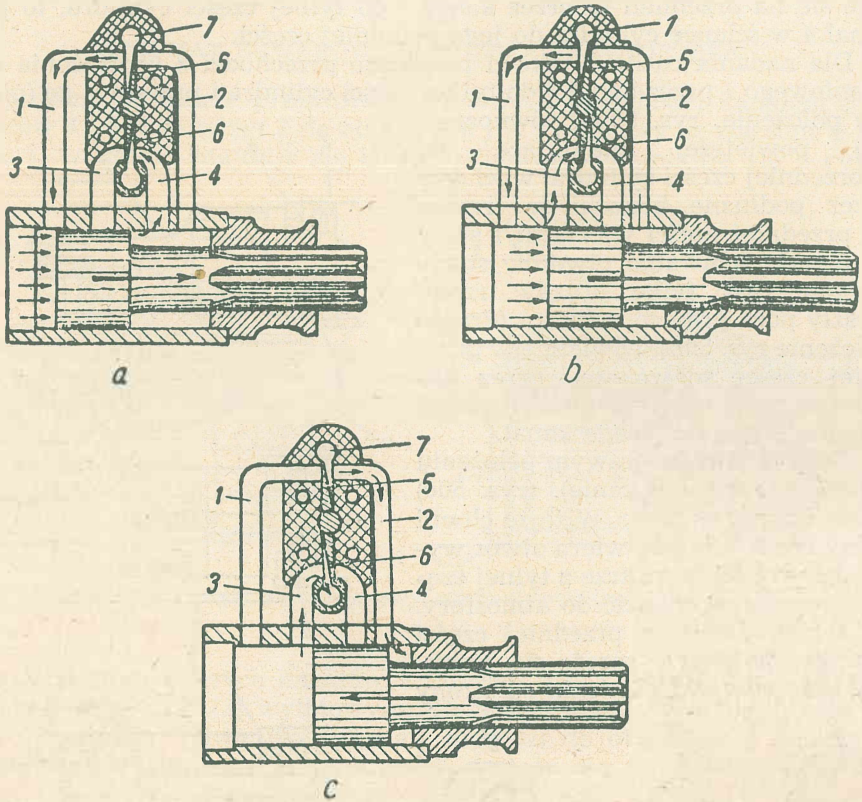
Rys. 47. Zawór płytkowy

Rozdział powietrza zaworem płytkowym wykonywa się w sposób następujący: na rys. 48*a* jest pokazane pierwsze położenie bijaka wiertarki, gdy zaczyna swój ruch na prawo, tj. suw roboczy. W tym czasie powietrze wchodzi przez otwór 7. Do chwili rozpoczęcia suwu roboczego kanały *2* i *3* są zamknięte przez zawór, a kanały *1* i *4* są otwarte.

Powietrze sprężone wchodzi przez kanał *1* na lewo od bijaka i naciskając na tylną ściankę bijaka popycha go naprzód. W tym czasie powietrze znajdujące się w prawej części cylindra będzie wychodziło kanałem *4* na zewnątrz dopóty, dopóki będący w ruchu bijak nie zamknie kanału (drugie położenie rys. 48 *b*). Wtedy pozostałe powietrze ściskając się zacznie wchodzić do kanału *2* i wywrze nacisk na górną płaszczyznę zaworu *5*.

W tymże czasie powietrze sprężone wchodzące przez kanał *1* będzie wchodzić do otwartego przez bijak kanału *3* i zacznie naciskać na dolną płaszczyznę *6* zaworu. Pod działaniem jednoczesnego ciśnienia powietrza sprężonego na skrzydła „płytki" przez kanały *2* i *3* zawór obróci się lekko naokoło osi i zajmie nowe (trzecie) położenie (rys. 48 *c*). Teraz powietrze sprężone będzie wchodzić przez kanał *2* do prawej części cylindra i bijak zacznie ruch odwrotny.

Zaletami płytkowego rozrządu powietrza są: prostota urządzenia, szybkość działania, łatwość konstrukcji zaworu, zrównoważenie i czułość, przy których zawór swobodnie przechodzi wskutek niewielkiego przeciwciśnienia w inne położenie, brak uderzeń i małe zużycie jego powierzchni. Otwarcie kanałów wlotowych i wylotowych dokonuje się od razu na całą



Rys. 48. Rozrząd powietrza płytką

płaszczyznę, a nie stopniowo, jak na przykład przy rozrządzie suwakowym.

Wady: komplikacja w wykonaniu wielkiej ilości długich kanałów i częste ich zanieczyszczanie się w pracy.

Do wiertarek z zaworem motylkowym zalicza się wiertarkę typu NR-1 fabryki Niewjańskiej.

SCHEMAT ROZRZĄDU POWIETRZA ZA POMOCĄ ZAWORU PIERŚCIENIOWEGO

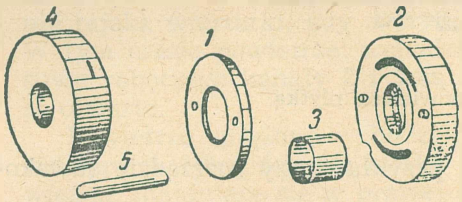
Przerzutowy zawór pierścieniowy (rys. 49) jest kolistą płytką *1* z jednym dużym środkowym i dwoma niedużymi otworami, położonymi symetrycznie w osiowej płaszczyźnie wiertarki. Zawór pierścieniowy ustawia się tak na tylnej ściance skrzynki zaworowej *2*, że igły skrzynki wchodzą

w otwory płytki *1*. Skrzynkę zaworową z zaworem i kadłub skrzynki *4* nakłada się na tulejkę *3*. Wszystkie te części zebrane razem nakłada się na sworzeń śrubowy i zamocowuje się zatyczką *5* w cylindrze wiertarki razem z kołem oporowym.

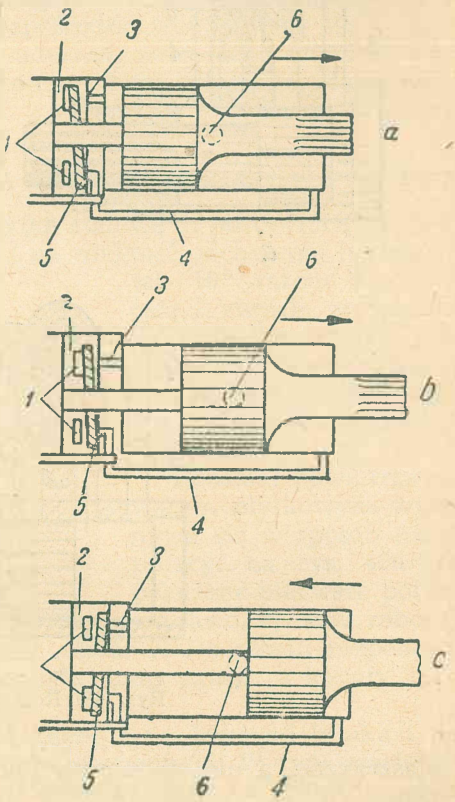
Zawór pierścieniowy działa następująco (rys. 50): Powietrze sprężone wchodzi do przestrzeni pierścieniowej *1* skrzynki zaworowej *2*, skąd kieruje się na przemian to przez kanał *3* do tylnej części cylindra, to przez kanał *4* w ściance cylindra do jego przedniej części.

Dla nadania ruchu bijakowi powietrze przechodzi z wydrążenia pierścieniowego *1* przez kanał *3* do tylnej części cylindra i przesuwa go (pierwsze położenie, rys. 50 *a*), równocześnie powietrze, znajdujące się w przedniej części cylindra, wychodzi przez podłużne bruzdki w trzonie do przedniej części wiertarki i służy do przedmuchiwania otworów strzałowych. Gdy tylko bruzdy trzonu wyszły poza granice cylindra (drugie położenie rys. 50*b*), powietrze w przedniej części spręża się i przez kanał *4* zaczyna naciskać na dolną część zaworu *5* zamykającego kanał.

Przy skrajnym prawym położeniu bijaka (trzecie położenie), (rys. 50*c*) trzon uderza w dłuto. W tejże chwili tylny brzeg bijaka otwiera otwór wydmuchowy *6* i powietrze z tylnej części zaczyna wychodzić do atmosfery. W tymże czasie w przedniej części cylindra powietrze spręża się, wskutek zaś nadwyżki ciśnienia od strony



Rys. 49. Zawór pierścieniowy



Rys. 50. Pierścieniowy rozrząd powietrza

kanału *4* zawór *5* zostaje przerzucony w nowe położenie a wtedy kanał *4* otwiera się i powietrze z przestrzeni pierścieniowej *1* otrzymuje dostęp do przedniej części cylindra zmuszając bijak do ruchu w kierunku odwrotnym.

Zalety zaworu pierścieniowego są następujące: 1. upraszcza się konstrukcja wiertarki wskutek zmniejszenia ilości kanałów i nakrętek; 2. zwiększa się szybkość wiercenia do 20%, ponieważ w wyniku racjonalnego rozmieszczenia otworu wydmuchowego i kanałów ilość i siła ude-

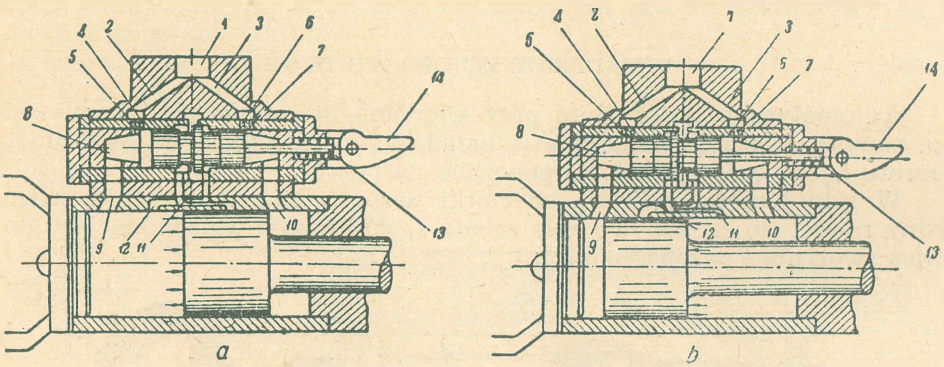
rzeń bijaka zwiększa się; 3. siła odrzutowa przy zaworze pierścieniowym zmniejsza się, co jest szczególnie ważne u wiertarek ręcznych.

Wady: stosunkowo duża strata powietrza.

Do tego rodzaju wiertarek należą wiertarki typu R-2 fabryki Niewjańskiej, TP-2, KK-1 i KK-2 fabryki Kysztymskiej, PS- fabryki krzyworoskiej „Komunista" i innych.

SCHEMAT SUWAKOWEGO ROZRZĄDU POWIETRZA

Sprężone powietrze przez otwór wlotowy *1* przechodzi kanałem *2* do otworów *4* i *5* a kanałem *3* do otworów *6* i *7*. Te otwory są złączone z komorą *8*, w której znajduje się suwak. Komora komunikuje się z cylin-



Rys. 51. Suwakowy rozrząd powietrza

drem za pomocą czterech kanałów, z których dwa kanały (*9* i *10*) są wlotowymi a dwa (*11* i *12*) wylotowymi. Przy skrajnym położeniu bijaka na prawo (rys. 51*a*) powietrze sprężone wchodzi do otworu *1* a następnie przez kanał *2*, otwory *4* i *5* i kanał *9* dostaje się do lewej części cylindra.

Pod ciśnieniem wchodzącego powietrza bijak zaczyna w tym czasie wykonywać ruch na prawo (suw roboczy). Następnie powietrze przez kanał *12* wchodzi do komór i ciśnie na przekrój kołnierza środkowego. W tymże czasie powietrze sprężone, przechodzące kanałem *3* do otworu *7* ciśnie na przekrój kołnierza prawego. Pod wpływem tych dwóch ciśnień suwak przesuwa się w lewo i otwiera całkowicie otwory *7* i *6*. Powietrze sprężone znowu wchodzi przez te otwory a następnie przez kanał *10* i dostaje się do prawej części cylindra wywierając ciśnienie na bijak, który wskutek tego zaczyna ruch na lewo (rys. 51*b*). W tej chwili powietrze znajdujące się w lewej części cylindra wychodzi przez kanał *12* i przez otwór wylotowy. Ale część powietrza zostaje w cylindrze i tworzy jak gdyby powietrzną poduszkę, która nie pozwala bijakowi uderzać o pokrywkę cylindra. Przy ruchu bijaka na lewo, gdy wykonuje on suw jałowy, kanał *12* zamyka się a otwiera się kanał *11*, przez który do komory dostaje się powietrze sprężone i ciśnie na przekrój kołnierza środkowego.

W tymże czasie powietrze przechodzące kanałem 5 wywiera ciśnienie na przekrój kołnierza lewego. Pod jego wpływem suwak przesuwa się na prawo, zamykając całkowicie otwór 6 i częściowo 7. Następnie cykl ruchu powietrza powtarza się w tymże porządku. W dolnej części siodełka skrzynki suwakowej jest kurek *14* ze sprężyną *13*, który służy do zatrzymania zaworu i pozwala na bezpośrednie przedmuchanie otworu strzałowego.

Suwakowy rozrząd powietrza ma następujące zalety: 1. dużą ilość uderzeń; 2. brak sprężania powietrza w cylindrze w końcu suwu roboczego, co zwiększa siłę uderzenia.

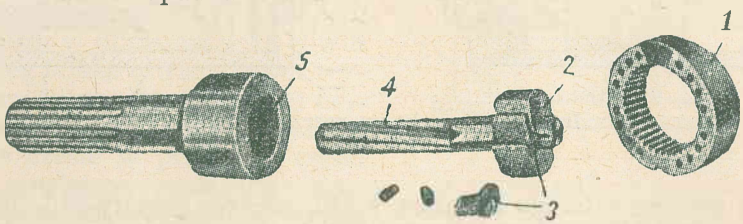
Wada: duża ilość kanałów.

Do wiertarek z suwakowym rozrządem powietrza należy wiertarka udarowa typu BM-13 fabryki „Pneumatyka" i wiertarka typu LE krzyworoskiej fabryki „Komunista".

URZĄDZENIE DO OBROTU DŁUT

Automatyczny obrót dłuta przy wierceniu wiertarkami dokonuje się za pomocą sworznia śrubowego z urządzeniem zapadkowym. Mechanizm obrotu i jego części składowe pokazano na rys. 52.

W tylnej części cylindra wiertarki bezpośrednio za skrzynką zaworową mieści się zapadkowe koło zębate *1*, do którego wstawiona jest głowica sworznia *2* z zapadkami *3*.



Rys. 52. Mechanizm obrotu dłuta za pomocą sworznia śrubowego

Głowica może swobodnie obracać się w kole zębatym tylko w jednym kierunku, a mianowicie z lewa na prawo, obrót natomiast w przeciwnym kierunku jest wstrzymywany przez zapadki *3*, chwytające zęby koła zapadkowego.

Głowicę wykonuje się razem ze sworzniem *4* mającym nacięcie śrubowe. Do wydrążonego bijaka wiertarki wkłada się nakrętkę śrubową, w którą wchodzi sworzeń śrubowy *4*.

Wskutek ruchu bijaka naprzód odbywa się obrót nakrętki sworznia.

Przy ruchu powrotnym bijak, ślizgając się po nieruchomym sworzniu śrubowym, obraca się razem ze swoim trzonem *1*.

Trzon bijaka ma podłużne bruzdy; za ich pomocą ruch obrotowy przenosi się przez odpowiednie występy na tulejkę, która z kolei dzięki tarciu wprowadza w ruch dłuto.

Za granicą są wiertarki o niezależnym obrocie dłuta. Dłuto obraca w nich powietrzna turbina, działająca niezależnie od ruchu bijaka wiertarki.

Są dwa typy wiertarek elektrycznych o działaniu udarowym:

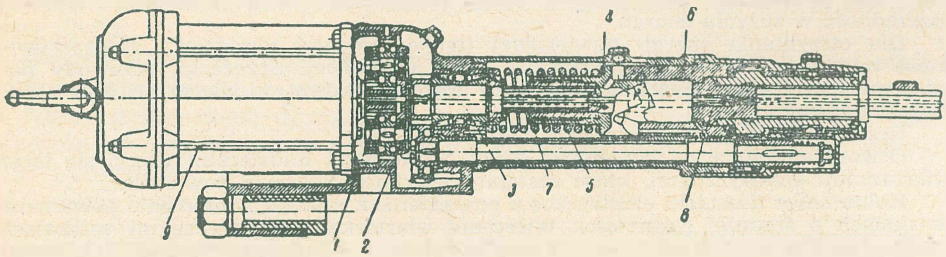
1. silnikowe, w których ruch obrotowy wirnika zamienia się na ruch udarowy dłuta;
2. solenoidowe, w których ruch wahadłowy bijaka wywołany jest urządzeniami elektromagnetycznymi.

W Związku Radzieckim z wiertarek elektrycznych są znane wiertarki typu SPK-1, wytwarzane w Tomskiej Fabryce Budowy Maszyn, wiertarki typu E-1,1 Dniepropietrowskiego Instytutu Górniczego i wiertarki elektrohydrauliczne inż. Jeżykowa (Krzyworoski Instytut Górniczo-rudny).

Z zagranicznych wiertarek jest znanych kilka typów solenoidowych. Jednakże wskutek całego szeregu braków, jak niskiego współczynnika mocy użytecznej, niekorzystnych warunków ochładzania i konieczności stosowania specjalnych zmieniaczy częstotliwości lub prostowników, nie mają większego zastosowania.

Schemat urządzenia wiertarki kolumnowej elektrycznej SPK-1 pokazano na rys. 53.

Ciężar wiertarki bez kabla i kolumny wynosi 75 kg. Wiertarka elektryczna zostaje uruchomiona za pomocą przekładni od silnika elektrycz-



Rys. 53. Elektryczna wiertarka SPK-1 fabryki Tomskiej

nego (mocy 15 kW przy napięciu 220/127 V i 2910 obr/min) przymocowanego śrubami do kadłuba wiertarki.

Na jeden obrót dłuta wypada siedem — osiem uderzeń. Ilość obrotów dłuta wynosi 194 na minutę, czyli od 1350 do 1550 uderzeń dłuta na minutę.

Wiertarka składa się z silnika *9* zazębiającego się z przekładnią *1*, złączoną z dwiema innymi przekładniami. Osie tych przekładni znajdują się w łożyskach kulkowych, wmontowanych do osłony mechanizmu planetarnego.

Osłona jest wykonana razem z wałem *3*, spoczywającym na stożkowych łożyskach wałkowych i mającym oś zgodną z osią wału wirnika silnika. Na wale *3* mieści się przekładnia ze sprężyną i bijak *4* z tulejką *5*, która może wykonywać ruch posuwisto-zwrotny po rowkach wału *3*. Przy obrocie wału bijak *4* jednocześnie porusza się naprzód wskutek oddziaływania wzajemnego przy obrocie jego zębów z zębami nieruchomego trójzębnego noska *6* i ściska sprężyną *7*. Sprężyna *7* ściska się dopóty, dopóki nie zeskoczą zęby i wtedy ma możność zwrócić bijakowi *4* wysiłek zużytkowany

na jej ściśnięcie. Przy tym bijak uderza swoją powierzchnią cylindryczną w kowadełko *8*, które uderza w koniec dłuta. Ruch powrotny dłuta następuje dzięki sprężystości uderzenia i naciskowi wiertarki na przodek.

Dłuto obraca się razem z tuleją za pośrednictwem złącza noskowego, które chroni silnik elektryczny od przeciążenia w czasie zaklinowania.

Do przepłukiwania otworu strzałowego wiertarka posiada specjalną nasadkę, która jest umocowana w przedniej części wiertarki. Olej smarowniczy znajduje się w trzech kanałach mieszczących się w osłonie mechanizmu planetarnego, w rurze i w przedniej pokrywie wiertarki.

Wiertarka elektryczna typu E-1,1 jest zaopatrzona w silnik elektryczny prądu trójfazowego o mocy 1,1 kW, napięciu 220 V i 2920 obr/min. Na jeden obrót dłuta wypada trzy do pięciu uderzeń. Posuw dłuta śrubowy. Wiercenie jest z przepłuczką.

Zaletą wiertarek udarowych jest prostsze i dostępniejsze doprowadzenie energii, nie wymagające układania długich rurociągów powietrznych. Jednakowoż wskutek dużych wymiarów i skomplikowanego obchodzenia się, wiertarki te nie znalazły jeszcze dotychczas szerszego zastosowania.

● Aczkolwiek wiercenie otworów strzałowych w przemyśle górniczym do chwili obecnej jest dokonywane przeważnie za pomocą wiertarek udarowych zasilanych powietrzem sprężonym, jednakże wskutek zalet elektrycznych wiertarek udarowych, te ostatnie, po dokonaniu w nich ulepszeń i uproszczeń obsługi, wyrugują zupełnie wiertarki powietrzne jako tańsze z uwagi na mniejszy koszt instalacji i większą oszczędność w zużyciu energii.

Dla otrzymania energii powietrznej trzeba budować urządzenia sprężarkowe, które mają bardzo niski współczynnik mocy użytkowej. Sprężarki, przewody powietrzne i wiertarki mogą przekazać jako pracę użytkową nie więcej niż 5—8% pobieranej energii.

Reszta energii ginie nieprodukcyjnie.

Otwory strzałowe na kopalniach węgla w Związku Radzieckim wierci się teraz wiertarkami elektrycznymi, które zastąpiły wiertarki udarowe powietrzne.

Kolumnowe wiertarki elektryczne z powodzeniem zastępują wiercenie powietrzne w skałach o średniej zawartości. Wiercenie wiertarkami elektrycznymi w skałach o $f = 6$ według Protodiakonowa, na zasadzie danych Wszechzwiązkowego Naukowo-Badawczego Instytutu Węglowego, daje dużą oszczędność w porównaniu z wierceniem powietrznym.

Jednakże zastosowanie używanych wiertarek elektrycznych jest ograniczone do skał o twardości średniej.

Wiertarka elektryczna udarowa powinna uczynić zadość następującym zasadniczym wymaganiom eksploatacyjnym:

1. wydajność jej nie powinna być mniejsza niż wiertarki powietrznej;
2. powinna być ciężarem zbliżona do ciężaru odpowiedniej wiertarki powietrznej;
3. nie powinna zagrzewać się podczas pracy w ciągu zmiany roboczej;
4. powinna wykazywać dostateczną pewność budowy co do trwałości i stałości charakterystyki pracy. szczególniej w warunkach ciężkich robót górniczych.

Niektóre wiertarki elektryczne charakterystyką swoją odpowiadają już tym wywymaganiom, jak np. wiertarka ręczna elektryczna 2-ERT-RB, wiertarka kolumnowa elektryczna SPK-1. ●

Rozdział V

ROBOTY WIERTNICZE

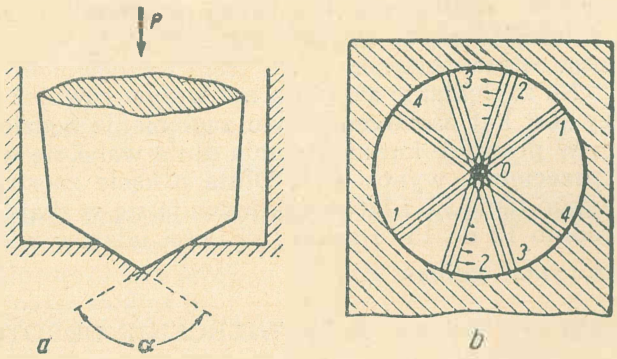
§ 22. TEORIA WIERCENIA UDAROWEGO

Proces wiercenia udarowego polega na tym, że uderza się w koniec dłuta, wskutek czego następuje wgłębienie główki dłuta w skałę i wynikające stąd jej rozkruszenie.

W kruszącym działaniu ostrza dłuta na skałę rozróżnia się dwa okresy: okres pierwszy — początkowe zagłębienie dłuta wzdłuż jego osi w skałę i rozdrobienie jej oraz okres drugi, który następuje natychmiast po pierwszym i polega na obrocie dłuta naokoło swej osi o pewien kąt i na oderwaniu skały w płaszczyźnie, prostopadłej do kierunku posuwu dłuta.

Weźmy dłuto w kształcie sworznia z okrągłej lub sześciokątnej stali i rozpatrzmy działanie jego na skałę w czasie wiercenia.

Niech dolna część dłuta, zwana główką, ma ostrze, którego kąt zaostrzenia oznaczymy przez α (rys. 54 *a*). Wstawmy dłuto do uchwytu wiertarki i zacznijmy wiercić otwór strzałowy. Przy wierceniu trzon bijaka wiertarki, czyniąc ruch posuwisto-zwrotny, będzie uderzał w dłuto z pewną siłą P, przy czym od pierwszego uderzenia główka posunie się na pewną wielkość po linii $1 — 1$ (rys. 54 *b*).



Rys. 54. Schemat udarowego wiercenia otworu

Następnie dłuto wykona mały obrót dookoła swojej osi i uderzenie się powtórzy tworząc w skale przodka zagłębienie wzdłuż linii $2 — 2$. Równocześnie z obrotem dłuta następuje oderwanie skały według płaszczyzn trójkątów $1 — 0 — 2$. Następnie wskutek uderzeń bijaka wiertarki, towarzyszących obrotowi dłuta, ostrze jego będzie zagłębiać się po linii $3 — 3$, $4 — 4$ odbijając odpowiednie płaszczyzny $2 — 0 — 3$, $3 — 0 — 4$ itd.

Wielkość płaszczyzn, wzdłuż których następuje zagłębianie się, zależy od kąta obrotu i może zmieniać się zależnie od oporu, jaki skała stawia

sile odrywającej K. W ten sposób podczas wiercenia działają trzy następujące siły:

a. osiowy nacisk, wywołany przez uderzenie tłoka;
b. siły tarcia pomiędzy główką dłuta i skałą podczas zagłębiania dłuta;
c. poziomy nacisk zjawiający się podczas obrotu dłuta, który wywołuje odrywanie skały.

Rozpatrując łączne działanie tych sił można wyprowadzić następujący wzór dla określenia wielkości zagłębiania się dłuta w skałę w ciągu 1 minuty wiercenia (według N. Bułanowa):

$$h = \eta \cdot n_{ob} \frac{m_1 v_1}{m_1 + m_2} \sqrt{\frac{m_2}{dR\left(\operatorname{tg}\frac{\alpha}{2} + \operatorname{tg}\varphi\right)}},$$

gdzie:

h = głębokość wejścia ostrza do skały,
v_1 = szybkość ruchu bijaka w chwili uderzenia,
m_1 i m_2 = masy bijaka i dłuta,
d = szerokość ostrza dłuta,
R = opór (wytrzymałość) skały przeciwko rozkruszeniu,
α = kąt zaostrzenia dłuta,
$\varphi = \operatorname{tg}\varphi$ = współczynnik tarcia dłuta o skałę,
n_{ob} = ilość obrotów na minutę,
η = współczynnik strat jest równy 0,3 ÷ 0,45.

Z tego wzoru widać, że wielkość zagłębiania się dłuta zwiększa się wraz ze zwiększeniem siły uderzenia.

W skałach słabych, których wytrzymałość na rozgniatanie jest mała, wielkość zagłębienia się będzie większa, aniżeli w skałach twardych i zmniejsza się ze zwiększeniem średnicy otworu strzałowego lub szerokości ostrza dłuta.

Na zagłębianie się dłuta ma wpływ również kąt zaostrzenia: im większy jest kąt zaostrzenia, tym zagłębienie będzie mniejsze.

W praktyce kąt zaostrzenia dłuta waha się w granicach od 60 do 120° i przeciętnie wynosi 90°. Dłuta o kącie zaostrzenia poniżej tej granicy szybko tępią się i łatwo zaklinowują się w skale. Kąt obrotu dłuta wynosi średnio 12 do 15° i zależy od ilości udarów wiertarki na minutę.

§ 23. WIERCENIE OBROTOWE

Wiercenie obrotowe, w odróżnieniu od udarowego, polega na rozkruszeniu skały za pomocą wierteł, obracających się w otworze strzałowym i naciskających osiowo na skałę więcej lub mniej równomiernie. Przy obrocie wiertła w otworze tworzą się skalne zwierciny, które wzdłuż skrętów wiertła wysypują się na zewnątrz. Ciśnienie osiowe na wiertło nadaje mu ruch postępowy wzdłuż osi otworu strzałowego. Ze zwiększeniem nacisku osiowego (ciśnienia posuwu) postęp wiercenia wzrasta, jednakże razem z tym następuje szybkie stępienie ostrza wiertła.

Wiercenie obrotowe jest wykonywane zależnie od własności skał ręcznymi lub kolumnowymi wiertarkami elektrycznymi.

§ 24. WYBÓR TYPU WIERTARKI

Wytrzymałość twardych i bardzo zwięzłych skał na odspajanie jest duża. Dlatego wiertarki elektryczne w tych skałach nie pracują skutecznie, mogą zaś być stosowane w skałach miękkich i średniej twardości. W skałach twardych i bardzo twardych stosuje się wiercenie udarowe.

Do wiercenia udarowego stosowane są bardzo szeroko powietrzne (pneumatyczne) wiertarki udarowe. Wyróżniają się one prostotą konstrukcji, lekkością, pewnością w pracy i dostateczną trwałością. Wadą ich jest niski współczynnik mocy użytecznej (0,13 do 0,20) i duże zużycie energii. Wiertarki powietrzne wymagają do pracy powietrza sprężonego o ciśnieniu nie mniejszym niż 4 do 4,5 at.

Jak to oznaczono wyżej, są trzy rodzaje wiertarek powietrznych: ręczne, teleskopowe i kolumnowe.

Najlepszym typem wiertarki do wiercenia otworów strzałowych przy wybieraniu będzie taki, który przy innych równych warunkach daje znaczną siłę uderzenia i spotrzebowuje małą ilość energii.

Wiertarki ręczne typów BM-17, NR-1 i PR-17 dają siłę uderzenia 3,5 do 4,5 kg i 1700 do 2400 udarów na minutę przy ciśnieniu powietrza sprężonego od 4,5 do 4,75 at. Takie wiertarki służą do wiercenia otworów strzałowych w dowolnym kierunku. Jednakże lepiej jest wiercić nimi otwory strzałowe skierowane w dół, na przykład przy głębieniu szybów. Wiertarki typu NR-2 „Pobieda" rozwijają siłę uderzenia 6,5 do 7 kg, co w porównaniu z wiertarkami typu BM-17 zwiększa szybkość wiercenia w przybliżeniu o 20 do 25%. Wiertarki te mogą być stosowane do wiercenia otworów strzałowych kierowanych w dół oraz poziomych, w skałach powyżej średniej twardości. Wiercenie otworów strzałowych dłutami zaopatrzonymi w ostrza ze spiekami twardymi jest wydajniejsze niż wiercenie dłutami o ostrzach hartowanych.

Zależność pomiędzy szybkością wiercenia dłutami o ostrzach z twardych spieków a dłutami hartowanymi może być znaleziona z równania:

$$\frac{C}{C_1} = 1{,}1^{(10-n)},$$

gdzie:

C = szybkość wiercenia dłutami o ostrzach z twardych spieków;
C_1 = szybkość wiercenia dłutami hartowanymi;
n = stopień urabialności wiertniczej w skałach według nowej klasyfikacji skał (patrz tablica 6).

Wiertarki teleskopowe są stosowane zwykle do wiercenia otworów strzałowych po wzniesieniu.

Przy wyborze typu wiertarki teleskopowej należy zwracać uwagę na ciężar kolumny teleskopowej i długość suwu teleskopu. Ciężkie kolumny są niewygodne do przestawiania, długość zaś posuwu teleskopu wpływa na wydajność wiercenia. Oprócz tego należy brać pod uwagę również ilość uderzeń bijaka na minutę, zużycie i ciśnienie powietrza sprężonego. Wiertarki kolumnowe typów LE, KK-1 i NK-2 dające siłę uderzenia od 12 do 21 kg, są stosowane zwykle do wiercenia poziomych otworów strzałowych przy wybieraniu wyrobisk o dużym przekroju w skałach zwięzłych. Należy zauważyć, że im większa jest siła uderzenia wiertarki kolumnowej,

tym mniej nadaje się ona do wiercenia dłutami, zaopatrzonymi w ostrza ze spiekami twardymi. Od dużego uderzenia płytki twardego spieku odłupują się lub wypadają z rowka dłuta. Dlatego też przy wierceniu w skałach twardych wiertarkami typu NK-2 stosuje się zwykle dłuta hartowane. Wiertarka typu KK-1 jest dopuszczona do wiercenia spiekami twardymi. Przy tym osiąga się podwyższenie wydajności półtora raza w porównaniu z wiertarką ręczną typu NR-2. W tablicy 13 są podane typy zasadniczych wiertarek do różnych warunków robót wiertniczych.

Tablica 13

Typy standardowych wiertarek przy różnych warunkach wiercenia

Typy	Nr	Warunki pracy	Typ	Ciężar kg	Charakterystyka
Wiertarki kolumnowe	1	Poziome i słabo nachylone otwory strzałowe w robotach przygotowawczych i wybierania w skałach średniej twardości i miękkich	L-74 KK-1	53 58	Średn. cylindra 76 mm; skok bijaka 68 mm; długość z sankami 1,26 m; zużycie powietrza 3,2 do 4,6 m^3/min; głębokość odwiertu do 4,7 m; obsługuje jeden robotnik
	2	To samo w skałach twardych. Można wiercić również otwory pionowo w dół (z trójnogą lub z kolumny)	S-70 NK-2	84 84	Średn. cylindra 102 mm; skok bijaka 89 mm; długość z sankami 1,43 m; zużycie powietrza 5,1 do 6,4 m^3/min; głębokość odwiertu do 7,6 m obsługuje jeden robotnik, przy ustawianiu dwóch
	3	W skałach bardzo zwięzłych i twardych do głębokich, poziomych (otwory poszukiwawcze) i słabo nachylonych oraz do głębokich pionowych otworów (roboty odkrywkowe)	S-80	89	Średn. cylindra 102 mm; skok bijaka 58,7 mm; długość z sankami 1,43 m; zużycie powietrza 4,02 m^3/min; głębokość poziomych odwiertów do 30 m i więcej; obsługuje dwóch robotników. Obrót niezależny od turbinki powietrznej
Wiertarki teleskopowe	4	W skałach średniej zwięzłości, pionowe i pochyłe (schodzące) otwory strzałowe w robotach wybierania i przygotowawczych	R-39 PE	37 37,5	Średn. cylindra 67 mm; skok bijaka 51 mm; długość 1,38 m; zużycie powietrza 2 m^3/min; głębokość odwiertów do 3,1 m; z zastosowaniem niektórych urządzeń może wiercić również poziome otwory strzałowe
	5	To samo tylko w skałach zwięzłych i bardzo zwięzłych	R-51 TP-2	49 45	Średn. cylindra 76 mm; skok bijaka 68 mm; długość 1,44 m; zużycie powietrza 2,52 m^3/min; głębokość odwiertów 5,5 m.

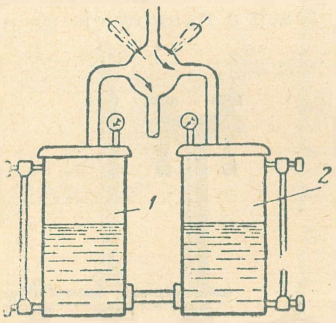
ciąg dalszy tablicy 13

Typy	Nr	Warunki pracy	Typ	Ciężar kg	Charakterystyka
Ręczne wiertarki powietrzne	6	W skałach średniej zwięzłości schodzące otwory strzałowe pionowe i pochyłe przy głębieniu szybów, przy robotach wybierania ustępami, również poziome i słabo pochyłe w górę	R-3 P-2	20 22	Średn. cylindra 67 mm; skok bijaka 51 mm; zużycie powietrza 2 m^3/min głębokość odwiertów 3.6; metrów
	7	Schodzące otwory strzałowe w skałach bardzo zwięzłych, również głębokie otwory wiertnicze w robotach odkrywkowych	S-49 BM-25	25 —	Średn. cylindra 67 mm; skok bijaka 64 mm; długość 0,6 m; zużycie powietrza 2,52 m^3/min; głębokość odwiertów do 6 metrów
	8	Poziome otwory strzałowe w skałach miękkich i średniej zwięzłości, jak również drobne otwory strzałowe na robotach pomocniczych	NR-1 BM-17	16 17,5	Średn. cylindra 60 mm; skok bijaka 64 mm; długość 475 mm; zużycie powietrza 2,2 m^3/min

§ 25. BADANIE WIERTAREK I KONTROLA ICH PRACY

Wiertarki należy badać co do zużycia powietrza i sprawdzać ich moc uderzenia. Zużycie sprężonego powietrza sprawdza się przy pomocy przyrządów do mierzenia powietrza, z których znane są systemy: zbiornikowe i tłokowe typu New-Yersey i innych.

Zbiornikowy przyrząd do mierzenia sprężonego powietrza (rys. 55) składa się z dwóch zbiorników z manometrami i wodowskazami.



Rys. 55. Zbiornikowy przyrząd do pomiaru zużycia powietrza

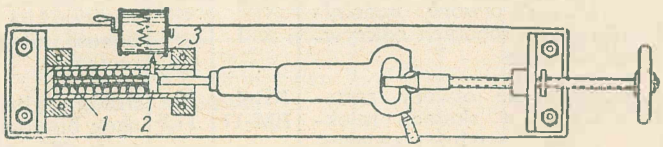
Pomiar zużycia sprężonego powietrza odbywa się w sposób następujący: Zbiorniki *1* i *2* napełnia się wodą do jednakowego poziomu. Następnie do zbiornika *1* wpuszcza się powietrze sprężone (dopóty), dopóki woda w tym zbiorniku nie dojdzie do określonego znaku na wodowskazie. Teraz dołącza się próbowaną wiertarkę i kurek przestawia się tak, ażeby powietrze sprężone ze zbiornika powietrznego poszło do zbiornika *2*, a ze zbiornika *1* do wiertarki. Gdy tylko woda w zbiorniku *2* opadnie do określonego znaku, kurek przekręca się i wpuszcza powietrze z powrotem do zbiornika *1*. Takie przełączanie powtarza się kilka razy, po czym określa się ilość zużytego powietrza, uwzględniając ciśnienie, objętość powietrza w zbiorniku i ilość przełączeń.

Z tłokowych przyrządów do pomiarów powietrza najbardziej rozpowszechniony jest typ New-Yersey.

Przyrządy tłokowe do pomiarów zużycia powietrza są bardzo proste, ale mniej dokładne w porównaniu ze zbiornikowymi. Jednakowoż przy stałym ciśnieniu przyrząd ten daje dostatecznie prawidłowe wskazania i może być wykorzystany w praktyce ruchowej.

Przyrządy do określenia ilości i siły uderzeń. Ilość i moc uderzeń określa się za pomocą specjalnych przyrządów.

Rys. 56 przedstawia przyrząd Müllera składający się z pochwy *1*, w której znajduje się bardzo silna sprężyna z tulejką *2*. Na tulejce tej umocowuje się piszący rylec *3*. Do badania wstawia się wiertarkę pomiędzy sprężynę a śrubę umacniającą. Bęben obraca się i rylec *3* pisze na papierze wykres. Według wykresu na bębnie sporządza się podziałkę w kilogramometrach. Znając prędkość obrotów bębna można łatwo określić ilość uderzeń na minutę według ilości ostrzy krzywej na wykresie.

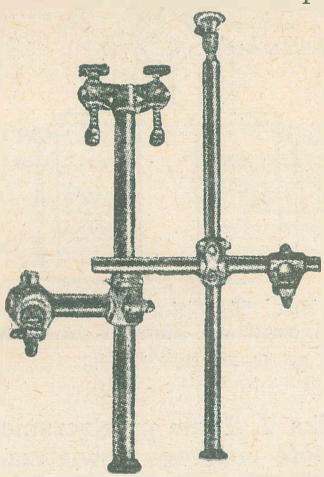


Rys. 56. Tłokowy przyrząd do badania wiertarek

Drugim przyrządem do określania mocy uderzenia jest olejowy przyrząd Pajtnera. Wiertarka, uderzając w specjalny sworzeń przyrządu, przekazuje uderzenia przez oliwę membranie połączonej za pomocą dźwigni z rylcem, który kreśli krzywą na wstędze papierowej bębna.

§ 26. SPRZĘT PRZY WIERCENIU WIERTARKAMI

Ciężkie wiertarki ustawia się w przodku na specjalnych mechanizmach a mianowicie na pionowych lub poziomych kolumnach i na wozach wiertniczych. W celu umocnienia wiertarek na kolumnie stosuje się jednośrubowe i dwuśrubowe kolumny pionowe (rys. 57).


Rys. 57. Kolumny śrubowe

Talerzowaty przyrząd sanek wiertarki umocowuje się za pomocą uchwytu na poprzecznym wsporniku rękojeści kolumny (rys. 58).

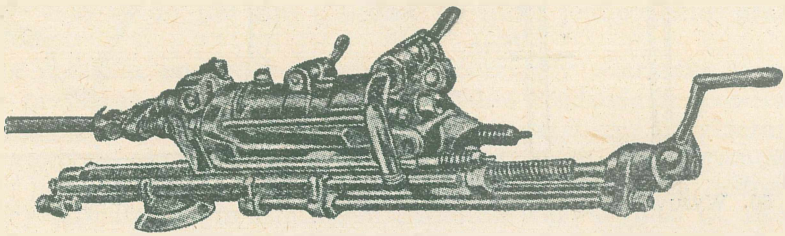
Przy ustawianiu kolumny w przodku podkłada się deski pod jej górny i dolny koniec, a następnie rozpiera się kolumnę przy pomocy śruby pomiędzy stropem i spągiem. Długość kolumn waha się w granicach 1,5 do 2,5 m, średnica 75 do 115 mm. Ciężar kolumn od 30 do 130 kg. Przy wierceniu z kolumny najbardziej rozpowszechnione są sanki śrubowe, bardzo wygodne w użyciu i pewne w pracy. Odległość od przodka do kolumny wynosi zwykle 600 do 750 mm.

Celem skrócenia czasu ustawiania wiertarek przy wierceniu na kolumnie, w praktyce tunelowej rozpowszechniły się wozy wiertnicze.

Przewaga wozów wiertniczych nad kolumnami polega na tym, że cały sprzęt do wiercenia jest umieszczony i przesuwa się razem z wozem.

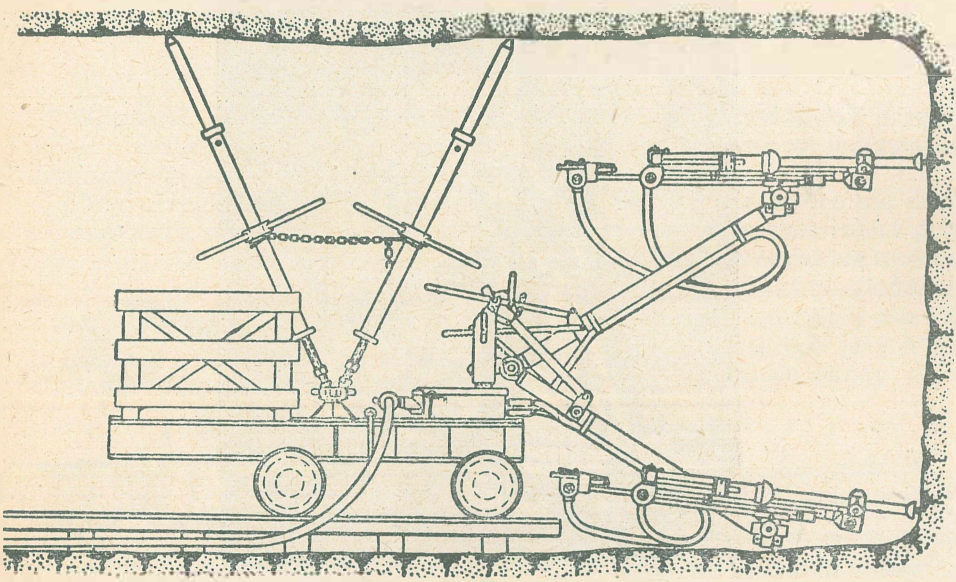
Ostatnio wypuszczono wozy wiertnicze, różniące się tym, że zamiast sztywnie umocowywanych kolumn i uchwytów, mają wysięgniki na zawiasach (rys. 59) z przymocowanymi do ich końców uchwytami automatycznych sanek wiertarek. Dzięki zawiasowym wysięgnikom i posuwaczom automatycznym można zakładać otwory strzałowe w przodku według dowolnego schematu.

Wozy wiertnicze mieszczą przeważnie od 2 do 4 wiertarek, które mogą pracować jednocześnie. W celu podtrzymania wiertarek ręcznych stosowane są na kopalniach Uralu wysuwane podpórki metalowe (rys. 60).



Rys. 58. Sanki wiertarki kolumnowej

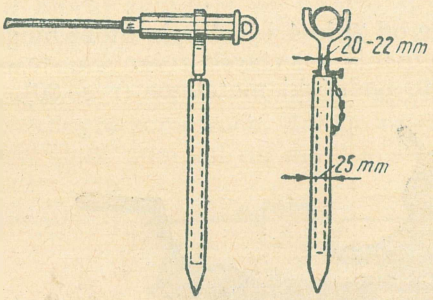
Takie podpórki wykonuje się ze zwykłej rury metalowej, do wnętrza której wchodzi sworzeń umocowywany za pomocą zawleczki. Górny koniec sworznia ma widełki, na które w czasie pracy nakłada się wiertarkę



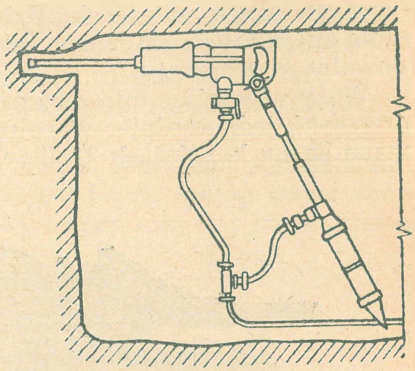
Rys. 59. Wóz wiertniczy

ręczną. Rura kończy się u dołu ostrzem, które wrzyna się w deskę podłożoną pod rurę. Podpórka waży około 7 kg, całkowita długość wynosi 2 m.

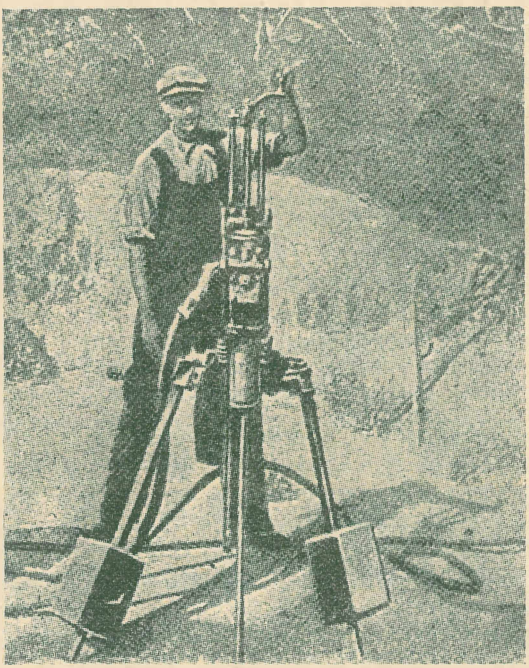
Inny typ podpórki (w postaci wysuwanej powietrznej kolumny) uwidoczniono na rys. 61. Kolumna podporowa przejmuje przy pracy odrzuty wiertarki. Kolumnę można łatwo dostosować do różnych warunków pracy i do dowolnego rozłożenia otworów strzałowych.



Rys. 60. Wysuwana podpórka



Rys. 61. Kolumna powietrzna



Rys. 62. Wiercenie na trójnogu

W tych przypadkach, gdy nie ma podpórek metalowych, należy dla podtrzymania wiertarki użyć zwykłych desek lub ławek.

Przy wierceniu górnych otworów strzałowych w jednym końcu deski robi się wycięcie, w które wkłada się kadłub wiertarki.

Przy wierceniu otworów strzałowych w robotach odkrywkowych wiertarki ustawia się na trójnogach (rys. 62).

Zależnie od ciężaru i rozmiarów wiertarek ciężar trójnogów waha się od 100 do 250 kg.

§ 27. DOPROWADZENIE ENERGII DO WIERTAREK I JEJ PODZIAŁ

Powietrze sprężone niezbędne do pracy wiertarek doprowadza się od sprężarek stalowymi rurami o ruchomych kołnierzach. Średnica rur wynosi zwykle 50 do 150 mm (zależnie od ilości jednocześnie pracujących wiertarek).

Dla podziału powietrza sprężonego pomiędzy wiertarki w czasie ich pracy przyłącza się do końca rur specjalne rozdzielacze powietrza.

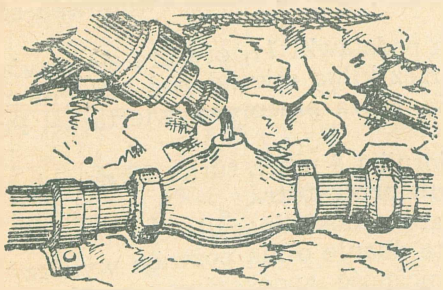
Urządzenie rozdziału powietrza służy do ułatwienia przyłączania węży gumowych do głównych przewodów powietrznych. Węże gumowe są na swojej powierzchni oplecione żelazną ocynkowaną wstęgą, jednakże najczęściej nasmołowanym sznurkiem. Średnica węży wynosi 13, 15 i 19 mm. Długość węży jest różna: przy poziomych robotach wybierania i na robotach odkrywkowych wynosi 10 do 12 m, a przy przebijaniu szybów 20 do 25 m.

Przy wierceniu wiertarkami elektrycznymi dostarcza się energię do przodków za pomocą giętkiego kabla.

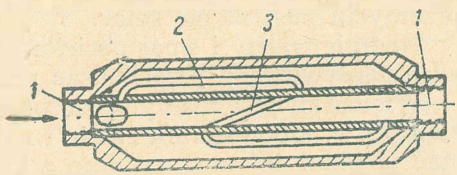
§ 28. OGLĘDZINY, SMAROWANIE I BIEŻĄCE NAPRAWY WIERTAREK

Wiertarki będące w ruchu należy systematycznie poddawać przeglądowi i bieżąco naprawiać. Naprawy należy wykonywać w warsztatach urządzonych pod ziemią lub na powierzchni.

Przy przeglądzie wiertarkę rozbiera się na części i te, które nie dadzą się naprawić, należy wymienić na nowe. Następnie wszystkie części przemywa się naftą, po czym smaruje się je przy składaniu. Takim oględzinom powinny podlegać wiertarki nie rzadziej jak trzy do czterech razy w ciągu miesiąca. W czasie pracy części

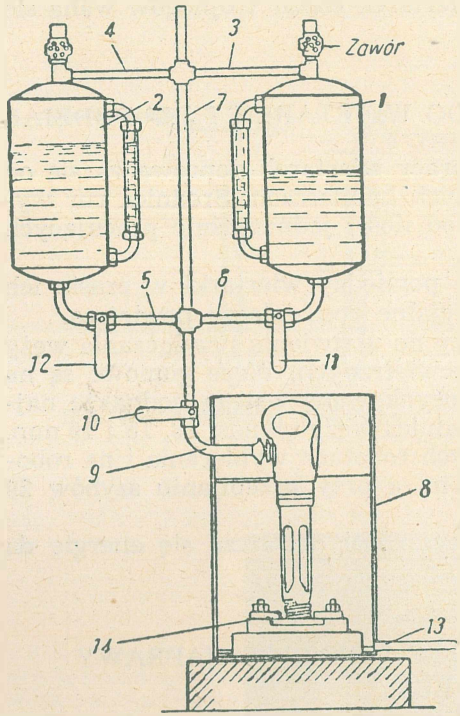


Rys. 63. Oliwiarka automatyczna



Rys. 64. Schemat działania oliwiarki

wiertarki trzeba smarować za pomocą zwykłych lub automatycznych oliwiarek o ciągłym działaniu. Oliwiarki automatyczne o pojemności 250 do 400 g oleju włącza się do sieci przewodów powietrznych w odległości 2,5 do 3 m od wiertarki (rys. 63). Zasada działania oliwiarki (rys. 64) polega na tym, że sprężone powietrze wychodząc z węża do rurki *1* wchodzi częściowo do miedzianej rurki *2* i wsysa powietrze znajdujące się w oliwiarce. W wyniku rozrzedzenia powietrza w oliwiarce cząstki oleju są pociągane razem z powietrzem do otworów *3*, a następnie przez rurkę *1* dostają się razem ze sprężonym powietrzem do wiertarki.



Rys. 65. Przyrząd do przemywania wiertarek

Do smarowania używa się oleju maszynowego w dobrym gatunku lub mieszaniny z 1 części nafty i 2 części oleju maszynowego. Zużycie smarów na jedną wiertarkę na zmianę wynosi 0,2 do 0,5 l.

Wiertarki w dobrym stanie należy przemyć naftą bez rozkładania na części. W tym celu używa się specjalnych przyrządów przemywania (rys. 65 przedstawia przyrząd Trubnikowa-Łagunowa).

Przyrząd ten składa się z dwóch zbiorników *1* i *2*, połączonych za pomocą rurek *3* — *4* i *5* — *6* z rurą 7, która idzie od przewodu powietrznego.

Zbiornik *1* napełnia się naftą, a zbiornik *2* smarem składającym się w 75% z olejów ropy naftowej i 25% z nafty. Przemywaną wiertarkę umieszcza się wewnątrz żelaznego zbiornika *8* w położeniu pionowym. Otwór wejściowy wiertarki łączy się za pomocą nakrętki z kolankiem *9* przewodu powietrznego. Dostęp sprężonego powietrza reguluje się za pomocą kurka *10*, natomiast dopływ nafty i smaru należy regulować za pomocą kurków *11* i *12*.

Gdy wiertarkę ustawiono w oprawie podstawki *14*, otwiera się zawór *10* i uruchamia wiertarkę. Następnie przez kilka sekund pod ciśnieniem powietrza sprężonego wpuszcza się naftę, która przemywa wiertarkę. Po przemyciu puszcza się smar.

Nadmiar nafty i smaru ścieka ze zbiornika *8* przez rurkę *13* do zbiornika odpływowego przechodząc przedtem przez filtr.

Wiertarka jest maszyną złożoną i bardzo dokładną, dlatego też przegląd jej w odpowiednim czasie i należyte dbanie o nią pozwala wykorzystać w pełni jej moc, co daje z kolei możność zwiększenia wydajności wiercenia.

§ 29. KOMPLET DŁUT WIERTNICZYCH

Ilość dłut w komplecie zależy od głębokości wiercenia otworów strzałowych, zwięzłości skał i rodzaju zastosowanej wiertarki. Komplet dłut powinien być dobierany w ten sposób, ażeby różnice ich długości były możliwie jednakowe, a średnica główki każdego następnego dłuta była mniejsza od poprzedniej o 1,5 do 3 mm.

Różnica długości dłut przy wierceniu wiertarkami ręcznymi wynosi zwykle 300 do 600 mm, na kolumnie 600 mm i przy teleskopowej 300 mm. Najkrótsze dłuto (początkowe) ma długość 350 do 500 mm.

Rozmiar główki dłuta zależy od średnicy otworu strzałowego.

Średnica otworu strzałowego na końcu odwiertu nie powinna być mniejsza niż 32 do 36 mm. Różnica średnic główek dwóch następujących po sobie dłut wynosi 1,5 do 3 mm. Dla dłut z osadzonymi twardymi spiekami różnica ta zmniejsza się do 0,5 do 1 mm.

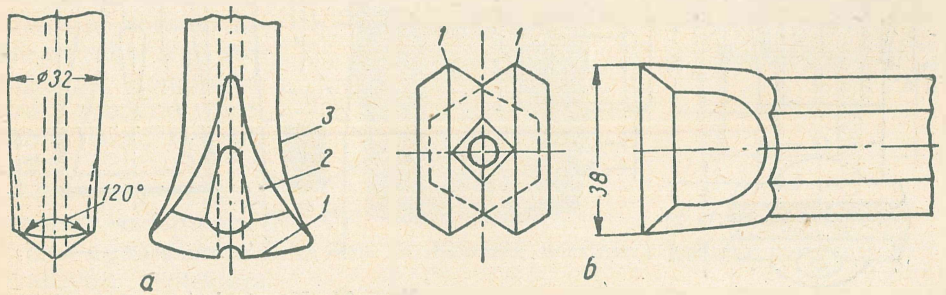
Poniżej w tablicy 14 podano typowe komplety dłut przy wierceniu średniociężkimi wiertarkami.

Tablica 14

Przykładowy komplet dłut przy wierceniu wiertarkami o wadze średniej

Dłuto	Długość dłuta mm	Średnica główki dłuta mm
Zawiertowe	700	50
Wiertnicze pierwsze	1050	47
„ drugie	1400	44
„ trzecie	1750	41
„ czwarte	2100	38
„ piąte	2500	35
„ szóste	2850	32

Budowa dłut wiertniczych. Dłuto jest to pręt stalowy składający się z następujących części: główki lub koronki, trzonu (żerdzi) i końcówki lub rączki. Przy wierceniu mechanicznym stosuje się w praktyce główki dłut różnego kształtu: pojedyncze, podwójne, krzyżowe i gwiaździste. Najbardziej rozpowszechnione są główki krzyżowe i pojedyncze. Główka pojedynczego dłuta składa się z ostrza *1*, piór *2* i bocznych łopatek *3* (rys. 66).



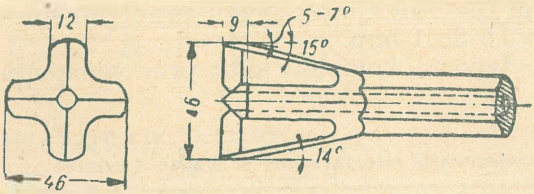
Rys. 66. Główki dłut:
a — pojedyncze; *b* — podwójna

Na pracę główki dłuta wywiera wpływ kąt zaostrzenia ostrza, którego wielkość zależy od zwięzłości skał; dla skał miękkich kąt ten wynosi 60 do 70°, a dla średnio twardych i zwięzłych skał od 70 do 110°.

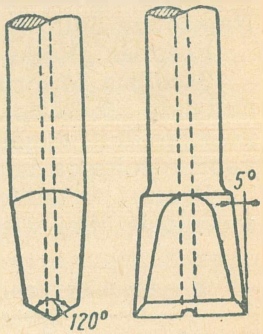
Znormalizowanym kątem zaostrzenia dłuta do skał średniej twardości i zwięzłych jest kąt 90°.

Główki dłuta kształtu krzyżowego i gwiaździstego charakteryzuje dwustożkowatość, tj. pióro ma dwa nachylenia (rys. 67). Pióra dłuta do wysokości 9 do 10 mm na bocznej części są wykonane z nachyleniem 5 do 7° oraz 14 do 15°.

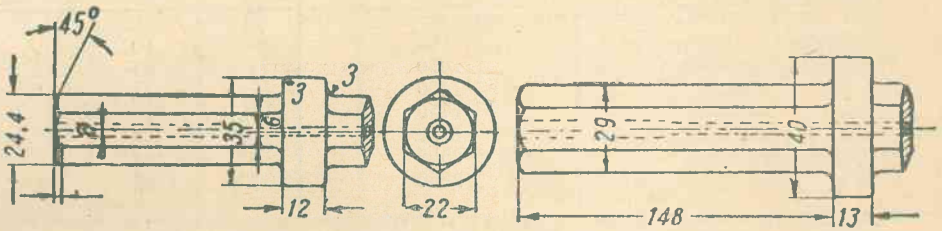
Do wiercenia w bardzo zwięzłych skałach może być stosowana główka typu KARR (rys. 68).



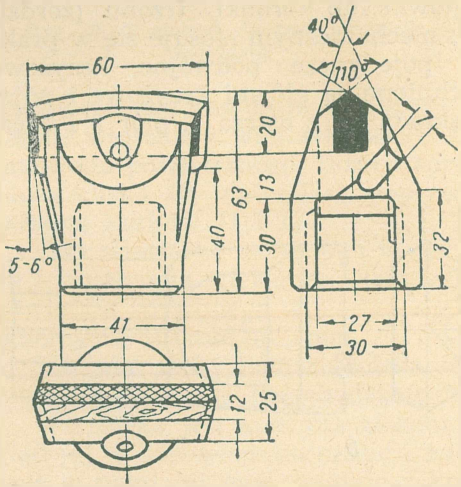
Rys. 67. Krzyżowa główka dłuta



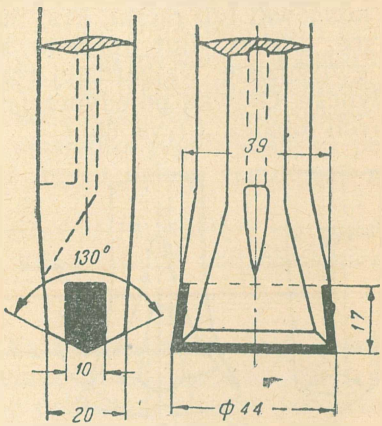
Rys. 68. Główka typu KARR



Rys. 69. Obsady dłut



Rys. 70. Konstrukcja ostrza dłuta z nałożonym twardym spiekiem



Rys. 71. Konstrukcja ostrza dłuta z nałożonym spiekiem twardym do skał twardych

Grubość piór główki dobiera się w ten sposób, ażeby zabezpieczyć dostatecznie jej trwałość, a jednocześnie tak, ażeby to nie przeszkadzało wydostawaniu się zwiercin z przodka w czasie wiercenia. Ostrza główki powinny być symetryczne.

Trzon dłuta wykonuje się gładki z kołnierzem. Kształt i wymiary trzonu dłuta powinny odpowiadać tulejce stosowanej wiertarki.

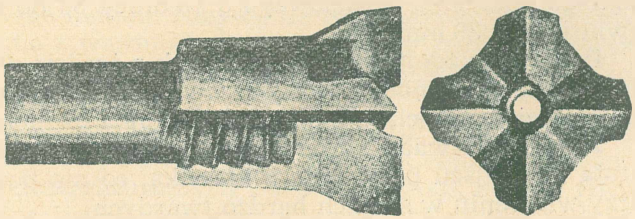
Na rys. 69 podano dwa rodzaje trzonów do wiertarek ręcznych i kolumnowych.

Żerdź dłuta powinna być równa, prosta, łagodnie przechodząca do ostrza i do trzonu.

Konstrukcje ostrzy dłut z nałożonymi spiekami twardymi uwidoczniono na rys. 70 i 71.

§ 30. ZDEJMOWANE KORONKI WIERTNICZE I ICH ZASTOSOWANIE

Zdejmowane koronki wiertnicze nie różnią się swoją budową od główek zwykłych dłut. Stępione koronki dostarcza się do warsztatu naprawczego bez żerdzi dłuta. Przy dużej ilości robót wiertniczych w kopalni daje to dużą oszczędność, gdyż unika się transportowania do warsztatów całych ciężkich dłut oraz obniża się zużycie ogólnej ilości stali na kopalni do 75%, sama zaś koronka może być wykonana z wysokogatunkowej specjalnej stali.

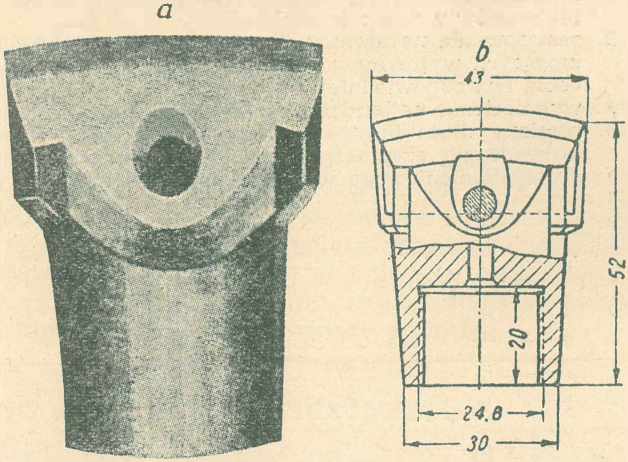


Rys. 72. Koronka wiertnicza kształtu krzyżowego

Po raz pierwszy zdejmowane główki dłut (koronki) zaczęto stosować przy wierceniu pneumatycznym.

W Związku Radzieckim koronki takie wyrabia się i stosuje na kopalniach rud z dobrymi wynikami (Ural, Krzywy Róg).

Są dwa rodzaje koronek zdejmowanych: z nałożonymi twardymi spiekami i stalowe ze specjalnej spiekowej stali. Są one kształtu pojedynczego i krzyżowego (rys. 72 i 73 *a* i *b*).



Rys. 73. Koronka wiertnicza kształtu pojedynczego

Podstawowe wymiary koronek podano w tablicy 15.

Koronki ze stali spiekowej marki St. 7 X można stosować przy wierceniu w skałach nie wyżej średniej zwięzłości.

Koronki z nałożonym twardym spiekiem przygotowane są przeważnie w postaci zwykłego dłuta jako:

Tablica 15

Charakterystyka koronek wiertniczych

Rodzaj koronek	Średnia mm		
	robocza	gwintu (nacięcia)	pośrednia
Pojedyncza	44	22	42, 40
	50	25	48, 46, 44
Krzyżowa	45	22	43, 41
	50	25	48, 46, 44, 42
	63	30	60, 57, 54, 51

1. Koronki do wiertarek ręcznych o średnicy 42 ± 2 mm i o średnicy gwintu 22 mm.

2. Koronki do wiertarek lekkich kolumnowych i teleskopowych o średnicy 42 ± 2 i 46 ± 2 mm i o średnicy gwintu 25 mm.

3. Koronki do głębokiego wiercenia żerdziowego o średnicy 50 do 60 i 80 mm i o średnicy gwintu 28 i 30 mm.

Połączenie zdejmowanych koronek z żerdzią dłuta najczęściej jest wykonywane za pomocą zwykłych wewnętrznych gwintów, a bardzo rzadko za pomocą ściśnięcia klinowego lub zamka bagnetowego.

Zasadnicza wada koronek zdejmowanych polega na osłabieniu żerdzi dłuta w miejscu połączenia z koronką, co nie pozwala na stosowanie ich przy wierceniu w skałach bardzo twardych.

● Racjonalizacja robót wiertniczych powinna iść w kierunku:

1. zmniejszenia średnicy dłuta i zastosowania najprostszego sposobu poszerzenia średnicy otworu strzałowego celem umieszczenia w nim dostatecznej ilości materiałów wybuchowych;
2. zastosowania najtrwalszych spiekowych gatunków stali lub twardych spieków, mogących wytrzymywać duże obciążenie dynamiczne i długi okres czasu wiercenia bez odpowiedniej obróbki;
3. wynalezienia najbardziej racjonalnego rodzaju koronki dłuta;
4. zamiany dłuta innymi urządzeniami dla otrzymania otworów w caliźnie do prowadzenia eksploatacji; do danego sposobu można zaliczyć wprowadzenie drobnodiamentowego wiercenia przy prowadzeniu robót górniczych. ●

Rozdział VI

PRZYGOTOWANIE I HARTOWANIE DŁUT WIERTNICZYCH

§ 31. CIEPLNA OBRÓBKA STALI

Obróbką cieplną nazywa się nagrzewanie i ochładzanie twardych materiałów i spieków w celu zmiany ich właściwości fizyko-mechanicznych. Obróbkę cieplną stosuje się zwykle do gotowego narzędzia pracy. W stosunku do stali polega ona na następujących czynnościach: odżarzeniu, hartowaniu, rozhartowaniu i cementacji. Nagrzewanie, po którym następuje powolne ochłodzenie metalu, nazywa się odżarzaniem. Odżarzanie stosuje się dla zmiękczania stwardniałych przy obróbce metali lub spieków. Ochłodzenie metalu przy odżarzaniu dokonuje się zwykle przez pogrążenie go w wapnie lub w popiele.

Nagrzewanie metalu do pewnej określonej temperatury, po którym następuje nagłe ochłodzenie, nazywa się hartowaniem. Celem hartowania jest zachowanie niektórych strukturalnych właściwości stali, zwykle trwałych przy wysokich temperaturach, lecz zmieniających się przy powolnym ochładzaniu. Spieki hartuje się przez pogrążenie nagrzanego narzędzia w chłodnej cieczy, na przykład w wodzie, w oliwie lub w innych mieszaninach ochładzających.

Rozhartowanie stali polega na tym, że stal podlegająca hartowaniu nagrzewa się i ochładza. Ochładzanie może być raptowne lub powolne. Stopień zmiany struktury stali przy rozhartowaniu zależy od temperatury, do której stal została nagrzana. Im wyższa jest temperatura nagrzewania, tym stal staje się miększa i bardziej kowalna.

Cementacja polega na nagrzewaniu niskowęglistej stali w ciągu długiego okresu czasu (od 8 do 24 godzin) w styczności z jakimkolwiek materiałem nawęglającym, jak na przykład węglem drzewnym, grafitem i innym. Przy temperaturze cementacji (900^0) chemicznie czysty węgiel przechodzi do stali, tworząc na jej powierzchni wysokowęglistą osłonkę (powłokę). Następne hartowanie zwiększa twardość powłoki.

§ 32. WŁAŚCIWOŚCI STALI WIERTNICZEJ

Najbardziej rozpowszechnionym materiałem do wyrobu dłut jest zwyczajna stal węglowa.

Stal wiertnicza powinna mieć wartości mechaniczne, powinna być odporna na nagrzewanie, łatwo obrabiać się w stanie gorącym, mieć przełom drobnoziarnisty i łatwo się hartować.

W Związku Radzieckim do wyrobu dłut używa się zwykle stali następujących marek: Y8A, Y9A i Y10A. Stal marki Y8A jest zalecana do stosowania przy wierceniu w skałach o średniej zwięzłości, Y9A — w skałach zwięzłych i Y10A — w bardzo zwięzłych skałach kwarcowych.

W tablicy 16 są przytoczone dane najbardziej rozpowszechnionych gatunków stali wiertniczej.

Tablica 16

Marki stali wiertniczej i ich charakterystyka

Kraj	Marka stali	Skład chemiczny %				
		C	Mn	Si	S	P
ZSRR	Y7A	0,6 —0,74	0,25—0,35	0,3	0,02	0,03
„	Y8A	0,75—0,85	0,25—0,35	0,3	0,02	0,03
„	Y9A	0,86—0,94	0,35	0,35	0,03	0,04
„	Y10A	0,95—1,05	0,15—0,25	0,3	0,02	0,04
Szwecja	Atlas	0,77—0,83	0,25—0,35	0,12—0,18	0,02	0,015
USA	Ingersol Rand	0,85—0,95	0,2 —0,3	0,1 —0,2	0,02	0,02

Spośród marek polecanej stali specjalnej należy wspomnieć o marce XB3M — stal chromowo-wolframowa (do skał zwięzłych i bardzo zwięzłych), X4M — stal chromowa (do skał średniej zwięzłości) i stal chromowo-wolframowowanadiowa (do skał bardzo zwięzłych).



Rys. 74. Stale używane na dłuta wiertnicze

Wybór wymiaru przekroju poprzecznego stali wiertniczej zależy od mocy wiertarki, głębokości otworu strzałowego i prędkości wiercenia. Przekrój poprzeczny stali używanej do dłut jest: okrągły, sześcio-ośmioboczny, kwadratowy oraz rombowy (rys. 74).

● Stal może być pełna lub wydrążona. Przy wierceniu z przedmuchem używa się stali wydrążonej o średnicy 20, 22, 25, 29, 32 mm.

Najbardziej rozpowszechniona jest sześcioboczna stal o średnicy 22 (1 mb 3 kg) i 25 mm (3,7 kg) oraz okrągła o średnicy 29 mm (4,6 do 5,2 kg) i 32 mm (7,25 kg). Ciężar 1 mb wynosi od 1,5 do 7,4 kg zależnie od średnicy i kształtu stali. ●

§ 33. PALENISKA DO NAGRZEWANIA

Do nagrzania dłut przy obróbce termicznej stali wiertniczej są używane paleniska kowalskie i ropne (płomienne), piece elektryczne i piece nagrzewające z wannami.

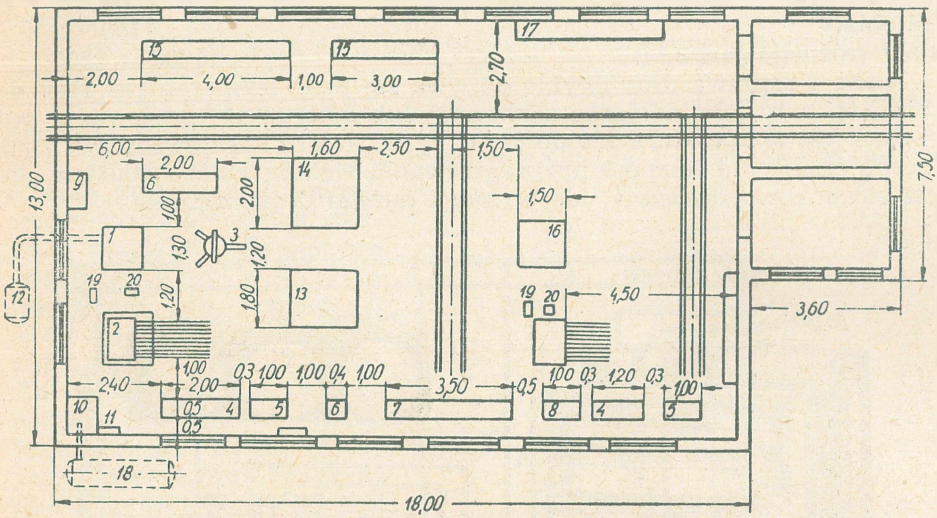
Palenisko kowalskie może być z podmuchem bocznym i dolnym. Podmuch daje specjalnie ustawiony wentylator lub powietrze sprężone doprowadzone rurką. Palenisko kowalskie pracuje zwykle na węglu drzewnym, koksie i różnych gatunkach węgli koksowych. Najodpowiedniejszym paliwem jest węgiel drzewny i koks.

Palenisko ropne. Dłuta do nagrzania zagłębia się w palenisko z obu stron. Płomień, dopływ ropy naftowej i dopływ powietrza reguluje się za pomocą zaworów.

Paleniska ropne zapewniają równomierną temperaturę nagrzania, łatwość regulowania ciepłoty, oszczędność i wygodę w pracy.

Palenisko ropne wytwarzane w fabryce Gorłowskiej ma następującą charakterystykę: zużycie ropy 7,5 do 14,5 l/godz; zużycie powietrza sprężonego 0,5 m^3/min przy ciśnieniu 3,5 do 5 at; wydajność 100 sztuk dłut na godzinę; temperatura nagrzania 800 do 850 C.

Instalację warsztatu do naprawiania dłut pokazano na rys. 75.



Rys. 75. Instalacja warsztatu do naprawiania dłut

1 — obrabiarka do dłut; *2* — palenisko ropne; *3* — podstawka; *4* — wanna wodna; *5* — wanna olejowa; *6* — toczydło; *7* — stojaki dla przygotowanych dłut; *8* — skrzynka na wapno; *9* — szafa na narzędzia; *10* — zbiornik na ropę; *11* — pompa Alwajera; *12* — tłumik; *13* — stół (płyta dla dłut nienaprawionych); *14* — stół kontrolny; *15* — stół dla dłut stępionych; *16* — stół dla dłut naostrzonych; *17* — warsztat.

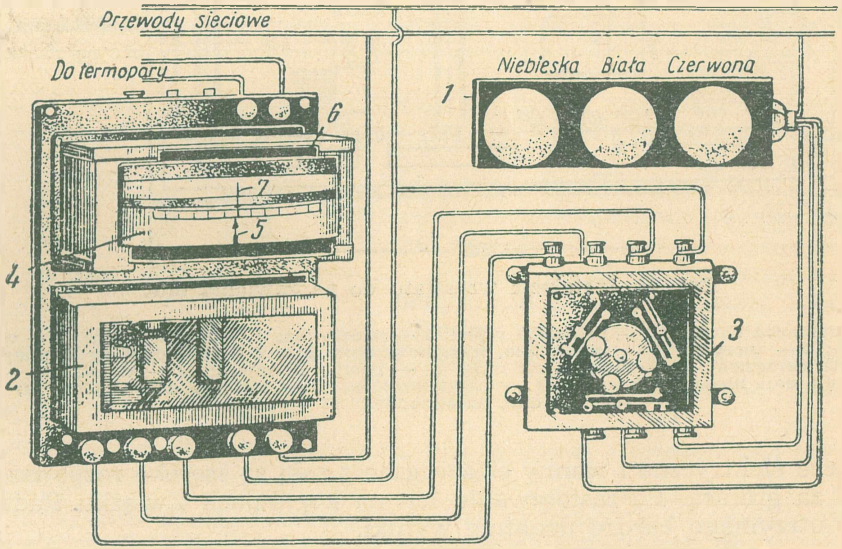
Piece elektryczne i wanny elektryczne z solą są szeroko rozpowszechnione za granicą. Po zastosowaniu ich na kopalniach Związku Radzieckiego otrzymano bardzo dodatnie wyniki.

§ 34. PRZYRZĄDY KONTROLNO-POMIAROWE

W celu otrzymania wysokiego gatunku główek dłut należy starannie obserwować temperaturę i porządek nagrzania dłut w czasie ich obróbki. Temperaturę nagrzania określa się najczęściej przez doświadczenie — na oko (według koloru rozżarzonej stali) lub za pomocą przyrządów. Poniżej podano zestawienie kolorów żarzenia w celu przybliżonego określenia temperatury nagrzewania w tych przypadkach, gdy temperaturę określa się na oko.

Kolory żarzenia	Temperatura dłuta °C
Bardzo słabe świecenie stali w ciemności	500 — 520
Ciemnobury	600
Czerwonobury	650
Ciemnowiśniowoczerwony	700
Wiśniowoczerwony	750
Jasnowiśniowoczerwony	800
Czerwony	850
Jasnoczerwony	900
Pomarańczowy	950
Jasnożółty	1000
Żółtobiały	1100
Biały (różnego jarzenia)	1200 — 1300

Kucie i zaprawa dłut zwykle odbywa się przy temperaturze 1100 do 950 C, tj. przy kolorze jasnoczerwonym lub żółtym. Do hartowania potrzebna jest temperatura 750 do 850 C, tj. do koloru wiśniowoczerwonego. Sposób określenia temperatury nagrzewania według koloru stali na oko jest stosunkowo dokładny, ale wymaga dużego doświadczenia.



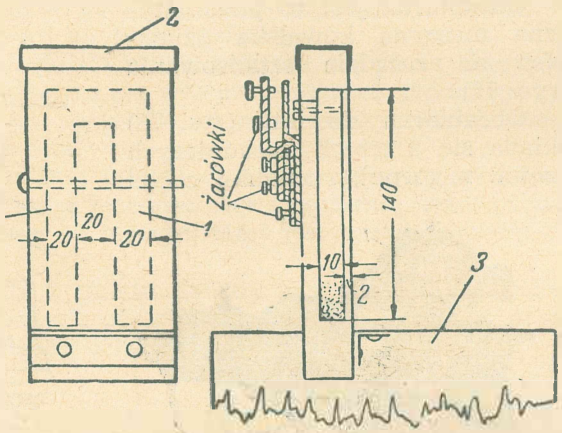
Rys. 76. Pirometr z samoczynną sygnalizacją
1 — trzylampowy indykator; *2* — silnik synchroniczny; *3* — przenośnik; *4* — podziałka; *5* — wskaźnik; *6* — woltomierz; *7* — wskazówka.

P i r o m e t r y. Do dokładniejszych pomiarów temperatury nagrzewania powyżej 600 C używa się pirometrów. Pirometr składa się z termopary i wskaźnika temperatury (miliwoltomierza) połączonych przewodami. Wprowadzona do paleniska termopara pokazuje na miliwoltomierzu wartość napięcia elektrycznego, które jest proporcjonalne do temperatury w palenisku. W dużych warsztatach do zaprawy dłut stosuje się pirometry z automatyczną sygnalizacją temperatury (rys. 76).

Zasada określenia temperatury za pomocą pirometru z sygnalizacją samoczynną polega na tym, że przy temperaturze w palenisku poniżej niezbędnej (co rejestruje na galwanometrze wskazówka 7 znajdująca się wtedy więcej niż o jedną podziałkę na lewo od wskaźnika 5) w przyrządzie pali się niebieska lampka. Przy podwyższeniu temperatury do wysokości wyznaczonej dla hartowania, niebieska lampka automatycznie się wyłącza a włącza się biała lampka, przy czym wskazówka 7 znajduje się nie dalej, niż o jedną podziałkę na lewo lub na prawo od wskaźnika 5. Jeżeli zaś temperatura przewyższy daną górną granicę nagrzewania, zacznie to sygnalizować czerwona lampka po wyłączeniu się białej, wskazówka zaś znajduje się wtedy dalej, niż o jedną podziałkę na prawo od wskaźnika.

Termopary do kontroli temperatury przy zaprawie i hartowaniu dłut sporządza się niklochromowe, niklowe i platynowe.

Indykator magnetyczny (rys. 77). Do pomiaru temperatury nagrzania dłut stosowany jest szeroko w praktyce indykator magnetyczny, który składa się z magnesu w kształcie podkowy *1*, zawieszonego na miedzianej osi poziomej umieszczonej powyżej środka ciężkości magnesu. Magnes ten umieszczony jest w skrzynce miedzianej lub brązowej *2*. Niżej osłony indykatora jest półka *3* z żelaza kątowego dla oparcia dłuta przy jego badaniu. W górnej części magnesu jest zacisk, który przy odchyleniu magnesu powinien wejść w styczność z dolnym kontaktem żarówki. Jeśli stal nie jest doprowadzona do potrzebnej temperatury nagrzewania, wtedy prąd elektryczny, płynąc po szeregowo włączonej linii zaświeca żarówkę.



Rys. 77. Schemat urządzenia indykatora magnetycznego

Temperaturę krytyczną lub stratę właściwości magnetycznych stali określa się w sposób następujący: Dłuto nagrzane do temperatury hartowania podnosi się do magnesu indykatora. Jeśli sworzeń z namagnesowanym końcem odchyli się, znaczy to, że stal nie zatraciła właściwości magnetycznych i trzeba ją ponownie nagrzewać przy wyższej temperaturze.

Przy kontrolowaniu nagrzewania dłuto trzeba podnosić do indykatora sworzniowego lub (kilka razy) kłaść na półkę do indykatora w kształcie podkowy, w celu uniknięcia przegrzania stali.

Dłuto należy nagrzewać stopniowo.

Czas trwania nagrzania dłut jest różny: dla kształtu krzyżowego główki dłuta przy średnicy od 30 do 70 mm wynosi 1,5 do 6,5 min, natomiast dla sześciopromienistej główki przy takichże średnicach wynosi od 2 do 10 minut.

§ 35. RĘCZNA I MASZYNOWA OBRÓBKA DŁUT WIERTNICZYCH

Obróbka polega na przygotowaniu do pracy ostrza (koronki) i trzona dłuta przez nadanie im niezbędnego kształtu i wymiarów. Może być wykonana ręcznie przy pomocy narzędzi kowalskich lub mechanicznie na specjalnych obrabiarkach.

Obrabianie ręczne jest mało wydajne i stosuje się tylko przy ograniczonej ilości dłut. Obrabianie maszynowe dłut jest wydajniejsze i tańsze; koronki odkuwane są lepszej jakości. Wydajność ręcznej obróbki na zmianę na dwóch robotników (kowal i pomocnik) wynosi od 70 dłut z koronką gwiaździstą do 120 z pojedynczą.

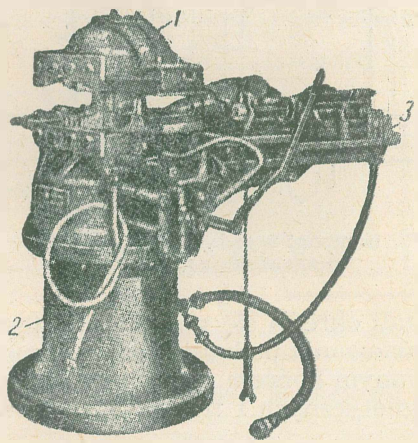
Na obrabiarce do dłut jeden robotnik może naprawić 250 do 350 dłut na zmianę.

§ 36. OBRABIARKI DO DŁUT WIERTNICZYCH

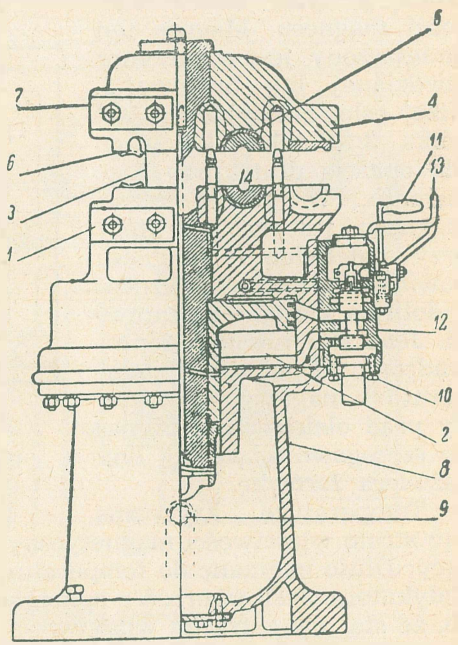
Maszyny do mechanicznego obrabiania dłut wytwarza fabryka „Komunista" i Niewjańska Fabryka Mechaniczna na Uralu.

Obrabiarka jest to pneumatyczna maszyna kowalska działająca na zasadzie sztancowania (rys. 78).

Obrabiarka do dłut (rys. 78) składa się z trzech zasadniczych części: z górnej, ruchomej części



Rys. 78. Obrabiarka do dłut



Rys. 79. Schemat urządzenia obrabiarki do dłut

lub krzyżownicy *1*, z dolnej, nieruchomej części *2*, nazywanej podstawą i z części poziomej *3*, tj. młota pneumatycznego.

Obrabiarkę do dłut przedstawia rys. 79. Podstawa obrabiarki ma dwie części: górną, która służy za kowadło i dolną, będącą zbiornikiem powietrza sprężonego. Obydwie części podstawy są złączone śrubami. W górnej

części podstawy umocowuje się przy pomocy płyt i śrub *1* części obrabiarki: dolne połowy matryc, prasowacze (wygładzacze), sztancę kalibrowaną i nóż do cięcia stali. Górna część podstawy ma oprócz tego cylinder, w którym porusza się tłok *2* wprowadzający w ruch pionową część ruchomą — krzyżownicę.

Tłok jest połączony nieruchomo za pomocą trzonu *3* z krzyżownicą *4*. Na dolnej powierzchni krzyżownicy przy pomocy płyt *7* są umocowane górne połowy matryc *5*, wygładzacze, sztance kalibrowane i nóż *6*.

Powietrze przeszedłszy przez otwór *9* do zbiornika w dolnej części podstawy *8*, wchodzi do skrzynki suwakowej *10* naciska na dolną (mniejszą) stronę tłoka i podnosi krzyżownicę do góry. W tym czasie druga strona tłoka jest w łączności z atmosferą. Przy obrocie korby *11* o 20^0 suwak *12* unosi się i powietrze sprężone wchodzi do górnej części cylindra. W tymże czasie dolna część cylindra komunikuje się z atmosferą i następuje uderzenie. Korba *11* jest chroniona kabłąkiem (klamrą) *13*. Siła uderzenia jest regulowana za pomocą korby *11*. Jeżeli obrócić korbę do końca, górna część obrabiarki *4* zostanie opuszczona i jest przyciskana do tłoka *2* ciśnieniem powietrza. W tym czasie zaczyna pracować część pozioma — młot pneumatyczny, umocowany na tejże podstawie.

Dopływ powietrza sprężonego do młota odbywa się przez skrzynkę suwakową 10 kanałami znajdującymi się wewnątrz ścianek głównego cylindra. Młot jest ustawiony w ten sposób, że oś jego jest wypośrodkowana według matryc naciskowych *5* i *14*.

Zależnie od średnicy hartowanej główki dłuta i rozmiaru naciskowej patrycy (sztancy) umocowywanej w łączniku części poziomej, młot można zatrzymywać w różnej odległości od matryc. Młot jest przymocowany do obrabiarki śrubami.

Obrabiarka jest zaopatrzona w pneumatyczny przebijak do poszerzenia kanału w dłutach wydrążonych po ich naprawieniu, w zawór przedmuchujący i w żeliwną podkładkę ochronną.

§ 37. PRZEBIEG OBRABIANIA DŁUT WIERTNICZYCH

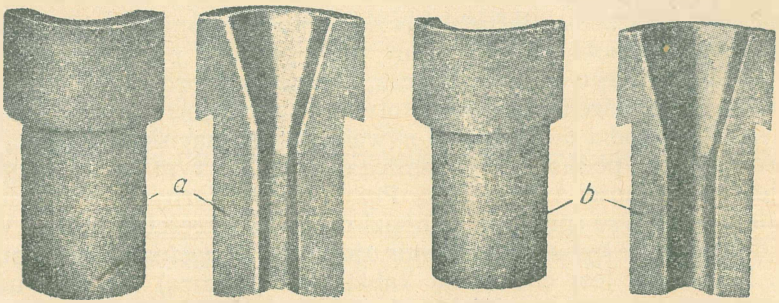
Przebieg technologiczny obrabiania dłut w obrabiarce polega na tym, że nagrzane dłuto podaje się z paleniska do obrabiarki i tam zaciska się w specjalnych matrycach zaciskowych. Matryce składają się z dwóch części.

Jedna z nich jest przymocowana śrubami na górnej nieruchomej części podstawy (kowadle), a druga na pionowej ruchomej części lub krzyżownicy. Każda para matryc zaciskowych może służyć do naprawy dłut tylko o określonych wymiarach.

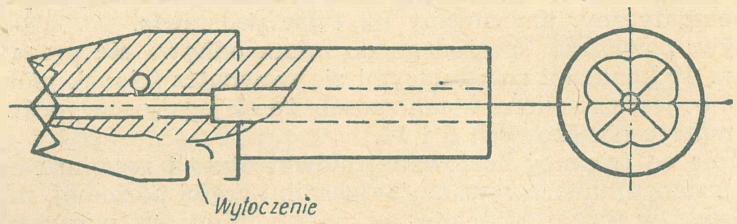
Na rys. 80 pokazano matryce do sześciobocznej *a* i okrągłej *b* stali. Jedna para matryc może być używana do naprawy kompletu dłut mających różnicę w średnicach nie większą jak ± 13 mm. Na przykład do naprawiania dłut o średnicy główek 32 do 45 mm można korzystać z jednej pary matryc, a do naprawiania dłut z tejże stali, ale o średnicy główek 45 do 54 mm, trzeba stosować matryce o innych wymiarach.

Wycięcie wewnętrzne w matrycach jest kształtu stożkowego, co zabezpiecza główce dłuta stożkowatość o 14^0 do 15^0.

Główkę dłuta w matrycy kształtuje patryca, którą po wstawieniu do pneumatycznego młota obrabiarki trzyma w nim sprężyna, wchodząca w wytoczenie na patrycy. Patryce mają dokładny kształt główki dłuta (rys. 81).



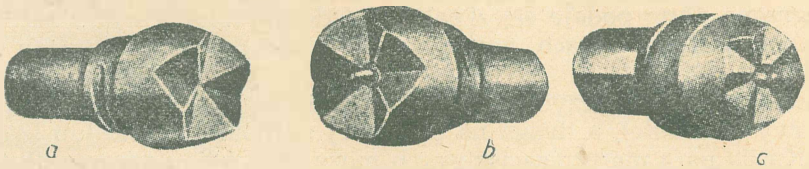
Rys. 80. Matryce do naprawy dłut



Rys. 81. Patryca

Ogólny widok patryc do krzyżowej i gwiaździstej główki dłut pokazano na rys. 82 *a, b, c*.

Główkę dłuta wciska się w matrycę patrycą. Następnie, obracając korbę obrabiarki o 1/16 obrotu, nadaje się młotowi pneumatycznemu suw roboczy i patryca zaczyna uderzać w główkę dłuta.



Rys. 82. Patryca do krzyżowej i gwiaździstej główki dłuta

Tłok młota uderza w patrycę 700 do 1000 razy na minutę. Formowanie pierwsze wykonuje się aż do zapełnienia stożka matryc i pokazania się rąbków główki dłuta. Ostateczny kształt nadaje się główce w matrycach fornierskich (rys. 83). Dłuto kładzie się na matryce i silnymi, krótkimi uderzeniami obrabia się boczne powierzchnie główki dłuta, przy czym dłuto po każdym uderzeniu obraca się o kąt 30^0.

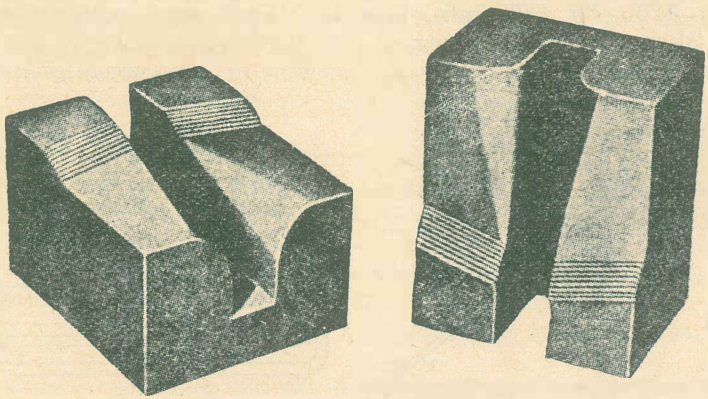
Po obróbce w matrycach formierskich dłuto przenosi się do matryc kalibrowanych, w których nadaje się główce żądaną średnicę a piórom dłuta odpowiednie nachylenie.

Stępione dłuta hartuje się zwykle po jednym nagrzaniu, ale przy sporządzaniu nowej główki dłuta stal nagrzewa się zwykle dwa razy.

Ostatnią czynnością jest zbadanie drożności otworu do przedmuchiwania, co wykonuje się za pomocą specjalnego zaworu przedmuchującego.

Do wykonania trzonów dłuta służą specjalne patryce odpowiedniego kształtu.

A więc kucie — hartowanie dłut polega na obróbce stali wiertniczej i nadaniu główce i trzonowi dłuta żądanego kształtu, po doprowadzeniu stali za pomocą nagrzewania do stanu plastycznego. Zużycie powietrza sprężonego do obrabiarki wynosi 3 m^3/min. Wydajność 250 do 350 dłut na zmianę.



Rys. 83. Matryce formierskie

Temperatura i czas nagrzewania przy naprawie zależą od gatunku i od średnicy stali oraz od temperatury paleniska. Zwykle temperatura nagrzewania dłuta przed naprawą wynosi 1150 C, a w końcu 825 do 850 C. Przy hartowaniu nowych dłut z dwoma następującymi po sobie nagrzaniami temperaturę początkową pierwszego hartowania przyjmuje się na 1050 C.

Do naprawy dłut przy wierceniu linowo-udarowym stosuje się analogiczne obrabiarki.

§ 38. PROCES HARTOWANIA DŁUT WIERTNICZYCH

Ażeby główce dłuta nadać niezbędną twardość, poddaje się je po naprawie obróbce cieplnej. W tym celu naprawione dłuto umieszcza się początkowo w palenisku, gdzie się je nagrzewa do temperatury trochę wyższej od 725 C; następnie dłuto wyjmuje się i wkłada do materiału ochładzającego dla odżarzenia.

Celem odżarzania jest zniszczenie naprężeń wewnętrznych w stali powstających wskutek jej obróbki mechanicznej lub przegrzania podczas

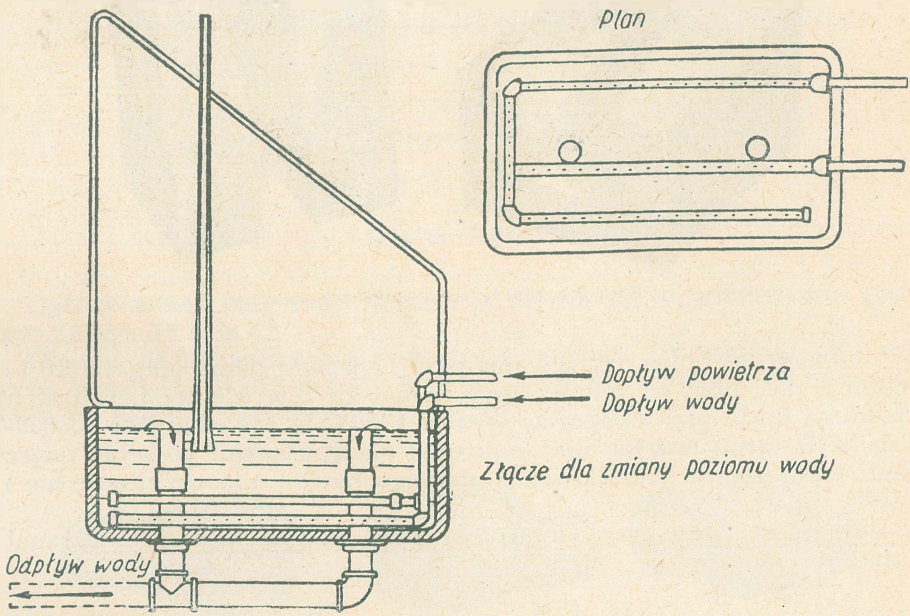
nagrzewania. Zwykle odżarzanie odbywa się w skrzynce napełnionej wapnem gaszonym, w którym pogrąża się dłuta nagrzane na głębokość około 300 mm. Szybkość ochładzania dłut w wapnie gaszonym wynosi mniej więcej 15 do 25 *C* na minutę, dlatego też czas potrzebny na ochłodzenie dłuta powinien wynosić nie mniej jak 1 godzinę.

Po odżarzeniu dłuta hartuje się. Temperatura nagrzania wynosi zwykle od 760 do 850 *C*, zależnie od zawartości węgla w stali.

Odpuszczanie wykonuje się w wannach do hartowania z różnymi płynami (woda, ropa naftowa, mazut, oleje mineralne i roślinne). Silne hartowanie otrzymuje się w wodzie przy temperaturze 18 do 20 *C*, umiarkowane w wodzie przy 100 C, w olejach, w ropie naftowej i innych. Hartowanie główek dłut zwykle odbywa się w wannach wodnych przy temperaturze 18 do 20 *C*, a końców w oleju.

Wanny do hartowania bywają zwykłe i automatyczne.

Zwykła wanna do hartowania jest to skrzynka drewniana lub żelazna o długości 1200 do 1800 mm, szerokości 500 mm i wysokości 300 do 450 mm. Skrzynka jest zaopatrzona w listwy, na których na wysokości około 250 mm jest umocowany arkusz blachy do opierania dłut.



Rys. 84. Wanna do hartowania dłut

Woda do wanny dochodzi rurką wodną umieszczoną w dnie skrzynki i ścieka przez spływ, urządzony w jej drugim końcu. Ten rodzaj wanny ma ten brak, że przypływ wody jest ześrodkowany w jednym miejscu, wskutek czego temperatura wody w różnych częściach wanny nie jest jednakowa. Dlatego też do hartowania dłut używa się częściej wanny z powietrznym mieszaniem wodą (rys. 84).

Od zwykłej wanny różni się ona obecnością dwóch rur znajdujących się na dnie skrzynki: jednej doprowadzającej wodę, a drugiej do powietrza sprężonego.

Wodę dopływającą do wanny jedną rurą o średnicy 19 mm z otworami 2 mm miesza strumień powietrza sprężonego, które dochodzi drugą rurą o średnicy 13 mm z otworami 1,5 mm. Dzięki temu otrzymuje się temperaturę równomierną we wszystkich częściach wanny. Rura doprowadzająca powietrze przechodzi naokoło wanny, a doprowadzająca wodę tylko jej środkiem.

Woda zbędna wypływa 32 mm rurą, mającą ruchome połączenie za pomocą gwintowanego złącza, co pozwala regulować głębokość pogrążenia dłuta w wannie.

Hartowanie dłut w wannach drewnianych wymaga dużego doświadczenia, ponieważ dosyć trudno otrzymać równomierne zahartowanie.

Przebieg hartowania trzonu dłuta jest taki sam, jak i główek. Odżarza się trzony w wapnie gaszonym, hartuje się w oleju. Trzon dłuta powinien być tak zahartowany, ażeby miał twardość mniejszą od twardości bijaka wiertarki, ale uderzenia bijaka nie powinny go spłaszczać. Trzon dłuta powinien szczelnie wchodzić do tulejki wiertarki i nie może mieć skrzywień.

Powierzchnia płaszczyzny przedniej trzonu dłuta powinna być tak obrobiona, ażeby szczelnie przylegała do bijaka wiertarki. Podwyższa to skuteczność pracy wiertarki, powiększa czas służby dłut i zmniejsza wydatki na ich naprawę.

Naprawione dłuta powinny odpowiadać następującym warunkom:

1. Dłuto powinno być zupełnie proste; przy silnym uderzeniu o skałę lub o kowadło nie powinno wykruszać się ani pękać; pilnik nie powinien go naruszyć.
2. Kształt i średnica główki dłuta powinny być wykonane prawidłowo; średnica główki powinna być dostosowana do długości dłuta a jego kształt sprawdzony kalibrowaniem; oś dłuta powinna odpowiadać osi jego główki.
3. Wymiary trzonu dłuta powinny odpowiadać wymiarom stali i tulei wiertarki; trzon dłuta nie powinien ulegać zgnieceniu od uderzenia.
4. Kanał dłuta powinien być czysty i równy.

Na naprawę jednego dłuta zużywa się średnio: sprężonego powietrza 5 do 6 m^3, ropy naftowej 120 do 150 g, stali wiertniczej na odcięcie 70 do 100 g. Przy sporządzaniu nowych dłut zużycie sprężonego powietrza i materiałów jest dwa razy większe.

ROZDZIAŁ VII

TWARDE SPIEKI

§ 39. RODZAJE TWARDYCH SPIEKÓW

Wszystkie spieki twarde dzielą się na następujące cztery grupy:

1. Metalo-ceramiczne spieki przeznaczone do wlutowania w ostrza narzędzi górniczo-wiertniczych i do narzynek przy obróbce metali. Spieki te są przygotowywane jako płytki różnego kształtu;
2. Proszkowate ziarniste, twarde spieki używane do nadspawania zniszczonych powierzchni metalowych za pomocą łuku elektrycznego;
3. Lite wysokowęglikowe spieki w kształcie płytek, które służą do nadspawania koronek i dłut wiertniczych przy mechanicznym wierceniu otworów;
4. Stelitowe lite twarde spieki używane do nadtopu gazowego trących się powierzchni części maszyn.

Metalo-ceramiczne spieki są przygotowywane z drobno zmielonej mieszaniny trudnotopliwych węglików z łatwotopliwym metalem grupy żelaznej np. z kobaltem lub z niklem. Mieszaninę prasuje się pod dużym ciśnieniem w płyty, które następnie podlegają spiekaniu w piecach specjalnych.

Przygotowane w ten sposób spieki tworzą grupę twardych spieków „Pobiedit" i RE, które prawnie wyłącznie stosuje się do wiercenia otworów strzałowych przy prowadzeniu robót wybierania np. RE (8,15) w skałach średniej zwięzłości; RE (8) w różnych łupkach a RE (15) w zwięzłych i bardzo zwięzłych skałach.

Spieków RE (4, 6, 8) używa się do wiercenia w wapieniach, piaskowcach, granicie, marmurze i w innych skałach monolitowych.

Spieki twarde do wiercenia otworów strzałowych przygotowuje się w postaci płytek o grubości 8 do 10 mm, wysokości 13 do 20 mm i długości 42 do 45 mm.

Do wiercenia z kolumn są stosowane następujące rodzaje spieków: 1. graniastosłupy ośmioboczne 5×10 mm; 2. płytki $3 \times 7{,}5 \times 10$ mm; 3. płytki o skośnych kątach.

Zasadnicze własności mechaniczne twardych spieków są następujące: wytrzymałość na zginanie 100 do 130 kg/mm^2, na ściskanie 200 do 220 kg/mm^2, twardość według Rockwalla 86,5 do 89, ciężar właściwy 14 do 14,8 i wytrzymałość na temperaturę do 900^0. „Pobiedit" ma barwę matowoszarą, o przełomie drobnoziarnistym, jednorodnym.

● Proszkowate spieki ziarniste są mieszaniną mechaniczną trudnotopliwych metali (wolfram, chrom, mangan i inne) z czystym węglem.

Tą mieszaniną pokrywa się powierzchnię metalu warstwą grubości 3 do 5 mm. Pod działaniem wysokiej temperatury łuku Volty mieszanina topi się i tworzy po zastygnięciu warstwę litego spieku.

Do twardych spieków ziarnistych należą wokar i stalinity.

Lite twarde spieki, na przykład relit, składają się z węglików wolframu, a stelitowe — niklu i kobaltu.

Są one stosowane dla wzmocnienia ostrzy dłut przy wierceniu poszukiwawczym szybkoobrotowym oraz zębów koronek przy wierceniu z kolumny.

Na ogół spieki proszkowate są mało używane w praktyce.

Z twardych spieków najbardziej znany i używany w Polsce jest spiek Widia używany również do noży wrębiarek. Zużycie takich noży jest dziesięć razy mniejsze, aniżeli noży ze stali wolframowej.

Twarde spieki zapewniają wydatne zwiększenie wydajności wiercenia i zmniejszają ogólną ilość niezbędnych na kopalni dłut wiertniczych.

Wskutek swej większej trwałości pozwalają na zwiększenie głębokości otworów strzałowych oraz zmniejszają zużycie powietrza sprężonego i stali wiertniczej.

§ 40. FREZOWANIE GŁÓWKI DŁUTA I ZALUTOWANIE PŁYTEK TWARDEGO SPIEKU

Proces wstawienia do główki dłuta płytki twardego spieku nazywa się zbrojeniem.

Zbrojenie dłut twardymi spiekami składa się z następujących czynności: nadanie kształtu główce, wywiercenie otworu przedmuchowego, frezowanie żłobka dla płytki twardego spieku, spawanie płytki, struganie główki i obtoczenie płytki do danego kąta zaostrzenia.

Główce dłuta nadaje się niezbędny kształt ręcznie lub na obrabiarce do naprawy dłut w sposób wyżej podany. Przy tym w celu ułatwienia następnego frezowania, żłobek dla płytki twardego spieku wykonuje się równocześnie z obróbką główki.

Otwór przedmuchowy przewierca się w ten sposób, aby strumień powietrza sprężonego kierował się możliwie najbliżej do środka koronki dłuta.

Szczególniej jest to ważne u dłut z nałożonymi spiekami twardymi, ponieważ mają one szybkość wiercenia większą niż hartowane.

W czasie wiercenia tworzy się dużo zwiercin, które powinny być szybko usunięte z otworu strzałowego, ponieważ powodują znaczne obniżanie się wydajności wiercenia.

Żłobek dla płytki wykonuje się na frezarce, przy czym należy przewidzieć 0,8 do 1 mm na obróbkę płytki i jej dopasowanie, ponieważ nie mają one zwykle dokładnych wymiarów i trzeba je zmniejszać podczas szlifowania. Płytki szlifuje się na specjalnych tarczach karborundowych (węglik krzemowy).

Szlifowanie jest niezbędne w celu lepszego połączenia płytki ze spoiwem. W rezultacie usuwa się czarne plamy, miejsca zanieczyszczone, nierówności i płytka otrzymuje połysk metaliczny.

Podstawę płytki szlifuje się szczególnie starannie w celu otrzymania powierzchni poziomej. Co się tyczy boków, to tutaj jest dopuszczalna wypukłość nie większa jak 0,08 mm.

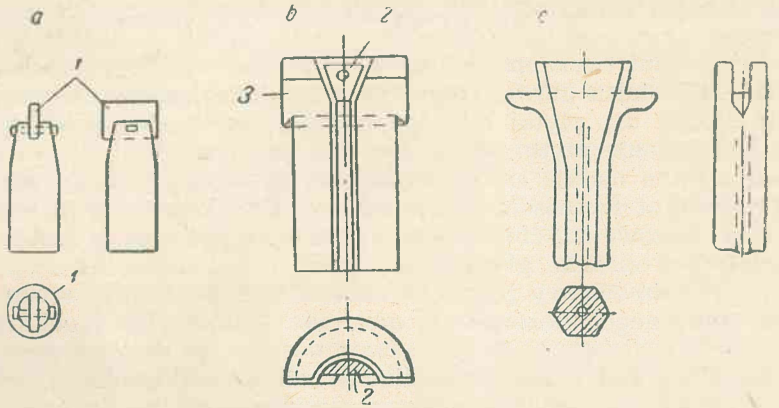
Płytki dopasowuje się do rowka ręcznie pilnikiem płaskim. Umocowuje się płytki przez przylutowanie za pomocą czerwonej miedzi elektrolitycznej przy użyciu boraksu jako topnika.

Spawa się w piecach muflowych lub ropnych przy temperaturze 1030 do 1100 C. W czasie lutowania puszcza się płomień z lekka kopcący.

W celu zwiększenia jakości spawania zaleca się po dopasowaniu płytki zanurzyć główkę do nasyconego roztworu boraksu a następnie wysuszyć, ażeby w luce pomiędzy płytką i ściankami rowka utworzyła się warstewka kryształków boraksu. Ta warstewka ułatwia przeniknięcie lutu i chroni płytkę od utlenienia. Oprócz tego przed wstawieniem do rowka płytkę przemywa się roztworem ługu celem usunięcia śladów tłuszczu.

Przed wstawieniem do pieca główki dłuta z płytką zaprawioną i nałożonymi na nią pręcikami miedzianymi, wiąże się ją kawałkiem drutu żelaznego i posypuje boraksem. W czasie lutowania topnik dodaje się na łyżeczce blaszanej o długim trzonku.

Gdy miedź roztopi się, dłuto wyjmuje się i szybko za pomocą pręta lub w inny sposób przyciska się płytkę do podstawy rowka. Następnie, pozwoliwszy stwardnieć miedzi w ciągu $1^1/_2$ do 2 minut, wkłada się dłuto w celu ochłodzenia do skrzynki z drobnym węglem lub drobnym grafitem (celem uniknięcia pękania i utleniania płytki).



Rys. 85. Przygotowanie dłut według sposobu Głazkowa

Dalsza obróbka główki dłuta odbywa się w sposób następujący: naprzód szlifuje się główkę dłuta z grubsza na zwyczajnym toczydle ałundowym, [1]) karborundowym lub szmerglowym, a następnie obtacza się samą już płytkę na tarczach extra-karborundowych.

Czas trwania wszystkich czynności przy frezowaniu rowka wynosi średnio 30 do 35 minut.

Czas przygotowania dłuta zbrojonego płytką z twardego spieku, wynosi $1^1/_2$ do 2 godzin.

Mistrz kopalni Nikitowskiej, Głazkow, zaleca zamianę frezowania rowka przez sztancowanie na obrabiarce (do naprawiania dłut) bez jakiejkolwiek zmiany jej konstrukcji. Według sposobu Głazkowa żłobek dla płytki sztancuje się po wykonaniu koronki dłuta. Sztancuje się po jednym

[1]) Tlenek glinu (przyp. tłumacza).

nagrzaniu koronki do temperatury 650 do 800 *C* na obrabiarce do naprawy dłut; uderzając po koronce dłuta patrycą z płytką *1* (rys. 85 *a*).

Koronki dłuta robi się w matrycach o kształcie trochę zmienionym. Przy zwykłym sposobie matryca ma kształt półokrągły, wskutek czego po wlutowaniu płytki należy wykonać dosyć duże zeszlifowanie, ażeby nadać dłutu odpowiedni kształt. Dla usunięcia tego wstawia się do matryc płytkę *2*, która nadaje dłutu kształt odpowiedni (rys. 85 *b*). Po tych czynnościach otrzymuje się główkę z gotowym żłobkiem dla płytki twardego spieku (rys. 85 *c*).

Czas zużyty na wykonanie jednego rowka dłuta wynosi 42 sekundy. W ciągu ośmiogodzinnej zmiany można przygotować 300 dłut. Sposób ten zezwala na sztancowanie rowków dowolnego kształtu.

§ 41. OSTRZENIE DŁUT Z NAŁOŻONYMI TWARDYMI SPIEKAMI

Ostrzenie dłut z nałożonymi twardymi spiekami dzieli się na dwie fazy: wstępna wykonywana na tarczach extra-karborundowych o ziarnistości 36 do 46 i końcowa na tarczach o ziarnistości 60 do 80. W czasie ostrzenia należy tarcze stale chłodzić wodą.

Mokre ostrzenie obniża zużycie tarcz, wyklucza przegrzanie płytki, usuwa szkodliwy pył i oprócz tego pozwala zbierać tworzące się przy ostrzeniu odpadki twardych spieków, z których zużytkowuje się ponownie wolfram i kobalt.

Dłuta trzeba ostrzyć bardzo uważnie przyciskając płytkę do tarczy nie za silnie, aby uniknąć złamania główki lub wykruszenia płytki.

Stępione dłuta ostrzy się w podobny sposób, jak przy sporządzaniu nowych dłut.

Tarcze z extra-karborundu najczęściej używane do ostrzenia dłut z nałożonymi twardymi spiekami mają średnicę 200, 300, 350 i 400 mm.

Prędkość obwodowa wynosi 25 m/sek.

Zdejmowane koronki wiertnicze przygotowuje się zazwyczaj w fabryce a na kopalnie dostarcza się je w stanie gotowym do użytku. Przebieg spawania i ostrzenia koronek wiertniczych z nałożonymi twardymi spiekami nie różni się w niczym od podanego wyżej sposobu dla dłut zwykłych.

Rozdział VIII

URABIARKI [1])

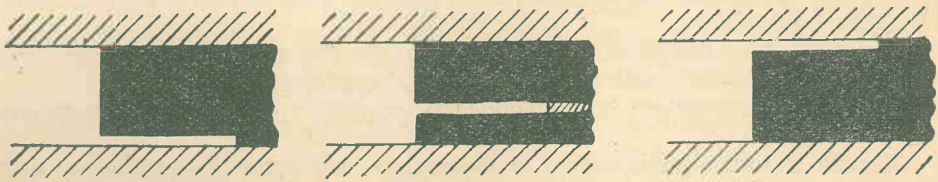
§ 42. WRĘBIARKI

● Wrąb (wcięcie) jest to głęboka, wąska i długa szpara, wykonana w caliźnie ręcznie kilofem, młotkiem mechanicznym lub wiertarką albo też mechanicznie za pomocą maszyn wrębowych.

Wrąb może być wykonany w spodzie pokładu, w jego środku a wtedy przeważnie w przeroście skały płonnej albo też pod piętrem. Może być wykonany również w stropowej lub spągowej skale płonnej.

Wysokość wrębu zależnie od twardości węgla może wynosić od 100 do 160 mm i więcej.

Głębokość wrębu zależy głównie od wytrzymałości stropu. Im słabszy jest strop, tym mniejsza powinna być głębokość wrębu. Przy ręcznym wrębieniu wynosi ona przeciętnie 70 cm, przy maszynowym zaś dochodzi do 2,2 m i więcej.



Rys. 86. Rodzaje wrębów

Przy ręcznym wrębieniu w węglu wrębiarz może wykonać 2 do 3 m^2 wrębu na zmianę, podczas gdy wrębiarka wykona w tymże czasie 70 do 90 m^2 wrębu, a więc zastąpi około 30 ludzi.

W górnictwie polskim przy wybieraniu pokładów węgla prawie powszechnie używa się maszyn wrębowych. Mogą być one w pewnych wyjątkowych przypadkach stosowane również w kopalniach rud, gdy pokłady pochodzenia osadowego zalegają regularnie i mają pewną stałą miąższość, jak np. przy eksploatacji pokładów rud żelaznych w okręgu częstochowskim. Wrąb w znacznym stopniu ułatwia odstrzeliwanie rudy z pokładu.

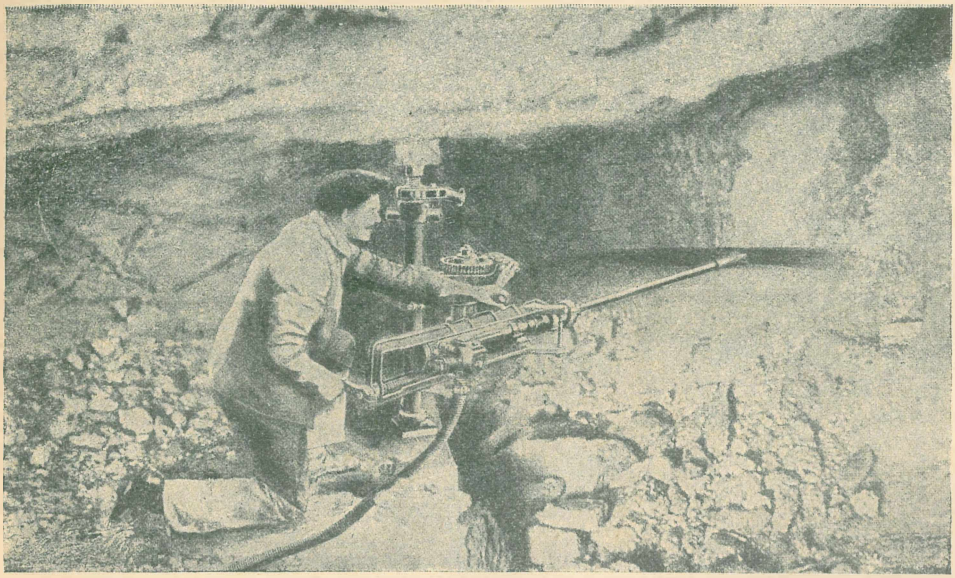
Maszyny wrębowe, jak wiertarki, mają napęd powietrzny albo elektryczny.

Ze względu na sposób działania maszyny wrębowe, czyli wrębiarki dzielą się na udarowe (zwane czasem wrębówkami) i żłobiące.

W czasie pracy wrębiarką udarową robotnik operuje obu rękami: jedną obraca korbkę i w ten sposób nadaje ruch żerdzi w płaszczyźnie wrębu, drugą zaś obraca korbkę *L* (patrz rys. 87), wskutek czego maszyna porusza się naprzód. Wrębiarka pracuje z kolumny i jest pod względem budowy zbliżona do opisanych wyżej ciężkich wiertarek udarowych powietrznych, osadzonych na kolumnie. Wrąb wykonuje koronka o 3 do 7 zębach (rys. 88 — z książki Zarys Górnictwa rys. 176/83), przy czym im skała (węgiel) jest twardsza, tym koronka powinna mieć więcej zębów. Koronki

[1]) Patrz na wstępie.

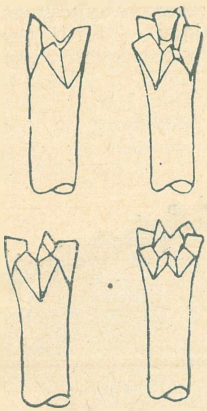
osadzone na końcu długiej żerdzi od 0,5 do 2,5 m uderzają w skałę odbijając kawałki jej od calizny. Robienie wrębu rozpoczyna się żerdziami krótszymi z koronkami



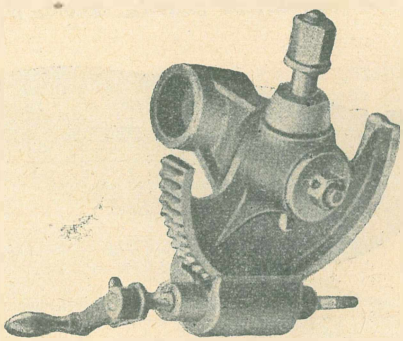
Rys. 87. Wrębiarka udarowa

o średnicy największej, następnie zwiększa się długość żerdzi a zmniejsza się średnicę koronki.

Wrębiarka udarowa osadzona jest na kolumnie za pomocą sektora (rys. 89 z książki Zarys Górnictwa rys. 178 str. 83 i rys. 226 str. 103), dzięki któremu może



Rys. 88. Koronki wrębiarki udarowej

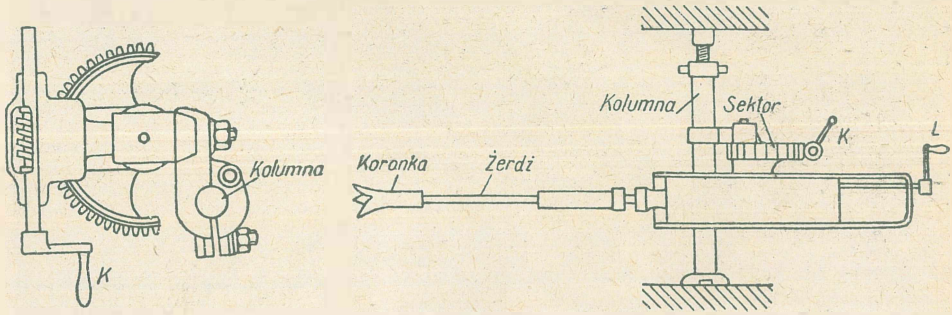


Rys. 89. Sektor wrębiarki udarowej

być obracana o 120 do 130^0 i może wykonać wrąb głęboki do 2,5 m, na długości do 4 m. (Rys. 90 z książki W. Budryka fig. 226 Górnictwo I fig. 227 str. 103).

Ustawia się ją na kolumnie w odległości 750 do 800 mm od czoła przodka tak, ażeby dotykała go koronka najkrótszej żerdzi.

Przebieg pracy wrębiarki udarowej jest następujący. Po uruchomieniu wrębiarz obraca stopniowo korbką *K* (rys. 89 i 90), wskutek czego koronka uderzając w coraz to inne miejsce w skale wykonuje wrąb po łuku sektora. Po takim każdorazowym nacięciu (wrębieniu) po łuku sektora żerdź przez obracanie korbką *L*, połączoną ze śrubą posuwową, posuwa się naprzód o kilka obrotów śruby posuwowej, wskutek czego głębokość wrębu stopniowo się zwiększa. Praca trwa dopóty, dopóki cała żerdź nie wejdzie w skałę (w węgiel). Wtedy obracając korbką *L* w kierunku od-

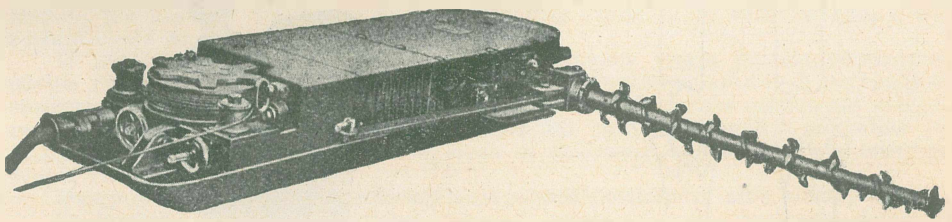


Rys. 90. Wrębiarka udarowa

wrotnym, wycofuje się żerdź z koronką ze szczeliny wrębowej i zamienia się ją na dłuższą oraz prowadzi wrębienie dalej jak pierwszą żerdzią. Dla wykonania wrębu w przodku o większej długości należy wrębiarkę razem z kolumną przestawić, co zajmuje około pół godziny czasu. Z tych względów wrębiarki te mają zastosowanie przy pędzeniu wyrobisk o mniejszej szerokości, jak np. w chodnikach i w zabierkach.

W ciągu godziny pracy maszyna wykonuje przeciętnie 2 do 3 m^2 wrębu. Zużycie sprężonego powietrza 3 do 5 m^3/min. Obsługa — jeden wrębiarz. Dzięki trwałości i prostocie konstrukcji wrębiarki udarowe pracują skutecznie w twardych pokładach, ale z powodu dużego zużycia powietrza są bardzo nieekonomiczne.

W r ę b i a r k i ż ł o b i ą c e. Wrębiarki żłobiące są różnych typów zależnie od tego, jaki posiadają zaopatrzony w noże mechanizm krający — żerdź czy łańcuch. Odrywają one kawałki za pomocą szybko posuwających się ostrych noży. Noże są

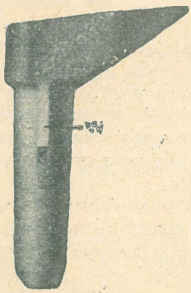


Rys. 91. Wrębiarka żerdziowa

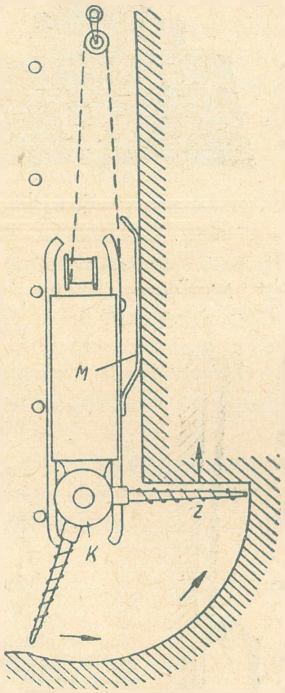
wymienne i są wykonane z twardej specjalnej stali a często z nakładkami z twardych spieków, np. widia. Wrębiarki tego typu są stosowane przeważnie do wykonywania wrębu w długich przodkach ścianowych w pokładach średniej grubości do 2,5 m. Napęd wrębiarek żłobiących jest przeważnie elektryczny, rzadko powietrzny.

W r ę b i a r k i ż e r d z i o w e (rys. 91 z książki Zarys Górnictwa rys. 179 str. 83) posiadają żerdź, w której są osadzone noże (rys. 92 Zarys Górnictwa rys. 177 str. 83), za pomocą których tnie się skałę lub węgiel.

Żerdź jest to stalowy drąg o przekroju zmniejszającym się ku końcowi. Na żerdzi tej wzdłuż linii śrubowej wstawione są do wywierconych otworów ostre noże. Na końcu żerdź posiada rodzaj świdra z trzema ostrzami. Oprócz tego na powierzchni żerdzi znajduje się wypukły gwint. W czasie pracy żerdź obraca się, noże tną węgiel, a gwint usuwa wrębowiny z wrębu. Żerdź może się obracać dookoła punktu *K* (rys. 93) o 180^0. Wrębiarka jest umieszczona na sankach, na których porusza się wzdłuż przodka przez nawijanie liny na bęben ciągnika obracanego silnikiem maszyny. Lina stalowa o średnicy 13 mm jest jednym końcem umocowana na bębnie a przechodząc przez krążek umocowany do stojaka wraca do wrębiarki, gdzie jest umocowana do ramy. Przy obracaniu się zatem bębna lina nawija się na niego i zmusza wrębiarkę do posuwania się wzdłuż przodka. Kierownica *M* jest przytwierdzona do maszyny od strony węgla. Wrębiarka żerdziowa może robić wrąb posuwając się wzdłuż przodka w obydwóch kierunkach. Jednakże przy zmianie kierunku posuwu wiertarki należy wymienić żerdź na inną o gwincie w przeciwną stronę.



Rys. 92. Wymienne noże wrębiarki żerdziowej

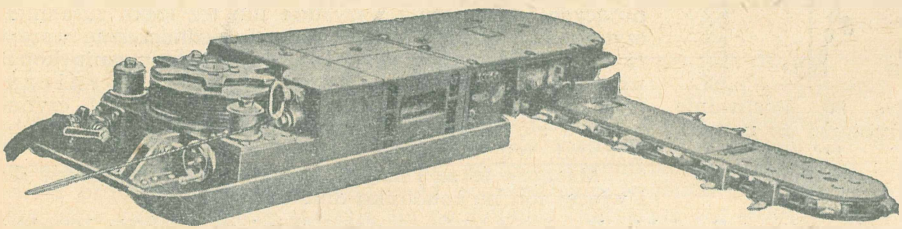


Rys. 93. Posuwanie wrębiarki za pomocą liny

Wydajność 70 do 90 m^2 wrębu na zmianę, głębokość wrębu 1,2 do 1,9 m, ciężar wrębiarki 1 do 2,3 t, moc silnika 12 do 26 KM. Prędkość żłobienia w węglu około 2 m/sek. Wrębiarka żerdziowa może być stosowana przy nierównym spągu oraz wtedy, gdy węgiel osiada zaraz po zrobieniu wrębu.

Wrębiarki łańcuchowe są obecnie najczęściej stosowane (rys. 94) i należą do maszyn ciężkich.

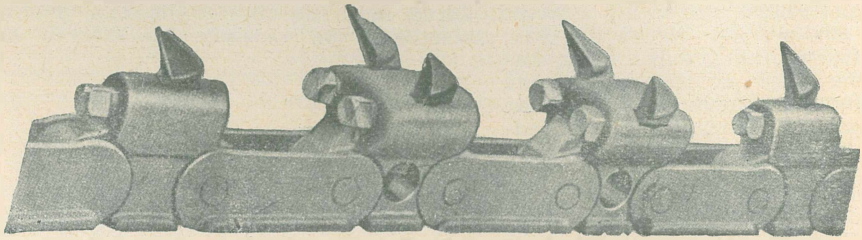
Żłobiącą częścią w nich jest łańcuch bez końca, z ostrymi nożami ze specjalnie twardej stali osadzonymi na nim w gniazdkach (rys. 95). Łańcuch ten porusza się na płaskiej ramie, czyli wrębniku *A*, którego oś w czasie pracy jest ustawiona pod kątem prostym do osi maszyny (rys. 96).



Rys. 94. Wrębiarka łańcuchowa

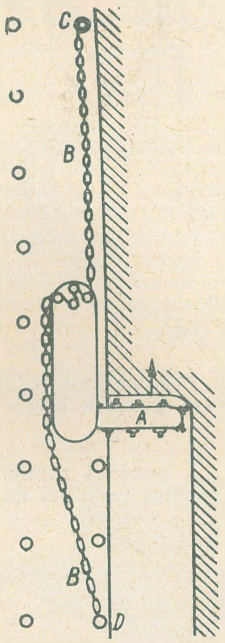
W części środkowej mieści się silnik, z jednej strony którego znajduje się głowica zawierająca przekładnię kół zębatych i połączona z wrębnikiem (ramą z łańcuchem), z drugiej strony silnika znajduje się ciągnik mający krążki zębate napędzane

silnikiem i przesuwające wrębiarkę ustawioną na sankach wzdłuż przodka po spągu za pomocą silnie naciągniętego łańcucha umocowanego do stojaków. Krążków zęba-



Rys. 95. Wymienne noże wrębiarki łańcuchowej

tych jest cztery. Przez nie przechodzi łańcuch, który jest przyciśnięty do dłuższego boku wrębiarki. Zaleta wrębiarek łańcuchowych polega na tym, że noże można łatwo wymieniać, wrębowiny zaś usuwa łańcuch prawie całkowicie z wrębu.



Rys. 96. Posuwanie wrębiarki za pomocą łańcucha

Ciężar wrębiarki 2,3 do 2,7 ton; głębokość wrębu 1,2 do 2,2 m i więcej, dochodząc w niektórych przypadkach do 4 m; wydajność 70 do 90 m^2 wrębu na zmianę; prędkość wrębienia 1,0 do 2,5 m/sek; moc silnika 20 do 40 KM i więcej.

Dla wykonywania wrębów w chodnikach, a więc w wyrobiskach stosunkowo wąskich, stosowane są maszyny wrębowe specjalnej konstrukcji wykonujące wrąb z posuwającego się po szynach wózka, na którym jest umieszczona wrębiarka.

Do wykonania wrębów płytkich (do 0,5 m) i wąskich, zwłaszcza pionowych, stosuje się ręczne wrębiarki żłobiące, noszące nazwę pił węglowych.

§ 43. MASZYNY ZESPOŁOWE

Opisane wyżej wiertarki i wrębiarki wykonują tylko jedną czynność przy wybieraniu kopaliny użytecznej, drążą otwory strzałowe albo robią wrąb.

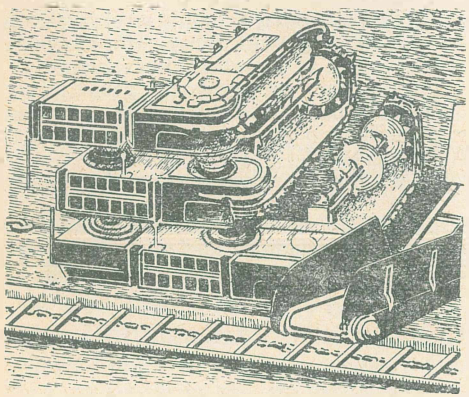
Nowsze sposoby pracy wymagają z jednej strony całkowitej mechanizacji poszczególnych czynności przy wydobywaniu ciała kopalnego, a z drugiej jak najściślejszego powiązania tych czynności ze sobą w czasie i przestrzeni. Te wymagania może zaspokoić zastosowanie maszyn wykonujących jednocześnie wszystkie lub też kilka zasadniczych czynności. Maszyny, które wykonują jednocześnie wszystkie czynności, odnoszące się do urabiania i ładowania kopaliny użytecznej nazywa się k o m b a j n a m i g ó r n i c z y m i (rys. 97 i 98), maszyny zaś wykonujące część tych czynności nazywa się maszynami kombinowanymi, jak np. wręboładowarki, włomo-wiertarki, pługi oraz strugi.

Maszyny te są różnych typów i mają wydajność do 15 i więcej ton na robotniko-dniówkę. ●

Obecnie w Zagłębiu Karagandskim z powodzeniem pracują kombajny węglowe inż. S. Makarowa GKM-6M (G — górniczy, K — kombajn, M — Makarowa).

Oprócz tego w 1949 r. zaczęto wypuszczać dużymi seriami kombajn „Donbass" pracujący już powszechnie na kopalniach oraz wszedł do ruchu kombajn UKA-2.

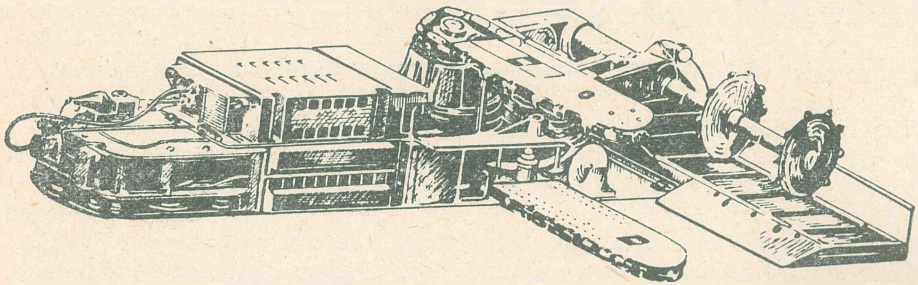
Kombajn GKM-6M (rys. 97) jest przeznaczony do pracy na ścianach w pokładach pochyłych o grubości 0,9 do 2,5 m przy średniej twardości węgla, mocnym stropie i bez przerostów. Kombajn ten jest to maszyna wielowrębnikowa, zapewniająca całkowitą mechanizację urabiania i naładunku na przenośnik. Kombajn ten powstał z maszyn wrębowych KMP-1 i GTK-3 z wrębnikiem wygiętym, położonym w dolnej części i żerdzią urabiającą z osadzonymi na niej dwoma tarczami tnącymi.



Rys. 97. Kombajn Makarowa

Drugi silnik z wrębnikiem wygiętym jest ustawiony nad podającą częścią maszyny GTK-3. Nad drugim silnikiem jest położony trzeci silnik tejże maszyny GTK-3 uruchamiający część tnącą z dwoma wrębnikami środkowym pomocniczym i górnym wygiętym w dół.

Węgiel urobiony jest podawany na przenośnik przodkowy za pomocą własnego przenośnika zgrzebłowego, uruchamianego napędem elektrycznym o mocy 4,5 kW, położonym na kadłubie kombajnu.



Rys. 98. Kombajn Abakumowa

Pełna wysokość urabiania jest równa 1750 mm. Praca kombajnu w cieńszych pokładach dokonywa się przez zdjęcie górnych części kombajnu.

● Górny wrębnik i wrębniki poziome są położone w jednej płaszczyźnie pionowej i przesunięte w stosunku do dolnego wrębnika w stronę posuwu kombajnu. W ten sposób górna część pokładu, podwrębiana górnym wrębnikiem i odcinana od piętra górnym prostym wrębnikiem, jest cięta pomocniczym wrębnikiem środkowym na drobniejsze kawałki, które staczają się po stopniu, tworzącym się wskutek opóźniania się wrębu w dolnej części pokładu i padają na żerdź rozdrabiającą węgiel dodatkowo, po czym urobek dostaje się na przenośnik.

Węgiel z dolnej części pokładu, po podwrębieniu dolnym wrębnikiem i po rozkruszeniu żerdzią z tarczami, również idzie na przenośnik.

Posuw kombajnu dokonuje się jak przy maszynie KMP-1, według schematu przesuwania się maszyn pracujących na ścianach.

Kombajn górniczy AMB-1 (A — Abakumow, M — wielowrębnikowa, B — maszyna wrębowa, 1 — typ pierwszy) ma dwa wrębniki poziome (rys. 98) (dolny wrębnik jest niewidoczny na rysunku) i żerdź urabiającą z tarczą tnącą, znajdującą się w niewielkiej odległości od wrębników.

Kombajn Abakumowa jest przeznaczony do pracy w pokładach pochyłych w węglu o średniej twardości i mocnym stropie.

Wrębiarki uniwersalne. Główną różnicą konstrukcyjną wrębiarek uniwersalnych jest obecność dwóch główek — głównej i główki ramy, które obracają się niezależnie od siebie, co pozwala na robienie wrębu w dowolnej płaszczyźnie.

W ZSRR oddano do użytku wrębiarkę uniwersalną na podwoziu gąsienicowym WTU (W — wrębowa, T — ciężka, U — uniwersalna), przeznaczoną do wrębiania w węglu w chodnikach i w zabierkach w pokładach o grubości co najmniej 1,7 m i kącie upadu od 12 do 15^0.

Maszyna WTU może wykonywać wręby w płaszczyznach poziomej, pionowej i dowolnie pochyło.

Wrąb poziomy może być wykonany u spągu oraz na wysokości 1,5 m od niego. Zwroty maszyny dokonywa się przez hamowanie odpowiedniej gąsienicy, kierowanie za pomocą przycisków umieszczonych na tarczy przed siedzeniem maszynisty. ●

Rozdział IX

MATERIAŁY WYBUCHOWE

§ 44. WIADOMOŚCI PODSTAWOWE Z TEORII MATERIAŁÓW WYBUCHOWYCH

Materiałami wybuchowymi nazywa się takie związki chemiczne i ich mieszaniny mechaniczne, które pod wpływem silnego bodźca zewnętrznego w postaci pewnej ilości energii posiadają zdolność szybkiego rozpadania się na produkty gazowe, które mają wysoką temperaturę jak również prężność. Gazy te ogrzane do wysokiej temperatury, dzięki swej ogromnej prężności, wykonują w określonych warunkach pracę mechaniczną.

Wybuch jest to zjawisko przejścia energii potencjalnej w pracę przez rozkład materiału wybuchowego, z prędkością do 1000 m/sek (detonacja odbywa się z prędkością powyżej 1000 m/sek), zwykle z towarzyszeniem płomienia i mniej lub więcej silnego dźwięku w obecności dostatecznej ilości gazów i wysokiej temperatury ze znacznym wydzieleniem ciepła.

Nieodłącznym warunkiem własności wybuchowych jest wyzwolenie energii cieplnej przy rozkładzie materiału.

Materiały wybuchowe różnią się tym od materiałów palnych, spalanie których odbywa się przy udziale tlenu powietrza, że zawierają one w dowolnej niewielkiej objętości niezbędne składniki chemiczne dla rozkładu wybuchowego.

Żeby spowodować rozkład materiału wybuchowego należy mu dać z zewnątrz pewną ilość energii, czyli dać tak zwany początkowy impuls inicjujący, który można uskutecznić przez:

1. płomień od lontu i spłonki;
2. elektryczność (iskra, żarzenie);
3. działanie mechaniczne (uderzenie, tarcie);
4. detonację (zapalenie inicjujące za pomocą spłonki — detonatora).

W praktyce impuls daje się materiałom wybuchowym najczęściej przez detonację. Materiały wybuchowe bywają twarde i plastyczne, płynne i gazowe.

Żeby materiały wybuchowe z punktu widzenia technicznego były zdatne do użytku, muszą posiadać następujące cechy:

a. dostateczną ilość zawartej w nich energii cieplnej;
b. dostateczny stopień bezpieczeństwa i niezbędną zdolność do wykonywania pracy;
c. dostateczną stałość chemiczną;
d. odpowiednią czułość.

Bezpieczeństwo przy wszelkich manipulacjach z materiałami wybuchowymi jest najważniejszym wymaganiem, gdyż jeżeli materiał wybuchowy nie odpowiada temu warunkowi nie może być dopuszczony do użytku. Musi być przystosowany do normalnych warunków pracy, ponieważ nie da się uniknąć w codziennej praktyce w pewnych granicach podniesienia temperatury, wstrząsów lub uderzeń, na co stosowany materiał wybuchowy musi być w tych granicach nieczuły. Nie powinien ulegać rozkładowi sam przez się albo wskutek nieznacznych zewnętrznych przyczyn. Jest niezbędne, ażeby materiały wybuchowe miały małą objętość i aby ich można było używać w postaci wygodnej, np. w rodzaju niewielkich naboi cylindrycznych. Materiały wybuchowe gazowe i płynne nie posiadają tych właściwości i dlatego obecnie nie mają zastosowania albo też stosuje się je nadzwyczaj rzadko.

Wszystkie materiały wybuchowe powinny posiadać dostateczną stałość chemiczną, tj. nie rozkładać się same przez się lub pod działaniem przyczyn zewnętrznych i wytrzymywać dłuższe przechowywanie w składzie bez zmiany swoich własności.

Materiały wybuchowe powinny posiadać dostateczną i pewną czułość w stosunku do inicjatora. Miarą tej czułości jest ilość energii, potrzebnej do wywołania rozkładu wybuchowego, udzielanego materiałowi wybuchowemu przez impuls początkowy. Czułość materiału wybuchowego w stosunku do impulsu początkowego zależy od chemicznego składu materiału, jego stanu i warunków cieplnych. Zwykle sprawdza się ją w laboratorium przez badania na uderzenie lub zapalenie. Czułość materiałów wybuchowych powinna znajdować się w pewnych granicach. Bardzo czułe materiały wybuchowe są bardzo niebezpieczne przy manipulowaniu nimi. Jednocześnie nadzwyczaj mała czułość utrudnia lub całkowicie wyklucza możliwość zastosowania materiałów wybuchowych w górnictwie.

Zdolność materiałów wybuchowych do błyskawicznej eksplozji całej masy od zadziałania inicjatorem stwarza warunki uzyskania największej pracy mechanicznej wybuchu. W tym celu zatem, żeby otrzymać eksplozję a nie zwykłe spalenie, należy spowodować nagły wstrząs w materiale wybuchowym. Jednakże w praktyce nie można wykonać potrzebnego wstrząsu w sposób mechaniczny o takiej prędkości i sile. Wstrząs taki można uzyskać innymi materiałami wybuchowymi tzw. d e t o n a t o r a m i powodującymi uderzenie, którego prędkość wyraża się w tysiącach metrów na sekundę, a ciśnienie w dziesiątkach tysięcy atmosfer. Gazy tworzące się przy wybuchu detonatora z ogromną prędkością uderzają w najbliższe cząsteczki materiału wybuchowego i wywoławszy ich detonację, tworzą falę detonacyjną, która rozszerza się na cały nabój. Niektóre materiały wybuchowe (piorunian rtęci, azotek ołowiu) detonują nie tylko od uderzenia, ale także od płomienia, od iskry i innych impulsów.

Mechaniczna praca, wykonywana przez gazy i parę podczas wybuchu, określa z d o l n o ś ć r o b o c z ą materiałów wybuchowych, którą stwierdza się doświadczalnie za pomocą wybuchów naboi w ołowianych walcach (blok Trauzla).

M o c materiałów wybuchowych określa się ilością energii wyzwalanej przy wybuchu w jednostce czasu.

§ 45. MATERIAŁY WYBUCHOWE MIOTAJĄCE I KRUSZĄCE

Różne materiały wybuchowe mają przy jednakowych warunkach niejednakowe prędkości rozłożenia wybuchowego. Dlatego też mechaniczne oddziaływanie ich na otaczające środowisko jest różne. W zależności od tego dzielą się materiały wybuchowe na dwie zasadnicze grupy:

1. miotające lub prochy,
2. kruszące, czyli bryzantyczne.

M i o t a j ą c y m i nazywa się takie materiały, których rozkład przy zwykłym sposobie pobudzenia przebiega wybuchowo, tj. z niewielką prędkością i przy stosunkowo powolnym wzroście ciśnienia.

K r u s z ą c y m i lub bryzantycznymi są takie materiały, których rozkład odbywa się przy bardzo wielkich prędkościach w postaci detonacji, przy znacznej szybkości wzrostu ciśnienia i rozszerzenia się przebiegu rozłożenia na nabój.

W górnictwie używa się głównie kruszących materiałów wybuchowych.

Materiały wybuchowe, przeznaczone do wzbudzenia wybuchu materiału wybuchowego, czyli i n i c j u j ą c e zalicza się również do kruszących, ale zasadniczo różnią się od nich tym, że rozłożenie ich w postaci detonacji może być wywołane wszelkiego rodzaju początkowym impulsem. Czas od chwili pobudzenia do chwili rozwinięcia największej prędkości rozłożenia mają one znacznie krótszy niż zwykłe kruszące materiały wybuchowe.

§ 46. KLASYFIKACJA MATERIAŁÓW WYBUCHOWYCH

Wszystkie materiały wybuchowe mogą być sklasyfikowane według składu i warunków zastosowania. Według składu dzielą się one na trzy zasadnicze grupy:

1. mieszaniny mechaniczne dwóch lub kilku materiałów nie związanych z sobą chemicznie;
2. związki chemiczne;
3. mieszaniny pierwszej i drugiej grupy.

Oprócz tych trzech grup stosuje się na kopalniach jeszcze jako materiały wybuchowe ciekłe powietrze i Cardox.

Do pierwszej grupy należą twarde mieszaniny wybuchowe, na przykład proch czarny, w którym siarka, saletra i węgiel są połączone mechanicznie i łatwo się oddzielają.

Do grupy drugiej należą nitrogliceryna, piorunian rtęci i inne. Składowe części tych materiałów wybuchowych są połączone chemicznie i mechanicznie są niepodzielne.

Do grupy trzeciej należą amonowo-saletrzane materiały wybuchowe, na przykład amonity, w których trotyl jest związkiem chemicznym, zmieszanym mechanicznie z saletrą amonową; poza tym należą tu dynamity. Do tej grupy można zaliczyć również mieszaninę skroplonego tlenu z substancjami palnymi.

● W Polsce materiały wybuchowe tych dwóch grup według warunków zastosowania są znane pod nazwami: s k a l n e (niebezpieczne względem metanu i pyłu węglowego); w ę g l o w e (bezpieczne w pokładach niegazowych z pyłem węglowym); p o w i e t r z n e (bezpieczne względem metanu i pyłu węglowego).

Według najnowszych zarządzeń władz górniczych — skalne materiały wybuchowe wolno stosować:

a. W polach niegazowych z pyłem węglowym, zaliczonym pod względem niebezpieczeństwa wybuchu do klasy A;

1. przy robotach kamiennych w nieobecności węgla;
2. przy przybierkach skał płonnych w stropie i spągu wyrobisk węglowych, gdzie nie obowiązuje opylanie i przy przerywaniu stropu kamiennego na ścianach;
3. przy przerostach kamiennych o miąższości większej jak 0,5 m pod warunkiem odsłonięcia dodatkowej płaszczyzny przerostu.

b. W polach niegazowych z pyłem węglowym, zaliczonym pod względem niebezpieczeństwa wybuchu do klasy B — tylko przy robotach kamiennych w nieobecności węgla.

c. W polach gazowych przy robotach kamiennych w nieobecności węgla za każdorazowym zezwoleniem OUG.

Węglowe materiały wybuchowe wolno stosować:

a. w pokładach niegazowych z pyłem węglowym, zaliczonym pod względem niebezpieczeństwa wybuchu do klasy A;
b. w pokładach niegazowych z pyłem węglowym, zaliczonym pod względem niebezpieczeństwa wybuchu do klasy B tylko za każdorazowym zezwoleniem OUG, odnoszącym się do ściśle określonych robót;
c. poza tym wszędzie tam, gdzie wolno stosować skalne materiały wybuchowe.

Powietrzne materiały wybuchowe wolno stosować wszędzie tam, gdzie robota strzelnicza jest dozwolona w pokładach gazowych i w pokładach niegazowych z pyłem węglowym, zaliczonym pod względem niebezpieczeństwa do klasy B. Przy strzelaniu w węglu wolno stosować wyłącznie powietrzne materiały wybuchowe za wyjątkiem przypadku, podanego wyżej w punkcie b. materiałów wybuchowych węglowych.

Do grupy materiałów wybuchowych:

1. skalnych — należą dynamity i materiały powietrzne Barbaryty A i AG;
2. węglowych — należą Karbonity B_1 i B_2;
   w ZSRR ten rodzaj materiałów wybuchowych nie jest wytwarzany i nieznany;
3. powietrznych — należą: Metanity D_1 i D_2 oraz amonity.

Przy wybuchu materiałów wybuchowych, oprócz pary wodnej i dwutlenku węgla, mogą tworzyć się tlenek węgla, tlenki azotu, siarkowodór i anhydryt siarczany, które są gazami trującymi. Dlatego przy wykonywaniu robót podziemnych z użyciem materiałów wybuchowych są dopuszczone tylko takie materiały wybuchowe, które po wybuchu 1 kg tworzą nie więcej niż 50 litrów gazów trujących w przeliczeniu na tlenek węgla.

W ZSRR co do warunków zastosowania, materiały wybuchowe można podzielić na trzy grupy:

1. dopuszczone do użytku na wszystkich robotach podziemnych, oprócz kopalń niebezpiecznych ze względu na gazy lub pył węglowy;
2. dopuszczone do użytku tylko na robotach odkrywkowych, ponieważ przy wybuchu wydzielają więcej niż 50 l gazów trujących na 1 kg materiału, przeliczając na tlenek węgla;
3. dopuszczone do użytku na kopalniach niebezpiecznych ze względu na pył węglowy i gazy; takie materiały wybuchowe nazywają się bezpiecznymi lub przeciwgazowymi.

§ 47. MATERIAŁY WYBUCHOWE STOSOWANE NA ROBOTACH PODZIEMNYCH I ODKRYWKOWYCH PRZY EKSPLOATACJI ZŁÓŻ

Według swojego składu na kopalniach są używane następujące grupy materiałów wybuchowych: nitroglicerynowe — dynamity i amonowo-saletrzane — amonity; oprócz tego na robotach odkrywkowych niekiedy używają oksylikwitów, w skład których wchodzi skroplony tlen.

● Charakteryzuję dokładniej tylko grupy a nie nazwy materiałów, które są używane również u nas w kraju, a nie są stosowane w Związku Radzieckim, ponieważ występują one pod licznymi nazwami oraz często ulegają zmianom i są wycofywane z użycia. ●

Dynamity oraz barbaryty powietrzne należą do najsilniejszych materiałów wybuchowych kruszących. Głównym ich składnikiem jest nitrogliceryna w ilości powyżej 12%. Dynamity posiadają stosunkowo dużą siłę wybuchową przy dużej zwięzłości materiałów wybuchowych, co pozwala na skoncentrowanie znacznej masy energii na jednostkę objętościową otworu strzałowego. Siła dynamitów wzrasta ze zwiększeniem w nich zawartości procentowej nitrogliceryny [$C_3H_5(ONO_2)_3$], która jest płynem oleistym, powstającym przez działanie kwasu azotowego na czystą glicerynę. Rozkład materiału w czasie wybuchu odbywa się według następującego równania:

$$4\,C_3H_5N_3O_9 = 12\,CO_2 + 10\,H_2O + 6\,N_2 + O_2$$

Oprócz nitrogliceryny dynamity zawierają bawełnę koloidalną, saletrę sodową lub potasową i mączkę drzewną.

W Związku Radzieckim jest stosowany 63% dynamit.

● Ze względu na niebezpieczeństwo i niewygodę stosowania płynnej nitrogliceryny jest ona zwykle żelatynowana małym dodatkiem bawełny koloidalnej (1,5%), która rozpuszczając się w niej tworzy gęste i lepkie ciasto, znacznie mniej wrażliwe na bodźce zewnętrzne; w tej postaci nitrogliceryna nie oddziela się od reszty składników. ●

Nitroglicerynowe materiały wybuchowe należą do niebezpiecznych w obchodzeniu się z nimi, ponieważ są one nadzwyczaj czułe na oddziaływanie cieplne i mechaniczne (wstrząsy, uderzenia). Czułość ich wzrasta z powiększeniem zawartości nitrogliceryny. Dynamity łatwo wybuchają od uderzenia lub tarcia. Oprócz tego posiadają skłonność do utraty zdolności wybuchowej, czyli starzeją się. W praktyce doprowadza to do niewypałów. Zwykle czas przechowywania dynamitów, przygotowanych na saletrze sodowej, wynosi 4 miesiące, a na saletrze potasowej 6 miesięcy.

Następną dużą wadą dynamitów jest ich właściwość zamarzania w temperaturze poniżej +10 C. W stanie zamarzniętym są one jeszcze bardziej niebezpieczne przy obchodzeniu się z nimi i wybuchają przy nieznacznym wstrząsie, uderzeniu lub tarciu. Nitroglicerynowe materiały wybuchowe mają również właściwość „pocenia się", tj. wydzielają nitroglicerynę w stanie płynnym, co przejawia się w postaci tłustych plam na powierzchni nabojów. W takim stanie dynamit staje się jeszcze niebezpieczniejszy w obchodzeniu się z nim. Natomiast dużą zaletą dynamitów jest ich niewrażliwość na działanie wody, dlatego też mogą być używane w miejscach wilgotnych i w otworach strzałowych pod wodą.

Naboje dynamitowe mają w ZSRR jednakowe standardowe opakowanie, średnicę 32 mm, długość 100 do 110 mm, ciężar około 105 g. Naboje pakuje się do pudełek po 24 sztuk; pudełka owija się papierem, wiąże po 10 sztuk i zapakowuje do skrzynki. Skrzynki z dynamitem ważą 25 kg.

Amonity (amonowo-saletrzane). Amonitami nazywa się grupę materiałów wybuchowych, tworzących mieszaninę mechaniczną saletry amonowej (NH_4NO_3) z materiałami wybuchowymi grupy aromatycznej (trotyl, ksylol, dinitronaftalen), do których niekiedy dodaje się składniki palne: mączkę drzewną, węgiel drzewny i inne.

Amonity charakteryzuje dobre działanie miotające i słabsze kruszące. Nie wybuchają one od uderzenia lub tarcia, nie zapalają się od iskry i ulegają słabemu spalaniu w ogniu. Objętość gazów powstających przy wybuchu, można obliczyć na zasadzie reakcji rozłożenia saletry amonowej:

$$1\ NH_4NO_3 = 1\ N_2 + 0{,}5\ O_2 + 2\ H_2O$$

Z równania tego wynika, że wagowo każda cząsteczka saletry amonowej daje 3,5 więcej produktów gazowych. Ponieważ każda cząsteczka gramowa gazu, przy temperaturze 0 *C* i pod ciśnieniem 760 mm, zajmuje objętość 22,4 l, to 3,5 dadzą 78,4 l, a 1 kg 976,5 l.

Objętość gazów, tworzących się przy rozkładzie wybuchowym amonowo-saletrzanych materiałów wybuchowych, można znaleźć w tenże sposób. Weźmiemy jako przykład Amonit 2, składający się z 88% saletry amonowej i 12% trotylu.

Wzór jego rozkładu przy wybuchu będzie następujący:

$$4\ C_6H_2(NO_2)_3CH_3 + 88\ NH_4NO_3 = 28\ CO_2 + 186\ H_2O + 94\ N_2 + 23\ O_2$$

Rozwiązując to równanie chemiczne przez podstawienie odpowiedniego ciężaru cząsteczkowego otrzymamy:

1. $28 \cdot 44 + 186 \cdot 18 + 94 \cdot 28 + 23 \cdot 32 = 7948$ g (ilość materiałów wybuchowych, zużytych na wybuch),
2. $(28 + 186 + 94 + 23) \cdot 22{,}4 = 7414$ l (objętość gazów, otrzymanych przy wybuchu),

skąd 1 kg Amonitu 2 przy 0 *C* i 760 mm słupa rtęci da:

$$7414 : 7{,}9 = 939\ \text{l gazu.}$$

Amonity zachowują swoje początkowe własności wybuchowe przez dłuższy czas i przy przechowywaniu zupełnie nie tracą stałości chemicznej.

Zmiana temperatury powietrza nie wywiera wpływu na amonity, co pozwala na stosowanie ich zarówno w wysokich, jak i niskich temperaturach.

Wobec tej zalety amonity znalazły szerokie zastosowanie we wszystkich okręgach Związku Radzieckiego, a szczególnie w okręgach z wyraźnym klimatem lądowym.

Zależnie od użytych surowców amonity są drobnokrystalicznym proszkiem, najczęściej barwy jasnożółtej, wskutek obecności nitrozwiązków do ciemnoszarej, o ile zawierają węgiel lub szarej i połyskliwej jak na przykład Amonit 5 z domieszką glinu.

Główną wadą amonitów jest ich skłonność do zawilgocania się (higroskopijność) i skłonność do zbryłania, tj. do przejścia ze stanu miękkiego, proszkowatego do twardego. Przy zawartości wilgoci 1,5% i więcej amonity nie wybuchają. Dlatego też najwyższą dopuszczalną zawartość w nich wilgoci ustalono na 0,5% dla gatunków, które są używane do robót dołowych oraz nie więcej niż 1,5% dla innych gatunków. Jeżeli wilgotność amonitów jest wyższa od tych granic, należy je wysuszać w specjalnych pomieszczeniach.

Zbrylone (stwardniałe) amonity należy przed ich użyciem przewałkować w dłoniach, ażeby je doprowadzić do stanu proszkowatego.

Celem skutecznego działania wybuchowego amonity powinny być:
1. przechowywane w suchym pomieszczeniu;
2. używane w stanie miękkim, proszkowatym;
3. powinny wybuchać od silnej spłonki nr 8;
4. mieć szczelną przybitkę.

Amonity są wyrabiane i wypuszczane na rynek w postaci opakowanych w parafinowany papier wałków o średnicy 30 do 32 mm i ciężarze 100, 150, 200 i 300 g. Naboje są układane w drewnianych skrzynkach, wagi netto 30 kg. Amonit w proszku w ZSRR zapakowuje się do żelaznych beczek z blachy falistej lub do bębnów zawierających 24 kg albo do worków z mocnego papieru celuloidowego o wadze 40 kg.

Do amonitów należą: 1. dynaftalit ziarnisty, który co do efektu pracy odpowiada 63% dynamitowi, jest bardzo kruszący tak jak materiały wybuchowe nitroglicerynowe; 2. dynamony, będące mieszaniną w 85% saletry amonowej i 15% materiału palnego (mączka kory sosnowej, torf, naftalina i inne).

● Używane obecnie u nas naboje amonowo-saletrzane o różnych nazwach, jak karbonity węglowe, metanity powietrzne oraz barbaryty powietrzne sporządza się maszynowo. Średnica ich wynosi 30 do 32 mm. Zawierające 4% nitrogliceryny mają średnicę wyłącznie 32 mm. Naboje są 100 g. Na specjalne zamówienie kopalni wyrabia się 50 g, tzw. połówkowe, które dostarcza się w ilości 10% całej zamówionej ilości materiału: 10 nabojów po 100 g łączy się w 1 kg paczki. Po uprzednim zaopatrzeniu w numerację naboje pogrąża się na chwilę w roztopionej parafinie, o ile do ich wyrobu nie był zastosowany papier parafinowany. Kilogramowe paczki po zaklejeniu również parafinuje się i układa do skrzynek po 25 kg. Długość 100 gramowego naboju średnicy 30 mm, przy gęstości 1, wynosi 140 do 150 mm, a więc są dłuższe od takichże nabojów radzeckich. ●

W praktyce na robotach odkrywkowych jest używana saletra amonowa, jako materiał wybuchowy wybuchająca za pomocą zapalnika.

Moc saletry amonowej jest o 1,2 do 1,3 razy mniejsza np.od Amonitu 2. Zawartość wilgoci w saletrze przy ekspedycji z fabryki wynosi 0,3%. Przy wykonywaniu prac wybuchowych jest dopuszczalne powiększenie wilgoci w niej do 1 do 1,5%. Saletrę amonową suszy się w sposób zwykły, podobnie jak amonity.

BEZPIECZNE MATERIAŁY WYBUCHOWE

● Na wielu kopalniach węgla kamiennego regularnie lub okresowo wydziela się gaz kopalniany, czyli metan, mający właściwości wybuchowe w mieszaninie (w ilościach od 5 do 6% do 14%) z powietrzem kopalnianym. Wybuch takiej mieszaniny gazowej następuje przez zetknięcie jej z ciałem nagrzanym do 650 *C* i wyżej, przy czym czas, jaki upływa od początku zetknięcia do chwili wybuchu, zależy od temperatury nagrzanego ciała: przy temperaturze 650 *C* czas ten wynosi 10 sekund, a przy jej podwyższeniu czas ten szybko maleje.

Bardzo drobny pył węglowy, znajdujący się w powietrzu w stanie zawieszenia w ilości nie mniejszej od 30 do 40 g/m^3 również jest zdolny spowodować wybuch przez zetknięcie z ciałem nagrzanym do temperatury 700 do 800 *C*.

Temperatura wybuchu materiałów wybuchowych jest znacznie wyższa od tej, która wystarcza do spowodowania wybuchu metanu lub pyłu węglowego. Dlatego, ażeby w kopalniach niebezpiecznych pod względem wybuchu gazów lub pyłu nie zdarzył się wybuch w czasie prowadzenia robót górniczych, należy używać takich materiałów wybuchowych, w których reakcja wybuchu następuje nagle, z towarzyszeniem krótkotrwałego płomienia niewielkiej długości, a z wydzielaniem dużej ilości obojętnych gazów, tj. gazów nie wstępujących w powtórne reakcje pomiędzy sobą a tlenem powietrza.

Materiały wybuchowe, posiadające takie własności i dopuszczone do prowadzenia robót w kopalniach gazowych i pyłowych, nazywa się bezpiecznymi (przeciwgazowymi) materiałami wybuchowymi. Własności te osiąga się przez dodanie materiałów pochłaniających częściowo ciepło wybuchu, tj. gaszących płomień.

W tym celu do wszystkich bezpiecznych materiałów wybuchowych w ZSRR dodaje się chloran sodu ($NaClO_3$).

Bezpieczne materiały wybuchowe wyróżniają się stosunkowo niewysoką temperaturą wybuchu 2000 do 2200 C, dostateczną prędkością rozkładu, niewielką siłą kruszącą i dostatkiem tlenu.

Bezpieczne materiały wybuchowe będą rzeczywiście bezpieczne, tj. nie wywołają wybuchu metanu lub pyłu węglowego jedynie wtedy, jeżeli wydzielające się przy wybuchu ciepło będzie całkowicie zamienione na mechaniczną pracę odrywania skały. W tym celu nie wystarcza przyjąć tylko według nazwy materiał wybuchowy bezpieczny, ale jest również konieczne, ażeby jego siła odpowiadała zwięzłości skały, w której są wykonywane roboty górnicze, a rozmiary ładunku nie przewyższały określonej wielkości. Taki maksymalny dopuszczony ładunek nosi nazwę ładunku g r a n i c z n e g o i jego wielkość określa się dla każdego bezpiecznego materiału wybuchowego, na podstawie wielokrotnych prób, w specjalnych chodnikach doświadczalnych.

Ładunek graniczny dla przyjętych w ZSRR bezpiecznych materiałów wybuchowych wynosi 800 g.

W Polsce do niedawna ładunek graniczny wynosił 500 g, ale został zmieniony i zależnie od gazowości i pyłowości kopalni lub poszczególnych pokładów i rodzaju używanego materiału wybuchowego wynosi od 500 g do 1000 g, przy czym granica dolna tylko dla barbarytu powietrznego wynosi 500 i 600 g w kopalniach, względnie w pokładach gazowych z niebezpiecznym pyłem węglowym. Na tychże kopalniach ładunek graniczny (maksymalny) dla metanitu wynosi 800 g a na kopalniach niegazowych z bezpiecznym pod względem wybuchu pyłem węglowym ładunki maksymalne wszystkich rodzai materiałów wybuchowych zostały ustalone na 1000 g. ●

Oprócz wymienionych materiałów wybuchowych są używane również materiały oparte na zasadzie mieszaniny ciekłego powietrza z palnymi materiałami, tzw. okscylikwity. W praktyce otrzymuje się je przez nasycenie s k r o p l o n y m p o w i e t r z e m substancji palnych, jak sadza, mączka drzewna, węgiel drzewny, torf, mech, słoma, trzcina itp.

Działanie tych materiałów wybuchowych polega na bardzo szybkim spalaniu materiałów przechodzącym w detonację.

W celu podwyższenia temperatury wybuchu dodaje się często do materiałów chłonnych proszki metali (aluminium, surówka) i węglowodory (nafta naftalina, olej).

Skroplone powietrze otrzymuje się z powietrza w specjalnych przyrządach przez ściskanie od 180 do 200 atmosfer.

● Materiały z ciekłym powietrzem mogą być stosowane tylko na robotach odkrywkowych, jako materiały skalne, a nie na kopalniach węgla, gdyż strzelanie nimi jest niebezpieczne ze względu na bardzo duży płomień oraz na intensywne wydzielanie tlenu, sprzyjające możliwości zapalenia węgla.

Wada ciekłego powietrza polega na tym, że ono łatwo się ulatnia, dlatego przechowywanie i przewożenie go musi odbywać się w specjalnych naczyniach. Nasycanie ładunków ciekłym powietrzem odbywa się na miejscu robót przed nabijaniem i strzelaniem.

CARDOX

Sposób urabiania węgla nabojami Cardox był znany już przed wojną i wielokrotnie opisywany w literaturze fachowej. Obecnie jest stosowany na szeroką skalę w USA i w Anglii. Jest to strzeliwo bezpłomienne, a więc zupełnie bezpieczne do użycia w kopalniach obfitujących w metan, na których dotychczas używanie jakichkolwiek materiałów wybuchowych było zabronione. Próby urabiania skał ciekłym bezwodnikiem kwasu węglowego CO_2, metodą Cardox, przeprowadzone w 1948 r. dały w ZSRR również pomyślne wyniki.

Dla zaopatrzenia nabojów Cardox radziecki w dwutlenek węgla zbudowano w ZSRR fabrykę, w której przygotowuje się zapalniki (mieszanina naftaliny z solą Bertholeta) i ładuje naboje dwutlenkiem węgla. Naboje stanowią długie i ciężkie rury (u nas zwane nabojnicami) ze stali wytrzymałej na bardzo duże ciśnienie, o różnych wymiarach, przy czym otwory wiertnicze posiadają różną średnicę np. 44 mm przy długości około 500 mm lub 63 mm przy długości 1500 mm. W jednym końcu nabojnicy jest umieszczony specjalny ładunek masy zapalczej z zapalnikiem elektrycznym, a w drugim końcu wymienna płytka stalowa. Przez włączenie prądu zapala się ładunek masy, który ogrzewa ciekły bezwodnik kwasu węglowego i powoduje ogromne rozprężenie gazu oraz duży wzrost ciśnienia (1300 do 2500 kg/cm^2), co nabojnica dobrze znosi, ale które powoduje rozerwanie płytki stalowej i gwałtowny wypływ gazu przez cztery otwory umieszczone w dnie nabojnicy.

Ciśnienie wydobywającego się gazu rozsadza węgiel oraz rozwiera ruchome szczęki nabojnicy, które wciskają się w ściany otworu i uniemożliwiają wyrzucenie jej z otworu. Puste nabojnice przewozi się do miejsca załadowania.

Zaletami tej metody są: 1. całkowite bezpieczeństwo wobec możliwości zapalenia metanu lub pyłu węglowego; 2. gruby urobek węgla; 3. w czasie strzelania nie trzeba opuszczać ściany, lecz wystarczy usunąć się na odległość 15 do 20 m od miejsca strzelania; 4. obudowa nie jest wybijana; 5. powietrza nie zanieczyszczają szkodliwe gazy odstrzałowe.

Wady tej metody polegają na: 1. konieczności zorganizowania na kopalni specjalnej stacji do ładowania nabojów kwasem węglowym i na znacznym koszcie zapalników; 2. konieczności donoszenia do przodka dużej ilości nabojnic, o ciężarze około 4 kg i więcej każda; 3. niebezpieczeństwie wypływu kwasu węglowego przez jakąś nieszczelność naboju, gdyż wówczas zapalenie się zapalnika w naboju pozbawionym kwasu węglowego może spowodować wybuch metanu lub pyłu węglowego.

Odległość między otworami wynosi 2,5 do 2,75 m. Na 1 nabój „Cardoxu" otrzymuje się 8 do 9 t urobku. Przybitka z gliny z klinem drewnianym. ●

§ 48. ŚRODKI ZAPALCZE

Wybuch ładunku materiałów wybuchowych wywołuje się za pomocą tzw. środków zapalczych, którymi nadaje się bodźce początkowego inicjującego impulsu lub wstrząsu wybuchowego, jaki otrzymać musi materiał w celu wybuchu.

Środki zapalcze stosowane w praktyce górniczej są następujące: 1. spłonka; 2. zapalnik elektryczny lub wolnopalny lont prochowy Bickforda; 3. lont detonacyjny.

Do odpalenia strzału od lontu za pomocą ognia używa się płomienia lampy górniczej (karbidki), świecy i obcinka zapalonego lontu Bickforda.

Przy odpalaniu elektrycznym do zapalników używa się zapalarek lub prądu sieciowego.

§ 49. LONTY GÓRNICZE

● 1. Lont prochowy wolnopalny Bickforda jest przeznaczony do przeniesienia ognia w ściśle określonym odstępie czasu do spłonki, a więc do ładunku materiałów wybuchowych, wybuchającego od iskry. Lont składa się ze rdzenia prochowego (ścieżki), podwójnie oplecionego ściśle grubszymi nićmi jutowymi, które znowu dla lepszego uszczelnienia ścieżki prochowej (rdzenia) są oplecione w przeciwnym kierunku cieńszymi nićmi bawełnianymi.

Dzięki takiemu opleceniu ziarnisty rdzeń prochowy nie może się rozsypać.

W zależności od ilości warstw oprzędów odróżniamy lonty pojedyncze, podwójne i potrójne, przy czym dwie pierwsze warstwy, jako konieczne, tworzą lont pojedynczy (rys. 99). ●

Gatunki lontów Bickforda wytwarzanych obecnie są uwidocznione w tablicy 17.

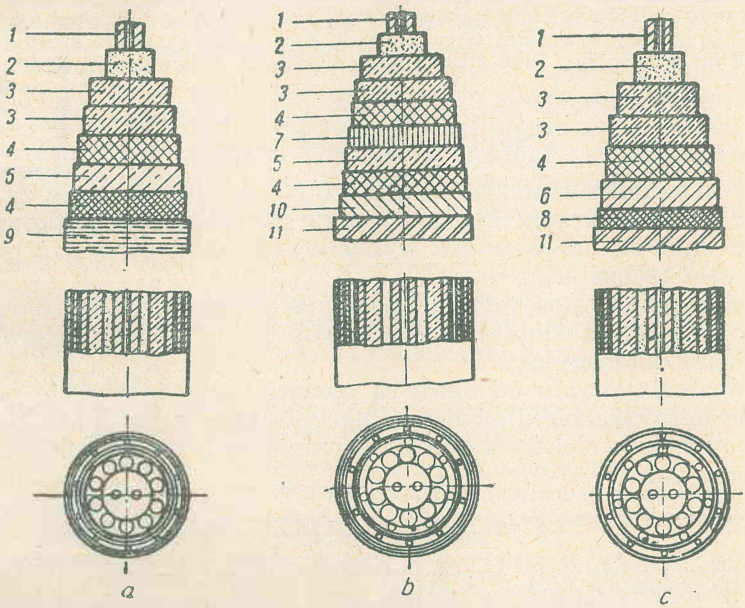
Tablica 17

Gatunki lontów używanych w górnictwie

Gatunek	Średnica lontu mm	Kolor izolacji	Warunki stosowania
Pojedynczy zwykły	4,5—6,0	Biały	Roboty suche
Pojedynczy smołowany	5,0—6,0	Czarny	Roboty wilgotne
Podwójny smołowany	5,0—6,0	Czarny	Roboty mokre
Gutaperkowy nietlejący	5,0—6,0	Wiśniowy	Roboty mokre

Lont pali się z prędkością 60 cm/min z odchyleniem do ± 10%, czyli 1 centymetr na sekundę. Lont zapala się za pomocą knota konopnego lub odcinka lontu, oprócz tego używa się specjalnych świec zapalających, sporządzonych z mieszaniny prochu i saletry potasowej.

Przed użyciem należy lont dokładnie sprawdzić próbując prędkość jego palenia. W dobrym gatunku jest taki lont, który nie ma spękań, załamań, zgrubień i ścienień, jak również śladów zawilgocenia.



Rys. 99. Różne konstrukcje lontów Bickforda:
a — gutaperkowy; *b* — smołowany; *c* — biały; *1* — nić sygnalizacyjna (prowadnicza); *2* — rdzeń prochowy; *3* — oplot jutowy, lniany lub konopny; *4* — powłoka smołowa; *5* — oplot jutowy, lniany lub konopny; *6* — oplot bawełniany; *7* — asfalt; *8* — farba klejowa; *9* — gutaperka; *10* — parafina; *11* — talk.

Stosownie do radzieckich przepisów bezpieczeństwa lont, palący się szybciej niż 66 cm/min lub wolniej, niż 54 cm/min wybrakowuje się i nie dopuszcza do użytku. Najmniejsza długość lontu przy strzelaniu powinna wynosić 1,5 m.

Lonty wypuszcza się w krążkach po 10 m, związanych w kręgi po 25 krążków. Kręgi owinięte w papier pergaminowy pakuje się do skrzyń drewnianych o pojemności 300 kręgów.

● Obecnie u nas w kraju z braku gutaperki, lonty wodoszczelne pokrywa się sztuczną masą, tzw. mipolamem, posiadającą wszelkie zalety gutaperki. Lonty są różnych kolorów: b i a ł e — pokryte warstwą kleju zmieszanego z talkiem sproszkowanym; s m o ł o w a n e — koloru czarnego, pokryte warstwą smoły, używane do robót wilgotnych; g u t a p e r k o w e — brązowe do robót mokrych i pod wodą, powleczone oprócz smoły również warstwą kleju. ●

2. Lont d e t o n u j ą c y (rys. 100) składa się z rdzenia i oplotu zewnętrznego, sporządzonego z nici bawełnianych. Rdzeń lontu sporządza się z materiału wybuchowego silnie kruszącego (np. 28% pioruniani rtęci, 71,5% tetrylu i 0,5% żelatyny). Na 1 mb lontu wypada około 12 g mieszaniny wybuchowej. W ZSRR zasadniczo wypuszcza się lont detonujący DSz-43.

Oplot lontu składa się trzech warstw:

a. wewnętrznej, oplatającej bezpośrednio mieszankę wybuchową rdzenia;

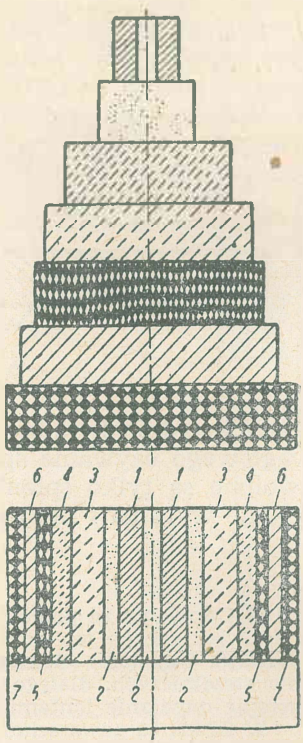
b. środkowej, pokrytej warstwą izolującą tzw. mastyką (aromatyczną smołą drzewną), nieprzenikliwą dla wilgoci;

c. zewnętrznej, pokrytej z wierzchu również warstwą mastyki.

Średnica lontu około 5,5 mm. Oznacza się go dla odróżnienia kolorem czerwonym. Lont taki detonuje od przyłożonej lub przywiązanej do jego końca spłonki i osiąga szybkość detonacji od 3000 do 7200 m/sek przeciętnie około 5000 m/sek. Używa się go do jednoczesnego odpalania serii ładunków.

Należy zauważyć, że plastyczne i proszkowate dynamity w stanie niezamarzniętym detonują pewnie (bez odmowy) bezpośrednio od przechodzącego przez nie lontu detonującego bez użycia detonatora. Amono-saletrzane przeciwnie nie mogą wybuchać tylko od samego lontu i wymagają spłonki.

Lont detonujący w górnictwie jest mało używany, przeważnie jest stosowany do celów wojskowych, jak do wysadzania mostów itp.



Rys. 100. Lont detonujący: *1* — nić sygnalizacyjna (prowadnicza); *2* — rtęć piorunująca z parafiną; *3* — *4* — oplot bawełniany; *5* — *7* — izolacja woskowa; *6* — oplot zewnętrzny bawełniany

§ 50. SPŁONKI I ZAPALNIKI ELEKTRYCZNE

Spłonka służy do udzielenia początkowego bodźca (impulsu, wstrząsu) wywołującego wybuch całego ładunku materiału wybuchowego w otworze strzałowym lub w komorze strzelniczej.

Spłonka wybucha za pomocą lontu Bickforda, zapalanego od specjalnej świecy lub knota konopnego.

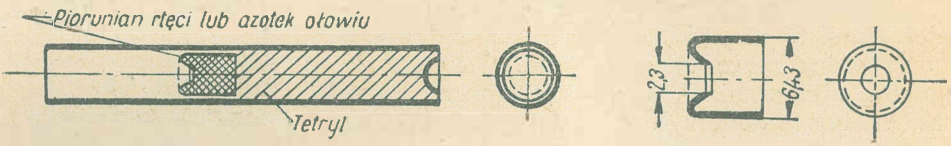
Spłonka (rys. 101) składa się z łuski metalowej (miedzianej przy piorunianie rtęci lub aluminiowej, względnie cynkowej przy azotkowych) lub tekturowej, otwartej z jednego końca. Wewnątrz spłonki znajduje się mały ładunek materiału inicjującego. Długość spłonki wynosi 40 do 70 mm, średnica około 7 mm.

Obecnie w Związku Radzieckim na wszystkich robotach odkrywkowych i podziemnych w przemyśle górniczym (oprócz kopalń niebezpiecznych ze względu na gaz lub pył węglowy) są stosowane spłonki nr 8, ostatnio przeważnie w łuskach papierowych.

Spłonki są bardzo czułe na uderzenia, wstrząsy, iskry, skrobanie i na inne zewnętrzne oddziaływania, dlatego też obchodzenie się z nimi powinno być bardzo ostrożne.

Nie należy wkładać do wnętrza spłonki jakichkolwiek twardych przedmiotów. Jeżeli do spłonki dostanie się jakiś drobny przedmiot (brud, opiłki i inne) nie należy usuwać ich przez wydłubywanie, gdyż to może wywołać wybuch; nie wolno również wydmuchiwać spłonek. Oczyszczanie spłonki należy wykonywać lekkim postukiwaniem o paznokieć.

Spłonki pakuje się po 100 sztuk w pudełka tekturowe, które opakowuje się w większe paczki po 5 pudełek, te zaś do dużych skrzynek drewnianych lub do pudełek metalowych o pojemności 5000 sztuk.



Rys. 101. Spłonka

W kopalniach radzieckich niebezpiecznych pod względem gazu i pyłu węglowego używanie spłonek azotano-tetrylowych jest zabronione, a dozwolone są tylko spłonki piorunianowe; tych drugich obecnie w Polsce się nie wyrabia i nie używa.

ZAPALNIKI ELEKTRYCZNE

Odpalanie za pomocą lontu Bickforda jest obecnie jeszcze szeroko stosowane, aczkolwiek sposób ten powoduje dużo wypadków (strzały przedwczesne, opóźnione, odmowy). Odpalanie elektryczne wpływa na znaczne zmniejszenie się ilości wypadków strzelniczych, dlatego powinno ono całkowicie w możliwie najbliższym czasie zastąpić odpalanie lontami.

W ZSRR są powszechnie używane zapalniki elektryczne o działaniu opóźnionym, powolnym, odpowiadające naszym zapalnikom elektrycznym czasowym oraz o działaniu natychmiastowym, odpowiadające naszym zapalnikom elektrycznym ostrym.

Przede wszystkim należy jednak wspomnieć o zapalnikach elektrycznych żarowych i iskrowych, będących w powszechnym użyciu w Polsce i wyrabianych obecnie tylko w tych dwóch rodzajach.

W zapalnikach elektrycznych energia prądu elektrycznego służy do zapalenia środka zapalczego. Płomień zapalnika powoduje detonację spłonki nasadzonej na zapalnik, składający się z tulejki papierowej lub cynkowej (dla zapalników powietrznych używanych w kopalniach gazowych). W tulejce znajduje się główka zapalcza a do niej przymocowane są przewody doprowadzające prąd. Główka i przewody są silnie umocowane w tulejce przez zalanie ich siarką lub woskiem niepalnym. Z drugiej strony tulejka jest otwarta dla wprowadzenia spłonki otwartym końcem do zapalnika. Spłonka powinna łatwo wchodzić do tulejki i tkwić mocno w zapalniku.

Zapalniki ż a r o w e (tulejki żółte — rys. 102). Główki tych zapalników są tak zbudowane, że pomiędzy górnymi końcami dwóch blaszek mosiężnych, umocowanych na pasemku izolującym, rozpięty jest cienki drucik (mostek), który się rozżarza przy przepływie prądu. Do dolnych końców elektrod są przylutowane przewody zapalnika.

Cały mostek wraz z końcami elektrod jest umieszczony w masie zapalczej.

Działanie: prąd po załączeniu do swego źródła przepływa przez drucik (mostek) i rozżarza go, wskutek czego zapala całą masę zapalczą oraz całą główkę. Następnie wystrzela płomień, który powoduje detonację nasadzonej spłonki. Czas wynosi kilka milisekund (tysięcznych części sekundy).

Zapalniki te pod prądem stałym o natężeniu 0,18 A nie powinny odpalić w ciągu 5 minut, co jest ważne ze względu na prądy błądzące. Opór mostku od 1 do 3 omów.

Zapalniki i s k r o w e (tulejki czerwone — rys. 103) różnią się tym od żarowych, że główka zapalcza zamiast drucika mostku łączącego końce obu elektrod, posiada pomiędzy nimi szparę (0,2 do 0,8 mm), oddzielającą te elektrody. Na końce elektrod łącznie ze szparą nakłada się masę zapalczą, podobnie jak przy główkach żarowych. Do masy zapalczej dodaje się składniki przewodzące prąd, jak grafit, sadze itp., ponieważ brak jest tutaj drucika, łączącego elektrody, a sama masa zapalcza nie przewodzi prądu.

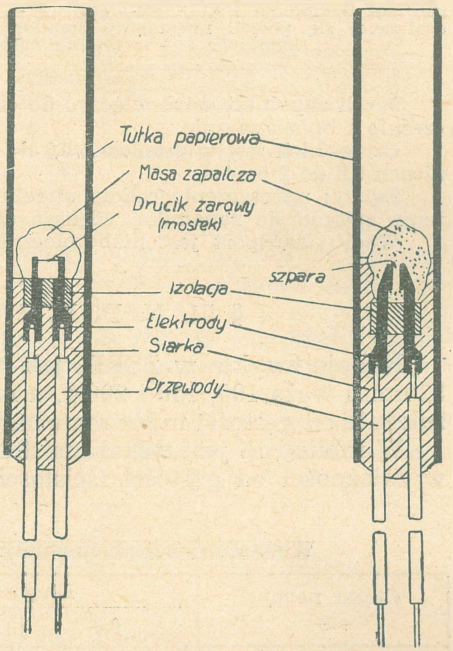
W zapalnikach iskrowych rozżarza się wprost masa zapalcza, która następnie zapala się i powoduje detonację nasadzonej spłonki.

Zapalniki iskrowe są bezpieczne względem prądów błądzących, których napięcie nie przekracza zwykle w kopalniach kilku woltów, rzadko 7 do 10 woltów, a granica bezpieczeństwa dla odpalenia zapalnika iskrowego wynosi 15 woltów, do czego stosują się fabryki wytwarzające zapalniki iskrowe.

W Polsce poza zapalnikami zwykłymi wyrabia się coraz więcej zapalników więcej skomplikowanych, które w ZSRR są w powszechnym użyciu. Są to niżej opisane zapalniki.

Z a p a l n i k i ostre (uzbrojone w spłonkę) czasowe z lontem o opóźnionym działaniu (rys. 104). W tych zapalnikach, w których w jednym końcu nieco dłuższej tulejki tkwi normalnie zalana główka, w drugim końcu jest umocowany kawałek lontu prochowego, którego początek znajduje się bezpośrednio przed główką zapalczą.

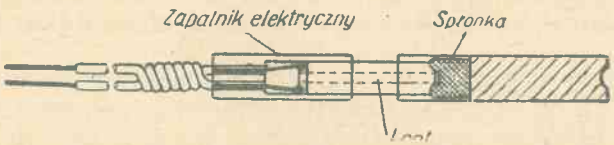
Działanie: płomień główki zapala lont, palący się z przeciętną prędkością 1 cm/sek, a następnie końcowy wytrysk iskier z lontu powoduje wybuch spłonki, nasadzonej na końcu lontu. Długość odcinków lontu jest różna, 10 do 40 cm, zależnie od potrzeb kopalń.



Rys. 102. Zapalnik żarowy

Rys. 103. Zapalnik iskrowy

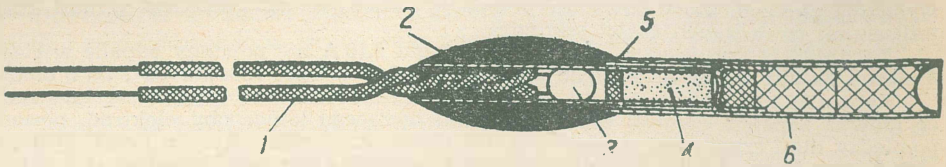
Oprócz tego typu w ZSRR jest używany w górnictwie zapalnik ostry o opóźnionym działaniu, w którym zamiast lontu znajduje się pomiędzy główką zapalczą



Rys. 104. Ostry zapalnik czasowy z lontem

i spłonką masa opóźniająca wybuch (rys. 105). Zapalnik ten składa się z czterech części: 1. tulejki tekturowej, 2. główki zapalczej, 3. masy zapalczej; 4. spłonki.

Zapalniki ostre o działaniu natychmiastowym (błyskawicznym) różnią się tym od ostrych zapalników czasowych, że główka zapalnika jest bezpośrednio złączona ze spłonką. Do spłonki o dłuższej łusce niż normalna wprowadza się główkę zapalczą z przewodami tak, że główka znajduje się bezpośrednio przed czapeczką spłonki.



Rys. 105. Ostry zapalnik elektryczny czasowy

1 — przewody miedziane z izolacją gumową; 2 — warstwa masy izolującej; 3 — twarda kropla nasadzona na mostku żarzenia, składająca się z masy zapalczej (rodanek, potas, sól Bertholeta i klej stolarski); 4 — opóźniająca część zapalnika, składająca się ze spalającej się powoli mieszaniny dwutlenku baru, iditalu i saletry potasowej z dodaniem kalafonii; 5 — niewielka warstwa mieszaniny palnej; 6 — spłonka

Jeżeli zapalniki ostre włączyć do sieci i włączyć prąd, to wybuchają one jednocześnie i błyskawicznie.

Czułość ich jest w granicach 0,3 do 0,5 A w przeciągu 0,25 sekund, a opór w granicach 0,8 do 2 omów.

Zalety: uproszczenie roboty strzelniczej, uniknięcie możliwości fałszywego włożenia spłonki do zapalnika, większa odporność na działanie wilgoci.

Wady: transport jest niebezpieczniejszy, wymaga większej ostrożności. ●

§ 51. NABOJE ZWYKŁE I UZBROJONE

Naboje zwykłe w ZSRR, jak to już zaznaczono, mają średnicę 30 do 32 mm i ważą 100, 150 i 200 g, u nas 50 i 100 g. Długość naboi zmienia się zależnie od gęstości masy materiału wybuchowego i ich ciężaru.

W tablicy 18 jest wskazana długość naboju amonitu o średnicy 32 mm w zależności od gęstości (ścisłości) masy materiału wybuchowego:

Tablica 18

Wielkość nabojów amonitów w zależności od wielkości masy

Ciężar naboju g	Długość naboju w mm przy gęstości masy			
	0,9	0,95	1,0	1,05
100	139	132	125	119
150	209	198	188	179
200	278	264	250	238
300	417	396	375	357

Nabój zapalczy (uzbrojony) (rys. 106) składa się ze zwykłego naboju i z wprowadzonej do niego spłonki z lontem albo z zapalnikiem elektrycznym.

Nabój należy uzbrajać obowiązkowo na miejscu ładowania otworów strzałowych, tj. w samym przodku, ponieważ przenoszenie gotowych uzbrojonych nabojów jest niebezpieczne. Wyjątki są dopuszczane przy robotach szybowych z użyciem materiałów wybuchowych.

W tym przypadku naboje zapalcze przygotowuje się na powierzchni w osobnych budkach i opuszcza je do przodka (na dno) szybu w stanie gotowym — uzbrojone.

● Nasze przepisy bezpieczeństwa pracy nakazują uzbrajanie naboi przy skrzyni strzelniczej i to bezpośrednio przed ich użyciem, a nie w samym przodku, jak tego wymagają radzieckie przepisy bezpieczeństwa. Skrzynie zazwyczaj ustawia się u nas niedaleko przodka. ●

Przygotowanie naboju zapalczego odbywa się w sposób następujący: Zależnie od głębokości otworu strzałowego i wielkości napełnienia go materiałem wybuchowym lont Bickforda kraje się nożem na kawałki o długości niezbędnej.

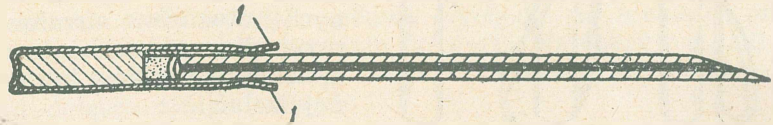
Wymaga się zwykle, ażeby końce lontu wystawały z otworu strzałowego nie mniej niż 10 do 15 cm i żeby czas palenia się najkrótszego z nich był wystarczający, aby strzałowy zdążył zapalić wszystkie lonty i oddalić się w bezpieczne miejsce. Spłonkę łączy się z lontem w sposób następujący: spłonkę należy dokładnie obejrzeć i oczyścić od przypadkowego zabrudzenia, następnie wkłada się do niej koniec lontu, odciętego prostopadle do jego osi i specjalnymi kleszczami zlekka zaciska się w górnej części łuski *1 — 1* (rys. 107) tak, żeby lont nie mógł być przypadkowo wyrwany. Jeżeli używa się spłonek w otoczce papierowej, to spłonkę łączy się z lontem za pomocą taśmy izolacyjnej.



Rys. 106. Nabój zapalczy

Spłonkę, zaopatrzoną w lont, wkłada się do naboju materiału wybuchowego, w którym robi się uprzednio wgłębienie za pomocą drewnianego kołka mniej więcej na $^2/_3$ długości spłonki.

Spłonkę umieszcza się w ładunku w taki sposób, ażeby lont nie stykał się z materiałem wybuchowym, a to celem uniknięcia przedwczesnego



Rys. 107. Połączenie spłonki z lontem

zapalenia się tegoż przy paleniu się lontu. Warunek ten nie jest wymagany przy zbrojeniu nabojów amonowo-saletrzanych (amonitów), jak również przy użyciu lontu Bickforda z otoczką nietlejącą.

● Radzieckie przepisy bezpieczeństwa dopuszczają 16 jednocześnie odstrzeliwanych otworów strzałowych przy odpalaniu otwartym ogniem za pomocą lontu prochowego w robotach górniczych poziomych oraz w pochyłych wyrobiskach (do 30^0) przy czym zapalanie odcinków lontów w jednym przodku może dokonywać nie więcej, niż dwóch strzałowych. W wyrobiskach pochyłych powyżej 30^0 odstrzeliwanie otworów strzałowych musi się odbywać tylko sposobem elektrycznym, przy którym ilość równocześnie odstrzeliwanych otworów nie jest ograniczona. Według przepisów bezpieczeństwa, obowiązujących w Polsce, wolno przy użyciu lontów górniczych odpalać jednocześnie najwyżej 6 otworów w pokładach niegazowych i bezpiecznych pod względem wybuchu pyłu węglowego — na zabierkach, ścianach i robotach kamiennych, a na chodnikach węglowych tylko 3 otwory. Tolerancja zatem w przepisach radzieckich jest duża. ●

Wygląd naboi zapalczych (uzbrojonych), używanych przy strzelaniu elektrycznym jest uwidoczniony na rys. 108.

Przygotowanie naboju zapalczego do strzelania elektrycznego jest znacznie prostsze w porównaniu ze sposobem lontowym.

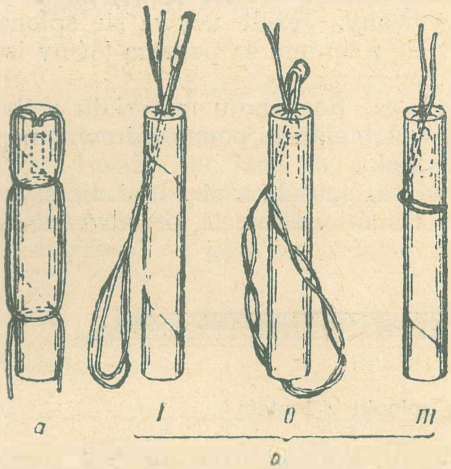
Położenie zapalnika elektrycznego w naboju zapalczym (uzbrojonym) może być różne. Rys. 108 *a* podaje schemat naboju, w którym zapalnik elektryczny jest włożony w końcu naboju środkowo i jest umocowany za pomocą sznurka. Przewodniki odłącza się przy tym w przeciwne strony, żeby zapobiec możliwości zwarcia.

Na rys. 108 *b* jest przedstawiony schemat umocowania zapalnika elektrycznego. Pokazano tu trzy kolejne czynności przygotowania naboju zapalczego (I, II, III).

Zapalniki elektryczne bada się przed użyciem przyrządami pomiarowymi.

§ 52. ZAPALARKI (MASZYNKI STRZAŁOWE) I PRZYRZĄDY POMIAROWE

Źródłami prądu do odstrzeliwania elektrycznego nabojów z materiałami wybuchowymi są: 1. sieć elektryczna; 2. specjalne maszynki strzałowe tzw. zapalarki (zapalnice).



Rys. 108. Naboje zapalcze przy strzelaniu elektrycznym

Strzelanie elektryczne z sieci wykonuje się za pomocą specjalnego dwubiegunowego łącznika (zwieracza) dźwigniowego, który można włączać i wyłączać jednocześnie w obydwie połowy sieci zewnętrznej doprowadzającej prąd. Takie urządzenie łącznika (zwieracza) zabezpiecza przed przedwczesnym odpalaniem naładowanych otworów strzałowych w przypadku niespodziewanego połączenia przewodów lub uszkodzonej izolacji.

Przy dwubiegunowym łączniku (zwieraczu) drugi łącznik (zwieracz) do odstrzeliwania jest urządzony w taki sposób, że zostaje włączony tylko w chwili zacisku ręką strzałowego.

Do stwierdzenia prądu w sieci w skrzynce strzelniczej służy żarówka. Prąd z sieci nie powinien być większy niż 4 A a napięcie 110 do 120 V.

ZAPALARKI (ZAPALNICE)

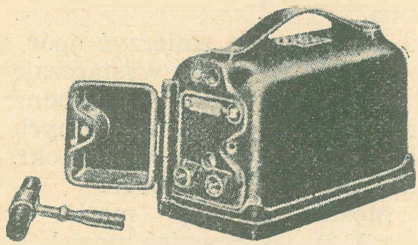
Zapalnice są używane przeważnie przy prowadzeniu poziomych robót eksploatacyjnych.

W Związku Radzieckim produkuje się i używa obecnie zapalarek marek PM-1, PM-2 i PM-2G. Zapalarkę PM-2G stosuje się specjalnie w ko-

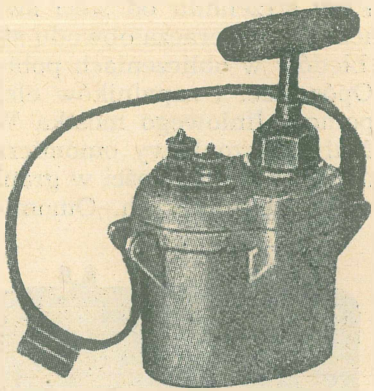
palniach niebezpiecznych względem metanu lub pyłu węglowego a nie używa się jej na kopalniach rud.

Zapalarka PM-1 (rys. 109) jest to maleńka prądnica prądu stałego, uruchamiana za pomocą napędu sprężynowego. Sprężynę nakręca się specjalnym kluczem. Zapalarka ma dwa zaciski dla dołączenia przewodów głównych, gniazdo do nakręcania sprężyny i gniazdo do jej zwolnienia. Do ochrony przed zerwaniem nakręconej sprężyny służy specjalne urządzenie.

Zapalarka PM-1 jest obliczona na jednoczesne odpalanie do 100 zapalników połączonych szeregowo przy sile prądu 1 A oraz przy napięciu 290 V.



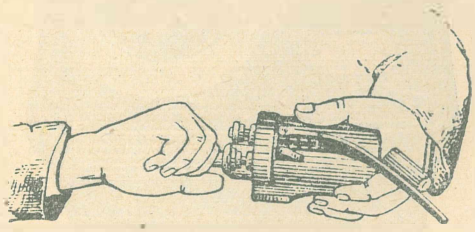
Rys. 109. Zapalarka PM-1



Rys. 110. Zapalarka PM-2

Zapalarka PM-2 (rys. 110) jest to również maleńka prądnica prądu stałego, która razem z korbką ręczną jest zmontowana w metalowym kadłubie. Koniec wału jednej z zębatek wychodzi na zewnątrz przez pokrywę kadłuba i służy do nakręcania zapalarki. Na pokrywce kadłuba jest umieszczona płytka ebonitowa z dwoma zaciskami, za pomocą których przyrząd dołącza się do obwodu strzałowego.

Zapalarka PM-2 jest obliczona na jednoczesne odstrzeliwanie 15 do 25 szeregowo włączonych zapalników siłą prądu 1 A przy napięciu 80 V.



Rys. 11. Odpalanie zapalarką PM-2

Działanie zapalarki PM-2 jest następujące: przede wszystkim do zacisków przyłącza się przewody strzałowe tak, ażeby ich gołe końce nie dotykały kadłuba maszynki; następnie przez gniazdko w pokrywie na wał mechanizmu przekładni nakłada się klucz, po czym zapalarkę stawia się na dłoń ręki (rys. 111), obejmuje się ją mocno palcami i gwałtownym ruchem prawej ręki obraca się kluczem do końca w prawo, co wywołuje wybuch. Ciężar zapalarki 2,5 kg.

W Polsce używane są również dwa typy zapalarek odpowiednio do zapalników, a mianowicie: 1. zapalarki do zapalników żarowych; 2. zapalarki do zapalników iskrowych.

Wszystkie zapalarki są obecnie tak silnie i szczelnie zbudowane, że są zupełnie bezpieczne pod względem wybuchu gazów i dlatego można się nimi posługiwać zarówno w kopalniach niegazowych, jak i gazowych.

Napęd zapalarek jest ręczny za pomocą klucza korby albo za pomocą zębatki lub sprężynowy.

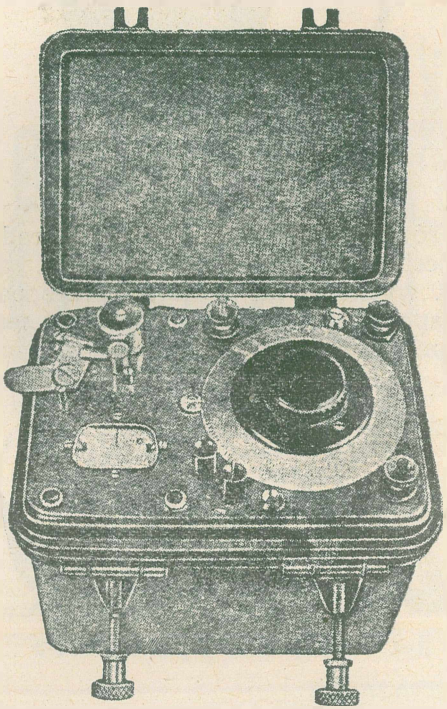
PRZYRZĄDY POMIAROWE

Pomiar napięcia dokonuje się za pomocą woltomierza, a natężenia prądu sprawdza się amperomierzem.

Przy strzelaniu od sieci świetlnej pomiarów napięcia dokonuje się u zacisków zwieracza obwodu strzałowego; taki pomiar pomaga w usunięciu błędów w obliczeniach pobieranego prądu z sieci.

Opór sieci i zapalników elektrycznych mierzy się omomierzem albo za pomocą liniowego mostka Wheatstona.

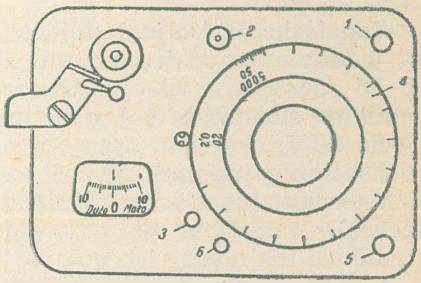
Mały kieszonkowy omomierz marki OK pozwala zmierzyć opór sieci ze stopniem dokładności w granicach od 0 do 5000 omów wystarczającym do robót strzelniczych. Omomierzem ustala się również przewodnictwo prądu (dobry stan) oddzielnych zapalników elektrycznych bez określenia wielkości ich oporu.



Rys. 112. Mostek liniowy LMW

Mostek liniowy marki LMW (rys. 112), jak również mostek Kohlrauscha służą do pomiaru oporu całego obwodu strzałowego lub osobnych zapalników elektrycznych. Mostkiem można mierzyć opór w granicach od 0,2 do 50 omów i od 20 do 5000 omów, do czego służą różne zaciski.

Pomiaru dokonuje się przez przyłączenie do odpowiednich zacisków



Rys. 113. Schemat pomiaru sieci mostkiem LMW

przewodów strzałowych lub do końców zapalników elektrycznych. Pomiaru oporu przyrządem LWM dokonuje się w następujący sposób

(rys. 113). Jeden przewód sieci przyłącza się do zacisku *1*, drugi do zacisku *2*, następnie naciska się na guzik sprężynowy *3* i przez obrót podziałki *4* odnajduj się według podziałki na tarczy wilkość oporu.

Przy pomiarze oporu zapalnika elektrycznego końce przyłącza się do zacisków *1* i *5*, następnie naciska się guzik *6* i obracając podziałkę tarczy *4* ustawia się strzałkę galwanomierza na zero, a następnie określa się według podziałki tarczy wielkość oporu.

Jeżeli przy pomiarze strzałka galwanomierza nie wróci do pierwotnego położenia na zero, nawet wtedy, gdy dużą tarczę obróci się do końca, a wskazówka pokazuje opór większy niż 5000 omów, znaczy to, że obwód jest przerwany i nie ma przewodnictwa prądu.

Rozdział X

SPOSOBY PROWADZENIA ROBÓT STRZELNICZYCH

§ 53. RODZAJE ŁADUNKÓW

Ładunkiem materiału wybuchowego nazywa się określona jego ilość przyłożona do obiektu podlegającego wybuchowi lub założona w tym obiekcie. Ilość materiału wybuchowego, z którego składa się ładunek, nazywa się wielkością ładunku i wyraża się w jednostkach wagowych.

Przestrzeń wydrążoną sztucznie wewnątrz calizny skały, przeznaczoną do rozmieszczenia w niej ładunku materiału wybuchowego, nazywa się otworem strzałowym albo komorą strzelniczą (ładunkową).

Zależnie od kształtu, jaki nadaje się ładunkowi, rozróżnia się ładunki skupione o kształcie kulistym lub sześciennym, ładunki wydłużone o kształcie walca lub prostopadłościanu prostokątnego, przy czym ładunki wydłużone mogą być nieprzerwane lub rozdzielane.

Ciągłymi lub nieprzerwanymi nazywa się ładunki przedstawiające zwartą masę materiału wybuchowego, ześrodkowane w otworze strzałowym lub w komorze strzelniczej.

Rozdzielonymi lub rozłączonymi nazywa się ładunki, w których masa materiału wybuchowego jest rozłączona na części, oddzielone pomiędzy sobą odstępami z powietrza, przybitki lub skały płonnej. Przy prowadzeniu robót górniczych za pomocą otworów strzałowych stosuje się ładunki ciągłe lub rozdzielone.

Zależnie od sposobu położenia naboju zapalczego, rozróżnia się trzy rodzaje ładunków ciągłych, a mianowicie: z nabojem zapalczym na początku ładunku, w końcu ładunku i w jego środku.

W ładunku rozdzielonym zakłada się tyle nabojów zapalczych, ile jest osobnych rozłączonych sekcji ładunków. Przy tym w każdej sekcji nabój zapalczy zajmuje położenie skrajne od strony wylotu otworu strzałowego.

W praktyce najbardziej są rozpowszechnione ładunki wydłużone ciągłe. Ładunki wydłużone rozdzielone stosuje się przy dużej głębokości otworów strzałowych w tych przypadkach, gdy ładunki ciągłe są bezskuteczne.

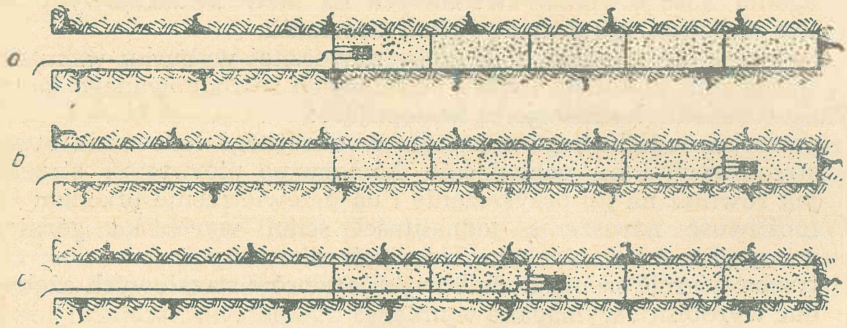
Różne rodzaje umieszczania naboju zapalczego w ładunkach ciągłych uwidoczniono na rys. 114.

Na rys. 114 *a* nabój zapalczy jest włożony do otworu strzałowego jako ostatni; na rys. 114 *b* jako pierwszy i na rys. 114 *c* jest umieszczony w środku.

Umieszczenie naboju zapalczego jako ostatniego w otworze strzałowym (rys. 114 *a*) ma następujące zalety: 1. prace przy ładowaniu otworu

są bezpieczniejsze, ponieważ uszczelnienie zwykłych naboi materiału wybuchowego wykonuje się przed wprowadzeniem do otworu naboju zapalczego; 2. w skałach bardzo zwięzłych ułatwia się znacznie odstrzeliwanie włomowych lub wrębowych otworów strzałowych; 3. płomień przy wybuchu jest krótki. Wady tego sposobu zakładania ładunków polegają na tym, że:

1. przy równoczesnym odstrzeliwaniu większej ilości otworów w chwili wybuchu pierwszej serii otworów strzałowych zdarzają się przypadki oderwania się zewnętrznych części jeszcze nieodstrzelonych otworów z włożonymi nabojami zapalczymi; w związku z tym naboje zapalcze, dostawszy się po wybuchu do urobionej skały zwiększają niebezpieczeństwo ładowania i sortowania;
2. dla skuteczności wybuchu trzeba, ażeby równocześnie odeszły wszystkie naboje w otworze strzałowym.



Rys. 114. Ładunki wydłużone ciągłe
a — nabój zapalczy jest włożony do otworu strzałowego jako ostatni; b — jako pierwszy i c — jest umieszczony w środku

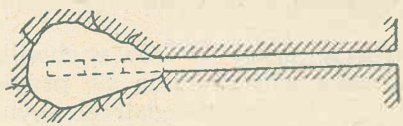
Bardzo rzadko stosuje się nabój zapalczy jako pierwszy (rys. 114 b). Zasadnicza przewaga tego sposobu polega na tym, że przy odstrzeleniu środkowych otworów (włomu-wrębu) pozostałe otwory strzałowe pozostają nienaruszone od wybuchu. Do wad tego sposobu umieszczenia naboju zapalczego na dnie otworu strzałowego należą: 1. możliwość częściowego wypalania się ostatnich ładunków materiału wybuchowego, zanim płomień lontu dojdzie do naboju zapalczego i nastąpi wybuch; 2. możliwość uszkodzenia naboju zapalczego lub lontu przy nabijaniu, co może spowodować odmowę przy wybuchu; 3. nie zawsze jest zapewnione równoczesne odejście wszystkich naboi w otworze strzałowym.

Umieszczenie naboju zapalczego w środku ładunku (rys. 114 c) zapewnia dostateczne bezpieczeństwo robót przy nabijaniu otworu, równoczesność odejścia nabojów w otworze strzałowym i duży efekt strzału.

Dlatego taki układ ładunku ciągłego, nieprzerwanego, jest najbardziej używany w praktyce odstrzeliwania otworów strzałowych przy robotach górniczych.

Radzieckie przepisy bezpieczeństwa zezwalają na umieszczenie naboju zapalczego w środku ładunku pod warunkiem zapalania go nietlejącym lontem Bickforda lub sposobem elektrycznym, przy czym użycie zapalników elektrycznych opóźniających jest przy tym sposobie zabronione.

Ładunek skupiony lub kotłowy (rys. 115) przygotowuje się w sposób następujący: w środkowe włomowe otwory strzałowe o średnicy zwykłej wprowadza się początkowo niewielką ilość materiału wybuchowego (jeden lub dwa naboje) i odstrzeliwuje się. W wyniku strzału w końcu otworu strzałowego tworzy się niewielka komora, tzw. kocioł.



Rys. 115. Ładunek skupiony kotłowy

Po ochłodzeniu się ścianek otworu strzałowego nabija się go ponownie, przy czym przestrzeń kotła zapełnia się całkowicie materiałem wybuchowym. Następnie wykonuje się szczelną przybitkę i powoduje drugi odstrzał.

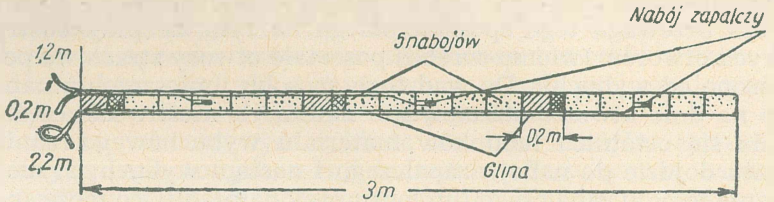
Zalety ładunku skupionego (kotłowego) są następujące:

1. możliwość zastosowania otworów strzałowych o dużej głębokości;
2. ogólna ilość otworów strzałowych na metr kwadratowy przodka jest mniejsza, niż przy zwykłym strzelaniu;
3. zwiększa się współczynnik mocy użytecznej wybuchu wskutek zastosowania w końcu otworu strzałowego ześrodkowanego ładunku.

Wady strzelania kotłowego są następujące:

1. potrzeba dodatkowego czasu dla dwukrotnego ładowania otworów strzałowych i na ochłodzenie komory po pierwszym strzelaniu, jak również na jej oczyszczenie i na przewietrzenie przodka;
2. możliwość naruszenia jednolitości ścian wyrobiska górniczego w wyniku strzelania ładunkiem ześrodkowanym;
3. trzeba wiercić szereg dodatkowych otworów strzałowych ażeby nadać wyrobisku wymagane wymiary.

Przy ładunku wydłużonym rozdzielonym (rys. 116) materiał wybuchowy ładowany do każdego otworu strzałowego rozdziela się na kilka części oraz rozmieszcza w nim oddzielnymi sekcjami. Przerwy pomiędzy



Rys. 116. Ładunek wydłużony rozdzielony

sekcjami zapełnia się szczelną przybitką, która przy wybuchu zapobiega przejściu detonacji pomiędzy nimi.

Odstrzeliwanie oddzielnych sekcji ładunku przeprowadza się w porządku kolejnym, poczynając od wylotu otworu strzałowego.

Ładunki rozdzielone mają następujące zalety:

1. głębokość otworów strzałowych może być większa niż 3 m, niezależnie od szerokości wyrobiska, ponieważ każda część ładunku w otworze strzałowym pracuje przy normalnym uprzednio wybranym zabiorze;

2. zużycie materiału wybuchowego na 1 m^3 odstrzelonej skały jest mniejsze o 25 do 35% w porównaniu z odstrzeliwaniem ładunków nierozdzielonych ścisłych;
3. otrzymuje się większy współczynnik mocy użytecznej wybuchu otworów strzałowych, niż przy zwykłym ładunku, rozdrabianie skały jest równomierniejsze i naruszenia jednolitości ścian wyrobiska są mniejsze.

Wady są następujące:

1. komplikacja wykonania ładunku przerywanego, wymagająca wysokiej kwalifikacji strzałowych i dużej ostrożności przy pracy;
2. trudność sprawdzenia słuchem prawidłowej kolejności strzałów oddzielnych sekcji (odcinków) ładunku i całego kompletu, szczególniej wtedy, gdy do odstrzeliwania są stosowane niesprawdzone zapalniki elektryczne czasowe.

§ 54. DZIAŁANIE WYBUCHU W GÓROTWORZE

Gazy tworzące się w chwili wybuchu ładunku materiału wybuchowego wykazują różne działanie na otaczające środowisko w różnych odległościach, przy czym rodzaj stref tego działania zasadniczo zależy od budowy ładunku.

Rozpatrzmy burzące działanie wybuchu ześrodkowanego ładunku materiału wybuchowego, umieszczonego w jednorodnym i nieograniczonym środowisku. Gazy tworzące się w chwili wybuchu ładunku wywierają na górotwór działanie dwojakiego rodzaju:

1. ciśnienie statyczne, które w miarę trwania reakcji wybuchu, wzrastając nieprzerwanie, rozgniata skałę i przesuwa ją;
2. ciśnienie dynamiczne na ścianki otworu strzałowego wywołane działaniem fali detonacji wybuchu, która rozdrabia skałę.

Wielkość ciśnienia statycznego zależy od gęstości materiału wybuchowego, od jakości i ścisłości załadowania oraz od ilości gazów tworzących się przy wybuchu 1 kg materiału wybuchowego; wielkość ciśnienia dynamicznego zależy od prędkości detonacji materiału wybuchowego.

Te obydwa ciśnienia — statyczne i dynamiczne — tworzące się w wyniku wybuchu ładunku, wywołują w środowisku natężenia rozchodzące się promienisto równomiernie na wszystkie strony koncentrycznymi kulistymi strefami (rys. 117).

W miarę oddalenia od środka ładunku natężenia te stopniowo maleją.

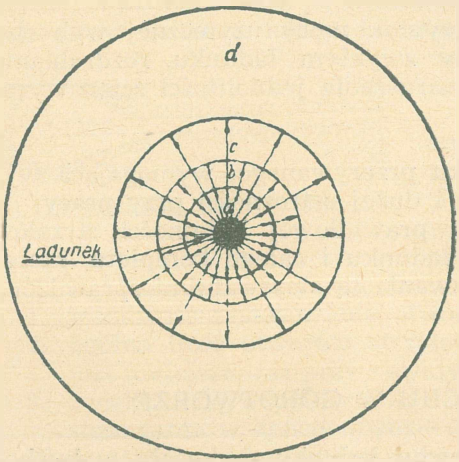
Ta część przestrzeni, w której w chwili wybuchu części skały bezpośrednio przyległe do ładunku podlegają ściskaniu, nosi nazwę strefy miażdżenia — rys. 117*a*.

Za strefą miażdżenia pod działaniem ciśnienia gazów część skały będzie zburzona i wyrzucona, ale nie rozdrobiona.

Przestrzeń, w której fala wybuchu jest zdolna tylko do rozrywania skały i do wykonania działania miotającego nosi nazwę strefy wyrzutu (rys. 117*b*).

Za strefą wyrzutu natężenia wskutek działania wybuchu wywołują zniszczenie skały. Ta część przestrzeni nazywa się strefą zruszenia albo rozkruszenia (rys. 117*c*).

Dalej poza granicą tej strefy ciśnienie na tyle słabnie, że wywołuje tylko wstrząs środowiska nie naruszając związku między cząsteczkami. Ta część przestrzeni nosi nazwę strefy wstrząsu albo drgania (rys. 117*d*).



Rys. 117. Strefy działania wybuchu

Należy zauważyć, że niemożliwe jest przeprowadzenie ścisłej granicy pomiędzy dwiema strefami, ponieważ jedna strefa przechodzi niepostrzeżenie w drugą; często strefę wyrzutu i strefę rozkruszenia łączą i nazywają strefą zburzenia.

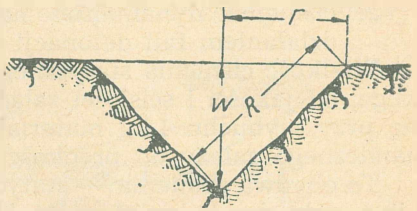
Promienie tych stref noszą odpowiednio nazwy promieni miażdżenia, rozsadzania, kruszenia i drgania.

Przy wewnętrznym działaniu wybuchu wielkość promieni stref zależy tylko od wielkości ładunku i mocy materiału wybuchowego a nie zależy od stopnia zagłębienia ładunku.

Zjawisko to nosi nazwę prawa niezależności wewnętrznego (podziemnego) działania wybuchu.

§ 55. POJĘCIE ZABIORU

W poprzednim paragrafie rozpatrywaliśmy działanie wybuchu wewnątrz górotworu. Jeżeli ładunek z materiałem wybuchowym umieścić na pewnej głębokości od odkrytej powierzchni tak, ażeby strefa rozsadzenia przecinała się z nią, wtedy rozkruszona przez wybuch skała zostanie wyrzucona wskutek ciśnienia gazów, a w skale utworzy się lej stożkowaty (rys. 118).



Rys. 118. Wyłom strzałowy

Najkrótsza odległość od środka ładunku do odkrytej (wolnej) powierzchni nazywa się zabiorem lub linią najmniejszego oporu *W*. Lej, utworzony przez wybuch materiału wybuchowego, nazywa się lejem rozsadzenia (wyrzutu), a odległość środka leja od jego brzegów — promieniem rozwartości leja wyrzutu *r*. Odległość od wierzchołka stożka leja do jego brzegów nazywa się promieniem wybuchu *R*.

§ 56. WIELKOŚĆ ŁADUNKU I ZUŻYCIE MATERIAŁU WYBUCHOWEGO

Wielkość ładunku i zużycie materiału wybuchowego zmieniają się w dużych granicach i zależą od całego szeregu czynników, jak na przykład: właściwości materiału wybuchowego, jego zdolności do wykony-

wania pracy i siły kruszącej, fizyko-mechanicznych własności skał, obecności płaszczyzn odsłonięcia w przodku (jedna lub więcej płaszczyzn odsłonięcia), dokładności w pracy przy ładowaniu otworów strzałowych i innych.

Do określenia zużycia materiału wybuchowego i wielkości ładunku istnieje szereg wzorów empirycznych, spośród których najbardziej rozpowszechniony jest następujący wzór inż. Laresa:

$$Q = \alpha \cdot q \cdot W^3,$$

gdzie Q — oznacza wielkość ładunku materiału wybuchowego w kg,
q — oznacza właściwy rozchód materiału wybuchowego, licząc jego ilość wagową na 1 m^3 objętości normalnego leja rozsadzenia;
α — współczynnik wyrzutu (rozsadzenia);
W — linia najmniejszego oporu (zabiór) w metrach.

W wyrobiskach górniczych podziemnych dla działania odstrzałów w przodku można średnio przyjąć $W = 1$, a wtedy współczynnik wskaźnika wyrzutu α również jest równy 1, a $Q = q$.

Wartości liczbowe α charakteryzują całkowicie wykorzystanie energii wybuchu, która zależy od absolutnej wartości wielkości zabioru, tj. stopnia pożytecznego wykorzystania energii wybuchu. Jest to wielkość niestała i zależna od wielkości zabioru. Im mniejsza jest absolutna wartość W, tym większa będzie wielkość α.

I tak:

przy	$W = 1{,}5$	$\alpha = 0{,}62$
„	$W = 1{,}2$	$\alpha = 0{,}80$
„	$W = 1{,}0$	$\alpha = 1{,}00$
„	$W = 0{,}7$	$\alpha = 1{,}60$
„	$W = 0{,}4$	$\alpha = 3{,}50$

Rozchód właściwy materiału wybuchowego w kilogramach na 1 m^3 określa się według następującego wzoru Laresa:

$$q = q_1 \cdot S \cdot v \cdot \frac{e}{a} \cdot \alpha$$

gdzie q_1 — właściwy rozchód materiału wybuchowego zależny od właściwości skał. Wartości różnych fizyko-mechanicznych własności skał podano w tablicy 19.
Za jednostkę obliczeniową przyjęto w tej tablicy ilość materiału wybuchowego w kilogramach, niezbędną do wyrzucenia siłą wybuchu jednej objętościowej jednostki (1 m^3) tej skały.
S — współczynnik struktury skał, uwzględniający rodzaje zalegania, uwarstwienia i zwięzłości skał, zwykle określa się drogą doświadczeń. Przeciętne dane jego wartości są przytoczone w tablicy 20.
v — współczynnik zaciskania odstrzeliwanego środowiska; charakteryzuje on stopień zaciśnięcia skał w przodku przez otaczające skały przy danych warunkach strzelania.

Tablica 19

Normalny rozchód materiału wybuchowego na 1 m³ skały

Lp.	Charakterystyka skał	Opór przy wierceniu kg/cm³	Opór na rozgniatanie kg/cm²	Współczynnik zwięzłości skały f	Normalna wartość q_1 kg
1	W wysokim stopniu mocne, zwięzłe kwarcyty	170	3000	30	1,3—1,5
2	W wysokim stopniu zwięzłe, bazalty, diabazy, w wysokim stopniu zwarte dioryty, eklogity, granulity szarowakowe konglomeraty	155	2400	24	1,2
3	Bardzo lite granity, kwarcyty, porfir kwarcowy, łupek krzemienisty	135	2200	22	1,1
4	Szarowakowe konglomeraty, gnejsy, bazalty, porfiry, amfibolit	118	2000	20	1,0
5	Granit, gnejs, sjenit, porfiryt, amfibolit	103	1800	18	0,9
6	Najzwięźlejsze wapienie, piaskowce, konglomeraty	93	1600	16	0,8
7	Bardzo zwięzłe granity, szarowakowe konglomeraty, bardzo zwarte syderyty, magnezyty, piaskowce	80	1400	14	0,7
8	Wapień dachówkowy, gnejs, porfiryt, piaskowiec krystaliczny, bardzo zwięzłe łupki	70	1200	12	0,6
9	Marmur, dolomit, wapień, syderyt, magnezyt	58	1000	10	0,5
10	Syderyt, piaskowiec, wapień	47	800	8	0,4
11	Łupek piaszczysty, piaskowiec uwarstwiony	35	600	6	0,3
12	Zwięzły łupek gliniasty, piaskowiec, gips	22	400	4	0,2
13	Węgiel kamienny	10	200	2	0,1

Tablica 20

Wartości współczynnika struktury skał

Lp.	Rodzaj skał	Wartość S
1	Jednostka masywna zwięzła	1
2	Uwarstwienie grube; warstwy powyżej 0,6 m grubości; otwór strzałowy może być założony pomiędzy płaszczyznami uwarstwienia	0,8
3	Drobnowarstwowa ale zwięzła skała; uchodzenie gazów po wybuchu jest niemożliwe	0,7
4	Szczelinowata, złożona z oddzielnych części; założenie ładunku pomiędzy szczelinami; mimo wszystko uchodzenie gazów jest możliwe	0,90—1,10
5	Nieprawidłowe dyslokacyjne zaleganie z drobną szczelinowatością; wypływ gazów przez szczeliny	1,20—1,40
6	Zaleganie łupkowate ze zmienną zwięzłością skały; ładunek częściowo znajduje się w środowisku miękkim	1,15—1,25
7	Krucha (gruboziarniste zwierciny)	1,05—1,10
8	Łamliwa, słupkowata	0,8
9	Uwarstwienie prostopadłe do kierunku otworu strzałowego	1,25—1,35
10	Zaleganie pionowe; założenie ładunku pomiędzy płaszczyznami uwarstwienia jest możliwe	1,10—1,15
11	Budowa konglomeratowa (zlepieńcowa)	1,90—2,00
12	Zwięzłe, elastyczne skały: sól kamienna, gliny, wapienie porowate, grunt gliniasty, margiel	2

Tablica 21

Wartości współczynnika zdolności wykonania pracy materiału wybuchowego

Nazwa materiału wybuchowego	Wydęcie w bloku Trauzla (10 g materiału wybuchowego) cm^3	Współczynnik zdolności pracy e
Dynamit:		
83 % dynamit (niestosowany)		
62 % potasowy	380	1,26
62 % sodowy	370	1,30
40 % amonowy	340	1,43
ziarnisty dynaftalit nr 1	380	1,26
ziarnisty dynaftalit nr 2	320	1,50
Amonity	280	1,72
Dynamon	280	1,72
Saletra amonowa	225	2,13

Wartość v dla wyrobisk poziomych, przeprowadzanych w jednorodnej zwięzłej skale, może być przyjęta przy jednej odkrytej płaszczyźnie przodka $v = 1,5$ do 2; przy dwóch otwartych płaszczyznach $v = 0,75$ do 1;

e — współczynnik zdolności pracy materiału wybuchowego. Jest to stosunek zdolności pracy danego materiału wybuchowego do zdolności pracy 83% dynamitu. Wartość e jest podana w tablicy 21.

δ — stosunek gęstości załadunku do gęstości materiału wybuchowego. Wartość δ jest podana w tablicy 22.

α — współczynnik gęstości przybitki zmienia się zależnie od jakości przybitki. Wartość α jest podana w tablicy 23.

Tablica 22

Wartości współczynnika gęstości załadunku materiału wybuchowego

Gęstość załadunku proszkowatych materiałów wybuchowych	Wartość δ
Przy uszczelnionym załadunku	1,0
Przy załadowaniu zasypką	0,9 do 0,5
Przy załadowaniu układaniem w opakowaniu	0,6

Tablica 23

Wartość współczynnika gęstości przybitki

Długość przybitki w stosunku do W	Wartość współczynnika α
0,8	1,0
0,6	1,05
0,5	1,15
0,4	1,2
0,2	1,3

Różnorodność czynników, uwzględnianych przez wzór Laresa wskazuje na możliwość zupełnie ścisłego określenia wielkości zużycia materiałów wybuchowych w warunkach dowolnych.

Zużycie materiałów wybuchowych na 1 m^3 skały przy różnej głębokości otworów strzałowych w wyrobiskach podziemnych można przyjmować jako stałe. Przez obserwacje „Sojuzwzrywpromu" prof. A. Suchanowa i Parksa zostało ustalone, że począwszy od głębokości otworu strzałowego w przybliżeniu 1,5 do 1,75 m i więcej, zużycie materiałów wybuchowych chociaż zmniejsza się, to jednakże w bardzo niewielkich granicach.

Zużycie materiałów wybuchowych na jedno wybicie (w kilogramach) określa się z wyrażenia (wzoru)

$$Q = q \cdot V,$$

gdzie V = objętość skały, wysadzanej jednym wybiciem (włomem) w m^3 przy czym $V = L \cdot F$

gdzie: L — średnia głębokość otworów strzałowych w metrach,
F — przekrój poprzeczny wyrobiska w m^2.

Przykład 1. Znaleźć wielkość ładunku materiału wybuchowego przy drążeniu przecznicy w twardych i zwięzłych piaskowcach, jeżeli są wiadome:
a. materiał wybuchowy (Amonit nr 2); b. objętość wysadzanej skały (10 m^3).
Zużycie właściwe materiału wybuchowego określamy ze wzoru inż. Laresa:

$$q = q_1 \cdot S \cdot v \cdot \frac{e}{\delta} \cdot \alpha = 0{,}8 \cdot 0{,}9 \cdot 1{,}75 \frac{1{,}72}{1{,}0} \cdot 1{,}15 = 0{,}82 \text{ kg},$$

gdzie:

q_1 = 0,8 (normalne zużycie materiału wybuchowego według tablicy 19)
S = 0,9 (współczynnik struktury skały według tablicy 20)
e = 1 (współczynnik gęstości załadunku według tablicy 22)
α = 1,15 (współczynnik gęstości — szczeliności przybitki według tablicy 23)
v = 1,75 (współczynnik zaciskania).

Zużycie na obwiert znajdziemy z wyrażenia:

$$Q = q \cdot V = 0{,}82 \cdot 10 = 8{,}2 \text{ kg}.$$

● Przykład 2. Określić ogólne zużycie materiału wybuchowego na jeden odstrzał przy drążeniu przecznicy o przekroju 8 m². Materiał wybuchowy dynaftalit nr 1 o bryzantyczności 14 mm i zdolności pracy (blok Trauzla) 380 cm³, piaskowiec.

Zużycie właściwe materiału wybuchowego określamy podług wzoru:

$$q = q_1 \cdot S \cdot v \cdot \frac{e}{\delta} \cdot \alpha,$$

gdzie z tablic 19, 20, 21, 22 i 23 znajdujemy odpowiednie wartości:

$$q_1 = 0{,}4;\ S = 1{,}0;\ e = 1{,}7;\ \delta = 1;\ \alpha = 1;\ v = 1{,}75,$$

$$q = 0{,}4 \cdot 1{,}0 \cdot 1{,}75 \cdot \frac{1{,}7}{1{,}0} = 1{,}2 \text{ kg/m}^3.$$

Przyjmując głębokość otworów strzałowych $L = 2{,}0$ m określamy ogólne zużycie na jeden odstrzał według wzoru:

$$Q = q \cdot F \cdot L = 1{,}2 \cdot 8 \cdot 2 = 19{,}2 \text{ kg}.$$

Jeżeli ilość otworów strzałowych w obwiercie (wywierconych w przodku przecznicy) $N = 20$, to wielkość przeciętna ładunku materiałów wybuchowych w każdym otworze strzałowym wyniesie:

$$Q : N = 19{,}2 : 20 = 0{,}96 \text{ kg} = 960 \text{ g}. \bullet$$

§ 57. SPOSOBY ODPALANIA ŁADUNKÓW

W praktyce strzelniczej odróżnia się dwa sposoby odpalania ładunków: za pomocą płomienia (ogniowe) i elektryczności.

Przy odpalaniu płomieniem spłonkę zapala się za pomocą lontu, który jest zapalany bezpośrednio w przodku.

Strzały przy tym nie odchodzą zwykle na raz i zruszają skały miejscowo (indywidualnie dla każdego otworu strzałowego).

Przy odpalaniu płomieniem dla pewności wybuchu jest ważne:

1. wybór rodzaju lontu odpowiadającego warunkom pracy;
2. sprawdzenie jego jakości;
3. prawidłowe odcięcie lontu na odległość;
4. kolejność odstrzeliwania otworów w przodku.

● Sposób odpalania lontem zanika ustępując miejsca doskonalszemu, aczkolwiek droższemu odpalaniu za pomocą zapalników elektrycznych. ●

Odpalanie elektryczne jest pod każdym względem lepsze od płomiennego (lontem), ponieważ odpala się otwory strzałowe seriami i jednocześnie, co zwiększa siłę wybuchu, a to z kolei pozwala na zmniejszenie ilości otworów strzałowych, a więc i na zmniejszenie zużycia materiałów wybuchowych. Odpalanie elektryczne wykonuje się z bezpiecznego miejsca w dowolnej odległości od przodka. Jest ono pewne, ponieważ przed strzelaniem pozwala się sprawdzić przydatność zapalników elektrycznych i całego obwodu strzałowego. Przy odpalaniu elektrycznym można jednocześnie odstrzeliwać większą ilość otworów, co jest niedopuszczalne przy ogniowym odpalaniu.

W razie odmowy odejścia ładunków przy odpalaniu elektrycznym wejście do przodka jest bezpieczne, podczas gdy przy odpalaniu lontem trzeba jeszcze przeczekać 10 do 15 minut, przy czym niebezpieczeństwo nie zostaje całkowicie wykluczone.

§ 58. ŁĄCZENIE OBWODU PRZY ODPALANIU ELEKTRYCZNYM

Zapalniki elektryczne można łączyć w sposób następujący: szeregowo, równolegle lub grupowo.

Łączenie grupowe z kolei dzieli się na dwa rodzaje: 1. równoległo-szeregowe, gdy zapalniki elektryczne łączy się grupami równolegle, a grupy pomiędzy sobą szeregowo i 2. szeregowo-równoległe, gdy zapalniki łączą się w grupach szeregowo, a grupy pomiędzy sobą równolegle.

Rozpatrzymy wymienione sposoby łączenia sieci.

Łączenie s z e r e g o w e, zwane także s e r y j n y m jest najczęściej używane w górnictwie. Polega ono na tym, że końce przewodów zapalających sąsiednich zapalników łączą się pomiędzy sobą jeden za drugim, natomiast pozostałe wolne końce przewodów od dwóch skrajnych otworów strzałowych łączą się z przewodami głównymi, prowadzącymi do źródła prądu.

Zaletą łączenia szeregowego jest możliwość strzelania od słabego źródła prądu, w szczególności od zapalarki.

Przy łączeniu szeregowym przez ładunki przechodzi prąd o jednakowym natężeniu. Dlatego wymaga się tutaj zapalników elektrycznych o równym oporze.

Jeżeliby opór zapalników włączonych do sieci był różny, to może początkowo detonować ten zapalnik, który ma najmniejszy opór i sieć przerwie się, nie dając całkowitego odstrzału.

● Zalety łączenia szeregowego:
1. Prosty sposób łączenia.
2. Możność sprawdzenia przed strzałem, czy obwód jest zamknięty.
3. Odmowa całej serii, jeśli jeden zapalnik ma obwód przerwany.
4. Jednoczesność wszystkich strzałów w serii.
5. Opory przewodów łączących zapalniki nie mają znaczenia.

Wady:
1. Konieczność dużej regularności zapalników.
2. Przy zapalnikach o wysokim oporze konieczność posiadania źródła prądu o dosyć wysokim napięciu. ●

Przy łączeniu r ó w n o l e g ł y m (rys. 119), rzadko używanym w górnictwie, wzdłuż linii ładunków układa się dwa przewody równoległe. Do jednego z nich przyłącza się prawe końce przewodów zapalników, a do drugiego końca lewe. Końce równoległych przewodów łączy się z głównymi przewodami prowadzącymi do źródła prądu.

Przy tym sposobie łączenia sieci do każdego zapalnika przypływa prąd o natężeniu tyle razy mniejszym w porównaniu z prądem płynącym w przewodach głównych, ile zapalników zostało włączonych w obwód. A więc im więcej otworów odstrzeliwuje się jednocześnie, tym silniejsze powinno być źródło prądu.

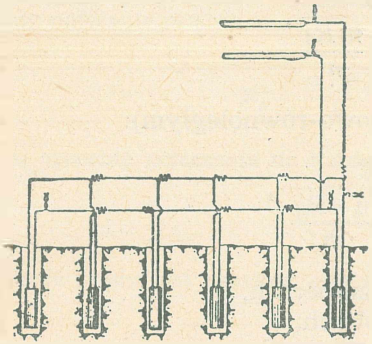
Jeżeli przewody równoległe będą bardzo oddalone od źródła prądu, to wskutek spadku napięcia w sieci najbardziej oddalone otwory strzałowe mogą nie odejść.

Łączenie g r u p o w e, czyli m i e s z a n e, równoległo-szeregowe uwidocznione na rys. 120 polega na skombinowaniu połączenia szeregowego i równoległego.

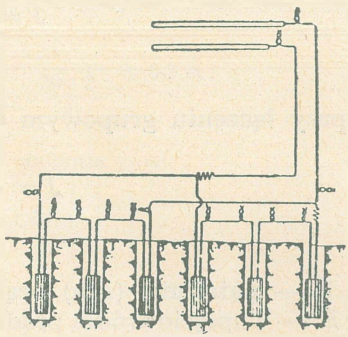
Łączenie to jest pewniejsze w porównaniu ze zwykłym szeregowym sposobem połączenia i pozwala na strzelanie od źródła prądu niezbyt silnego.

Analiza różnych sposobów łączenia zapalników pozwala wyprowadzić następujące wnioski.

Łączenie szeregowe jest niepewne; jego zaletą jest nieduża wielkość natężenia prądu i możliwość zastosowania zapalarki.



Rys. 119. Równoległe łączenie przewodów



Rys. 120. Grupowe (mieszane) łączenie przewodów

Łączenie równoległe jest pewniejsze, jednakże przy nim nie można strzelać od słabego źródła prądu, jak na przykład od zapalarki.

Łączenie grupowe równoległo-szeregowe posiada większą pewność w porównaniu z szeregowym i pozwala na strzelanie od prądu o słabej sile.

Przewody należy łączyć po zdjęciu izolacji z tych miejsc, w których będzie dokonane połączenie. Przed połączeniem należy oczyścić końce przewodów.

Przewody strzałowe, począwszy od źródła prądu do ładunków w otworach strzałowych, powinny być zawieszone na drewnianych podpórkach lub na drewnianych stojakach.

Wybór sposobu łączenia zależy od rodzaju prądu, jego mocy, jak również od rozkładu ładunków.

Jednakże przy dowolnym sposobie połączenia, natężenie prądu dochodzące do każdego oddzielnego zapalnika powinno być nie mniejsze od 1 ampera i nie większe od 4 amperów.

Prąd 1 A może okazać się niedostateczny do zapalenia zapalnika, a prąd o sile większej niż 4 A może przepalić drucik mostka i obwód przerwie się, zanim składnik palny nagrzeje się do temperatury swego zapłonu.

Celem określenia natężenia prądu można używać następujących wzorów:

a. przy łączeniu szeregowym:

$$J = \frac{E}{R_p + n \cdot R_d},$$

b. przy łączeniu równoległym:

$$J = \frac{E}{R_p + \frac{R_d}{n}},$$

c. przy łączeniu grupowym (równoległo-szeregowym):

$$J = \frac{E}{R_p + \frac{m R_d}{n}},$$

d. przy łączeniu grupowym (szeregowo-równoległym):

$$J = \frac{E}{R_p + \frac{n \cdot R_d}{m}},$$

gdzie J — natężenie (siła) prądu w amperach,
E — napięcie źródła prądu w woltach,
R_p — opór przewodów głównych w omach,
R_d — opór jednego zapalnika w omach,
n — ilość zapalników w grupie lub w sieci,
m — ilość grup przy łączeniu grupowym.

Przykład 1. Należy odpalić 56 zapalników elektrycznych (otworów strzałowych) od sieci o napięciu 120 V. Zapalniki mają opór po 1,5 oma, a przewody doprowadzające 10 omów. Jakie łączenie należy koniecznie zastosować w danym przypadku? Natężenie prądu znajdziemy według wzoru dla łączenia szeregowego:

$$J = \frac{E}{R_p + n \cdot R_d} = \frac{120}{10 + 56 \cdot 1{,}5} = 1{,}27 \text{ A}.$$

Natężenie prądu jest odpowiednie.

Innych sposobów łączenia zastosować nie można ze względu na wartości otrzymane dla J.

Przykład 2. Trzeba odpalić 100 zapalników elektrycznych od sieci o napięciu 120 V. Opór zapalnika 2 omy, a opór przewodów 10 omów. Jakie połączenie należy stosować w tym przypadku?

Natężenie prądu określamy według wzoru dla połączenia równoległego:

$$J = \frac{E}{R_p + \frac{R_d}{n}} = \frac{120}{10 + \frac{2}{100}} = 12 \text{ A},$$

Natężenie prądu wchodzące do każdego zapalnika, będzie:

$$I = \frac{J}{n} = \frac{12}{100} = 0{,}12 \text{ A},$$

a zatem połączenie równoległe nie nadaje się.

Określmy natężenie prądu według wzoru dla połączenia grupowego równoległo-szeregowego pod warunkiem, że zapalniki są rozdzielone na 5 grup po 20 sztuk:

$$J = \frac{E}{R_p + \frac{m \cdot R_d}{n}} = \frac{120}{10 + \frac{5 \cdot 2}{20}} = 11{,}4 \text{ A},$$

skąd do każdego zapalnika połączonego równolegle wpłynie prąd

$$I = \frac{J}{n} = \frac{11{,}4}{20} = 0{,}6 \text{ A},$$

co jest niewystarczające.

Zastosujemy przy tychże warunkach połączenie grupowe szeregowo-równoległe i obliczmy natężenie prądu:

$$J = \frac{E}{R_p + \frac{n \cdot R_d}{m}} = \frac{120}{10 + \frac{20 \cdot 2}{5}} = 6{,}7 \text{ A}.$$

Przy tym sposobie połączenia do każdej grupy wpłynie prąd

$$I = \frac{J}{n} = \frac{6{,}7}{5} = 1{,}34 \text{ A}.$$

To natężenie prądu jest zupełnie wystarczające.

§ 59. NABIJANIE I ODPALANIE OTWORÓW STRZAŁOWYCH

Nabijanie otworów strzałowych nabojami z materiałem wybuchowym odbywa się w sposób następujący: Naboje wkłada się pojedynczo do otworu strzałowego i ostrożnie dopycha się je do dna otworu za pomocą n a b i j a k a, to jest drewnianego okrągłego kija, zwężającego się nieco ku jednemu końcowi, o średnicy około 25 do 30 mm i o długości około 2,5 do 3 m.

Nabój zapalczy zależnie od układu ładunku wprowadza się jako pierwszy, jako ostatni, lub po włożeniu pierwszych dwóch do trzech nabojów.

Ładunek materiału wybuchowego w otworze strzałowym powinien zajmować $^1/_3$ do $^1/_2$ [1]) jego długości. Przestrzeń niezapełnioną materiałem wybuchowym wypełnia się przybitką, która jest przeznaczona do izolacji otaczającej atmosfery od produktów wybuchu i do zwiększenia skuteczności zużytkowania materiału wybuchowego.

Po załadowaniu wszystkich otworów, ludzie muszą odejść z przodka w miejsce bezpieczne. Przed załadowaniem powinno się w odpowiednich miejscach rozstawić ludzi, aby do przodka przypadkowo nie podeszły osoby, nie biorące udziału w strzelaniu. Oprócz tego przed strzelaniem strzałowy powinien gwizdkiem podać ustanowioną ilość sygnałów, uprzedzających o niebezpieczeństwie. Przy odstrzeliwaniu kilku otworów płomieniem długość lontu tak się oblicza, ażeby wybuch ładunku od pierwszego zapalonego lontu nastąpił nie wcześniej, niż w minutę po zapaleniu ostatniego lontu.

---

[1]) U nas $^2/_3$ (przypisek tłumacza).

● Według polskich przepisów bezpieczeństwa długość lontów w otworach odpalanych w serii musi być równa.

Przy ilości otworów do trzech długość ta nie może być mniejsza niż 1,5 m, natomiast przy większej ilości otworów nie mniejsza niż 2 m. Zapala się od knota lub lontu. ●

Przy odpalaniu lontem (ogniowym) zaczęto w ZSRR używać obecnie specjalnych świec zapalających, składających się z rdzenia prochowego i ze saletry potasowej.

Taka świeca długości około 25 cm pali się w ciągu 5 do 6 minut światłem nieprzerwanym, jarzącym, dając splot iskier.

Gdy w ZSRR odpala się nie więcej niż osiem otworów, to liczy się strzały, przy czym jeżeli strzałów okaże się mniej, niż ilość odstrzeliwanych otworów, to na wyjście ludzi z ukrycia pozwala się dopiero po upływie 15 minut po strzałach. Przy odpalaniu powyżej ośmiu otworów, gdy liczenie strzałów jest utrudnione, z miejsca schronienia zezwala się wychodzić nie wcześniej, niż po upływie 15 minut po strzałach.

Przy odpalaniu elektrycznym ilość strzałów odpalanych jednocześnie nie jest ograniczona, ładowanie jest analogiczne, a połączenie z siecią wykonuje się jednym ze sposobów, opisanych w § 58.

Gotowy do odpalania obwód strzałowy sprawdza się ręcznie poczynając od źródła prądu przez wszystkie odgałęzienia przewodów i ładunki oraz z powrotem do źródła prądu, a następnie sprawdza się omomierzem lub badawczym przyrządem strzałowym.

W czasie sprawdzania wszyscy ludzie powinni być usunięci z przodka, a sieć obowiązkowo wyłączona od źródła prądu.

Klucz od szafki z wyłącznikiem lub korbkę zapalarki powinien mieć tylko strzałowy.

Po sprawdzeniu dobrego stanu obwodu odpala się otwory strzałowe. Przed samym odpalaniem należy uprzednio obowiązkowo sprawdzić nieobecność ludzi w miejscu odstrzału, postawić ludzi na dojściach do niego, którzy ostrzegają o strzelaniu oraz zawiadomić o nim za pomocą odpowiednich sygnałów.

Niewykonanie tych wymagań może być przyczyną wypadków.

Po odpaleniu ładunków końce głównych przewodów odłącza się od źródła prądu, następnie dokonuje się oględzin miejsca odstrzału i zdejmuje się przewody.

Jeżeli odpalanie odbywa się za pomocą zapalników czasowych, wejście do przodka jest dozwolone dopiero po upływie 15 minut od chwili odejścia ostatniego ładunku.

W kopalniach, mających przewóz elektrowozami przewodowymi, celem uchronienia się od prądów błądzących końce zapalników powinny być krótkozwarte. Rozłącza się końce przewodów dopiero przed samym łączeniem, już po nabiciu i przybiciu otworu strzałowego.

Przed przyłączeniem ładunków do głównych przewodów, końce tych ostatnich, znajdujące się u źródła prądu lub przeznaczone do przyłączenia do niego, powinny być również zwarte na krótko; a można je rozłączać tylko wtedy, gdy wszyscy ludzie i sam strzałowy będą w bezpiecznej odległości od miejsca strzelania.

Ładowaniu otworów strzałowych należy poświęcić dużą uwagę, gdyż pospieszna i nieuważna praca obniża użyteczne działanie wybuchu i zwiększa niebezpieczeństwo pracy.

§ 60. MATERIAŁY DO PRZYBITKI OTWORÓW STRZAŁOWYCH

Przybitka otworów strzałowych i komór strzelniczych (kotłów) ma na celu przeszkodzić uchodzeniu gazów, tworzących się przy rozkładzie materiałów wybuchowych, przez co zwiększa się skuteczność wybuchu. Im jest mniejsza prędkość rozkładu materiału wybuchowego przy odstrzale, tym większe znaczenie ma szczelność przybitki.

Jako przybitki do otworów strzałowych są stosowane materiały niepalne: glina, piasek suchy, pył kamienny, woda itp. Najlepszym materiałem do przybitki jest ten, który stawia największy opór ciśnieniu gazów przy strzelaniu. Temu wymaganiu najbardziej zadość czyni mieszanina gliny z piaskiem.

Do przygotowania przybitki bierze się piasek gruboziarnisty a glinę bez domieszek. Mieszaninę przygotowuje się w stosunku: 3 części piasku na 1 część gliny.

Celem uniknięcia szybkiego wysychania materiału do przybitki dodaje się do mieszaniny 1,5 do 3% soli kuchennej, co pozwala przechowywać gotową przybitkę przez dosyć długi okres czasu w stanie plastycznym.

Przybitkę wodną otworów strzałowych stosuje się głównie przy głębieniu szybów. Przy wodnej przybitce materiały wybuchowe powinny być niehigroskopijne lub włożone do wodonieprzenikliwej otoczki.

Celem zmniejszenia ilości szkodliwych gazów, tworzących się po strzałach, niekiedy stosuje się tak zwane neutralizatory, które wkłada się do otworów strzałowych razem z przybitką.

Jako neutralizatorów (zobojętniaczy) używa się wodorotlenku wapnia — $Ca(OH)_2$ — (wapno gaszone), węglanu wapnia (kreda) i soli (chlorku sodu). Neutralizator przed użyciem rozdrabia się na proszek.

Neutralizatory są pośrednie, gdy się je daje między naboje ładunku lub zewnętrzne, gdy się je daje w przybitce w końcu ładunku.

Celem przygotowania neutralizatora pośredniego zaleca się użycie chlorku sodu (soli kuchennej) w ilości 15% ciężaru ładunku materiałów wybuchowych, a dla zewnętrznego wodorotlenku wapnia w tymże stosunku.

Pierwsze części przybitki uszczelnia się w otworze strzałowym lekko, a pozostałe silnie. W ogóle przybitka powinna być możliwie najgęstsza i bardzo szczelna. Użycie jako przybitki suchego piasku jest wygodne z tego względu, że w razie strzału zawiedzionego przybitkę taką łatwo usunąć z otworu, po czym można powtórnie odpalać po włożeniu nowego naboju zapalczego.

§ 61. ODSTRZELIWANIE GŁĘBOKICH OTWORÓW I KOMÓR

Przy eksploatacji złóż robotami odkrywkowymi, oprócz odstrzeliwania normalnych otworów strzałowych, w ostatnich czasach rozpowszechniły się: 1. sposób głębokich otworów, 2. sposób komór strzelniczych (kotłów).

Przy prowadzeniu robót strzelniczych metodą głębokich otworów, wysokość ustępu (stopnia) odkrywki przyjmuje się do 30 m, w zależności od charakteru i warunków zalegania skały.

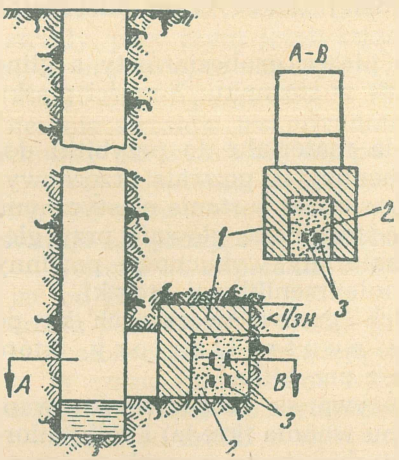
Ładunek materiałów wybuchowych w głębokich otworach zwykle umieszcza się tak samo, jak w otworach strzałowych w $^1/_3$ do $^1/_2$ głębo-

bokości otworu. Z materiałów wybuchowych przeważnie stosuje się amonity i rzadziej ciekłe powietrze.

Jeżeli wagowo niezbędna ilość materiału wybuchowego nie mieści się na tej głębokości otworu, wtedy zwykle robi się przedstrzał.

Przy robotach strzelniczych według sposobu komór strzelniczych materiały wybuchowe umieszcza się w specjalnych komorach, drążonych od szybików (rys. 121) lub od sztolni.

Głębokość szybików bywa od 5 do 15 m i więcej. Wysokość ustępu (stopnia) odkrywki do 40 m. Komory strzelnicze wykonuje się odpowiednio do objętości ładunku z dopuszczeniem nie więcej jak 5% na możliwe luki powstające przy układaniu materiałów wybuchowych. Ścianki i podłogę komory, niezależnie czy wilgotna, trzeba obić okrajkami lub deskami i pokryć papą. Komorze daje się kształt sześcianu z nachyleniem w stronę żąpia dla odpływu wody. Wysokość komór nie przekracza 2,5 m. Odpalanie przeważnie elektryczne, czasem od lontu detonującego.

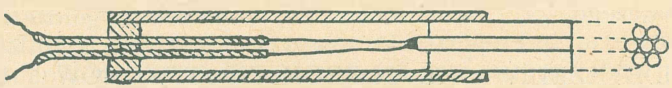


Rys. 121. Komora strzelnicza
1 — przybitka;
2 — materiały wybuchowe;
3 — naboje zapalcze.

W celu uniemożliwienia odmowy w każdym naboju zapalczym przewiduje się obecność dwóch połączonych równolegle zapalników elektrycznych. Na jedną komorę z ładunkiem około 1 t powinny być założone conajmniej cztery naboje zapalcze.

W celu wzmocnienia impulsu początkowego do znajdującego się w naboju zapalczym zapalnika elektrycznego dodaje się zwykle sześć spłonek, rozmieszczonych w kształcie gwiazdki. Całą grupę spłonek razem z zapalnikiem obwiązuje się szczelnie taśmą izolacyjną i wkłada do blaszanej lub tekturowej rurki (rys. 122).

Łuski przy tym wystają nieco z rurki na zewnątrz a miejsce wprowadzenia przewodów i początkową część łusek pomieszcza się w rurce.



Rys. 122. Nabój zapalczy do odstrzeliwania komór strzelniczych

Przy przygotowywaniu nabojów zapalczych dla ładunków wagi kilku ton zużytkowuje się stare bębny od amonitów. Z bębna odsypuje się około $^1/_3$ materiałów wybuchowych, następnie wstawia się do niego rurkę, zawierającą grupę związanych spłonek, bęben dopełnia się znowu materiałami wybuchowymi i zamyka pokrywą. Przewody zawarte w rurce gu-

mowej wyprowadza się z bębna przez nieduży otwór w pokrywie. Miejsca połączenia pokrywy z bębnem i otwór dla wprowadzenia przewodów starannie zasmarowuje się mastyką.

Po naładowaniu sprawdza się opór obwodu strzałowego i zastosowuje się niezbędne środki bezpieczeństwa (usuwa się ludzi i inne).

Przewody od nabojów zapalczych przy strzelaniu sposobem komór strzelniczych układa się w korytkach, sporządzonych z desek o szerokości 20 cm, na które przybija się wzdłuż drewniane listewki. Korytka przymocowuje się do ścian szybiku lub sztolni.

Przybitka polega na podsadzeniu wyrobisk dojściowych workami z piaskiem i skałą, uzyskaną przy wybieraniu tych wyrobisk. Długość przybitki powinna być co najmniej równa zabiorowi (najkrótszej linii zabioru) lub też trochę większą od niego.

Sieć strzałową od miejsca wybuchu komór strzelniczych do stacji montuje się uprzednio na słupkach o wysokości od powierzchni ziemi nie mniejszej jak 0,7 m. Po skończeniu załadowywania ludzie usuwają się, następnie ponownie sprawdza się opór obwodu strzałowego i na sygnał kierownika robót włącza się prąd. Gdy tylko wybuch nastąpił i ustanowiony przez przepisy bezpieczeństwa czas upłynął, kierownik robót i kierownik stacji strzelniczej oglądają miejsce odstrzału. Jeżeli stwierdzono odmowy strzałów, to w miejscach podejrzanych wystawia się straże i przystępuje się do poszukiwań oraz do likwidacji ładunków niewystrzelonych (niewypałów) zgodnie z instrukcją inspekcji górniczo-technicznej (władz górniczych).

● W ZSRR sposób komór strzelniczych zastosowano po raz pierwszy w 1930 r. w kraju Środkowowołżańskim celem uzyskania wapienia dla Zygulewskich Zakładów Wapiennych. Ładunek składający się z 35 121 kg amonitu, 545 kg dynamitu i 900 kg melinitu pomieszczono w 15 komorach. W wyniku wybuchu otrzymano 212 000 m^3 kamienia.

Do wykonania rowu przecinającego w Korkińskim złożu węgla brunatnego (Obwód Czelabiński) w 1936 r. odstrzelono jednocześnie 1800 ton materiału wybuchowego, przy czym wielkość oddzielnych ładunków dochodziła do 90 ton. ●

§ 62. WYPALENIA, NIEWYPAŁY I STRZAŁY KRÓTKIE

Jeżeli używane materiały wybuchowe i środki zapalcze są w dobrym gatunku a otwory strzałowe są załadowane z przestrzeganiem niezbędnych przepisów, to po pewnym odstępie czasu po odpaleniu lontem lub po włączeniu prądu nastąpi wybuch.

Jednakże w praktyce prawidłowy przebieg procesu strzelania niekiedy bywa zakłócony, w wyniku czego zachodzą takie zjawiska:

1. wypalenie się materiału wybuchowego w otworze bez wybuchu;
2. niewypał albo odmowa strzału, tj. naboje zostają w otworach bez odstrzelenia;
3. strzały opóźnione;
4. niepełne odejście wszystkich naboi w ładunku w wyniku czego nie odstrzelone naboje dostają się do urobku.

Takie zjawiska powoduje cały szereg przyczyn.

Wypalenie materiałów wybuchowych bez wybuchu następuje zwykle wskutek zastosowania materiałów wybuchowych w złym gatunku, jak również z powodu nieprawidłowego ładowania otworów (np. pomiędzy

oddzielnymi nabojami w czasie ładowania otworów pozostawiono odstępy wypełnione osypaną skałą lub zwierciny w otworze, co osłabiło siłę strzału).

Przy odpalaniu lontem (od płomienia) niewypały zachodzą najczęściej wskutek zastosowania złej jakości spłonek i lontu. Na przykład, jeżeli spłonka jest zabrudzona, podmokła lub wysypała się z niej czapeczka z materiałem inicjującym, to lont dopaliwszy się do spłonki nie oddaje ognia materiałowi wybuchowemu w spłonce i strzał nie nastąpi. Niewypały też może spowodować przerwa w rdzeniu prochowym lontu.

Przy odpalaniu elektrycznym często zdarzają się niewypały i strzały zawiedzione:

1. z powodu złego połączenia przewodów w sieci elektrycznej, złej izolacji, połączenia z ziemią, wodą lub częściami metalowymi;
2. z powodu niedokładności zapalników;
3. z powodu przyjęcia nieodpowiedniego schematu połączenia obwodu strzałowego i słabego źródła prądu (np. jeżeli dla połączenia równoległego jako źródło prądu zostanie zastosowana zapalarka).

Strzały zawiedzione można usunąć trzema sposobami:

1. przez wydmuchanie przybitki i ładunku z otworu strzałowego za pomocą powietrza sprężonego,
2. przez wymycie wodą lub
3. przez odstrzelenie równolegle wywierconych otworów strzałowych.

Wydmuchiwanie można zastosować w tych przypadkach, gdy jako przybitki używa się piasku, pyłu kamiennego lub miękkiej gliny. W tym celu z wylotu otworu strzałowego usuwa się przybitkę glinianą lub pyłową wydmuchując ją sprężonym powietrzem za pomocą węża, na końcu którego daje się miedzianą rurkę. Następnie do niedopalonego ładunku dodaje się nowy nabój zapalczy, robi się nową przybitkę i otwór odstrzeliwuje się w zwykły sposób.

Wymywanie stosuje się w przypadku, jeżeli ładunek składa się z materiału wybuchowego w stanie proszku. Wymywa się strumieniem wody z hydropultu (przy niedużym ciśnieniu). Spłonkę wyciąga się za koniec lontu. Przemyty i oczyszczony otwór strzałowy suszy się, ładuje nowym ładunkiem materiałów wybuchowych i odpala.

Jeżeli niewypału nie można usunąć przez wydmuchiwanie i wypłukiwanie, wierci się równoległy otwór do otworu z ładunkiem nieodeszłym.

● W Polsce nie stosuje się wydmuchiwania i wypłukiwania ładunku niewypałów. ●

Od strzału równoległego otwór ze strzałem zawiedzionym odejdzie albo zostanie wyrzucony razem ze skałą.

Otwór równoległy powinien być wywiercony w odległości nie bliższej niż 30 cm od tego, który nie odszedł, gdyż wtedy przy wierceniu uniknie się natrafienia na niego i nie wywoła się przedwczesnego strzału.

W praktyce można zaobserwować, że robotnicy dla zaoszczędzenia czasu potrzebnego na wywiercenie nowego otworu strzałowego wywiercają ładunek. Kończy się to często wypadkami, ponieważ pozostałe w fajce materiały wybuchowe łatwo wybuchają od uderzenia wiertła.

Dlatego odwiercanie fajek, jak również wyciąganie z nich resztek materiałów wybuchowych za pomocą twardych przedmiotów jest wzbronione.

Rozdział XI

PRZECHOWYWANIE, PRZEWÓZ I NISZCZENIE MATERIAŁÓW WYBUCHOWYCH

§ 63. SKŁADY GŁÓWNE I RUCHOWE (PODRĘCZNE)

Według stopnia niebezpieczeństwa przy przechowywaniu wszystkie materiały wybuchowe i środki zapalcze w Związku Radzieckim dzielą się na cztery grupy:

I grupa — materiały wybuchowe, zawierające nitroglicerynę (dynamity i inne)
II grupa — nitropochodne szeregu aromatycznego, najbardziej czułe na wpływy cieplne i mechaniczne (czarne prochy)
III grupa — materiały wybuchowe najbardziej bezpieczne saletrzano-amonowe
IV grupa — środki zapalcze, jak spłonki, zapalniki elektryczne, lonty zwykłe i detonujące i inne.

Materiały wybuchowe, należące do różnych grup, powinny być przechowywane oddzielnie w specjalnych składach. Składy materiałów wybuchowych dzielą się na główne i ruchowe (podręczne).

Głównymi nazywa się takie składy, w których materiały wybuchowe są przechowywane i wydawane w opakowaniu fabrycznym i są położone poza zakładem.

W składach głównych, według przepisów radzieckich, jest dopuszczone przechowywanie 4-miesięcznego zapasu materiałów wybuchowych (w szczególnych przypadkach 6-miesięcznego), lecz nie więcej jak 240 t amonitu i 50 t dynamitu. Spłonki i inne środki zapalcze pozwala się przechowywać w ilości 120 ton.

Składy główne powinny być umieszczone w odległości nie mniejszej jak 1,5 km od budowli o znaczeniu państwowym (mosty, stacje kolejowe i inne) lub od granic osiedli.

● W Polsce nie ma takich głównych składów do przechowywania tak dużych ilości materiałów wybuchowych, albowiem nie zachodzi ich potrzeba; są raczej składy podręczne — ruchowe, ponieważ odległość skupienia dużych kopalń od fabryk materiałów wybuchowych jest stosunkowo nieduża. ●

Składy ruchowe dzielą się na stałe i przejściowe, naziemne i podziemne.

Składy ruchowe są przeznaczone do ważenia i do wydawania materiałów wybuchowych i środków zapalczych strzałowych przed ich bezpośrednim użyciem przy pracy.

Jak wiemy w Związku Radzieckim materiały wybuchowe są również dostarczane z fabryk w bębnach blaszanych w stanie proszku, a więc przy wydawaniu strzałowym materiał się waży.

Zależnie od pojemności wszystkie składy ruchowe dzielą się w ZSRR na pięć klas (tablica 24).

● W Polsce wolno przechowywać w składach materiały wybuchowe w ilości odpowiadającej rzeczywistemu miesięcznemu zapotrzebowaniu, wynikającemu z planu robót oraz odpowiednią ilość środków zapalczych. ●

Spłonki, zapalniki elektryczne i inne środki zapalcze powinny być przechowywane w specjalnych pomieszczeniach, oddalonych od składów materiałów wybuchowych nie mniej niż o 25 m.

Jeżeli rozchód spłonek jest nieduży, to wtedy zezwala się na przechowywanie ich wspólnie z materiałami wybuchowymi, jednakże w tym przypadku ogólna ilość spłonek i zapalników nie może przekraczać 5000 sztuk.

Razem ze spłonkami dozwala się przechowywać nie więcej jak 1000 sztuk zapalników elektrycznych, 500 m lontu detonującego i 500 krążków lontu zwykłego.

Pomieszczenie do przechowywania spłonek powinno być izolowane od pomieszczenia z materiałami wybuchowymi ogniotrwałą ścianą, grubości co najmniej 15 cm. Wejście do pomieszczenia, gdzie przechowuje się środki zapalcze, powinno być oddzielne.

Tablica 24

Klasyfikacja składów ruchowych

Klasy składów	Maksymalna ilość przechowywanych materiałów wybuchowych kg	
	amonowo-saletrzane	nitroglicerynowych (ponad 12% nitrogliceryny)
I	250	125
II	500	250
III	2000	1000
IV	8000	4000
V	16000	8000

Składy naziemne ruchowe należy umieszczać w oddaleniu od miejsc zaludnionych, budynków mieszkalnych jak również od granic kolei żelaznych.

W tablicy 25 są wskazane odległości zależnie od objętości składów.

Jeżeli skład ma kilka oddzielnych przechowalni, a budynki nie są otoczone wałami z ziemi, to odległość pomiędzy budynkami przechowalni powinna być nie mniejsza jak 100 m.

Przy urządzeniu wału ziemnego odległość pomiędzy budynkami można zmniejszyć o połowę.

Wały ochronne mają mieć następujące wymiary: wysokość o 50 cm wyższą od szczytu dachu, szerokość na wierzchu 90 cm i odległość od podnóża wału do ścian składu nie mniej jak 90 cm.

Tablica 25

Odległość składów naziemnych od budowli

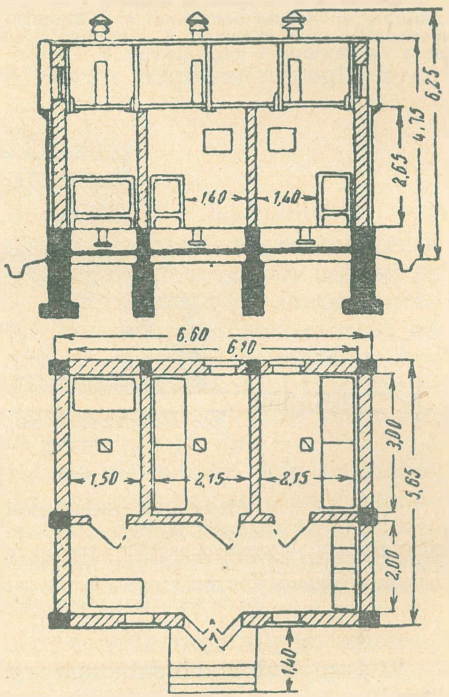
	Odległość m				
	Klasy składów				
	I	II	III	IV	V
Odległość od składów do granic kolei żelaznych, osiedli robotniczych, fabryk i zakładów	200	250	500	750	1000
Odległość od oddzielnych zabudowań zamieszkałych, dużych dróg i spławnych rzek	150	200	300	350	400
Odległość od ogrodzenia składu do pomieszczenia ochrony	50	75	100	125	150

Składy podręczne (rozchodowe) powinny mieć co najmniej 2 pomieszczenia (jedno do przechowywania materiałów wybuchowych, drugie do rozważania i wydawania).

Typowy schemat podręcznego składu II klasy uwidoczniono na rys. 123. W budynku zostało przewidziane łączne przechowywanie różnorodnych grup materiałów wybuchowych (dynamitów i amonitów) oraz środków zapalczych. W związku z tym budynek ma cztery oddzielne pomieszczenia: pierwsze od wejścia jest przeznaczone do wydawania materiałów wybuchowych i środków zapalczych, jak również do przechowywania torb i przyrządów, drugie i trzecie do oddzielnego przechowywania nitroglicerynowych materiałów wybuchowych (dynamity) oraz amonowo-saletrzanych (amonity), a czwarte do przechowywania środków zapalczych.

Drzwi zewnętrzne składu robi się podwójne dwuskrzydłowe, a wewnętrzne jednoskrzydłowe.

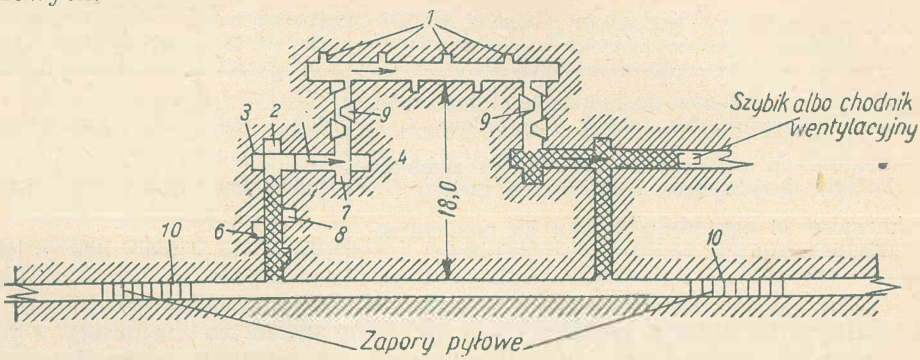
Wszystkie ściany i wewnętrzne przegródki składu wykonuje się ze szlakobetonu, otynkowuje i maluje farbą olejną do poziomu półek (stelażu).



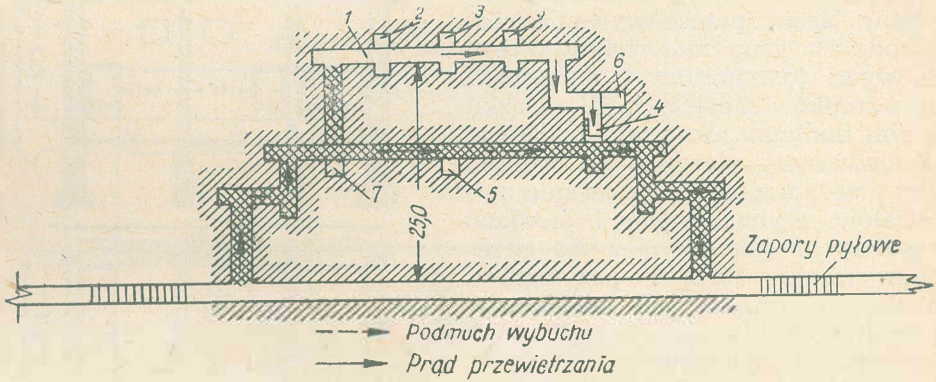
Rys. 123. Skład podręczny materiałów wybuchowych

Składy podziemne (rys. 124 i 125) urządza się w odległości co najmniej 100 m od szybu i nie mniej jak 25 m od głównych wyrobisk przewozowych i wyrobisk, w których odbywa się ruch ludzi.

Według przepisów istniejących w ZSRR graniczna pojemność podziemnych składów nie powinna przewyższać (48-godzinnego) 2-dniowego zużycia materiałów wybuchowych na kopalni przy przechowywaniu 63% dynamitu i 3-dniowego przeciętnego zużycia pozostałych materiałów wybuchowych.



Rys. 124. Schemat podziemnego składu typu przegrodowego:
1 — komórki; *2* — komora sprawdzania zapalników elektrycznych; *3* — komora zaopatrywania nabojów w otoczki ochronne; *4* — komora przechowywania lontów; *5* — komora wydawania materiałów wybuchowych; *6* — komora przechowywania torb (ładownic) strzelniczych; *7* — komora ogrzewania i sygnalizacji; *8* — nisza dla stróża; *9* — betonowe przegrody poprzeczne; *10* — zapory pyłowe.



Rys. 125. Skład podziemny typu komorowego:
1 — wyrobisko przyległe do komór przechowywania; *2* — komora przechowywania środków zapalczych; *3* — komora przechowywania materiałów wybuchowych; *4* — komora wydawania środków zapalczych; *5* — komora przechowywania torb (ładownic) strzelniczych; *6* — komora zbrojenia spłonek lontami i sprawdzania zapalników elektrycznych; *7* — komora do ustawienia ogrzewającego pieca elektrycznego; *8* — zapory pyłowe.

W przegrodowych składach (rys. 124) komórki do przechowywania materiałów wybuchowych powinny być urządzone w ścianach wyrobisk po obu jego stronach i rozmieszczone w szachownicy w równych odległościach od spągu i stropu wyrobiska.

Wymiary komórek powinny być takie, ażeby w nich mieściły się 2 skrzynki po 30 kg materiału wybuchowego. Każda komórka dla środków zapalczych może mieścić albo 2 skrzynki (3000 sztuk) zapalników elektrycznych lub 1 skrzynię (5000 sztuk) lontu detonującego.

W każdym wyrobisku idącym do wyrobiska z komórkami są urządzone trzy betonowe przegrody (9), mające w przekroju kształt trapezu, którego większa podstawa jest równa 1,5 m, a mniejsza 0,5 m; wysokość trapezu = 1,2 m. Przejścia pomiędzy poszczególnymi przegrodami powinny mieć szerokość 1 m.

Każdy skład musi mieć dwa niezależne dojścia: jedno tylko do wejścia, drugie do wyjścia.

W kopalniach gazowych i pyłowych w wyrobiskach, do których przylegają przejścia do składu, w prądzie powietrza wchodzącym i wychodzącym powinny być urządzane zapory pyłowe.

Skład powinien być zamknięty na klucz, przechowywany u wydawcy materiałów wybuchowych i ma być chroniony przez wartowników, zaopatrzonych w białą broń.

Przewóz, przechowywanie, wydawanie, użycie itd. materiałów wybuchowych i środków zapalczych regulują przepisy eksploatacji technicznej oraz instrukcje Głównej Państwowej Inspekcji Górniczo-Technicznej.

§ 64. BADANIE MATERIAŁÓW WYBUCHOWYCH I ŚRODKÓW ZAPALCZYCH

Materiały wybuchowe zawierające (w swoim składzie) nitroglicerynę są badane na:

1. trwałość według sposobu Abla;
2. wypacanie („pocenie się");
3. zdolność wybuchową (detonacyjną).

1. Badanie na trwałość przeprowadza się w laboratorium. Polega na tym, że papierek przepojony jodem i krochmalem po zmoczeniu z wierzchu roztworem gliceryny z wodą w równych częściach umieszcza się w próbówce z próbką dynamitu, a tę w termostacie o temperaturze wody 75 C. Gdy na papierku wzdłuż linii oddzielającej suchą część od zmoczonej roztworem glicerynowym ukaże się paseczek brunatnego koloru, i jeżeli ten paseczek zauważy się przed upływem 7 minut, to dynamit jest niezdatny do użytku. Jeżeli ten czas wyniesie od 7 do 10 minut, wówczas dynamit można użyć do robót w przeciągu 10 dni.

2. Badanie na wypacanie wykonuje się wtedy, gdy na nabojach zjawiają się plamy oleiste. W celu sprawdzenia, czy te plamy pochodzą od wydzielającej się gliceryny, odrywa się ostrożnie kawałek papierowego opakowania, kładzie się je na kowadło i uderza młotkiem. Jeżeli przy uderzeniu następuje lekki wybuch, to taki dynamit należy wybrakować.

3. Badanie dynamitów na detonację wykonuje się w następujący sposób. Na arkusz blachy kładzie się dwa naboje w styk jeden do drugiego, następnie trzeci w odległości 1 cm od skrajnego, czwarty w odległości 2 cm i piąty w odległości 3 cm. Naboje odstrzeliwuje się spłonką z rtęcią piorunująco-tetrylową nr 8. Badanie przeprowadza się trzy razy, przy czym detonacja powinna być pełna, tj. bez pozostałości śladów dynamitu.

Materiały wybuchowe, w skład których wchodzi saletra amonowa, powinno się badać na:

1. wilgoć i zawartość części lotnych;
2. działanie kruszące (bryzantyczność);
3. zdolność detonowania.

1. Badanie amonitów na wilgoć wykonuje się w ten sposób, że pobiera się próbki po 100 g, wzięte z 5% skrzynek lub bębnów. Około 30 g badanego amonitu umieszcza się w szklaneczce z pokrywką przyszlifowaną, o średnicy około 70 mm i suszy się w suszarce przy temperaturze 60 do 65 C do wagi stałej. Po tym szklaneczkę stawia się do eksykatora (przyrządu do wysuszenia) z kwasem siarczanym i po upływie pół godziny waży się. Strata na wadze, wyrażona w procentach, daje ilość wilgoci i części lotnych w amonicie. Wilgoć uważa się za normalną w granicach do 1%. Przy wilgotności amonitu powyżej 1,5% należy go koniecznie przesuszyć. W tym celu rozsypuje się go warstwą 3 do 5 cm na płachcie ułożonej na drewnianych podpórkach i miesza drewnianymi łopatami lub drewnianymi grabiami.

2. Badanie amonitów na działanie kruszące wykonuje się według sposobu Hessa. Za niezdatne do użytku uważa się te materiały wybuchowe, które przy wybuchu naboju materiału wybuchowego, postawionego na dwóch cylinderkach ołowianych, ściskają je nie mniej jak 8,5 mm (dla amonitów bez zawartości aluminium) i nie mniej jak 10 mm (dla amonitów, zawierających aluminium).

3. Badanie na wybuchowość. Na arkuszu blachy, rozłożonej na desce drewnianej, kładzie się w styk z otwartymi końcami dwa naboje amonitu po 300 g i odstrzeliwuje się normalną spłonką. Badanie powtarza się trzy razy. Wybuch powinien być pełny, bez śladów lub pozostałości materiałów wybuchowych. Przy wynikach niezadowalających i anormalnej wilgoci partię wybrakowuje się. Przed badaniem na wybuchowość, jak również przed użyciem nabojów amonitu na miejscu robót, naboje należy koniecznie dokładnie przewałkować w dłoniach i doprowadzić je w ten sposób do pierwotnego stanu proszkowatego.

Badanie spłonek polega na: 1. oględzinach zewnętrznych i 2. przebijaniu płytek ołowianych.

Celem dokonania oględzin zewnętrznych z każdej skrzynki o 5000 sztuk wybiera się dowolnie 50 sztuk. Jeżeli przy tym spostrzeże się plamy zielone (łuska miedziana), szczeliny na wskroś, to ogląda się jeszcze 50 sztuk. Nie dopuszcza się więcej niż jedną spłonkę z defektem na 100 sztuk, w przeciwnym razie skrzynka powinna być przesortowana.

Z ilości spłonek wybranych do oględzin zewnętrznych 30 sztuk bada się na przebijanie płytek ołowianych. Spłonka powinna przebić płytkę ołowianą i otworzyć w niej okrągły otwór na wylot o średnicy nie mniejszej, niż średnica spłonki.

Badanie lontu Bickforda polega na: 1. oględzinach zewnętrznych; 2. badaniu na prędkość palenia. W zewnętrznej powłoce lontu nie powinno być szczelin, załamań, naruszenia całości nici kontrolnej ani śladów zamoknięcia. Jeżeli przy tym ujawni się, że więcej niż 5% ilości wziętych do oględzin próbek nie czyni zadość tym wymaganiom, to wszystkie lonty powinno się przesortować.

Lont pocięty na odcinki długości 60 cm spala się i sekundomierzem określa prędkość palenia każdego odcinka. Normalny czas palenia takiego odcinka wynosi 60 sek. Dopuszczalne są maksymalne odchylenia w grani-

cach pomiędzy 54 i 66 sek. Jeżeli więcej niż 5% badanych próbek nie czyni zadość tym wymaganiom, to całą partię zwraca się fabryce.

Lonty smołowane i gutaperkowe podlegają badaniu na prędkość i całkowite palenie tylko po zamoczeniu lontu w wodzie na głębokość nie mniejszą niż 0,5 m. Krąg gutaperkowy pogrąża się w wodzie na 2 godziny, a smołowany na 1 godzinę. Po upływie wskazanego czasu kręgi lontu wyjmuje się z wody, rozwija się i po odcięciu z każdego końca po 5 cm, bada się tak jak wyżej na prędkość całkowitego palenia.

Ilość próbek branych do badania powinna wynosić 1 do 3% całej ilości badanego lontu, lecz nie mniej niż pięć kręgów.

Zapalniki elektryczne bada się na przydatność do pracy przez: 1. oględziny zewnętrzne; 2. sprawdzenie mostka i jednorodności oporu; 3. przebijanie płytek ołowianych; 4. odstrzeliwanie grupami; 5. zamoczenie w wodzie (dla zapalników z przewodami gutaperkowymi).

Oględziny zewnętrzne przeprowadza się tak samo, jak spłonek. Oprócz tego nie jest dopuszczone rozluźnienie przewodów i istnienie szczelin w masie zalewającej.

Przy stwierdzeniu więcej niż jednego z wymienionych braków na 100 zapalników, dokonuje się powtórnych oględzin jeszcze 100 sztuk. Jeżeli i wtedy znajdzie się chociażby jeden z tych defektów, to cała partia podlega szczegółowemu przejrzeniu na miejscu.

W przedsiębiorstwach, gdzie są omomierze, sprawdzanie całości mostków wykonuje się łącznie ze sprawdzeniem jednorodności oporu. Z każdej skrzynki o 1000 do 1500 sztukach wybiera się 60 sztuk i sprawdza się na opór. W jednym i tym samym pudełku różnica w oporze nie powinna być większa jak 0,05 oma przy oporze do 1 oma i nie większa jak 0,1 oma przy oporze powyżej 1 do 2 omów.

W przedsiębiorstwach, które nie posiadają omomierza, sprawdzanie mostka powinno być wykonywane za pomocą próby strzałowej lub innego odpowiedniego przyrządu.

Wszystkie bez wyjątku zapalniki elektryczne przed wydaniem ich do robót powinny być sprawdzone.

Badanie na przebicie płytek ołowianych odbywa się w tych samych warunkach, co badanie spłonek.

Zapalniki elektryczne z przewodem gutaperkowym uprzednio zanurzone w wodzie w ciągu 1 godziny na głębokości 0,5 m powinny odpowiadać podanym wyżej wymaganiom.

§ 65. TRANSPORT MATERIAŁÓW WYBUCHOWYCH DO MIEJSCA ROBÓT

Materiały wybuchowe i środki zapalcze ze składów głównych do składów podręcznych przewozi się zgodnie z instrukcją samochodami ciężarowymi. Ze składów podręcznych do miejsca robót przenoszą je wyłącznie strzałowi i ich pomocnicy.

Przy przenoszeniu materiałów wybuchowych do 5 kg można według przepisów radzieckich zabierać jednocześnie potrzebną ilość spłonek i lontu. Jeżeli ilość materiałów wybuchowych jest większa niż 5 kg, to przenoszenie spłonek i lontów powinno odbywać się osobno.

● Nasze przepisy bezpieczeństwa zezwalają na przenoszenie w ładownicy do 15 kg materiału wybuchowego razem ze spłonkami, ale te muszą być w osobnym przedziale i w specjalnych drewnianych spłonnikach a tylko zapalniki ostre należy przenosić w oddzielnej spłonkownicy. ●

Dynamity w ciepłej porze roku przenosi się w torbach brezentowych o pojemności do 10 kg, a w chłodnym czasie w specjalnych naczyniach, zwanych termoforami.

Termofor jest to naczynie z podwójnymi ściankami pokrytymi filcem i dnem obitym filcem. Przestrzeń pomiędzy ściankami naczynia napełnia się wodą gorącą o temperaturze do 40^0. Termofor dla kontroli temperatury wody jest zaopatrzony w termometr.

Amonity przenosi się w torbach brezentowych (rys. 126 *a* i *b*), które nasycone są smołą celem zapobieżenia przeniknięciu wilgoci. Pojemność torby 10 kg.

Pozostałe materiały wybuchowe i środki zapalcze powinien strzałowy po ukończeniu strzelania niezwłocznie zwrócić do składu.

§ 66. NISZCZENIE NIEZDATNYCH DO UŻYTKU MATERIAŁÓW WYBUCHOWYCH

W czasie przechowywania ulegają zepsuciu niektóre materiały wybuchowe i środki zapalcze, szczególnie nitroglicerynowe materiały wybuchowe (dynamity i inne).

Niszczenie materiałów wybuchowych odbywa się przez detonację, przez spalenie lub przez zatopienie w wodzie.

Niszczenie przez detonację jest sposobem najbardziej używanym. Zaleca się nie detonować na raz więcej niż 10 kg materiałów wybuchowych i nie więcej jak 1000 sztuk spłonek. Materiały wybuchowe przeznaczone do zniszczenia przez detonację układa się na dnie dołu o objętości do 1 m^3, następnie zakłada się naboje zapalcze licząc dwa do trzech na pudełko lub cztery do pięciu na skrzynkę i dół zasypuje się ziemią, po czym odpala się ładunek od prądu sieci elektrycznej.

Odległość od miejsca detonacji do pomieszczeń zamieszkałych powinna wynosić co najmniej 500 m.

Przy niszczeniu spłonek umieszcza się je w opakowaniu w dole, na wierzchu ich kładzie się cztery do pięciu nabojów z materiałem wybuchowym, z których jeden jest nabojem zapalczym, następnie dół zasypuje się i powoduje detonację.

Detonacją należy niszczyć materiały wybuchowe w czasie pogody.

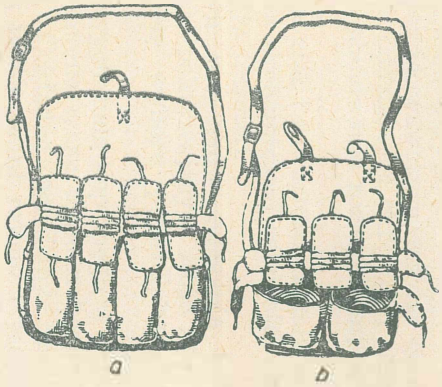
Spalać można tylko takie materiały wybuchowe, które przy tym nie detonują.

Spalać należy z dala od miejsc zamieszkałych (w odległości nie mniejszej jak 500 m). W celu spalenia materiałów wybuchowych roznieca się ognisko z drewien, po czym do ognia wrzuca się pojedyncze naboje materiału, podlegającego zniszczeniu i opakowanie.

W ognisku można spalać również lonty.

Materiały wybuchowe sproszkowane można rozsypać pasem i następnie spalać zbliżając do nich pakuły owinięte na długiej tyczce.

Sposób zniszczenia materiałów wybuchowych przez zatopienie w wodzie lub przez rozpuszczenie jest dosyć ograniczony w sensie jego prak-





Rys. 126. Torby (ładownice) do przenoszenia materiałów wybuchowych.
Z prawej strony polskie ładownice i spłonkownice

tycznego wykonania i może być dopuszczony tylko wtedy, gdy spalanie i detonacja z jakichkolwiek względów są niemożliwe.

Niszczyć je można w otwartym morzu, w jeziorach, w stawach i w rzekach. W głębokich miejscach w morzu mogą być zatopione dowolne materiały wybuchowe w zwykłym opakowaniu. Wrzucenie ich do innych zbiorników wodnych i do rzek jest dopuszczalne tylko dla takich materiałów wybuchowych, które łatwo rozpuszczają się w wodzie lub po rozpuszczeniu dają bezpieczną nierozpuszczalną pozostałość.

Do takich materiałów należą amonowo-saletrzane i czarne prochy. Nitrogliceryn owych niszczyć przez wrzucanie do wody nie można, ponieważ po rozpuszczeniu ich pozostaje w wodzie nitrogliceryna. W wodach zarybionych wrzucenie dużej ilości materiału wybuchowego może całkowicie zniszczyć rybostan.

Przy pogrążaniu do wody naboje powinny się uwolnić od opakowania. Samo zatopienie w wodzie należy wykonywać na dużej przestrzeni.

CZĘŚĆ DRUGA

POSZUKIWANIA I WIERCENIA

Rozdział XII

POSZUKIWAWCZE ROBOTY GÓRNICZE

§ 67. O POSZUKIWANIACH W GÓRNICTWIE

Roboty, mające na celu odnalezienie nowych złóż lub sprawdzenie wiadomości posiadanych o odkryciu kopaliny użytecznej w nowym okręgu, nazywa się poszukiwaniami wstępnymi.

Sposób poszukiwań polega głównie na powierzchownych oględzinach nowej, niezbadanej okolicy.

Jeżeli złoże nie ma wychodni na powierzchnię ziemi, poszukiwaniom towarzyszą, oprócz powierzchownego badania, elementarne roboty górnicze, które polegają na usunięciu osypisk na zboczach gór, na oczyszczeniu starych wyrobisk, na biciu szybików, niegłębokich rowów i otworów.

Roboty, mające na celu dokładne zbadanie złoża i określenie jego wartości przemysłowej, nazywa się poszukiwaniami szczegółowymi.

Oczywiście, że wyraźnej granicy pomiędzy poszukiwaniami wstępnymi i szczegółowymi nie można przeprowadzić, ponieważ często jedno stadium roboty przechodzi w drugie i przedstawia różne etapy jednego i tego samego procesu.

Dlatego roboty poszukiwawcze wstępne i szczegółowe nazywa się robotami geologiczno-poszukiwawczymi.

Prowadzenie robót geologiczno-poszukiwawczych ma na celu:

1. Ustalenie zasobów mineralnych oddzielnych okręgów i całego państwa, co jest bardzo ważne dla planowania rozwoju gospodarki narodowej.
2. Określenie ogólnych rozmiarów złóż i zawartości metalu w rudzie, co daje materiały do określenia ekonomicznej celowości eksploatacji złoża przy obecnym rozwoju techniki.
3. Przestudiowanie geologicznych warunków zalegania i kształtu złoża, jak również grubości skał pokrywających złoże i ich fizyko-mechanicznych własności celem wyboru prawidłowego sposobu dostępu i eksploatacji złoża.
4. Określenie zasobów przemysłowych ciała kopalnego w złożu, które powinny być podstawą do ustalenia czasu trwania kopalni.

Poszukiwania wstępne. Dokładne oględziny miejscowości i zaznajomienie się z ogólną rzeźbą powierzchni rejonu i jego budową

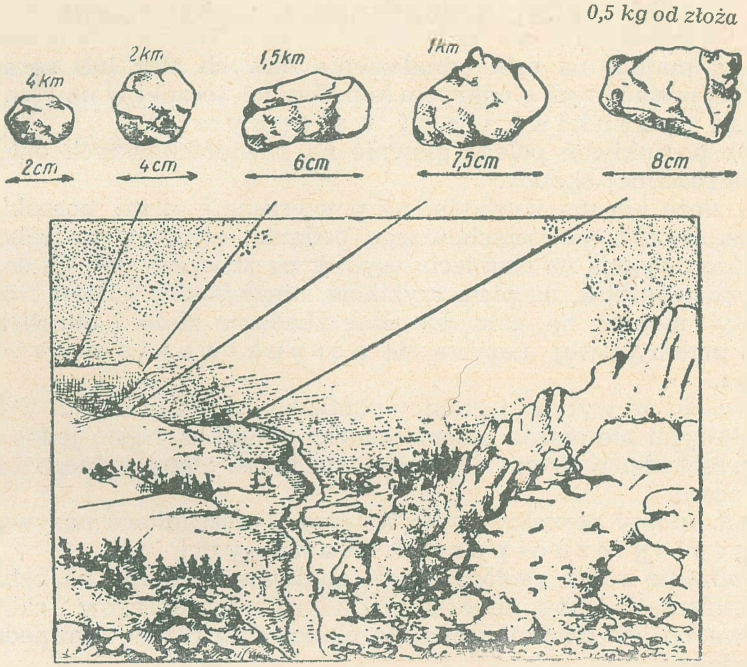
geologiczną służy za podstawę do ustalenia ogólnego kierunku robót poszukiwawczych.

Same prace poszukiwawcze polegają na ustaleniu konkretnych cech towarzyszących analogicznym rodzajom złóż.

Sposoby poszukiwania różnych rodzajów rud nie są jednakowe, tak np. poszukiwania rud miedzi będą się bardzo różnić od poszukiwań złota, cyny, metali rzadkich i innych.

Głównym celem robót poszukiwawczych jest:

1. odsłonięcie skał zasadniczych w terenie;
2. zbadanie rzeźby terenu;
3. odnalezienie na powierzchni ziemi odłamków minerałów, rud i skał, które je zawierają;
4. zbadanie starych wyrobisk górniczych;
5. zbadanie szaty roślinnej i analiza wód gruntowych oraz źródeł podziemnych.



Rys. 127. Zmiana wymiarów odłamków rudy przy przemieszczeniu ich po zboczu

Przed rozpoczęciem robót poszukiwawczych należy wykonać uprzednio zdjęcie geologiczne. Poszukiwaniom towarzyszy nanoszenie na mapę wszelkich napotkanych odsłonięć skał i zbieranie okazów skał, których wygląd zewnętrzny może wskazać na możliwość istnienia minerałów użytecznych.

W miejscowości górzystej poszukiwania zwykle rozpoczyna się od wylotu dolin, ponieważ tutaj najłatwiej jest znaleźć naturalne odsłonięcia skał podstawowych. Jeżeli np. w pobliżu wylotu doliny znaleziono odłamki

rudy lub skał zawierających rudę, należy szukać złoża w kierunku początku doliny, ponieważ odłamki mogły być przeniesione po zboczu na dół pod wpływem działania ulewnych wód zewnętrznych.

Przy poszukiwaniach należy zwracać uwagę na kształt odłamków skały. Zwykle w miarę zbliżania się do początku doliny spotyka się większe i mniej obtoczone kawałki rudy i zawierających ją skał, co często wskazuje na bliskość złoża. Stopień obtoczenia odłamków skalnych zależy od długości drogi przebytej. Zależność tę określa się ze stosunku promieni krzywizny największej i najmniejszej dla każdego odłamka. Im ten stosunek jest bliższy jedności, tj. im bardziej odłamek zbliża się do kształtu kuli, tym dłuższa jest droga przezeń przebyta (rys. 127).

Po zbadaniu dolin celem szczegółowego przestudiowania skał podstawowych oczyszcza się często osypiska i osady, jak również głębi się nieduże rowy i szybiki. Po dokonaniu oględzin dolin bada się wzniesienia położone pomiędzy nimi. Obecność jednych i tych samych skał w dolinach sąsiednich świadczy częstokroć o stopniu ich rozprzestrzenienia.

Przy robotach poszukiwawczych w okolicach, gdzie prowadzono kiedyś roboty górnicze, należy przede wszystkim zbadać stare hałdy i zawaliska skał nad dawnymi wyrobiskami. Zroby przy tym przecina się rowami. Oględziny starych wyrobisk mogą dać dużo pożytecznych wiadomości o złożu i sposobach jego wybierania. Jednakże zbadanie zawalonych wyrobisk jest powiązane często z dużymi trudnościami i niebezpieczeństwem. Dlatego oczyszczanie starych wyrobisk i ich oględziny należy wykonywać stosując środki ostrożności.

GEOFIZYCZNE SPOSOBY POSZUKIWAŃ

Wiele złóż kopalin użytecznych zalega na pewnej głębokości od powierzchni albo są przykryte grubą warstwą nadkładu. W takich przypadkach przeprowadzenie poszukiwań sposobami opisanymi wyżej nie da wyników dodatnich. W ostatnich latach do poszukiwań pewnych rodzajów metali, zalegających na znacznej głębokości od powierzchni, zaczęto stosować tak zwane geofizyczne sposoby poszukiwań.

Sposoby te polegają na różnicach własności fizycznych skał, których istnienie przejawia się na bardzo znacznej odległości od miejsca zalegania tych skał.

Przy geofizycznych sposobach poszukiwań za pomocą specjalnych przyrządów rejestruje się zjawiska fizyczne, wskazujące na zmianę właściwości skorupy ziemskiej. Te zmiany obserwuje się w razie obecności we wnętrzu ziemi ciał rudnych.

Geofizyczne badania pozwalają stwierdzić nie tylko obecność metalu, ale częściowo i rozmiary złoża oraz charakter jego zalegania.

Rozróżnia się następujące geofizyczne sposoby poszukiwań: elektryczne, magnetyczne, grawimetryczne, geotermiczne, radiowe i sejsmiczne.

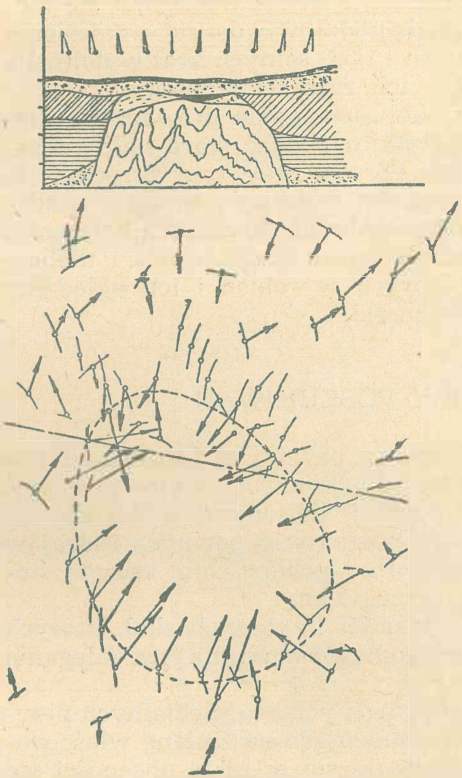
Sposoby elektryczne (elektrometria) poszukiwań polegają na badaniu przepływu prądu elektrycznego w głównych warstwach skorupy ziemskiej, przeprowadzanego sztucznie za pomocą niewielkich źródeł energii elektrycznej. Sposób ten pozwala odnajdywać przyrządami niektóre metale i rudy według ich różnego przewodnictwa elektrycznego.

Wiadomo, że cały szereg minerałów rudnych wykazuje wielokroć wyższe przewodnictwo prądu w porównaniu ze skałami nie zawierającymi takich minerałów. Do minerałów przewodzących prąd należą piryt, błyszcz ołowiu, siarczek miedzi i arsenu, magnetyt i inne.

Elektryczne sposoby poszukiwań dają wyniki dodatnie głównie przy poszukiwaniach rud siarczanowych i polimetalicznych, zalegających na stosunkowo niewielkiej głębokości. W Związku Radzieckim sposoby te były stosowane przy poszukiwaniach i badaniach złóż na wielu kopalniach.

Sposoby magnetyczne (magnetometria) polegają na zasadzie pomiarów naturalnego pola magnetycznego.

Średnią wartość wielkości pola magnetycznego w dowolnym punkcie kuli ziemskiej określa się według praw magnetyzmu ziemskiego. Jednakże to normalne pole magnetyczne może być inne, jeżeli we wnętrzu ziemi badanego okręgu znajdują się pokłady rudy, posiadające właściwości magnetyczne (na przykład magnetyt).



Rys. 128. Pomiar grawimetryczny słupa solnego

Istnienie przenikliwości magnetycznej w rudach jest zasadą, na której polega magnetyczny sposób poszukiwań. Polega ona na zmierzeniu wielkości kąta odchylenia igły magnetycznej przyrządu od kierunku północ-południe i na określeniu siły magnetyzmu ziemskiego, która odchyla tę igłę.

Przyrządy służące do poszukiwań za pomocą magnetometrii nazywają się magnetometrami. Sposób magnetometryczny daje dodatnie wyniki przy poszukiwaniach rud żelaznych, żył złotonośnych, rud cyny, boksytów i innych i był stosowany na różnych kopalniach w ZSRR.

Sposób grawimetryczny polega na pomiarach siły ciężkości w różnych punktach powierzchni ziemi. Siła ciężkości (naturalne pole sił) zależy od ciężaru właściwego znajdujących się w danej miejscowości mas skalnych.

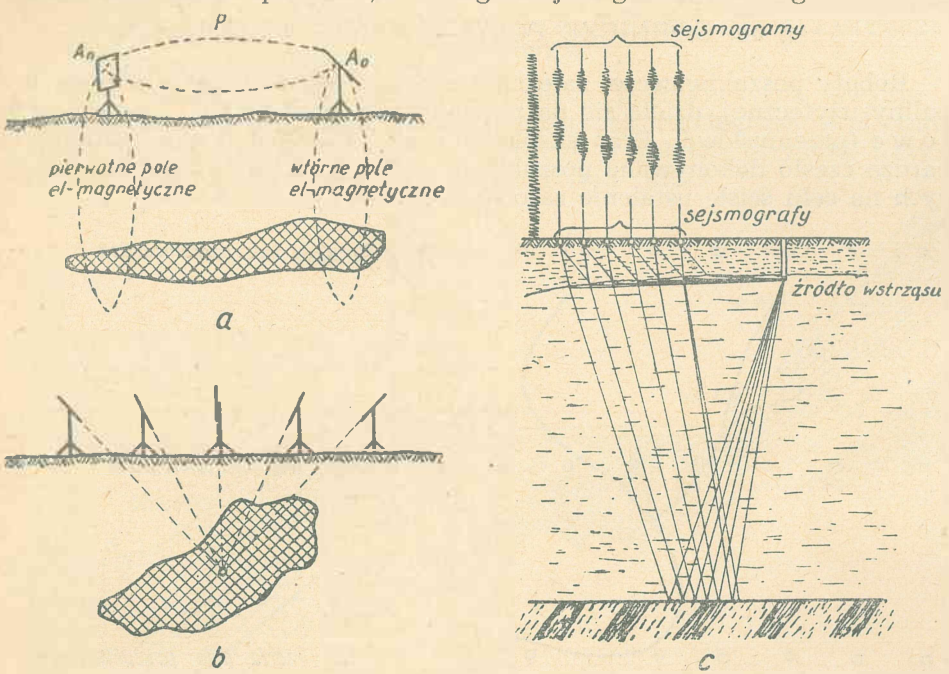
Zwykle normalne pole sił (siła ciężkości) odznacza się tym, że w każdym punkcie linie sił skierowane są pionowo. Jeżeli zaś w danym miejscu znajduje się ciało rudne lub skała różniąca się od otaczających ją zasadniczych skał wyższą gęstością, to normalne linie siły ciężkości odchylają się od położenia pionowego w kierunku do środka ciężkości masy wywo-

łującej naruszenie pola sił ciężkości. Ciała, które mają mniejszą gęstość niż skały otaczające, odchylają linie sił w kierunku odwrotnym.

Przy grawimetrycznych sposobach poszukiwań używa się przyrządów o bardzo dużej czułości. Takie przyrządy nazywają się wariometrami grawitacyjnymi i zbudowane są na zasadzie wagi skręceń. Inny sposób polega na pomiarach za pomocą wahadła, którego czas odchylenia jest zależny od wielkości siły przyciągania. Grawimetryczny sposób poszukiwań stosuje się przy poszukiwaniach złóż rtęci, soli, rud platyny i innych.

● Sposobem tym za pomocą wagi skręceń zostało w ostatnich latach w Polsce odkryte ogromne złoże soli (rys. 128). ●

Należy zaznaczyć, że w wielu przypadkach w praktyce geologiczno-poszukiwawczej otrzymuje się bardzo cenne wyniki przy jednoczesnym zastosowaniu kilku sposobów, a szczególniej magnetometrii i grawimetrii.



Rys. 129. Pomiary radiowe:
a — zasady sposobu radiowego; *b* — pomiary sposobem radiowym; *c* — pomiary sposobem sejsmicznym

Geofizyczne sposoby poszukiwań, oparte na pomiarach stopnia geotermicznego i promieniowań radioaktywnych (geotermia i radiometria) nie mają obecnie większego zastosowania.

Sposób radiowy (rys. 129 *a* i *b*) polega na ustawieniu dwóch anten nadawczej i odbiorczej na badanym terenie, w którym przypuszcza się zaleganie kopalin użytecznych. Nadawcza antena ramowa wysyła fale tworzące pole elektromagnetyczne badane za pomocą anten odbiorczych.

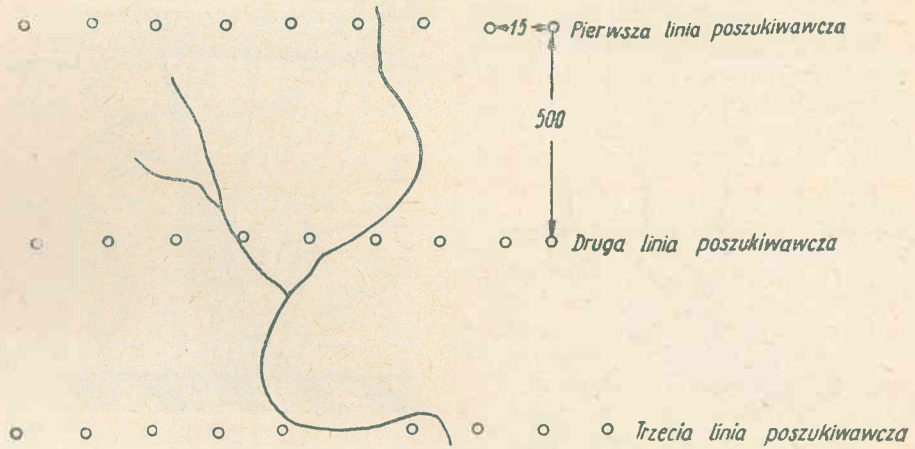
Badając zmiany tego pola elektromagnetycznego można stwierdzić zaburzenia, jakie w nim zachodzą. Operując odbiornikiem w różnych

punktach złoża (rys. 129 *b*) i stosując różne nachylenia anteny odbiorczej można dokładnie określić granice zalegania złoża i w przybliżeniu jego głębokość.

S p o s ó b s e j s m i c z n y (sejsmometria) (rys. 129 *c*) polega na pomiarach prędkości rozchodzenia w skorupie ziemskiej fal sprężystych, wywoływanych sztuczną detonacją materiału wybuchowego; prędkość ta zależy od własności sprężystych skał. Od wstrząsu wywołanego detonacją rozchodzą się we wszystkich kierunkach wstrząsy, których prędkość zależy od rodzaju skał. Znając czas, w ciągu którego drgania rozeszły się od miejsca wybuchu do jakiegokolwiek punktu obserwacyjnego i prędkość rozchodzenia się drgań w różnych skałach, można ustalić, jakie skały zalegają w danym terenie, do czego służą bardzo dokładne przyrządy, zwane s e j s m o g r a f a m i.

§ 68. GÓRNICZE POSZUKIWANIA WSTĘPNE

Roboty poszukiwawcze, zależnie od celu i zakresu badania złoża kopaliny użytecznej, dzielą się na poszukiwania w s t ę p n e i s z c z e g ó ł o w e (przemysłowe). Przy eksploatacji złóż rudnych (i złóż rozmytych) bardzo często dokonywano poszukiwań e k s p l o a t a c y j n y c h, mających na celu ścisłe ustalenie zasobów rud.



Rys. 130. Rozmieszczenie linii poszukiwawczych

Do zadań poszukiwań wstępnych należy określenie takich minimalnych zasobów złoża, które pozwalają na eksploatację opłacalną przemysłowo.

W wyniku poszukiwań wstępnych powinny być wyjaśnione:

1. rodzaj i obszar zalegania ciała kopalnego;
2. głębokość i charakter zalegania ciała kopalnego;
3. miąższość ciała kopalnego i zmiany jego na upadzie i po rozciągłości;
4. stopień równomierności rozkładu minerałów rudnych w złożu, ich

ilość oraz rodzaj rozprzestrzenienia danego złoża w masywie skalnym;

5. skład rudy (kopaliny użytecznej) mineralny i chemiczny.

Poszukiwania wstępne prowadzi się za pomocą poszukiwawczych wyrobisk górniczych: rowów, szybików, sztolni i niegłębokich otworów wiertniczych.

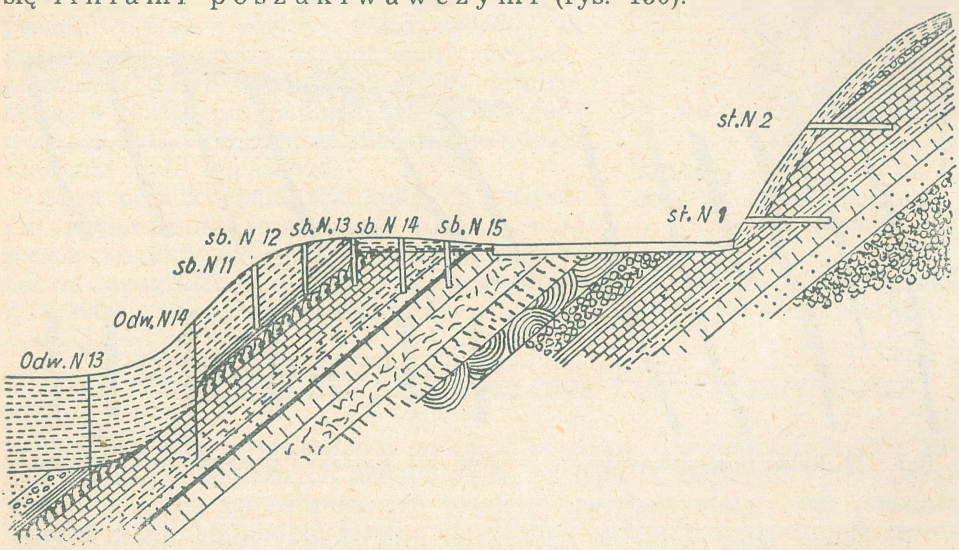
Wybór sposobu poszukiwań w każdym poszczególnym przypadku zależy od warunków naturalnych i od stopnia wyposażenia w sprzęt załogi (brygady) poszukiwawczej.

Na wybór sposobu poszukiwań mają wpływ następujące czynniki: 1. grubość warstw osadowych; 2. rzeźba miejscowości; 3. rodzaj złoża i kąt upadu skał; 4. wodonośność terenu.

Rozpatrzymy sposoby poszukiwania wstępnego zależnie od rodzaju złóż.

POSZUKIWANIA ZŁÓŻ POKŁADOWYCH WZGLĘDNIE O CHARAKTERZE POKŁADOWYM

Przy zaleganiu pokładowym wyrobiska poszukiwawcze zwykle są rozmieszczone według linii prostych wpoprzek rozciągłości skał. Linie, wzdłuż których zakłada się poszukiwawcze wyrobiska górnicze, nazywa się liniami poszukiwawczymi (rys. 130).



Rys. 131. Przekrój wzdłuż linii poszukiwawczych

Strome złoża pokładowe zwykle są poszukiwane za pomocą rowów, jeżeli grubość nadkładu jest nieduża, lub szybikami z przecznicami, jeżeli nadkład jest większej grubości.

Poszukiwania pochyłych złóż pokładowych przy niedużych nadkładach przeprowadza się szybikami, a przy większej grubości nadkładu otworami wiertniczymi.

Niekiedy, w zależności od warunków zalegania skał i grubości nadkładu pokrywającego złoże, umieszcza się na tej samej linii poszukiwaw-

czej wyrobiska poszukiwawcze różnego rodzaju. Po wykonaniu wszystkie wyrobiska górnicze nanosi się na plan z tymi numerami, którymi one były oznaczone przy prowadzeniu robót (np. szybik nr 5, sztolnia nr 6 itd.). Następnie wykonuje się niwelację wyrobisk, która ma na celu ustalenie różnicy wysokości jednych wyrobisk nad drugimi.

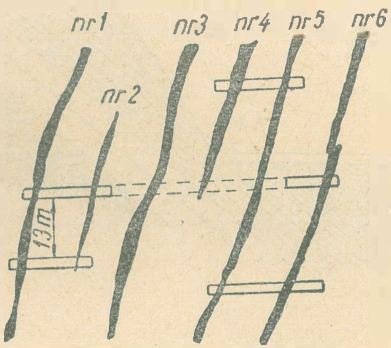
W ten sposób, na podstawie danych oddzielnych wyrobisk można ułożyć zbiorczy przekrój geologiczny wzdłuż linii poszukiwawczej złoża (rys. 131).

Do grupy złóż pokładowych należą: Dżezkazgańskie złoże miedzi; Norylskie rudy niklu, Mirgalimsajskie złoża polimetaliczne, Krzyworoskie rudy żelazne, Tichwińskie złoża boksytowe, Cziaturskie i Nikopolskie złoża manganu i wiele innych.

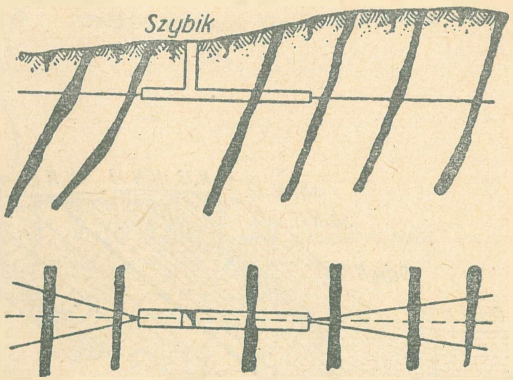
POSZUKIWANIA ZŁÓŻ ŻYLNYCH

Złoża żylne mające wyraźną rozciągłość bada się wzdłuż linii wyrobisk przechodzących w poprzek rozciągłości skał.

Jeżeli nie ma wyraźnej rozciągłości, teren bada się przez sieć wyrobisk założonych jako sieć kwadratowa lub rombowa. Odległość pomiędzy wyrobiskami przyjmuje się zgodnie z rodzajem zalegających skał i samego ciała rudnego.



Rys. 132. Rowy poszukiwawcze



Rys. 133. Szybiki i przekopy poszukiwawcze

Ponieważ złoża żylne w większości przypadków mają upad stromy, poszukiwania ich są dokonywane rowami przy nadkładach niewielkich (rys. 132), a szybikami z przekopami przy dużej grubości nadkładu (rys. 133).

W praktyce poszukiwania za pomocą szybików z przekopami są wykonywane często w połączeniu z wierceniem otworów poszukiwawczych.

Ten ostatni sposób daje dużą oszczędność w prowadzeniu wyrobisk szczególniej, jeżeli kształt złoża nie ma stałego określonego kierunku i przekopem można nie napotkać żyły. Otwory wiertnicze poziome i pochyłe wierci się z przodka przecznicy, jak to pokazano na rys. 133. W innych przypadkach poszukiwanie złóż żylnych odbywa się za pomocą

otworów pochyłych, wierconych bezpośrednio z powierzchni ziemi (rys. 134).

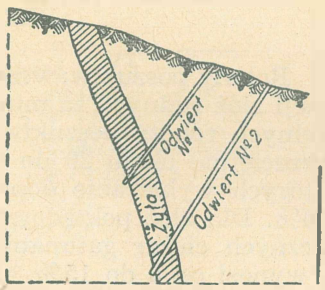
Odległość pomiędzy otworami przyjmuje się przeciętnie od 30 do 50 m niekiedy 100 do 200 m.

Do grupy grubych i średniej grubości złóż żylnych należą żyły rud żelaznych angaro-bratsko-ilimskiego rejonu na Syberii, saranowskie złoża chromitowe i złoża siarczków miedzi na Uralu, polimetaliczne rudy Ałtaju, tyrnyauzkie wolframowo-molibdenowe złoża na północnym Kaukazie i inne.

Do grupy o średniej i o małej grubości złóż należą złoża złota kwarcowego na Uralu i na Syberii, złoża wolframowe i molibdenowe (dżydińskie, umaltińskie, dawiendińskie), złoża cynowe we wschodniej Syberii i inne.

Poszukiwania wstępne złóż gniazdowych mają na celu tylko odsłonięcie rudy. Polegają one na przebijaniu szybików lub wierceniu otworów. W celu szczegółowego zbadania złoża głębi się szyby poszukiwawcze.

Wyznaczenie zarysów odsłoniętych złóż rudnych z powodzeniem udaje się przy sposobie poszukiwań kombinowanym przez roboty górnicze i geofizyczne sposoby poszukiwawcze. Wyżej wskazywano, że geofizyczne sposoby poszukiwań niekiedy pozwalają dosyć dokładnie określić granice złoża; w takich przypadkach wyrobiska górnicze są tylko niezbędne dla jakościowego zbadania ciała kopalnego.



Rys. 134. Otwory poszukiwawcze pochyłe

Przy poszukiwaniu złóż rudnych wszystkie stwierdzenia (materiały) robót geologiczno-poszukiwawczych powinno się utrwalać na topograficznym planie miejscowości, sporządzonym w skali 1:1000 do 1:2000, a w poszczególnych przypadkach 1 do 5000 wielkości naturalnej.

§ 69. POSZUKIWANIA SZCZEGÓŁOWE LUB PRZEMYSŁOWE

Podczas gdy poszukiwania wstępne powinny ujawnić minimalne zasoby kopalin użytecznych danego złoża, to zadania szczegółowych poszukiwań polegają na ostatecznym ustaleniu zasobów rudy i ich podziale według rodzaju i według terenu. Oprócz tego przy poszukiwaniach szczegółowych, przeważnie złóż żylnych, jest niezbędne ścisłe ustalenie warunków zalegania.

Materiały poszukiwań szczegółowych są podstawą do projektowania wydobycia i wzbogacania kopaliny użytecznej oraz do budowy przedsiębiorstwa górniczego i wydobywczego.

A więc główne wymaganie stawiane wszystkim robotom geologiczno-poszukiwawczym sprowadza się do obliczenia zasobów i ich charakterystyki jakościowej. Poszukiwania szczegółowe złóż, szczególniej złota, wolframu, cyny i innych cennych metali, są związane często z równoczesną ich eksploatacją w skali niewielkiej. Poszukiwania szczegółowe złóż pole-

gają na przeprowadzeniu szeregu niegłębokich szybików, sztolni, przecznic i bardziej głębokich otworów wiertniczych. Aby nie prowadzić zbytecznych podziemnych wyrobisk poszukiwawczych, prowadzi się z przodka przedwiercenia (wyprzedzające otwory wiertnicze), których przeznaczeniem jest badanie nowych żył.

Przy poszukiwaniach szczegółowych złóż okruchowych wyznacza się większą ilość linii poszukiwawczych szybików lub otworów niż przy poszukiwaniu wstępnym, a szybiki i otwory w każdej linii są położone bliżej jeden od drugiego. Zwykle odległość pomiędzy liniami wynosi od 25 do 50 m, a odległość pomiędzy szybikami 15 do 20 m.

Według danych poszukiwań szczegółowych oblicza się zasoby kopalin użytecznych, które dzielą się na trzy kategorie A, B i C, tj. 1. zasoby rzeczywiste, czyli pewne (A); 2. zasoby prawdopodobne (B) i 3. zasoby możliwe (C).

§ 70. ZNACZENIE ROBÓT POSZUKIWAWCZYCH PRZY EKSPLOATACJI ZŁÓŻ

Roboty poszukiwawcze w skali ogólnej robót górniczych przy eksploatacji złóż rudnych zajmują poważne miejsce. I tak, przy eksploatacji złóż żylnych roboty poszukiwawcze w okresie wybierania powinny stanowić przeciętnie około 20 do 30% wszystkich robót górniczych, a w złożach, których wybieranie dopiero się rozpoczęło, powinny wynosić od 40 do 50%. Dla złóż pokładowych i znacznych złóż rud miedzi oraz polimetalicznych ciężar gatunkowy robót poszukiwawczych jest nieco mniejszy i wynosi od 5 do 15%.

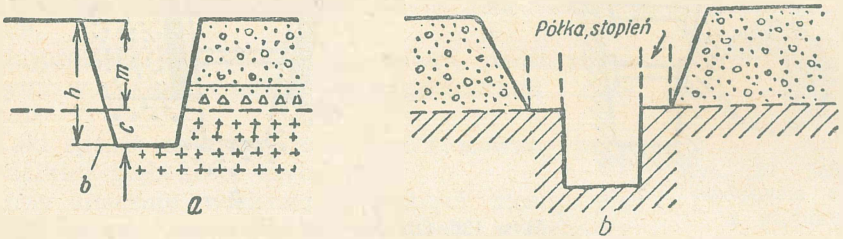
Rozdział XIII

POSZUKIWANIE ZŁOŻ ROBOTAMI GÓRNICZYMI

§ 71. ROBOTY SZYBIKAMI I ROWAMI

Kopanie rowów (szurfów). Kształt i wymiary przekroju poprzecznego rowów zależą od trwałości przechodzonych skał.

W warstwach o słabej zwartości rowy mają skarpę, której wielkość charakteryzuje stosunek poziomego rzutu ściany skarpy b do głębokości rowu h (rys. 135 *a*).



Rys. 135. Rowy poszukiwawcze

Przy kopaniu rowów bez obudowy wielkość $b : h$ przyjmuje się:

1. w skałach sypkich od 1 : 1 do 1 : 2;
2. w gruncie gliniastym — około 1 : 5;
3. w ścisłych gruntach 1 : 10.

Przy prowadzeniu rowów w skałach zwięzłych bez obudowy oraz w małowytrzymałych z obudowaniem boków prowadzi się je najczęściej pionowo (rys. 135 *b*).

Głębokość rowu h przy poszukiwaniach otrzymujemy z warunku:

$$h = m + c,$$

gdzie m — grubość nadkładu;

c = 0,2 do 0,6 m, jest głębokością rowu prowadzonego w skałach rdzennych w celu odkrycia kopaliny użytecznej w stanie nienaruszonym. Szerokość rowu na powierzchni przyjmuje się w granicach 0,4 do 0,8 m. Według instrukcji G. G. U. (Głownoje Gornoje Uprawlenie = Główny Zarząd Górniczy, odpowiednik naszego Centralnego Zarządu) [1]) szerokość rowu powinna wynosić:

[1]) Uwaga tłumacza.

1. dla rowów ze ścianami pionowymi: a. bez obudowy 0,6 do 0,7 m; b. z obudową deskami i rozporami 0,7 do 0,8 m;
2. dla rowów w kształcie trapezu bez obudowy 0,4 do 0,5 m.

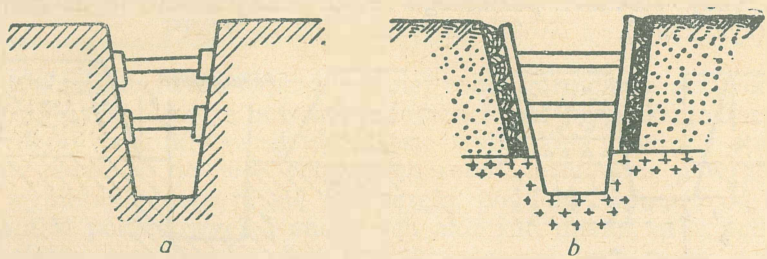
Kopanie rowów w nadkładkach naniesionych (okruchowych) może odbywać się mechanicznie lub ręcznie. Przy kopaniu ręcznym głównym narzędziem jest łopata, a pomocniczymi kilof i łom. Przy kopaniu rowu w skałach rdzennych narzędziami są łom i kliny.

W skałach twardych i zwięzłych przy robotach stosuje się materiały wybuchowe.

Długość rowu dzieli się na kilka odcinków, każdy o długości zależnej od ilości zatrudnionych robotników, których się rozmieszcza w odległości 2,5 do 5 m jeden od drugiego.

Przy głębokości rowu do 2 m skałę wyrzuca się na brzegi łopatą, a przy większej głębokości wydaje się ją w zwykłych wiadrach.

W celu zabezpieczenia przed obsypywaniem się głębszych rowów w skałach słabych obudowuje się je deskami z rozporami (rys. 136 *a* i *b*).



Rys. 136. Obudowa rowów

Głębienie szybików. Szybiki bywają okrągłe i prostokątne. Najbardziej używanymi wymiarami przekroju poprzecznego szybików przy przekroju okrągłym są szybiki o średnicy 0,85 do 1 m, przy prostokątnym 0,7 × 1,2 m, 0,8 × 1,2 m lub 1 × 1,5 m.

W każdym szybiku pracuje zwykle jeden człowiek i tylko w szybikach o większym przekroju poprzecznym (np. 1,0 × 1,8 m) może pracować dwóch ludzi nie przeszkadzając sobie nawzajem.

Przed rozpoczęciem głębienia, na miejscu założenia szybika, układa się tzw. ramę kierunkową, przygotowaną z mocnych grubych desek lub z kloców o wymiarach w świetle równych przekrojowi szybika. Przy zgłębianiu rama (wieniec) służy do sprawdzania pionu boków szybika.

Przy szybikach niegłębokich ustawianie ramy kierunkowej nie jest obowiązkowe. Narzędziami używanymi do głębienia szybików są: łopata w skałach okruchowych oraz kilofy, łom jak również kliny w skałach twardszych.

Przy dojściu szybikiem do skał podstawowych, zwięzłych stosuje się roboty z użyciem materiałów wybuchowych. Otwory strzałowe przy głębieniu szybików w skałach twardych najczęściej wierci się ręcznie, ponieważ przy krótkim czasie istnienia szybika urządzenie jakichkolwiek przyrządów do wiercenia mechanicznego byłoby niecelowe i nieopłacalne. Dopóki głębokość szybika nie przewyższa 2 do 4 m wydobywane zeń skały

wyrzuca się początkowo po prostu łopatą. Przy dalszym zgłębianiu urządza się w szybikach o większym przekroju poprzecznym tzw. półki. W tym celu wstawia się w gniazdka dwie belki, na które kładzie się deski. Na brzegu półki stawia się jedną deskę na sztorc; służy ona do utrzymania skały na półce (rys. 137).

Skałę z dna szybika przerzuca się z początku na półkę i z półki już na powierzchnię ziemi. W miarę zgłębiania na przeciwległym boku szybika zakłada się drugą półkę, potem trzecią w odstępach co 1,5 do 2 m. Jeżeli ilość półek przewyższa trzy, wygodniej jest postawić urządzenie wyciągowe i skałę z szybika wyciągać w kubłach.

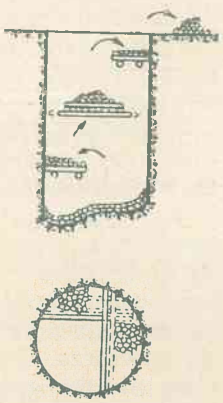
Zależnie od głębokości szybików i wytrzymałości skał mogą one być nieobudowane albo też muszą być obudowane gruntownie.

Zwykle nie wymagają obudowy okrągłe szybiki zgłębiane w skałach bardziej zwięzłych; prostokątne zaś mogą pozostawać bez obudowy tylko przy niewielkiej głębokości 6 do 8 m i na niedługi czas, w ciągu którego ściany mogą trwać bez zawalenia się.

Najprostszą jest obudowa deskami podtrzymywanymi w pewnych odstępach poprzeczkami i rozporami.

Taki sposób obudowy może być stosowany przy niewielkiej głębokości szybików.

Przy znacznie większej głębokości stosuje się tzw. obudowę wieńcami na słupkach, a niekiedy i pełną obudowę wieńcami.



Rys. 137. Schemat wydobycia skały z szybiku

Opis budowy i sposoby wykonywania obudowy podano w części III „Obudowa kopalniana".

Wydajność ręcznego kopania rowów według norm przyjętych w przemyśle metali kolorowych waha się zależnie od kategorii skał od 3 do 8 m^3/zmianę.

Wydajność zgłębiania szybików zależy od głębokości szybika, rodzaju skał i sposobu prowadzenia robót.

Normy urabiania na człowieka i zmianę przy zgłębianiu szybików kilofami do głębokości 5 do 10 m w zależności od rodzaju skał przyjmuje się 2,5 do 6 m^3; przy ręcznym wierceniu otworów strzałowych i urabianiu za pomocą materiałów wybuchowych 0,5 do 1 m^3 w skałach zwięzłych.

§ 72. GŁĘBIENIE SZYBIKÓW I ROWÓW W GRUNTACH ZAMARZNIĘTYCH

Przy prowadzeniu wyrobisk górniczych w okolicach północnych, we wschodniej Syberii i na północnym Uralu, a w czasie zimy i w innych okolicach Związku Radzieckiego trzeba prowadzić wykopy w zamarzniętych gruntach. Grunty takie są jednolite, twarde i sprężyste, dlatego szybiki i rowy głębi się za pomocą robót strzelniczych lub po uprzednim odtajaniu skał.

Głębienie w zamarzniętych gruntach za pomocą materiałów wybuchowych wykonuje się zwykłym sposobem, mało różniącym się od urabiania skał zwięzłych.

W skałach zamarzniętych okruchowych i wodonośnych roboty można prowadzić z uprzednim odtajaniem, do czego stosuje się następujące sposoby: 1. ogień (odtajanie za pomocą ogniska zakładanego w przodku wyrobiska); 2. odtajanie za pomocą rozpalonych kamieni; 3. odtajanie parowe.

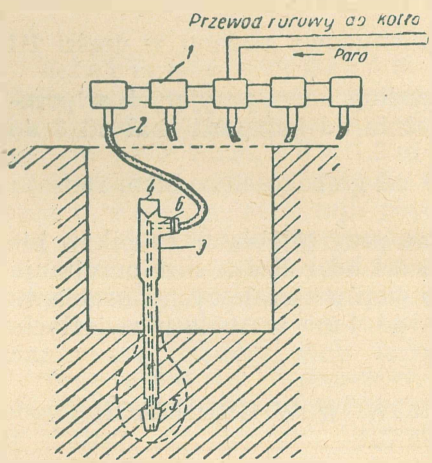
Odtajanie ogniem i kamieniami należy do najprymitywniejszych sposobów.

Odtajanie gruntów ogniem jest bardzo rozpowszechnione we wschodniej Syberii przy poszukiwaniach szybikami niegłębokich złóż okruchowych. Szybiki zwykle zgłębia się w zimie, gdy wieczna zmarzlina pokrywa się z sezonowym zamarzaniem, co wyklucza możliwość zatopienia szybika.

Tajanie ogniskami jest bardzo proste. Na każde ognisko bierze się 0,2 do 0,3 m^3 drewna, rozkłada się je w szybiku i podpala. Po spaleniu drewna wykopuje się grunt około 20 do 40 cm, tj. na głębokość odtajania.

Odtajanie za pomocą rozpalonych kamieni polega na tym, że na powierzchni rozpala się w ogniskach kamienie, które następnie zrzuca się do szybika i nakrywa warstwą mchu, torfu lub innego materiału mało przepuszczającego ciepło. Kamienie oddając ciepło skale ogrzewają grunt na głębokość 15 do 30 cm, po czym tenże wykopuje się i przebieg roboty się powtarza. Tutaj jest ważne śledzenie, czy zamarznięcie idzie w głąb i czy nie ma gruntu roztajanego, do którego dochodząc można łatwo zatopić szybik.

Odtajanie parowe. Istota tego sposobu przy zgłębianiu szybików i rowów polega na następującym postępowaniu. Od kotła parowego, ustawionego niedaleko miejsca robót, para idzie do baterii *1* rozdzielającej ją (rys. 138), z której przez elastyczne ogumowane węże *2* ze specjalnym metalowym rdzeniem, dochodzi do parowych iglic (pointe) *3*, za pomocą których odtaja się skałę. Tylna część iglic *4* i zakończenie *5* wykonane jest ze stali. W górnej (rozszerzonej) części iglicy jest przylutowana rurka metalowa *6* z kanałem do wpuszczania pary. Iglice mają zwykle średnicę 30 do 40 mm w górnej części, do 20 — 25 mm u nasadki, a długość od 1,5 do 5 m. Przy zgłębianiu szybików i rowów najdogodniejsze są iglice o długości 1,5 do 3 m. W celu ułatwienia zagłębienia się w skałę zakończenie iglicy robi się w kształcie klina lub krzyżowym.



Rys. 138. Schemat odtajania zamarzniętych skał parą

Odtaja się skałę w sposób następujący: iglice z przechodzącą przez nie parą wbija się do gruntu w odległości od 0,5 — 0,8 do 1,2 m jedna od drugiej. Wychodzący z iglicy strumień pary stygnąc i skraplając się odtaja

przed sobą grunt, tak że do zagłębienia iglicy wystarcza zwykle zupełnie niewielka siła. Jeżeli natrafi się na głazy, otoczaki i odłamki zwięzłej skały, rozbija się je przez uderzenia młotem po tylnej części iglicy. Para dochodząca przez wbite iglice w ciągu 6 do 8 godzin odtaja skały naokoło nich na 0,7 do 1,5 m. (zależnie od właściwości skał). Po ukończonym „parzeniu" iglice wyjmuje się i skałom daje się „dochodzić" w przeciągu 6 do 10 godzin. Silnie nagrzana skała oddaje ciepło otoczeniu i roztajany słup jej rozszerza się, po czym zaczyna się go wykopywać. Zużycie pary na odtajanie 1 m^3 zmarzłego gruntu wynosi od 75 do 120 kg, zużycie opału około 0,5 m^3 drewna na 1 m^3 wydobytej skały.

§ 73. SZYBY POSZUKIWAWCZE

Szyby poszukiwawcze różnią się od szybików tym, że mają większy przekrój i że się je zgłębia na dużą głębokość. Służą one do szczegółowego zbadania złoża za pomocą prowadzenia z nich wyrobisk poziomych i pochyłych. Wymiary poprzeczne szybów poszukiwawczych przyjmuje się zwykle od 1,5 do 2,5 i 2 do 3 m, zależnie od ich wydajności, rodzaju wyciągu i głębokości.

Czas trwania szybów poszukiwawczych zwykle wynosi od kilku miesięcy do dwóch — trzech lat, dlatego zgłębia się je w kształcie prostokątnym i obudowuje drewnem.

Znormalizowane wymiary przekroju poprzecznego wyrobisk pionowych, zalecane przez instrukcję GGU (Główny Zarząd Górniczy) podano w tablicy 26.

Ogólny porządek robót przy głębieniu i obudowie szybów poszukiwawczych jest taki sam jak i dla szybików.

Tablica 26

Znormalizowane przekroje pionowych wyrobisk poszukiwawczo-górniczych

Wyrobiska	Pojemność kubła m^3	Przekrój wyrobiska mm		Grubość obudowy mm
		w świetle	w wyłomie	
Płytkie szybiki z ręcznym kołowrotem	0,06	700 × 1180	800 × 1300	40 — 80
Głębokie szybiki z ręcznym kołowrotem	0,06	800 × 1200	900 × 1400	60 —150
Głębokie szybiki z wyciągiem konnym	0,12	1000 × 2000	1400 × 2400	80—160
Szyby poszukiwawcze o trzech oddziałach z wyciągiem konnym	0,22	1150 × 3400	1400 × 3700	160
Szyby poszukiwawcze o dwóch oddziałach z wyciągiem mechanicznym	0,45	1250 × 2160	1600 × 2500	160
To samo o trzech oddziałach	0,45	1250 × 3600	1600 × 4000	160

Różnica polega tylko na tym, że przy zgłębianiu szybów poszukiwawczych ilość równocześnie zatrudnionych robotników w przodku może być zwiększona.

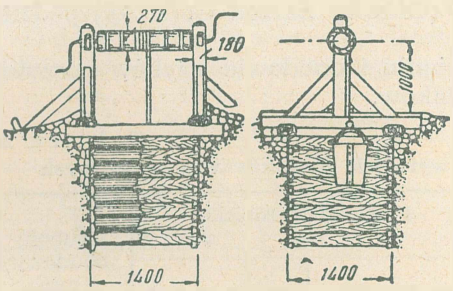
Szyby poszukiwawcze zgłębia się za pomocą otworów strzałowych wierconych ręcznie jak i mechanicznie.

§ 74. URZĄDZENIA WYCIĄGOWE PRZY PROWADZENIU WYROBISK POSZUKIWAWCZYCH

Przy prowadzeniu pionowych wyrobisk poszukiwawczych skałę wyciąga się zwykle za pomocą kołowrotu ręcznego, kołowrotu konnego lub mechanicznego. Te urządzenia wyciągowe służą oprócz tego do jazdy robotników, opuszczania drewna i innych materiałów a przy niedużych przypływach wody korzysta się z nich również do usunięcia wody z przodka.

Wybór rodzaju urządzenia wyciągowego zależy od głębokości szybu, wymiarów przekroju poprzecznego i innych warunków.

K o ł o w r ó t r ę c z n y. Przy głębieniu płytkich szybików i szybów poszukiwawczych o małym przekroju poprzecznym stosuje się najczęściej wyciąganie za pomocą kołowrotu ręcznego (rys. 139), który składa się z drewnianych słupów, umocowanych na ramie i wału z dwiema żelaznymi korbami. Za oś wału służą sworznie żelazne, wbite do wału zaostrzonymi końcami i wygięte w kształcie korb.



Rys. 139. Kołowrót ręczny

Wał powinien mieć średnicę nie mniejszą jak 250 do 270 mm, a stosunek średnicy wału do średnicy liny konopnej powinien być nie mniejszy jak 10.

Sworznie wału obracają się w wyłożonych płaskim żelazem wycięciach zrobionych w słupach. Ramię korby ma długość 35 do 40 cm, a długość rękojeści około 40 cm. Przy wyciągu kołowrotem ręcznym używa się zwykle lin konopnych o średnicy 20 do 40 mm. Długość liny oblicza się w ten sposób, ażeby przy opuszczaniu wiadra na wale pozostawało nie mniej jak trzy do czterech nawinięć.

Na kołowrocie można pracować jednym lub dwoma wiadrami.

W tym ostatnim przypadku liny są nawinięte na wale w przeciwnych kierunkach. W ten sposób w czasie wyciągania jednego wiadra drugie się opuszcza. Aby nie doszło do zderzeń wiader, liny nawija się na wale w pewnej odległości od siebie.

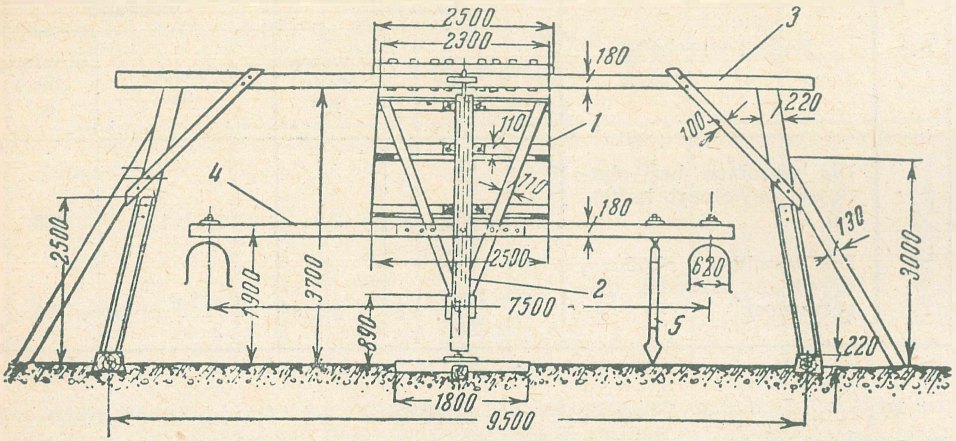
Celem uniknięcia rozkołysania wiader opuszczanie i wyciąganie ich powinno odbywać się z małą prędkością (nie więcej jak 1 m/sek) i oprócz tego na początku ruchu wiadro należy podtrzymać rękami. Według istniejących przepisów bezpieczeństwa przy wyciągu kołowrotem ręcznym po-

winno być zastosowane automatyczne urządzenie hamulcze. Pojemność wiader waha się od 50 do 130 kg, a ciężar samego wiadra od 10 do 25 kg.

Przy jeździe ludzi za pomocą kołowrotu ręcznego przy korbach powinno być dwóch robotników. Wydajność pracy jednego robotnika na kołowrocie ręcznym wynosi 6 do 8 kgm/sek.

Wyciąg kołowrotem ręcznym jest stosowany do głębokości nie przekraczającej 20 do 30 m. Jeżeli głębokość szybu przekracza 30 m stosuje się wyciąg kołowrotem konnym (rys. 140).

Kołowrót konny składa się z bębna drewnianego *1* osadzonego na wale pionowym *2*, który jest umocowany w specjalnych podstawach *3*. Do środkowej części wału przymocowuje się dyszle — wodzidła *4*. Długość ich wynosi około 3,7 do 4,3 m. Bęben o średnicy 1 do 4 m przygotowuje



Rys. 140. Kołowrót konny

się z wyparowanych belek połączonych na krzyż; do nich przymocowuje się krążyny, wyrznięte z desek. Bębny obija się deskami o grubości 45 do 50 mm, które przybija się do krążyn.

W połowie dyszla — wodzidła daje się hamulec oporowy 5, który przy ruchu powrotnym bębna (wiadro idzie w dół) opiera się o ziemię i zatrzymuje kołowrót.

Prędkość wyciągu kołowrotem konnym nie powinna być większa od 0,25 do 0,4 m/sek.

Przy jeździe ludzi za pomocą kołowrotu konnego konie należy prowadzić za uzdę.

Wydajność pracy konia wynosi 60 do 80 kgm/sek.

Do wyciągu kołowrotem konnym używa się lin stalowych o średnicy 16 do 18 mm.

Pojemność kubłów 0,12 do 0,22 m^3. Wyciąg kołowrotem konnym jest dozwolony przy głębieniu szybów i szybików poszukiwawczych o głębokości nie przekraczającej 50 do 70 m.

Obecnie nawet i przy tej głębokości najczęściej stosuje się wyciąg mechaniczny, którego opis podano dalej.

§ 75. WYKONANIE POZIOMYCH WYROBISK POSZUKIWAWCZYCH

Poziomymi wyrobiskami poszukiwawczymi mogą być: sztolnie, przekopy i chodniki.

Przeciętna wielkość powierzchni przekroju poprzecznego wyrobisk poszukiwawczych mieści się zwykle w granicach 3,6 m^2. W praktyce zaleca się stosowanie następujących typowych przekrojów poziomych wyrobisk poszukiwawczych (tablica 27).

Tablica 27

Typowe wymiary przekrojów poziomych wyrobisk poszukiwawczych

L.p.	Rodzaj wyrobiska	Przy przewozie taczkami		Przy przewozie wózkami	
		wymiary m	powierzchnia m^2	wymiary m	powierzchnia m^2
1	Dla wyrobisk bez obudowy (dowolnego kształtu)	$1{,}3 \times 1{,}6$	2,0	$1{,}3 \times 1{,}8$	2,5
2	Dla wyrobisk z obudową drewnianą (kształtu trapezowego)	$\frac{1{,}3 + 1{,}7}{2} \times 1{,}8$	2,7	$\frac{1.6 + 2{,}0}{2} \times 1{,}8$	3,6

Wyrobiska poszukiwawcze w zależności od fizyko-mechanicznych własności skał prowadzi się:

a. bez zastosowania materiałów wybuchowych;

b. z zastosowaniem materiałów wybuchowych.

Skały ładuje się przeważnie ręcznie, lecz niekiedy stosuje się również ładowanie zgarniaczami (skraperami).

Przeciętna szybkość prowadzenia poziomych wyrobisk poszukiwawczych wynosi 15 do 20 mb miesięcznie.

Jednakże przy dobrej organizacji robót można osiągnąć wyniki o wiele lepsze.

W praktyce znane są przykłady prowadzenia wyrobisk poszukiwawczych z prędkością 100 do 130 m i więcej miesięcznie.

§ 76. ODWADNIANIE, PRZEWIETRZANIE I OŚWIETLENIE NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZYCH

O d w a d n i a n i e. Przy prowadzeniu pionowych wyrobisk poszukiwawczych wskutek ich stosunkowo niewielkiej głębokości zwykle nie potrzeba stosować specjalnych urządzeń odwadniających. Najczęściej odwadnia się za pomocą wyciągu kubłami.

Jeżeli przypływ wody przeszkadza w pracy, to do odwadniania stosuje się pompy ręczne: skrzydełkowe, tłokowe i przeponowe; do pierw-

szych należą pompy Alweilera, do drugich „Nowa Imatra", do trzecich — pompy przeponowe, czyli diafragramowe („żabki").

Przy znacznym przypływie wody pompy ręczne zamienia się na pompy z napędem mechanicznym. Do takich pomp należą pompy parowe systemu Black i Kameron.

Do odwadniania na robotach poszukiwawczych stosuje się elektryczne pompy wirnikowe (odśrodkowe) o wydajności od 10 do 50 m^3/godz.

W tablicy 28 przytoczono charakterystyki pomp ręcznych.

Tablica 28

Charakterystyka pomp ręcznych, stosowanych do odwadniania na robotach poszukiwawczych

Nazwa lub rodzaj pompy	Typ lub numer	Wydajność l/min	Wysokość tłoczenia m	Wymiary mm		Ciężar kg	Wymiar rur mm	
				długość cylindra	skok tłoka		ssących	tłoczących
„Nowa Imatra"	1	17	30	65	60	13	19	19
„ „	2	27	30	75	70	19	25	25
Alweiler	1	36	10	—	—	7	19	19
„	2	46	10	—	—	13	25	25
„	3	68	10	—	—	15	32	32
„	4	90	10	—	—	17	32	32
Przeponowa	1	130	—	—	—	85	62	—
„	2	300	6,5	—	—	160	75	—

Przewietrzanie wyrobisk poszukiwawczych jest naturalne albo sztuczne. Do głębokości 8 do 10 m wymiana powietrza w szybikach i szybach poszukiwawczych odbywa się zwykle w sposób naturalny przez dyfuzję. Ze zwiększeniem głębokości wyrobisk powyżej 8 do 10 m naturalne przewietrzanie jest niewystarczające, dlatego trzeba zastosować proste, sztuczne sposoby przewietrzania. Najprostszym przyrządem jest urządzenie zasłony, ustawianej nad wyrobiskiem przeciwko wiatrowi.

W otwartych stepowych miejscowościach z silnymi wiatrami wyrobiska przewietrza się za pomocą zasłon do głębokości 15 do 20 m. Czasem przewietrza się za pomocą rur (lutni) wentylacyjnych z płótna żaglowego lub drewnianych, przy czym powietrze świeże wpływa do przodka przekrojem szybu lub szybika, a zepsute wychodzi przez rury (lutnie).

Niekiedy na końcu lutni daje się zasłonę ustawianą na powierzchni przeciwko wiatrowi. Wtedy powietrze świeże wciągane przez lutnię omywa przodek i wychodzi z powrotem przekrojem wyrobiska.

W razie braku energii mechanicznej wygodniej i pewniej jest przewietrzać za pomocą wentylatorów ręcznych, które ustawia się w pobliżu wylotu szybu, a powietrze tłoczy się do przodka rurami (lutniami).

Jeżeli jest energia elektryczna, lepiej przewietrzać za pomocą wentylatorów, np. typu „Siroko".

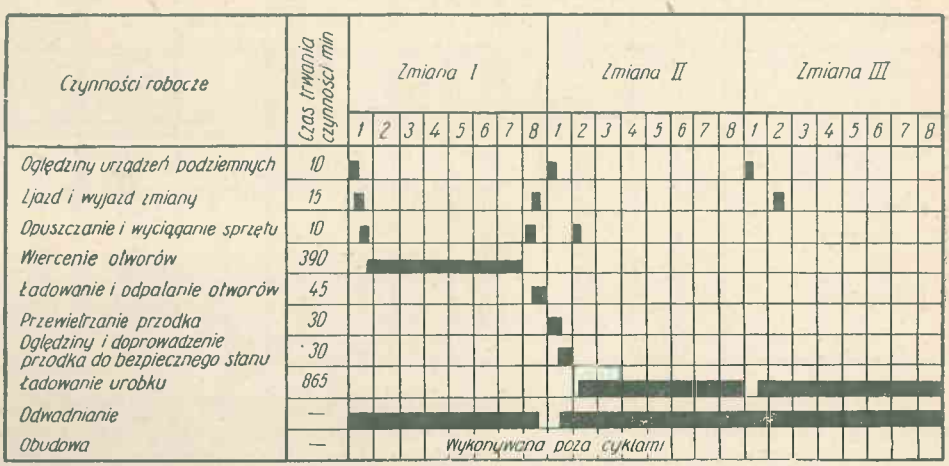
Trzeba zauważyć, że przy robotach poszukiwawczych na ogół należy unikać kosztownych urządzeń do przewietrzania, jeżeli tylko można skutecznie przewietrzać sposobami naturalnymi.

Przy prowadzeniu robót poszukiwawczych zastosować najlepiej oświetlenie za pomocą lamp karbidowych (acetylenowych) lub lamp benzynowych Wolfa.

§ 77. ORGANIZACJA ROBÓT POSZUKIWAWCZYCH WEDŁUG HARMONOGRAMU

Właściwą formą organizacji robót poszukiwawczych jest praca według harmonogramów, które sporządza się zwykle osobno dla każdego przodka i dla całego obiektu w całości.

Na rys. 141 jest przedstawiony przykładowy harmonogram robót przy głębieniu szybu poszukiwawczego. Cykl pracy jest obliczony na trzy



Rys. 141. Harmonogram głębienia szybu poszukiwawczego

zmiany. Przy przeciętnej głębokości otworów strzałowych 1,5 m można według tego harmonogramu przebić w ciągu miesiąca około 35 metrów bieżących szybu.

§ 78. ZASADY ORGANIZACJI PRACY

Zasadniczą formą organizacji pracy przy prowadzeniu wyrobisk poszukiwawczych jest brygada wytwórcza. Wszyscy brygadziści (członkowie brygady) są powiązani wspólnym zadaniem i miejscem pracy oraz są jednakowo zainteresowani w lepszym wykonaniu zadania i w podwyższeniu poziomu swojej płacy zarobkowej.

Na czele brygady stoi przodowy (brygadowy), do obowiązków którego należy podział pracy pomiędzy członków brygady i szczegółowe instruowanie ich, podtrzymanie dyscypliny pracy w brygadzie, troska nieprzerwana o zaopatrzenie zespołu w wyposażenie i energię, oddanie roboty i załatwianie akt.

Brygadowy bierze udział w pracy brygady na równi z pozostałymi robotnikami. Za kierowanie brygadą otrzymuje osobną zapłatę, a za przekroczenie planu premię.

Odpowiednio do swych kwalifikacji, doświadczenia, jakości wykonanej pracy dzielą się brygadziści na trzy kategorie. Do pierwszej i drugiej kategorii należą górnicy i budowacze, a do trzeciej ładowacze i inni robotnicy pomocniczy. W składzie brygady są robotnicy wszystkich trzech kategorii, przy czym około $^2/_3$ składu powinno należeć do pierwszej i do drugiej kategorii.

Brygada dzieli się na tak obliczone zespoły zmianowe, aby każdy zespół mógł wykonywać dowolną pracę.

Organizacja pracy powinna czynić zadość następującym wymaganiom:

1. miejsce pracy każdego powinno być dokładnie ustalone, tj. robotnik powinien być związany z jednym lub kilku przodkami;
2. robotnik powinien zawsze mieć do swego rozporządzenia niezbędne maszyny i narzędzia w dobrym stanie;
3. wszystkie mechanizmy powinny być sprawdzane i podlegać systematycznym oględzinom i naprawom;
4. robotnik powinien mieć określone zadanie i znać swoją normę oraz tabelę płacy za pracę;
5. miejsce pracy powinno być zaopatrzone we wszystkie elementy niezbędne do normalnej pracy (energia, wentylacja, oświetlenie itp.).

Rozdział XIV

WIERCENIE OTWORÓW POSZUKIWAWCZYCH

§ 79. KLASYFIKACJA WIERCEŃ POSZUKIWAWCZYCH

Wszystkie istniejące sposoby wiercenia na zasadzie kruszenia skały narzędziem dzielą się na dwie odmiany: a. wiercenie udarowe i b. wiercenie obrotowe.

Wiercenie udarowe polega na rozkruszeniu skały za pomocą uderzeń w dno otworu dłutami różnych rodzajów i wymiarów.

Wiercenie obrotowe polega na kruszeniu skały ścieraniem, skrawaniem lub zrąbywaniem za pomocą obrotów specjalnych koronek lub świdrów.

Wiercenie udarowe ze względu na sposób zawieszenia instrumentu dzieli się na żerdziowe i linowe.

Wiercenie żerdziowe można wykonywać: a. z przepłukiwaniem otworu wodą rozczynem gliniastym lub rozczynem rozluźniającym zawartość skał oraz b. bez przepłukiwania otworu.

Wiercenie obrotowe dzieli się również na dwa rodzaje: a. właściwe wiercenie obrotowe i b. wiercenie rdzeniowe.

W pierwszym przypadku przy wierceniu skała pod działaniem dolnego końca przyrządu kruszy się i ściera na całym przekroju dna otworu.

Przy wierceniu rdzeniowym skała na dnie otworu kruszy się na powierzchni pierścieniowej, w wyniku czego tworzy się słupek wywierconej skały o nienaruszonej strukturze. Ten słupek nazywa się rdzeniem.

Według rodzaju stosowanych materiałów ścierających wiercenie rdzeniowe dzieli się na: 1. wiercenie diamentowe; 2. wiercenie twardymi spiekami (surogaty); 3. wiercenie śrutowe.

Wiercenie rdzeniowe jest najbardziej rozpowszechnionym sposobem, stosowanym na robotach poszukiwawczych, ponieważ daje możliwość otrzymywania do badania nienaruszonych rdzeni skały.

Zależnie od rodzaju zastosowanej energii wiercenie może być ręczne i mechaniczne.

§ 80. WIERCENIE RĘCZNE OBROTOWE I UDAROWE

Przy drążeniu otworów sposobem ręcznym wiercenie okrętne i udarowe wykonuje się zwykle razem: okrętne — w skałach miękkich, a udarowe — w zwięźlejszych.

Wiercenie okrętne polega na tym, że świder połączony z żerdziami wprowadza się w obrót przy jednoczesnym naciskaniu go z wierzchu,

dzięki czemu zagłębia się w skałę. Po napełnieniu świdra skałą wyciąga się go z otworu, oczyszcza ze skały, a następnie znowu opuszcza się go do otworu i powtarza się tok pracy.

Gdy z powodu zwięzłości skał trudno jest stosować proste świdry okrętne, wtedy przechodzi się z wiercenia okrętnego na udarowe.

Istota wiercenia udarowego polega na tym, że do otworu opuszcza się przyrząd składający się z żerdzi udarowej i dłuta, pod działaniem udarowym którego skała rozkrusza się; urobek wypłukuje się następnie wodą lub wyciąga za pomocą łyżki czerpakowej.

Wiercenie ręczne stosuje się przy otworach stosunkowo niegłębokich (zwykle nie więcej niż 40 do 50 m, a najczęściej 15 do 25 m).

NARZĘDZIA I SPRZĘT DO WIERCENIA RĘCZNEGO

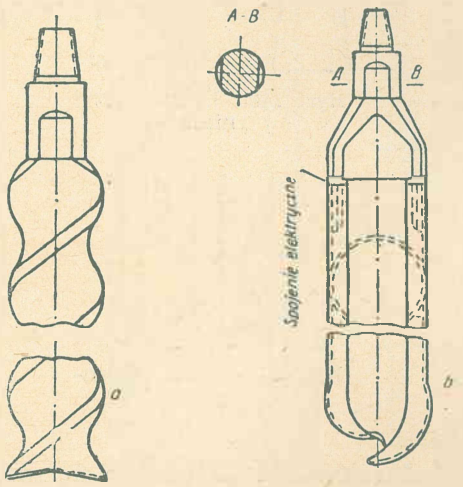
Przy wierceniu okrętnym są używane świdry spiralne i łyżkowe, a przy udarowym różnego rodzaju dłuta.

Świdry. Świdry spiralne (rys. 142 *a*) stosuje się do wiercenia otworów w skałach gliniastych, posiadających pewną plastyczność.

Przy powolnym obrocie świder wkręca się w skałę. Część skały utrzymuje się przez tarcie we wklęsłościach świdra i zostaje wyjęta na powierzchnię razem ze świdrem.

Świdry łyżkowe (rys. 142 *b*) mają kształt cylindryczny z szeroką podłużną szczeliną na całą długość. Dolny koniec świdra ma ostrze krające i odsadkę, a do górnego końca są przyspawane lub przynitowane widełki, zaopatrzone w nacięcie gwintowe, które służy do połączenia świdra z żerdziami. W celu pobrania prób skał stosuje się przy wierceniu okrętnym świdry ze wstawianymi łuskami, które chronią próbę od uszkodzeń mechanicznych.

Przy wierceniu udarowym otrzymuje się próby za pomocą tak zwanych łyżek mających kształt rur z różnego rodzaju zaworami.



Rys. 142. Świdry:
a — śrubowy; *b* — łyżkowy

Dłuta. Według swojej budowy dłuta dzieli się na płaskie, dwuteowe, krzyżowe, ostrosłupowe, piramidalne i ekscentryczne.

Dłuto (rys. 143) jest to narzędzie, które składa się z łopatki *1*, skrzydła, szyjki *2* i stożka nagwintowanego. Dolną część łopatki dłuta nazywa się ostrzem. Do wiercenia z płukaniem przez szyjkę przewiercony jest otwór, który wchodzi przez boczne skrzydła dłuta.

Do wiercenia w skałach grząskich stosuje się zwykle dłuta płaskie, a w zwartych — dwuteowe (rys. 145).

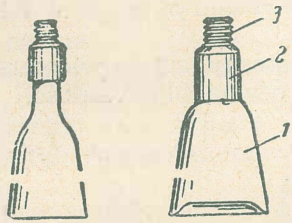
Niekiedy, szczególnie przy wierceniu w skałach zwięzłych, ale szczelinowatych, gdy dłuta proste lekko się zaklinowują, stosuje się dłuta

kształtu krzyżowego. Jeżeli przy wierceniu otworów spotyka się nieduże głazy, wierci się dłutami kształtu piramidalnego (ostrosłupa).

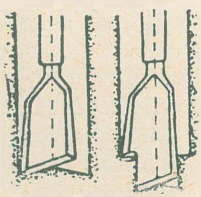
Są jeszcze dłuta ekscentryczne odznaczające się tym, że ostrza ich są niesymetryczne w stosunku do osi szyjki dłuta, która zbiega się z osią żerdzi. W czasie obracania żerdzi to wysunięte ostrze dłuta drąży szerszy otwór niż średnica dłuta (rys. 144).

Żerdzie wiertnicze. Żerdź wiertnicza jest prętem metalowym ze stali okrągłej lub kwadratowej, na jednym końcu którego jest mufa z gwintem wewnętrznym, a na drugim główka z gwintem zewnętrznym (rys. 146). Taka budowa pozwala na dołączanie żerdzi w miarę pogłębiania otworu.

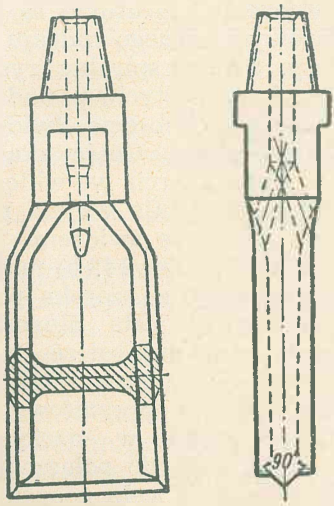
Średnica żerdzi zwykle wynosi od 18 do 38 mm, a długość 0,7 m i więcej. Żerdzie i dłuto łączy się i rozłącza za pomocą specjalnych kluczy.



Rys. 143. Dłuta wiertnicze



Rys. 144. Dłuta ekscentryczne



Rys. 145. Dłuta szczękowe

Na górną żerdź nakłada się zaciski z rękojeściami, za pomocą których w czasie wiercenia obraca się instrumentem wiertniczym lub unosi się go przy wierceniu udarowym.

Wiercenie ręczne bez zastosowania osobnych przyrządów podtrzymujących żerdzie wiertnicze jest możliwe do głębokości nie większej jak 5 do 7 m.

Przy wierceniu głębszych otworów stosuje się trójnogi. Urządzenie wahacza do wiercenia z trójnoga pokazane na rys. 147 nie wymaga bliższych wyjaśnień.

Do wiercenia z przepłukiwaniem odwiertu wodą stosuje się żerdzie drążone; w tym przypadku zwierciny usuwa się z dna otworu prądem wody.

Jeżeli wierci się bez płukania, to do usunięcia zwiercin z otworu używa się łyżki (rys. 148). Zwierciny wyciągane łyżką nazywają się łyżkowinami.

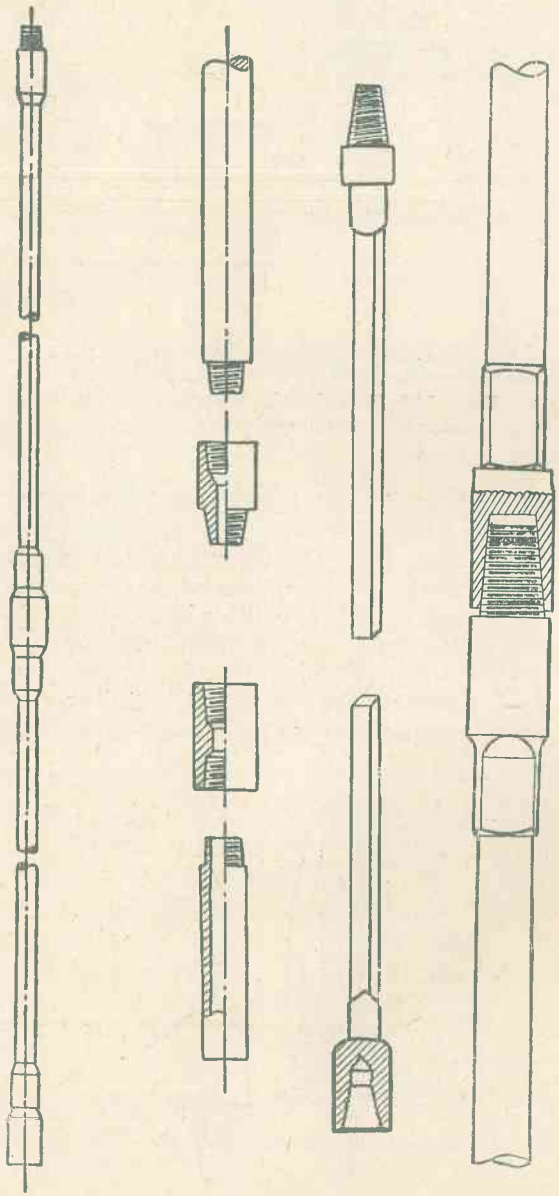
Łyżka zwykła składa się z długiej rury, która u dołu zaopatrzona jest krającym butem stalowym z urządzoną w nim płaską, okrągłą klapą, otwierającą się na zawiasach do góry. Przy opuszczaniu łyżki na żerdzi lub na linie do otworu zwierciny podnoszą klapę i napełniają łyżkę. W czasie podnoszenia łyżki do góry klapa opuszcza się pod ciśnieniem ciężaru znajdujących się w łyżce zwiercin i zamyka otwór wejściowy nie pozwalając im wysypać się z łyżki. W celu usunięcia z otworu ciekłych zwiercin (łyżkowin) zaopatruje się łyżkę klapami z kulą.

Rurowanie otworów. Przy wierceniu otworów w skałach niezwięzłych ruruje się odwiert w celu zapobieżenia obsypywaniu się ścianek.

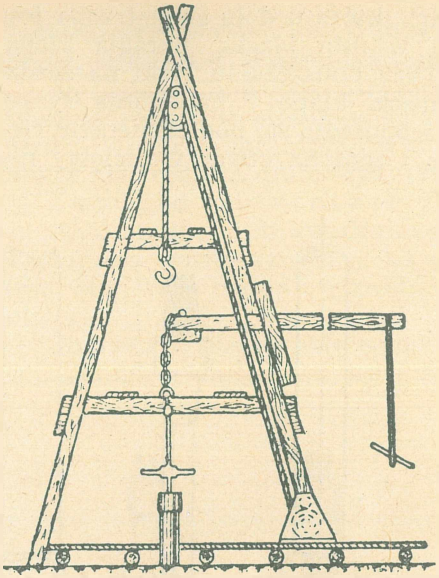
Przy wierceniu ręcznym stosuje się zwykłe rury żelazne, które łączy się łącznikami z gwintem zewnętrznym. Średnica rur do niegłębokich otworów wynosi zwykle od 50 do 150 mm, grubość ścianek od 3 do 4,5 mm. Ciężar 1 mb rur od 3,5 do 16 kg.

Rury opuszcza się do otworu za pomocą ścisków, nakładanych na górny koniec rur. Naciskając na rękojeści ścisku i jednocześnie obracając rurą wciska się ją do odwiertu. Jeżeli rura nie poddaje się, wbija się ją młotem drewnianym (babą).

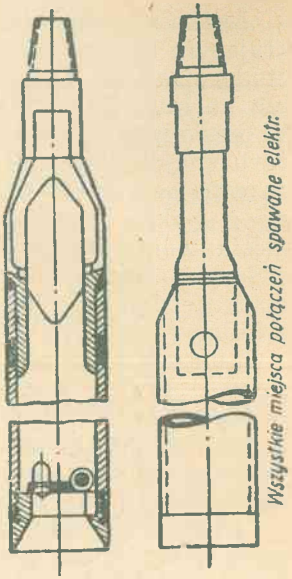
Urządzenie do przepłukiwania, tzw. płuczka. Odwierty przemywa się wodą za pomocą pomp. Wodę wtłacza się na dno otworu przez rurowy przewód żerdziowy. Wypływa ona na powierzchnię razem ze szlamem wiertniczym po-



Rys. 146. Żerdzie wiertnicze

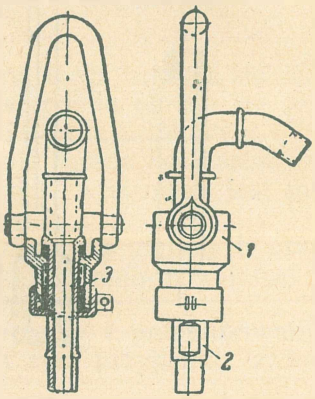


Rys. 147. Urządzenie wahacza do wiercenia ręcznego

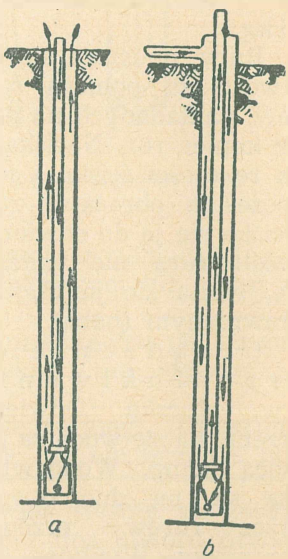


Rys. 148. Łyżka

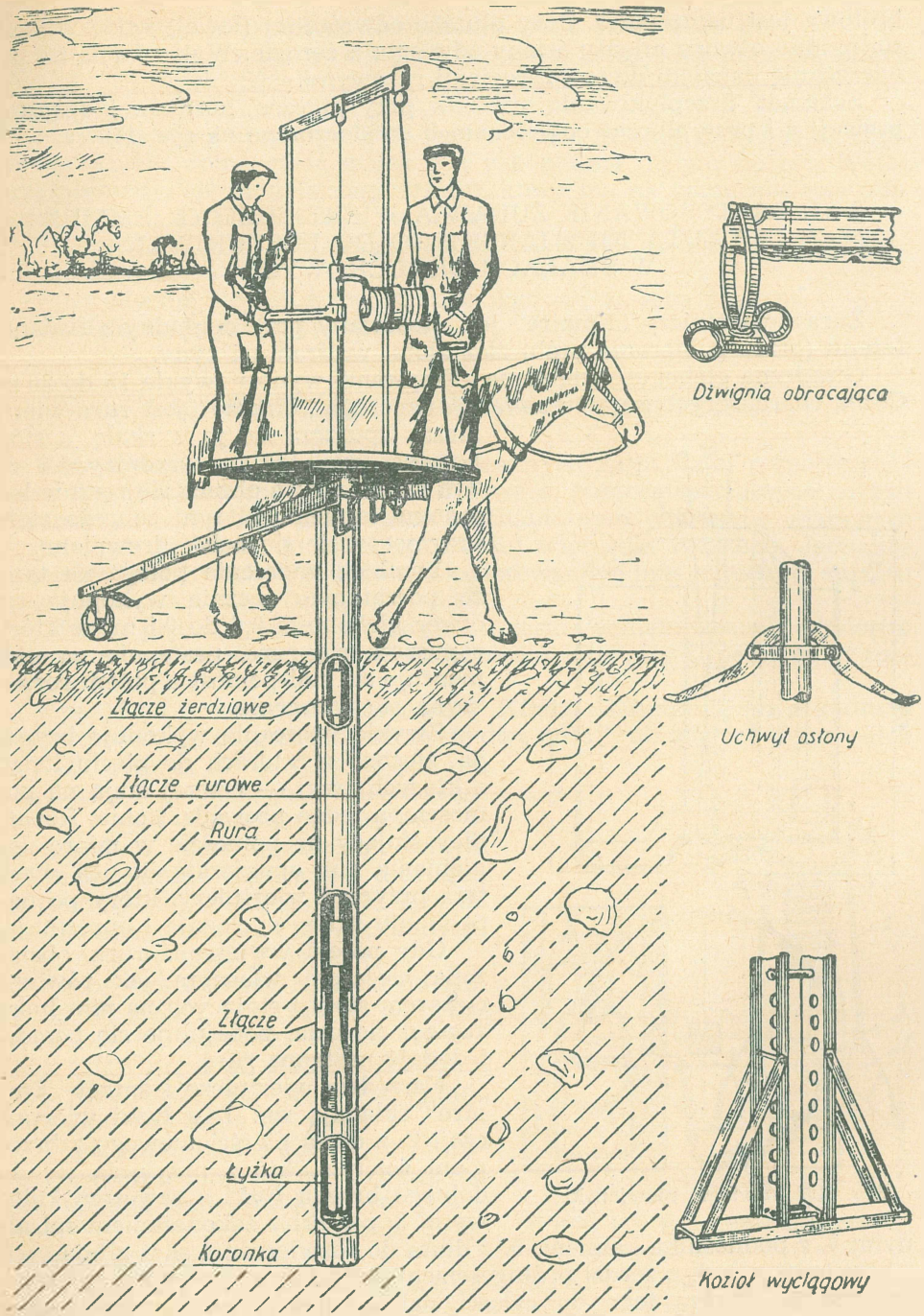
między żerdziami i ściankami odwiertu. Aby żerdzie można było swobodnie obracać wprowadza się do nich wodę przez specjalną głowicę płuczkową (rys. 149). Głowica (okrętka) płuczkowa składa się z dwóch części, nieruchomej *1* i obrotowej *2*. Do przewodu nieruchomej części okrętki płuczkowej przyłącza się giętki wąż od przewodu rurowego doprowadzającego wodę z pompy. Część obrotowa jest umieszczona wewnątrz kadłuba okrętki płuczkowej. Pomiędzy częścią nieruchomą i o-



Rys. 149. Głowica płuczkowa



Rys. 150. Schemat normalnej i odwróconej płuczki odwiertu



Rys. 151. Schemat wiercenia dłutem „Empire"

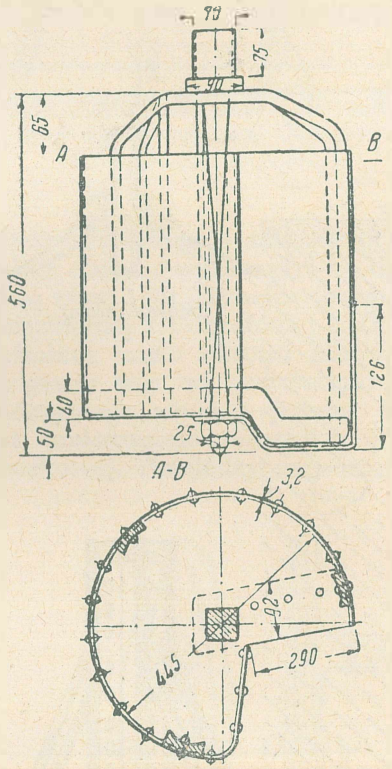
brotową jest uszczelka 3. Przy płuczce odwróconej (lewej) wodę wtłacza się na dno otworu między ściany odwiertu a żerdzie. Wpływa ona na powierzchnię kanałem dłuta i żerdziami rurowymi.

Schemat przepłukiwania otworów przy płuczce normalnej (prostej, prawej) *a* i przy płuczce odwróconej *b* uwidoczniono na rys. 150.

§ 81. ZASTOSOWANIE ŻURAWIA WIERTNICZEGO „EMPIRE" I DŁUTA NIEWJAŃSKIEGO DO POSZUKIWAŃ W SKAŁACH OKRUCHOWYCH

Żuraw wiertniczy „Empire" jest stosowany przy dokładnym badaniu terenu (przez pobieranie prób) złóż złota, wolframu i cyny.

Graniczna głębokość wiercenia „Empirem" wynosi zwykle 15 do 20 m. Cechą charakterystyczną żurawia wiertniczego „Empire" jest rura wiertniczą. Opuszcza się ją w skałę, a stół-pomost (rys. 151) o średnicy 1,8 do 2 m razem z rurą obraca się ręcznie lub jednym koniem. W tym celu do stołu przymocowuje się belkę drewnianą.



Rys. 152. Świder niewjański

Przebieg wiercenia polega na tym, że początkowo ręcznie wykopuje się otwór głębokości 0,6 do 0,8 m, w który zapuszcza się rurę, następnie na niej montuje się stół-pomost a potem rozpoczyna się wiercenie.

Zwykle wiercenie wykonuje brygada, złożona z czterech do pięciu ludzi, z których trzej — czterej stają na pomoście, a jeden prowadzi konia. Robotnicy stojący na pomoście w miarę pogłębiania rur opuszczają do ich wnętrza przyrząd wiertniczy, który po napełnieniu skałą wyciągają i opróżniają.

Gdy potem wwiercana rura, obciążona ciężarem własnym jak również ciężarem stołu i stojących na nim ludzi zagłębi się cała, podejmuje się pomost i dodaje następną rurę.

Narzędzia wiertnicze i sprzęt „Empire" składają się: 1. z łyżki wiertniczej, 2. z dłuta pierścieniowego z brzegiem ściętym, który przyłącza się do dolnego brzegu łyżki z zaworem kulowym; 3. z łyżki z zakończeniem spiralnym; 4. z podnośnika kamieni; 5. z dłuta do rozwiercania skał gliniastych i kamienistych; 6. z żerdzi o długościach około 1,5 m, i o przekroju kwadratowym. Oprócz tego do całości należą: buty, łyżki, widełki podkładowe, kołnierze obrotowe, uszko dla żerdzi, nożyce, przyrząd chwytający i inne.

Przybliżony ciężar całego kompletu wynosi około 1000 kg.

Komplet dłuta niewjańskiego stosuje się przy badaniach złóż okruchowych. Składa się on z przyrządu wiertniczego, żerdzi, rur, wieży itd.

Przyrząd wiertniczy (rys. 152) jest to walec żelazny z wyciętym częściowo oknem; dolna część walca jest zakończona dużym nożem. Walec przymocowuje się do żelaznego trzonu, który ma na górze nacięcie śrubowe (gwint) do połączenia z żerdziami.

Średnica dłuta niewjańskiego wynosi około 450 do 500 mm; wysokość 500 do 600 mm.

Rury stosuje się nitowane, krótkie, łączone ze sobą śrubami.

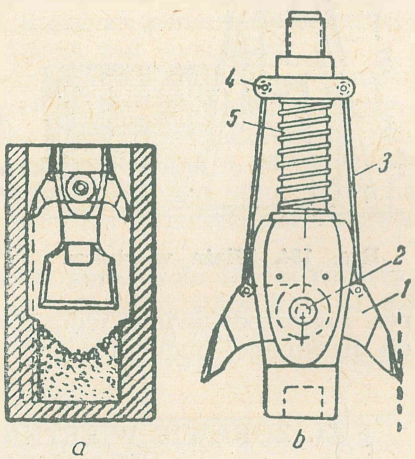
Żerdzie mają profil kwadratowy.

§ 82. WIERCENIE UDAROWE MECHANICZNE

Przy wykonywaniu robót poszukiwawczych najbardziej rozpowszechnione jest mechaniczne wiercenie udarowe za pomocą specjalnych żurawi wiertniczych. Przebieg pracy przy mechanicznym wierceniu udarowym ogólnie jest podobny do opisanego wyżej wiercenia ręcznego. Jednakże oddzielne sposoby robót, połączone z zastosowaniem innego rodzaju sprzętu i narzędzi, trochę się różnią.

Otwory głębokie wierci się zwykle z zarurowaniem ścianek odwiertu. Otwory wierci się dłutami w celu zachowania średnicy i specjalnymi rozszerzaczami (rys. 153 *a*).

Rys. 153 *b* przedstawia rozszerzacz Kinda. Składa się on z kadłuba z otworem na wylot, gdzie mieszczą się dwa noże *1*, obracające się na palcu *2*. Noże odciąga się do góry za pomocą podciągów *3* ruchomego kołnierza (chomąta) *4* pod działaniem sprężyny *5*. Sprężyna *5* opierająca się jednym swym końcem na chomącie *4*, a drugim na rozszerzonej części kadłuba, dąży do podniesienia chomąta *4* i przez to utrzymuje noże w pozycji otwartej.



Rys. 153. Rozszerzak odwiertu

Ażeby rozszerzacz opuścić do rur, ściska się noże i przyrząd po wprowadzeniu do rur opuszcza się do otworu. Gdy tylko przyrząd dojdzie do końca rur, noże otwierają się i przyjmują normalne położenie do pracy.

Wadą rozszerzacza Kinda jest istnienie zewnętrznych ciągów *3*, które łatwo ulegają uszkodzeniom, co powoduje trudności przy wyciąganiu przyrządu z otworu.

Przebieg mechanicznego wiercenia udarowego polega na tym, że wahacz żurawia za pomocą kołyszących ruchów to podnosi przyrząd wiertniczy, to szybko opuszcza go na dno otworu. Przy uderzeniu przyrządu o dno otworu siła żywa przyrządu zamienia się na

pracę rozkruszania skały. Normalnie przyrząd wykonuje około 50 do 60 uderzeń na minutę, przy czym po każdym uderzeniu obraca się o pewien kąt i wykrusza cząstki skały.

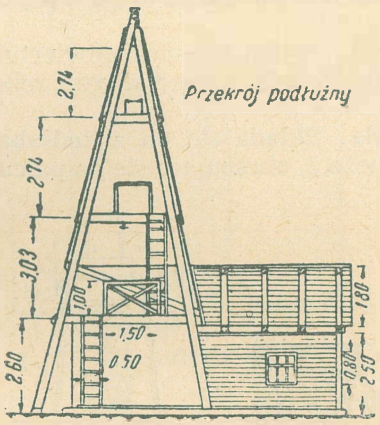
Przy wierceniu udarowo-linowym linę należy tak opuszczać, ażeby przyrząd wiertniczy ledwie dotykał dna otworu. Przyrząd uderza wtedy o dno otworu dzięki wyciągnięciu się liny konopnej albo przez ściśnięcie kompensatora przy linie stalowej.

W ten sposób wykonawszy uderzenie o dno otworu przyrząd nie zatrzymuje się, a wyprężając się na linie momentalnie odskakuje od dna i tak ułatwia początkowy okres swojego ruchu do góry.

§ 83. WIEŻE WIERTNICZE

W i e ż a jest to budowla wzniesiona nad odwiertem przeznaczona do obsługi, tj. do opuszczania i wyciągania przyrządu wiertniczego, rur, instrumentacji, jak również dla ochrony żurawia wiertniczego i ludzi od niepogody.

Wieże bywają d r e w n i a n e i m e t a l o w e.



Rys. 154. Wieża wiertnicza

Konstrukcja wieży zależna jest od głębokości i sposobu wiercenia.

Świece wieży robi się z bali o grubości 25 do 30 cm, a ramę z belek 30×25 cm. Dolne końce trójnoga opierają się na ramie, a górne umocowuje się razem za pomocą sworznia śrubowego.

Celem wzmocnienia wieży na pewnej wysokości wzmacnia się świece belkami, które służą jednocześnie za podstawę pomostów roboczych. Do komunikacji pomiędzy pomostami stawia się drabiny.

Napęd żurawia wiertniczego umieszczony jest zazwyczaj w przyległym budynku z dachem dwuspadowym.

Celem ochrony od niepogody wieżę i przybudówkę obija się deskami. Na rys. 154 przedstawiono jedną z najbardziej rozpowszechnionych konstrukcji drewnianej budowli wiertniczej.

§ 84. ŻURAWIE WIERTNICZE I NARZĘDZIA DO WIERCENIA UDAROWO-MECHANICZNEGO

Żurawie wiertnicze posiadają mechanizmy, spełniające następujące główne czynności przy wierceniu, a mianowicie:

1. urabianie przyrządem wiertniczym dna otworu;
2. podnoszenie narzędzi wiertniczych i czyszczenie otworów;
3. rurowanie otworów.

W żurawiach wiertniczych wykonują te czynności następujące mechanizmy: 1. mechanizm udarowy; 2. bęben wyciągowy do instrumentowania; 3. bęben łyżkowy; 4. bęben wyciągowy do rur; 5. mechanizm napędowy przenoszący moc silnika do żurawia; 6. mechanizm do regulowania położenia instrumentu na dnie; 7. mechanizmy transmisyjne (koła zębate, napęd łańcuchowy, koła cierne); 8. mechanizmy do kierowania: uruchamiający, zatrzymujący, przełączeniowe i hamulcowe; 9. silniki (przy niektórych typach żurawi).

Żurawie do wiercenia żerdziami mało różnią się od żurawi stosowanych przy innych sposobach wiercenia udarowego. Żurawie te zwykle mają jeden bęben wyciągowy, za pomocą którego opuszcza się i wyciąga przyrząd, łyżki i rury. Mechanizm udarowy przedstawia się jako system wahadłowy lub odciągający.

Do wykonywania robót poszukiwawczych stosuje się obecnie dosyć dużą ilość różnych typów żurawi.

TYPY ŻURAWI

Rozpatrzymy niektóre z najbardziej rozpowszechnionych typów żurawi.

Żurawie Keyston są stosowane do wiercenia stosunkowo niegłębokich otworów. W Związku Radzieckim żurawie te są bardzo znane przy poszukiwaniach złóż okruchowych, metali kolorowych, rzadkich i szlachetnych.

Żuraw Keyston (rys. 155) jest zmontowany na podwoziu albo na gąsienicach. Za silnik służy maszyna parowa *1* powodująca obrót wału *2*, od którego za pomocą systemu przekładni nadaje się ruch tylnym kołom podwozia. Na wale *2* znajduje się koło napędu pasowego, łączącego go z pośrednim lub głównym wałem żurawia *3*, który za pomocą systemu kół zębatych przenosi ruch na wał udarowy *5* i na wał wyciągowy *4*.

Obrót od wału głównego *3* do wału łyżkowego *6* nadaje się za pomocą łącznika ciernego. Na jednym z kół zębatych wału jest osadzony ekscentrycznie korbowód, który za pomocą drążka korbowego nadaje ruch wahadłowy ramie wahacza. Wahacz jest połączony z wałem *8*, który opiera się na tylnych podpórkach pomostu. Maszt żurawia *9* jest umocowany na zawiasach na przednich słupkach pomostu. Przy przewożeniu żurawia maszt opuszcza się do położenia pozoimego.

Na górnym końcu masztu są umieszczone: górne koło *10* dla podtrzymywania liny wyciągowej *12* nawijanej na bęben *4* i dolne koło *11* dla podtrzymywania liny łyżkowej *13* od wału kołowrotu łyżkowego *6*.

Agregat siłowy składa się z pionowego kotła parowego wodnorurkowego i pionowej maszyny parowej jednocylindrowej.

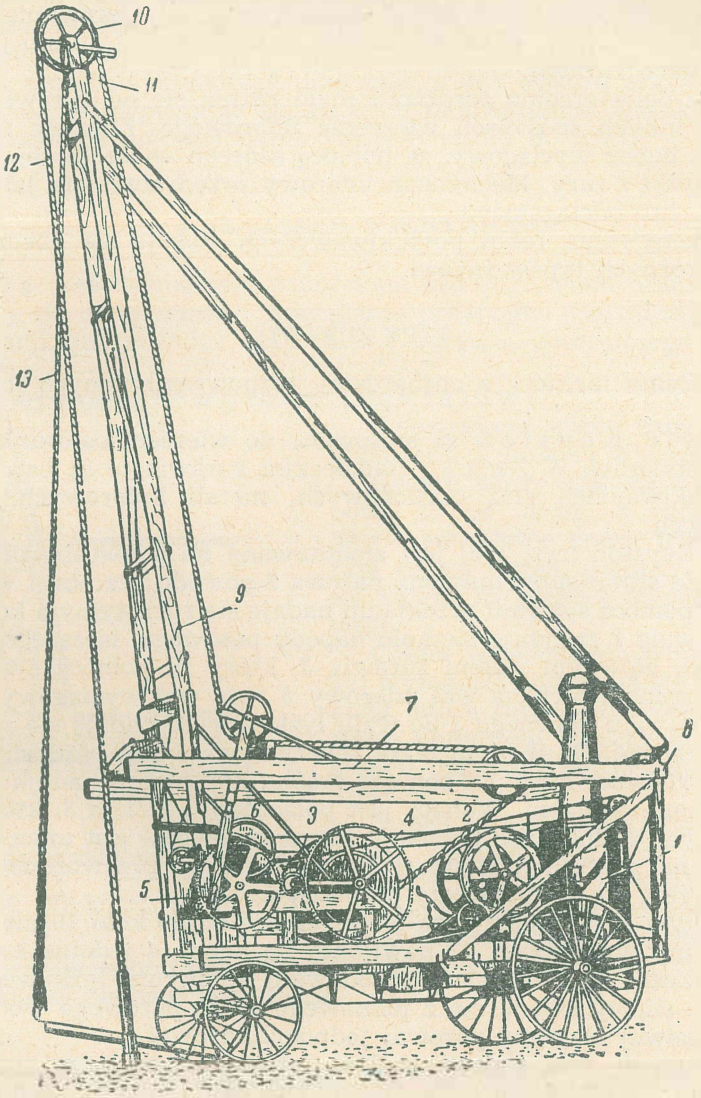
Wytwarza się dwa rodzaje kotłów z rurkami wodnymi pionowymi i poziomymi. Te drugie są ekonomiczniejsze co do zużycia opału, bo prędzej dają parę, dogodniejsze do czyszczenia i naprawy i bezpieczniejsze, ponieważ rurki są położone poniżej zbiornika pary.

Rozpalenie kotła i doprowadzenie pary w maszynie do stanu pracy (5 do 5,5 at) dokonuje się w ciągu 15 do 20 min.

W ostatnich czasach żurawie Keyston zaczęto wypuszczać na rynek z silnikiem elektrycznym.

Wydajność żurawi Keyston jest bardzo niestała i zależy od całego szeregu warunków technicznych i geologicznych; przeciętnie wynosi od 3 do 10 m na zmianę.

Żurawie Burwoda (nazwa fabryki aparatów wiertniczych) są wytwarzane w trzech typach 75-I; 75-II i 75-III. Rys. 156 przedstawia



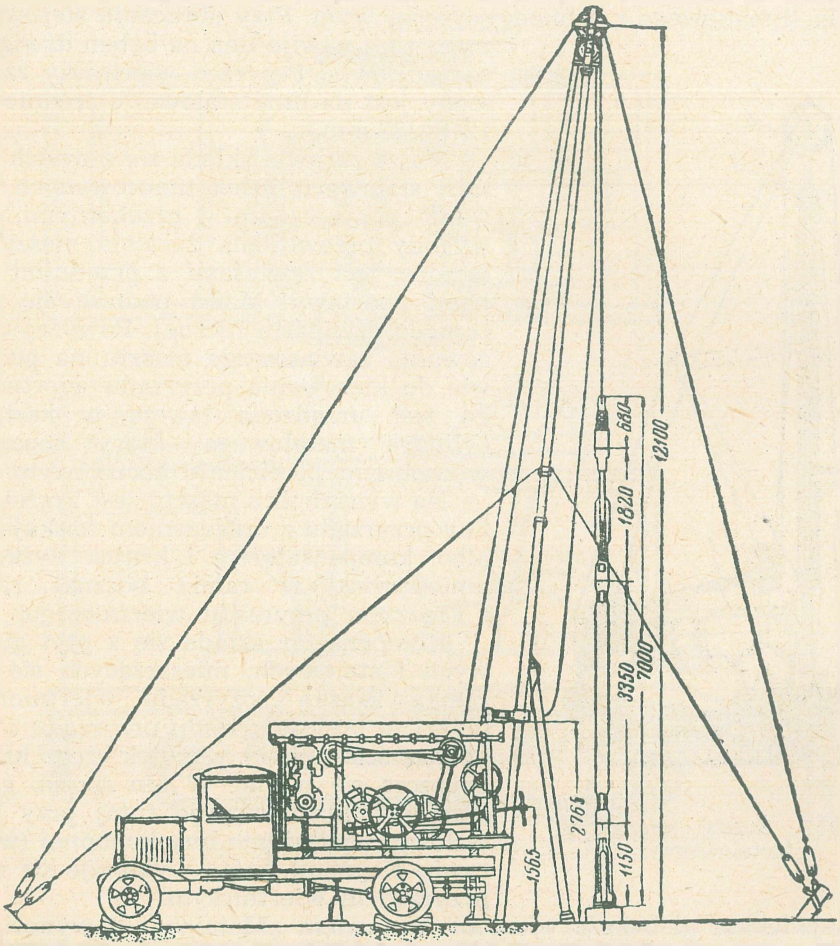
Rys. 155. Żuraw wiertniczy Keyston

schemat żurawia typu 75-III. Żuraw składa się z ramy podstawowej, na której są wszystkie mechanizmy, maszty, podwozie samochodu ZIS-5 i silnika.

Żuraw pracuje z napędem od osobnego silnika. Maszt żurawia jest żelazny, teleskopowy o wysokości 12,1 m, zaopatrzony u góry w dwa krążki dla bębnów narzędziowego i łyżkowego.

Ciężar żurawia z masztem 1840 kg. Długość żurawia 3300 mm. Największa szerokość 1400 mm.

Bęben narzędziowy na zdolność podnoszenia ładunku 1200 kg a łyżkowy 500 kg. Prędkość nawijania lin na bębnie narzędziowym wynosi 0,97 m/sek, a na linowym 1,62 m/sek.



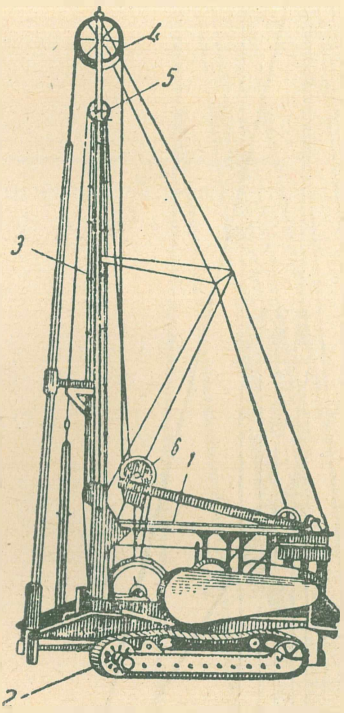
Rys. 156. Żuraw wiertniczy Burwoda

Mechanizm do kierowania żurawiem jest umieszczony w tyle żurawia i składa się z pięciu korb i sterownicy. Korby służą do kierowania głównym kołem ciernym, hamulcami bębnów narzędziowego i łyżkowego, sprzęgła noskowego i koła ciernego bębna łyżkowego. Sterownicą reguluje się położenie przyrządu wiertniczego na dnie otworu.

Żuraw „Metalowiec" jest stosowany do robót poszukiwawczych oraz do robót z materiałami wybuchowymi.

Żuraw (rys. 157) jest zmontowany na trwałej podstawie *1* i przesuwa się na gąsienicach *2*. Maszt *3* jest zaopatrzony w krążek roboczy *4* i w krążek łyżkowy *5;* na dole umieszcza się krążek wahadłowy *6*.

Mechanizm żurawia (rys. 158) składa się z czterech zasadniczych części: głównego wału napędowego *1*, dźwigarki roboczej *2*, dźwigarki łyżkowej *3* i koła zębatego wahadłowego z wałem udarowym *4*. W części przedniej żurawia jest umieszczona sterownica, której wał jest połączony za pomocą napędu ślimakowego z bębnem narzędziowym. Przy obracaniu sterownicy zwija się i nawija lina na bęben dźwigarki narzędziowej. Przyrząd wiertniczy zawieszony jest na linie stalowej o średnicy od 12 do 22 mm.



Rys. 157. Żuraw wiertniczy „Metalowiec"

Maszt żurawia składa się z dwóch lekkich stalowych belek umocowanych listwami poprzecznymi i przekątnymi. Dla wygody przewożenia żurawia maszt połączony jest zawiasami z przednimi słupami podstawy. Maszt podnosi się przy pomocy dźwigarki ręcznej. Powyżej umocowania zawiasowego masztu na podstawie do kierowania przyrządu wiertniczego jest urządzona laweta w kształcie cylindra metalowego, który spoczywa w osobnym pierścieniu zaciskowym.

Na wierzchołku masztu jest krążek dla liny przyrządu z urządzeniem ściskającym albo kompensatorem i krążek łyżkowy, umieszczony w ramie bocznej razem z krążkiem przyrządu wiertniczego.

Kompensator składa się z płyt gumowych i stalowych, mieszczących się pod ramką krążka przyrządu wiertniczego; płytki te przy uderzeniu przyrządu o dno otworu ściskają się, wskutek czego krążek opuszcza się trochę. W ten sposób guma kompensatora zastępuje tutaj przy linie stalowej wydłużenie liny konopnej (w żurawiu Keyston), którą wykonuje się wrąb przyrządem wiertniczym.

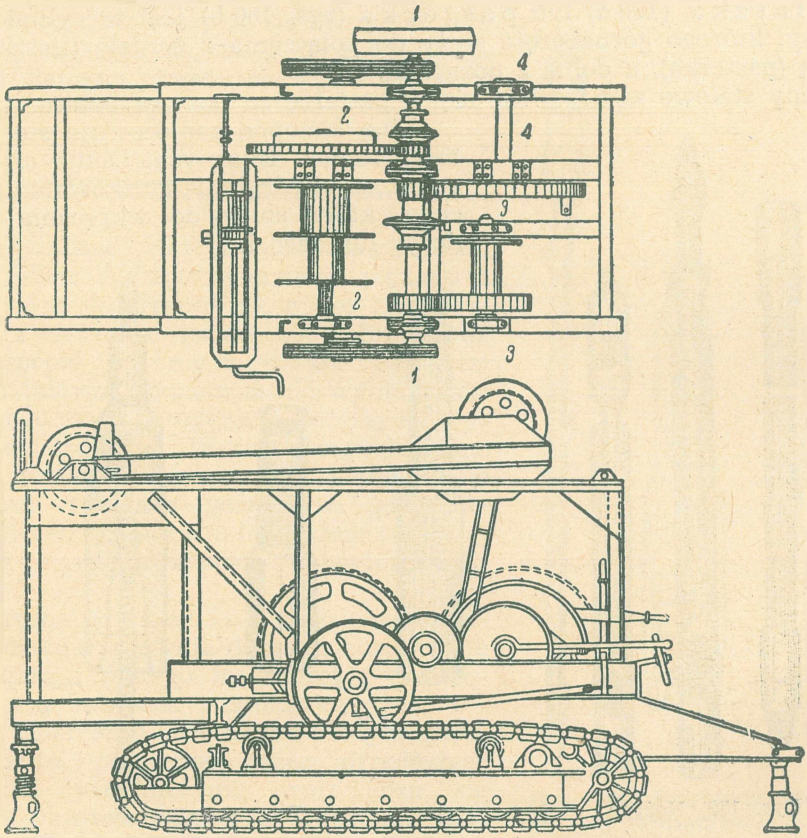
Największa głębokość wiercenia żurawiem „Metalowiec" wynosi 150 do 175 m przy średnicy otworów 150 do 300 mm. Liczba uderzeń przyrządu wiertniczego wynosi od 42 do 60 na minutę. Wysokość wzniosu przyrządu wiertniczego 500 do 700 mm.

Na pomoście żurawia ustawiony jest silnik o mocy 14,5 kW o 950 obrotach na minutę.

Dla zmniejszenia ilości obrotów silnik jest zaopatrzony w specjalny przyrząd kontrolujący. Wydajność żurawia od 0,5 do 3,5 m, przeciętnie 1,2 do 1,5 m/godz.

Przy wierceniu mechaniczno-udarowym przyrząd wiertniczy składa się z: 1. dłuta; 2. obciążnika (żerdzi udarowej); 3. nożyc; 4. łącznika (flaszki). Łączny ciężar przyrządu waha się od 500 do 1000 kg i więcej i rozkłada się pomiędzy jego składowe części w sposób następujący: dłuto 15 do 20%, obciążnik 55 do 60%, nożyce 15% i łącznik 10%.

D ł u t o. Według przeznaczenia i warunków pracy dłuta dzieli się na: 1. proste (zwykłe), 2. szczękowe, 3. ekscentryczne, 4. specjalne.



Rys. 158. Schemat urządzeń żurawia „Metalowiec"

Dłuto ma następujące części: 1. główkę czyli nóż; 2. łopatę dłuta; 3. wieniec (kaliber) z uchwytem dla klucza przy łączeniu dłuta i żerdzi; 4. czop z nacięciem śrubowym, wchodzący w nacięcie żerdzi przy łączeniu.

Do wiercenia udarowego używa się najczęściej dłut o kształcie główki zębatym i krzyżowym oraz inne. Warunki zastosowania różnych rodzai dłut są podobne do opisanych wyżej przy wierceniu ręcznym.

O b c i ą ż n i k służy do nadania przyrządowi wiertniczemu odpowiedniego ciężaru. Dolnym swoim końcem łączy się on z dłutem, a górnym

z nożycami. Obciążniki przygotowuje się ze zwykłej stali o średnicy 100 do 130 mm i więcej, o długości od 5 do 7 m.

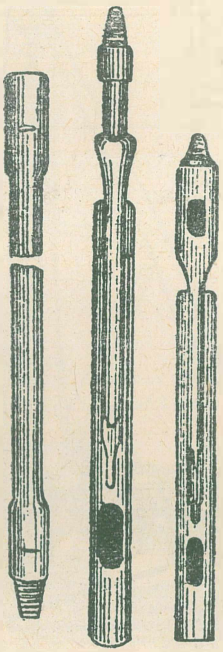
Nożyce wprowadza się do przyrządu wiertniczego pomiędzy obciążnikiem a flaszką (rys. 159).

Nożyce są stosowane przy wierceniu otworów o głębokości ponad 15 do 20 m w skałach szczelinowatych, w których dłuta mogą się zacinać. Zacięte dłuto można wyszarpać nożycami przez nagłe uderzanie górnym ogniwem o dolne. W skałach zwięzłych zaleca się wykonywać wiercenie bez nożyc.

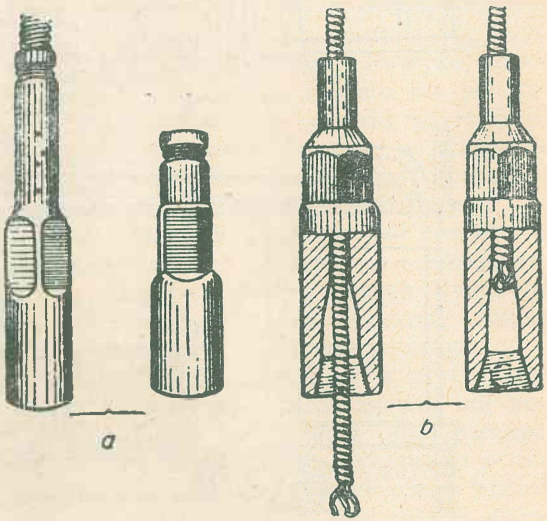
Flaszka (160 *a*) lub pasterka (rys. 160 *b*) jest to cylinder metalowy, którego górna część służy do połączenia z żerdzią (flaszka) lub z liną (pasterka), a dolna z nożycami.

Liny stalowe zamocowuje się w pasterce za pomocą babitu.

Linę konopną zamocowuje się za pomocą szpilek żelaznych. Dolna część pasterki ma wydrążenie stożkowate z nacięciem, które służy do wkręcania stożka nożyc lub żerdzi.



Rys. 159. Nożyce



Rys. 160. Pasterka

Do czyszczenia otworów ze szlamu stosuje się łyżki różnej konstrukcji.

Przyrządy instrumentacyjne. Usuwanie zagwożdżeń w otworze i wyciąganie urwanych narzędzi wiertniczych z otworu odbywa się za pomocą różnych przyrządów, tzw. instrumentów.

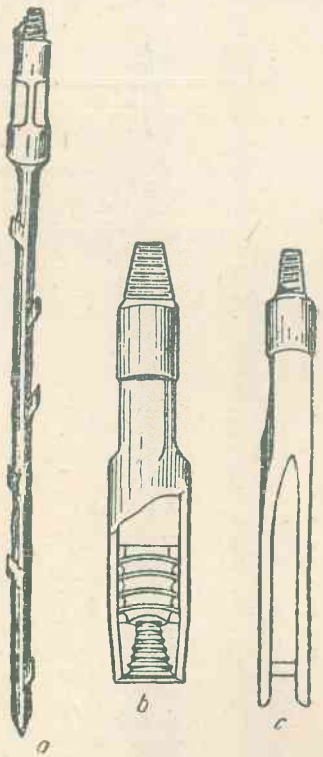
W celu schwytania urwanej liny używa się specjalnych haków i trzonów z zadziorami (rys. 161 *a*). W wypadku złamania górnego ogniwa nożyc lub zerwania liny u kabłąka łyżki stosuje się widełki z zatrzaskiem (rys. 161 *c*); przy opuszczaniu widełek do otworu zatrzask przepuściwszy dolne ogniwo nożyc lub kabłąk łyżki zatrzaśnie się i w ten sposób pozwoli wyciągnąć je z otworu.

Dłuta, żerdzie i nożyce wyciąga się z otworów za pomocą koron (rys. 161 *b*), dzwonu chwytającego lub pasterki.

Przy zetknięciu z zerwanym narzędziem korona zazębionymi płytami uchwytu (kleszczami) chwyta je, po czym podnosi je w górę.

Przy pracy dzwonem chwytającym lub pasterką opuszcza się je do otworu aż do zetknięcia się z narzędziem, następnie kręci się liną i opuszcza ją powoli. Przy rozkręcaniu liny instrument nawija się na nacięcie utkwionego narzędzia, po czym wyciąga się urwaną część.

Jeżeli pozostałe w otworze narzędzie jest zasypane skałą, to do likwidacji zagwożdżenia używa się bocznych dłut, którymi rozszerza się otwór, po czym urwaną lub złamaną część wyciąga się instrumentami chwytającymi.



Rys. 161. Przyrządy instrumentacyjne:
a — trzon z zadziorami, *b* — korona, *c* — widełki

§ 85. WIERCENIE OBROTOWE

Mechaniczne wiercenie obrotowe dzieli się na dwa rodzaje: wiercenie pełnym otworem (wiercenie rotorowe) i wiercenie rdzeniowe (wiercenie kolumnowe).

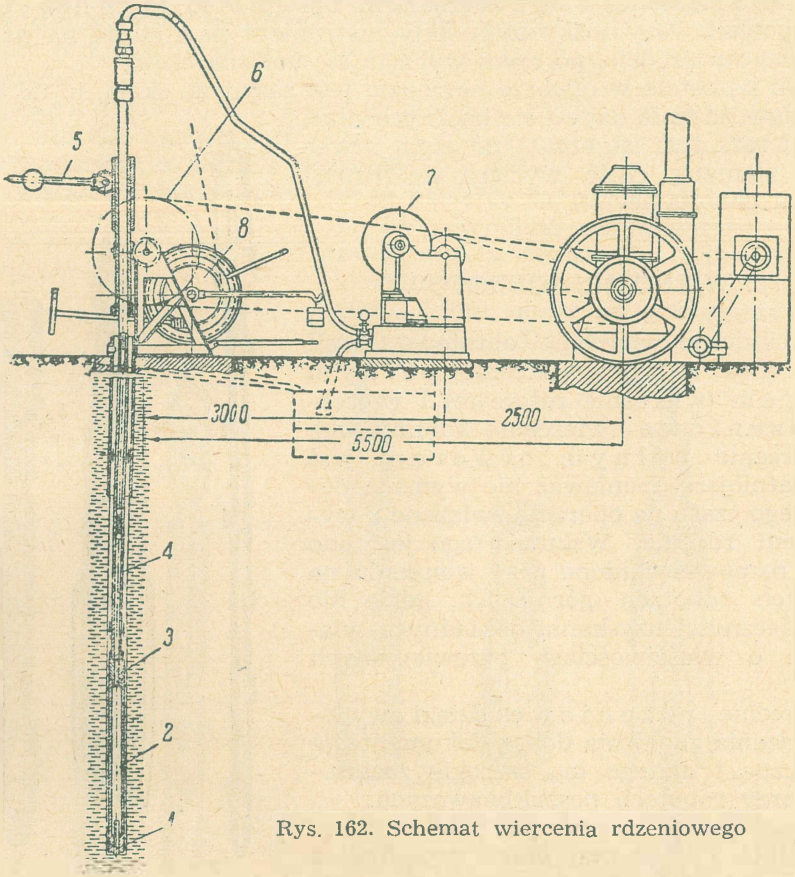
Wiercenie pełnym otworem jest najwydatniejsze, ponieważ nie wymaga dodatkowego czasu na operacje związane z wyciąganiem rdzenia. Wskutek tego jest ono bardzo rozpowszechnione przy wierceniu na odkrytych robotach górniczych, gdzie nie ma konieczności uzyskania dokładnych wiadomości o właściwościach przewiercanych skał.

Wiercenie rdzeniowe dzięki wydobyciu rdzenia zapewnia dobrą dokumentację geologiczną i dlatego ma szerokie zastosowanie przy robotach poszukiwawczych.

Przy wierceniu obrotowym pełnym otworem, dłuto, połączone przez przedłużacz z rurami wiertniczymi, wprowadza się w ruch obrotowy za pośrednictwem tzw. stołu rotacyjnego. Wierci się z zastosowaniem roztworu gliniastego, który służy do wynoszenia rozkruszonej skały z dna i wzmocnienia ścianek odwiertu. Roztwór gliniasty, dostarczany do rur wiertniczych pompą, omywa dno i następnie przez przestrzeń pomiędzy rurami wydostaje się na powierzchnię, gdzie celem oczyszczenia przepuszcza się go przez system ścieków.

Przy wierceniu rdzeniowym koronka pierścieniowa *1* przyrządu wiertniczego (rys. 162) jest złączona z rurą *2*. Ta ostatnia za pomocą łącznika przejściowego *3* łączy się z wydrążonymi żerdziami *4*, które dodaje się w miarę wiercenia otworu. W dolnej części koronki są odpowiednio umocowane noże z twardych spieków lub czarne diamenty.

Obrót żerdzi i ciśnienie na dno otworu następuje za pomocą żurawia wiertniczego *6*, przy czym regulowanie ciśnienia osiąga się za pomocą urządzenia dźwigniowego *5*. Roztwór do płukania w celu ochłodzenia koronki i usunięcia szlamu wiertniczego podaje się przez pompę *7* i przez żerdzie wydrążone.



Rys. 162. Schemat wiercenia rdzeniowego

Celem oderwania rdzenia umieszcza się pomiędzy rurą rdzeniową i koronką, tak zwany odrywacz rdzenia, którego sprężyna stalowa przy wyciąganiu przyrządu wiertniczego zaciska się i odrywa słupek rdzenia. Jeżeli nie ma odrywacza rdzenia, to rdzeń odrywa się po zaklinowaniu go za pomocą tłucznia wrzucanego pomiędzy rdzeń i ścianki wewnętrzne koronki.

Gdy tylko rdzeń wewnątrz koronki zostanie zaciśnięty, wyłącza się pompę a cały przyrząd podnosi się dźwigarką *8* na powierzchnię, gdzie koronkę wiertniczą odkręca się i rdzeń wyciąga z rury rdzeniowej.

NARZĘDZIA I MATERIAŁY ŚCIERAJĄCE

Do wiercenia rdzeniowego stosuje się przyrząd wiertniczy (rys. 163 *a*) składający się z następujących części: z koronki wiertniczej *1*, z rury

rdzeniowej 2, z łącznika przejściowego 3, z żerdzi wiertniczych 4 i z głowicy płuczkowej 5.

Przy wierceniu śrutem, oprócz podanych pięciu części znajdujących się w przyrządzie do wiercenia diamentowego, jest jeszcze rura osadowa szlamowa 6 (rys. 163 b).

Główną częścią przyrządu przy wierceniu rdzeniowym jest koronka, zaopatrzona w ostrza ścierające. Jako takie stosuje się czarne diamenty, spieki twarde i śrut surówkowy odlewniczy.

Koronki służące do umocowania w nich diamentów i spieków twardych przygotowuje się z rur specjalnie zamówionych.

Średnica koronek diamentowych i spiekowych waha się zwykle w granicach od 35 do 150 mm i więcej. Grubość ścianek 6,5 do 8 mm. Ogólna długości 56 do 62 mm. Diamenty tak się wstawia do koronki, ażeby część z nich wystawała za zewnętrzną powierzchnię koronki, a część za wewnętrzną.

Ażeby diamenty trzymały się w koronce, zaciska się je w wywierconych gniazdach lub zaśrubowuje specjalnymi uchwytami.

Jako materiał ścierający w koronkach diamentowych są stosowane diamenty niskogatunkowe, tak zwane borty i karbonado.

Wartość diamentów, wstawionych do jednej koronki, jest bardzo duża i dlatego w ostatnich czasach z powodzeniem zastępuje się je twardymi spiekami, które są surogatami diamentów.

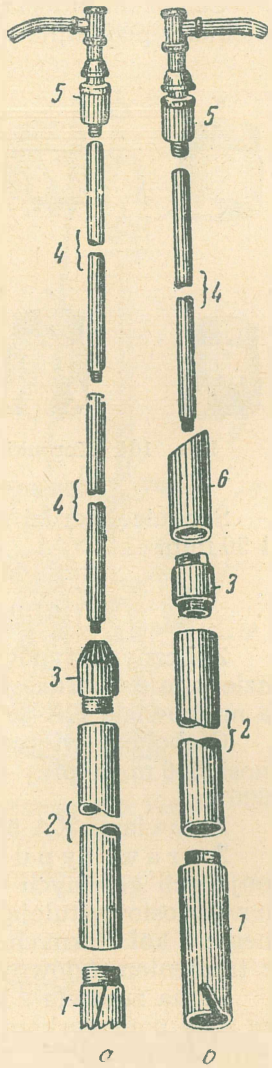
Ciężar diamentów w koronce waha się od $^3/_4$ do $^1/_2$ karata (1 karat równa się 204 mg). W ostatnich czasach zaczęto stosować do uzbrajania koronek również drobne okruchy diamentowe.

Spieki twarde „Pobiedity" sporządza się w kształcie graniastosłupów, cylinderków i różnych płytek, które wstawia się i zaciska w otworach wywierconych w koronce.

Na rys. 164 uwidoczniono: pierścień koronki niezbrojonej *a*; koronkę pierścieniową z zębami i wycięciami do przejścia wody *b*; koronki zaopatrzone spiekami twardymi (pobieditami) *c* i *d*; koronkę diamentową nabijaną *e* i koronkę z drobnymi wtopionymi diamentami *f*.

Przy wierceniu śrutem koronka ulega silnemu starciu. Dlatego przy wierceniu śrutem stosuje się wzmocnione konstrukcje koronek (patrz rys. 163 b).

Koronka śrutowa zwykle ma średnicę od 55 do 145 mm. Grubość ścianek koronki od 6,5 do 12,5 mm. Długość koronek 500 mm.

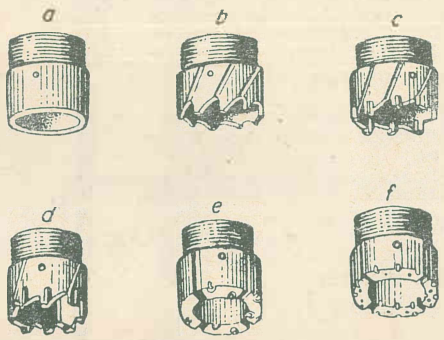


Rys. 163. Przyrząd wiertniczy:
a — do wiercenia diamentami; *b* — do wiercenia śrutem.

Rury rdzeniowe. Przeznaczenie rur rdzeniowych jest dwojakiego rodzaju: po pierwsze służą one za odbiorniki wywierconych słupków rdzeni, a po drugie są jakby prowadnikami przy wierceniu.

Rury rdzeniowe ulegają silnemu zużyciu i często muszą być wycofane z ruchu po przewierceniu otworu 25 do 30 m, a przy wierceniu pochyłym po 5 do 8 m. Materiałem do zwykłych rur rdzeniowych i szlamowo-osadowych jest stal z wytrzymałością na rozerwanie 50 do 60 kg/mm^2. Długość rur rdzeniowych wynosi 1,5 do 8 m i więcej.

Celem uniknięcia skrzywienia otworu zaleca się stosować rury długie, niekiedy podwójne a nawet potrójne rury rdzeniowe. Ciężar rur rdzeniowych waha się od 3,5 do 12,5 kg na 1 mb.



Rys. 164. Koronki wiertnicze

Rury rdzeniowe o równej średnicy łączy się ze sobą na gwinty. Do połączenia żerdzi z rurami rdzeniowymi służą specjalne łączniki przejściowe *3* (rys. 163).

Nadawanie ruchu obrotowego rurze rdzeniowej i koronce, jak również doprowadzenie do dna otworu cieczy płuczkowej odbywa się za pomocą żerdzi.

Długość żerdzi wynosi 3 do 6 m.

W komplecie niezbędne są również dwie żerdzie o długości po 1,5 m i dwie żerdzie po 0,75 do 1 m.

Średnicę żerdzi przy wierceniu rdzeniowym przyjmuje się 40, 42 i 50 mm.

ŻURAWIE DO WIERCENIA RDZENIOWEGO

Z licznych typów żurawi do wiercenia rdzeniowego w Związku Radzieckim najbardziej są rozpowszechnione dwa żurawie typu Craelius AB, a mianowicie KA-300 i KA-500.

Głębokość wiercenia żurawiami KA-300 przy wierceniu śrutem wynosi 300 m, a przy wierceniu spiekami twardymi i diamentami 500 do 600 m.

Żurawiami KA-500 można wiercić otwory do głębokości 1000 m.

Żuraw typu Craelius KA-300 (rys. 165) składa się z następujących głównych części: z ramy, ze skrzynki poziomej z wałem, panewką osiową-tuleją i kołem zębatym; z dwóch kół — roboczego i wolnego; z kół ciernych dużego i małego; z dźwigarki; ze skrzynki pionowej z trzpieniem (głównym wałem); z zacisku; z urządzenia dźwigniowego.

Rama żurawia z płaskiej stali składa się z dwóch boków połączonych ze sobą poprzeczkami *1*. Na ramie ustawia się skrzynkę poziomą *2* z wałem prowadzącym (kierowniczym), na którym jest osadzona panewka osiowa-tuleja koła zębatego.

Zadaniem koła zębatego jest przekazywanie obrotu od poziomego wału prowadzącemu wałowi pionowemu i trzpieniowi *3* poprzez koło zębate, osadzone na tym drugim.

Na końcu trzpienia wiertniczego umocowuje się żerdzie rurowe, nadające obrót przyrządowi wiertniczemu. Do górnego końca trzpienia dołącza się w czasie wiercenia głowicę *4*, przez którą wchodzi do żerdzi ciecz płuczkowa.

Przyrząd wiertniczy wyciąga się za pomocą bębna dźwigarki, znajdującego się na wale *5*. Obrót wału *5* w czasie wyciągania narzędzi następuje od wału głównego za pomocą osadzonego na nim małego koła ciernego *6* i dużego koła ciernego *7*, umocowanego na wale.

Prędkość wyciągania przyrządu dźwigarką wynosi od 0,3 do 0,8 m/sek.

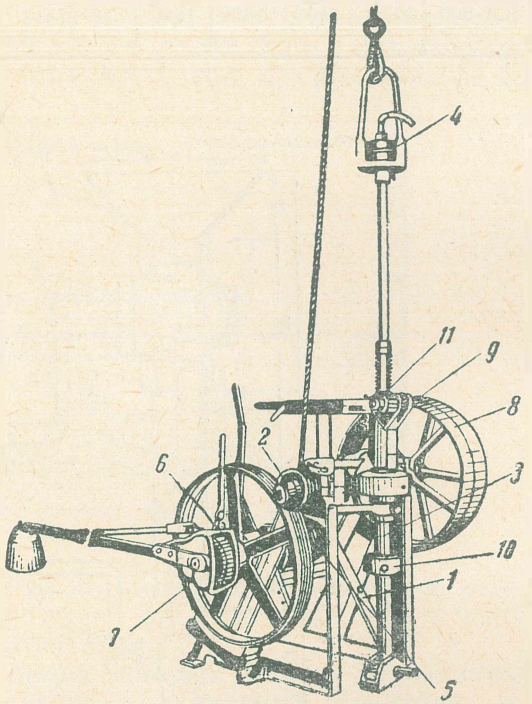
Koła robocze i luźne *8* i *9* są osadzone na końcu wału głównego z prawej strony i za pomocą napędu pasowego otrzymują ruch obrotowy od silnika, znajdującego się poza żurawiem.

Zacisk *10* służy do zamocowania żerdzi w trzpieniu. Urządzenie dźwigniowe *11* składa się z dźwigni koła zębatego kierunkowego (prowadzącego) i koła oporowego. Przy pomocy jego reguluje się ciśnienie przyrządu na dno otworu.

Do uruchomienia żurawia KA-300 stosuje się zwykle silniki dwutaktowe ropne. Moc silnika 12 do 18 KM, a ilość obrotów na minutę 180 do 240.

Żuraw KA-500 co do urządzenia nie różni się od żurawia typu KA-300.

Osobliwością żurawia KA-500 jest: 1. duża moc; 2. bardziej złożone urządzenie dźwigarki; 3. obecność koła zamachowego do uruchomiania zębatki, mieszczącej się w skrzynce pionowej z trzpieniem. Charakterystykę żurawi do wiercenia rdzeniowego podano w tablicy 29.



Rys. 165. Żuraw wiertniczy typ KA-300

§ 86. WIERCENIE OBROTOWE ŚRUTEM

Do wiercenia śrutem stosuje się w Związku Radzieckim takież żurawie typu Craelius AB. Śrut sypie się na dno otworu za pomocą specjalnych przyrządów.

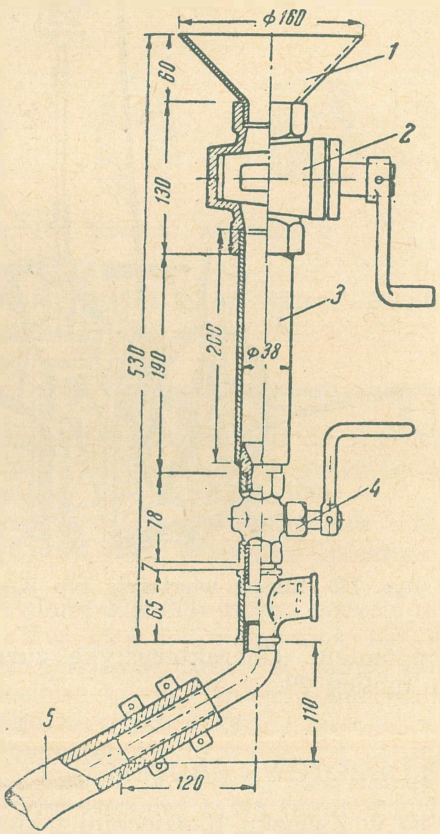
Rys. 166 przedstawia najwygodniejszy schemat podawania śrutu.

Śrut wsypuje się do lejka *1*, z którego przez kran *2* wpada do rurki *3*,

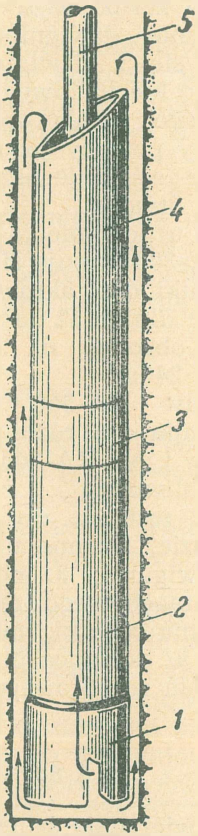
Tablica 29

Charakterystyka żurawi do wiercenia rdzeniowego

Typ	Wymiary skrajniowe mm	Waga aparatu, ciężar żurawia kg	Moc silnika KM	Średnica żerdzi mm	Prędkość nawijania liny na bęben m/sek	Zdolność dźwigarki do podnoszenia ciężarów kg	Maks. głębokość wiercenia m	Średnica koronek mm
KA-300	1000 × 1200 × 1350	780	12—18	42	0,2—0,4	1500	600	115—35
KA-500	1200 × 1400 × 1500	1620	18—25	50	0,4—0,6	2000	1000	145—45



Rys. 166. Urządzenie podawcze śrutu do odwiertu



Rys. 167. Konstrukcja rury wiertniczej przy rdzeniowym wierceniu śrutem

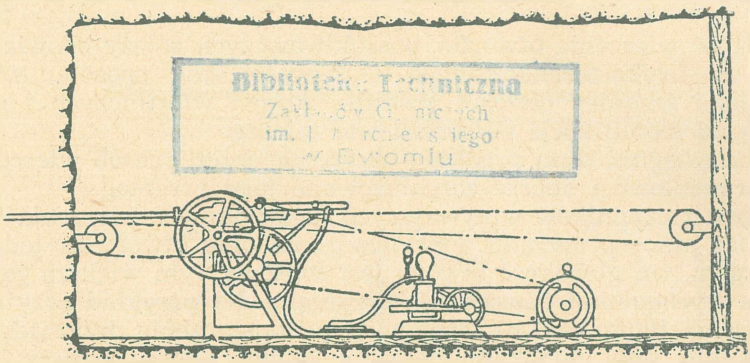
z której przez kran *4* dostaje się do przewodu *5*, a następnie przez głowicę do żerdzi.

Do wiercenia śrutem powinny być dwie koronki rdzeniowe: jedna w pracy, druga w przygotowaniu.

Do wiercenia śrutem (rys. 167) stosuje się specjalne koronki *1* stalowe, których dolny koniec jest zlekka zawinięty. Śrut odlewniczy podawany przez żerdź *5* w czasie wiercenia wskutek tarcia i wleczenia rozkrusza skałę na dnie otworu.

Szlam tworzący się przy płukaniu unosi się na wierzch wąską przestrzenią pierścieniową pomiędzy ściankami otworu i ściankami zewnętrznymi rury rdzeniowej *2*. Dla ułatwienia wiercenia wkręca się rurę szlamową *4* powyżej rury rdzeniowej za pomocą łącznika przejściowego *3*.

Przy wierceniu z rurą szlamową ciężkie cząstki skały i sproszkowany śrut osadzają się w rurze szlamowej i dzięki temu nie gromadzą się na dnie otworu.


Biblioteka Techniczna
Zakładów Górniczych
im. [illegible]
w Ewiomiu

Rys. 168. Ustawienie w przodku żurawia Craelius

Rury szlamowe powinny być z zasady stosowane we wszystkich przypadkach, gdy wydajność pompy jest mała i gdy płuczka nie może wynieść cięższych cząstek skalnych na powierzchnię.

Żurawie typu Craelius AB można stosować również do wiercenia otworów poszukiwawczych w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Rys. 168 przedstawia schemat ustawienia agregatu (zespołu) wiertniczego do wiercenia otworu poziomego z przecznicy. Wiercenie otworów poziomych w zasadzie nie różni się od wiercenia pionowego.

§ 87. PRZYRZĄDY DO POMIARU SKRZYWIENIA OTWORÓW

W praktyce ustalono, że graniczne odchylenie otworów od pionu przy wierceniu poszukiwawczym rdzeniowym jest dopuszczalne do 3^0, a w przypadkach szczególnych do 5^0 na 100 m wiercenia.

Otwór wywiercony z dużym skrzywieniem staje się często bezwartościowy. Do pomiaru krzywizny przy wierceniu poszukiwawczym żurawiem Craelius używa się specjalnego przyrządu z kwasem fluorowodorowym (HF).

Sposób pomiaru skrzywienia otworów przyrządem z kwasem fluorowodorowym jest prosty, dlatego też jest powszechnie stosowany.

Jako przyrząd pomiarowy stosowane są rurki szklane o średnicy do 25 mm, które przed użyciem napełnia się w $^1/_3$ do $^1/_2$ wysokości 20% roztworem kwasu fluorowodorowego. Rurkę wstawia się do przyrządu wiertniczego i opuszcza do otworu. Tam pozostaje na odcinku mierzonym od 30 minut do 1 godziny, po czym przyrząd wyciąga się, wyjmuje się z niego rurkę i wylewa kwas. Po wymyciu rurki na jej ściankach pozostaje linia działania żrącego kwasu na szkło. Kąt odchylenia tej linii od pionu mierzy się za pomocą goniometru.

Oprócz rurek z kwasem fluorowodorowym do pomiarów skrzywienia otworów stosuje się specjalne przyrządy.

§ 88. ORGANIZACJA ROBÓT PRZY WIERCENIU POSZUKIWAWCZYM

Prędkość wiercenia otworów poszukiwawczych zależy od wielu czynników: od fizyko-mechanicznych właściwości skał, sposobu wiercenia, głębokości i średnicy otworu, rodzaju żurawi wiertniczych i narzędzi, wreszcie od kwalifikacji personelu wiertniczego.

Można osiągnąć dużą prędkość wiercenia, jeżeli sposób wiercenia wybrano prawidłowo i dobrze zorganizowano jego przebieg.

Jednym z czynników wpływających na wydajność wiercenia jest długotrwałość pracy przyrządu wiertniczego na dnie otworu za jednym zapuszczeniem. Im głębokość otworu jest większa, tym większa jest strata czasu na wyciąganie i opuszczanie przyrządu. Na przykład przy głębokości wiercenia 100 m czas na wyciągnięcie i opuszczenie przyrządu wynosi około 35 min, przy głębokości 200 m — 75 min, natomiast przy 500 m — 170 min.

Wpływ wysokości wieży wiertniczej na prędkość wyciągu i opuszczania przyrządu jest następujący: przy długości świecy 6 m wyciąg z głębokości 400 m wymaga 130 min; przy świecy 15 m na tę samą czynność potrzeba tylko około 65 do 70 min. W ogóle czas drążenia otworu jednym zapuszczeniem jest przy wierceniu rdzeniowym ograniczony długością rury rdzeniowej. Zapuszczeniem nazywa się okres czasu, między jednym a drugim oczyszczeniem otworu ze skały.

Czas jednego zapuszczenia przy wierceniu rdzeniowym składa się z następujących czynności: 1. opuszczenie przyrządu; 2. płukanie otworu; 3. wsypanie śrutu; 4. wiercenie; 5. płukanie i wyciąganie przyrządu; 6. wzmocnienie otworu; 7. pomiar skrzywienia otworu; 8. likwidacja przeszkód.

Najefektywniejszy będzie przebieg pracy, przy którym procent czasu czystej pracy będzie największy.

W tym celu trzeba dążyć do:

1. skrócenia czasu czynności pomocniczych opuszczania oraz wyciągania,
2. zapobiegania postojom przez stałą kontrolę, np. połączeń gwintowych żerdzi,
3. stałego posiadania części zapasowych.

§ 89. ORGANIZACJA PRACY PRZY ROBOTACH WIERTNICZYCH

Praca na wieżach wiertniczych odbywa się na trzy zmiany po 8 godzin; wykonują ją brygady wiertnicze.

Każda brygada składa się z trzech ludzi, a to z przodowego wiertacza (brygadzisty) wiertacza i młodszego wiertacza.

Do obowiązków przodowego wiertacza poza kierowaniem wiercenia należy również troska o zaopatrzenie wieży wiertniczej w niezbędne narzędzia i materiały.

Płacę przy wierceniu oblicza się od ilości przewierconych metrów otworu. Przy przecięciu strefy rudnej opłata zależy od jakości i ilości wziętego rdzenia i łyżkowin. Przy wierceniu głębokim, szczególnie w skałach zwięzłych wymagających częstego wyciągania przyrządu, stosuje się niekiedy brygadowy system opłacania pracy. W warunkach zwykłych przy wierceniu poszukiwawczym jest rozpowszechniony progresywno-premiowy system zapłaty przy wykonaniu norm powyżej 100% (tablica 30).

Tablica 30

Skala taryfy (tabeli płacy) za wykonanie norm

Roboty zmechanizowane		Roboty niezmechanizowane	
Przekroczenie norm %	Zwiększenie taryfy %	Przekroczenie norm %	Zwiększenie taryfy %
Do 10	20	Do 20	20
Do 30	40	Do 40	40
Powyżej 30	75	Powyżej 40	60

Taryfa zwiększa się począwszy od pierwszego procentu przekroczenia norm.

Podział płacy zarobkowej, otrzymywanej ponad normalną taryfę, przeprowadza się w brygadzie wiertniczej według następujących zasad: wiertaczowi przodowemu 50%, wiertaczowi 30% i młodszemu wiertaczowi 20%.

Przy wierceniu ręcznym zarobek dodatkowy dzieli się proporcjonalnie do stawki otrzymywanej przez każdego robotnika.

Rozdział XV

POBIERANIE PRÓB I OPRACOWANIE MATERIAŁU Z POSZUKIWAŃ

§ 90. ZASADNICZE RODZAJE PRÓB I SPOSOBY ICH POBIERANIA

Zależnie od celu i sposobu badania kopaliny próby dzieli się na trzy rodzaje:

1. mineralogiczne,
2. chemiczne,
3. techniczne.

Próby mineralogiczne mają na celu określenie składu mineralogicznego skał przy poszukiwaniu złóż.

Próby chemiczne służą do określenia ilościowego składu chemicznego kruszcu w różnych częściach złoża za pomocą analizy chemicznej. Próby te dają podstawę do obliczenia zasobów metalu lub innego minerału w złożu.

Próby techniczne robi się dla zbadania sposobów przeróbki rud. Wyniki tych badań są podstawą do projektowania nowych, jak również do przebudowy czynnych fabryk i zakładów.

Zależnie od przeznaczenia próby wykonywają geologowie, metalurgowie lub przeróbkarze.

Sposoby pobierania prób są bardzo różnorodne i zależą:

1. od sposobu prowadzenia robót górniczych i poszukiwawczych;
2. od stopnia równomierności rozkładu minerału lub metali w złożu kruszcowym;
3. od charakteru zmiany składu kruszcu w określonych kierunkach złoża.

Rozróżnia się branie prób przy prowadzeniu wyrobisk górniczych i przy wierceniu otworów poszukiwawczych.

BRANIE PRÓB W WYROBISKACH GÓRNICZYCH

Przy prowadzeniu wyrobisk górniczych stosuje się następujące sposoby pobierania prób: 1. próba bruzdowa, 2. próba dobierana (czerpana), 3. próba punktowa, 4. próba z otworu strzałowego, 5. próba zdzierana i 6. próba masowa.

Ze wszystkich wyliczonych sposobów najbardziej rozpowszechnione jest pobieranie prób za pomocą bruzdy (rowku) wycinanej na powierzchni przodka.

Sposób bruzdowy pobierania prób stosuje się przy badaniu

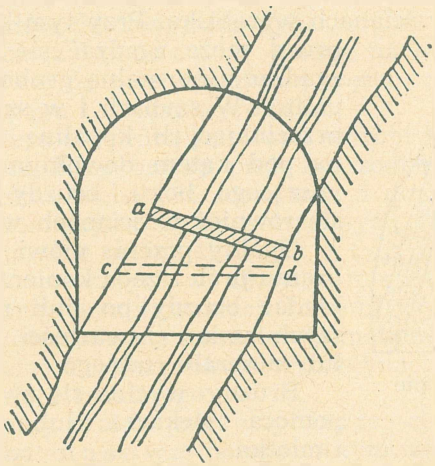
złóż miedzianych, złota, polimetalicznych (ołów, cynk), żelaznych, azbestowych, apatytowych i innych.

Przy pobieraniu prób bruzdą należy kierować się następującymi przepisami: 1. bruzda powinna przebiegać po linii grubości kopaliny kruszcowej; 2. przy wykonaniu bruzdy należy przecinać nią całą grubość złoża rudnego; 3. bruzda powinna mieć określoną szerokość i głębokość, które zależą od ciężaru nieodzownie potrzebnej próby z 1 m bruzdy.

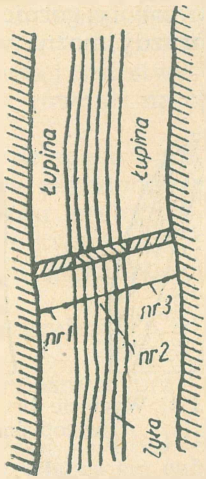
Przy kruszcach twardych o równomiernej zawartości metalu przyjmuje się wymiary poprzeczne bruzd w następujących granicach: szerokość 5 do 10 cm, głębokość 0,8 do 3 cm. W kruszcach miękkich o równomiernej zawartości metalu bruzdy mogą być szerokie 10 do 15 cm i głębokie 3 do 5 cm.

Jeżeli zawartość metalu w rudzie nie jest równomierna, wymiary bruzd mogą być nieco większe. W skałach zwięzłych szerokość 10 do 20 cm i głębokość 3 do 10 cm; w miękkich szerokość 20 do 30 cm i głębokość 10 do 20 cm.

● Przy węglu twardym szerokość 30 cm, głębokość 2,5 cm, przy węglu miękkim szerokość 15 cm, głębokość 5 cm lub więcej. ●



Rys. 169. Wycięcie bruzdy przez grubość złoża rudnego



Rys. 170. Wycięcie bruzdy przez żyłę i łupinę

Długość bruzdy wynosi zwykle 1 do 2 m. Jeżeli grubość ciała rudnego w złożu jest znaczna, to próbę dzieli się na części (odcinki).

Przy braniu prób kopalin polimetalicznych, wolframowych i zawierających złoto odległość pomiędzy próbami przyjmuje się od 1 do 3 m.

W rudach jednorodnych, np. żelaznych, odległość tę można zwiększyć od 5 do 8 m.

Przy braniu prób ze złóż o równomiernej zawartości metalu z każdego metra bieżącego bruzdy bierze się zwykle od 1 do 4 kg próby.

Jeżeli ilość materiału kruszcowego w próbie przewyższa objętość, która jest niezbędna do wykonania analizy mineralogicznej i chemicznej, to próbę poddaje się rozdrabianiu i pomniejszaniu.

Proces pomniejszania próby nazywa się kwartowaniem. Polega ono na tym, że z pobranej próby po rozdrobieniu usypuje się stożek i dzieli się go na cztery równe części, przy czym odrzuca się dwie przeciwległe ćwiartki, a dwie pozostałe miesza się i poddaje się próbom. Często proces kwartowania powtarza się kilka razy aż do uzyskania ilości wystarczających do prób.

W chodnikach prowadzonych w kopalinie z mniej lub więcej równomierną zawartością metalu próbę bierze się z bruzdy poprzecznej.

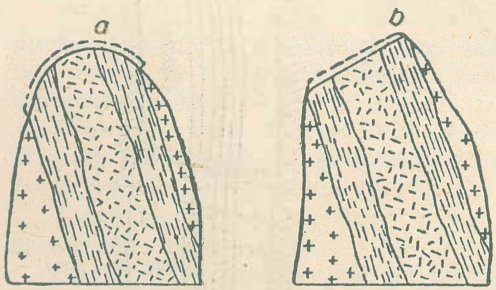
Kierunek bruzdy przyjmuje się albo prostopadły w stosunku do grubości (*ab*), albo poziomy (*cd*) (rys. 169).

Jeżeli próbom podlega żyła mająca jeden lub dwie dobrze wykształtowane łupiny, próby bierze się oddzielnie z żyły i osobno z łupiny (rys. 170).

W grubych pokładach kopalin użytecznych próby można brać w dowolnym kierunku, np. bruzdami poziomymi lub pionowymi w ścianach chodnika.

Przy upadzie stromym, w wyrobiskach prowadzonych w poprzek rozciągłości, często pobiera się próby w stropie wyrobiska (rys. 171 *a* i *b*).

Jeżeli roboty górnicze prowadzone są po upadzie lub po wzniosie kopaliny, bruzdy można wycinać w ścianach wyrobiska. Przy tym kierunek bruzd może zgadzać się lub nie zgadzać z normalną grubością kopaliny. W szybach i w szybikach, przecinających kopalinę użyteczną pod kątem dowolnym do ich wiszącego boku, bruzdy wycina się również w ścianach wyrobisk.



Rys. 171. Wycięcie bruzdy w stropie wyrobiska

Ogólny przepis mówi, że przy braniu prób trzeba koniecznie rozkładać bruzdy po linii największych zmian zawartości kruszcu lub minerału rudnego.

Bruzdy wycina się zwykle za pomocą siekacza lub żelazka i młotka.

Przy wycinaniu próby należy uważać, ażeby do niej nie dostawały się obce cząstki skał i ażeby wycinana próba nie odskakiwała na boki. W tym celu należy przewidzieć, aby wycinana próba spadała na brezent lub do koryta żelaznego, po czym wsypuje się ją do szczelnego worka.

Bruzdami nie można brać prób niektórych rud o budowie brekcjowej i w żyłach bardzo cienkich a także w złożach charakteryzujących się obecnością dużych samorodków złota.

Próba dobierana (czerpana) polega na braniu próbek z urobku podczas robót niedużymi porcjami (0,5 do 1 kg) równocześnie z 20 do 30 punktów. Ciężar łączny próby z urobku jednego odstrzału bierze się przy nierównomiernym materiale rudnym 10 do 12 kg, a przy wyjątkowo nierównomiernym 40 do 50 kg.

Przy pobieraniu próby sposobem dobierania należy zwracać uwagę na to, aby stosunek pomiędzy grubym materiałem i drobiazgiem rudnym odpowiadał takiemuż w rudzie odbitej.

Pobierać próby można sposobem dobierania przy bardzo grubych złożach, szczególnie z nierównomiernymi wpryskami cennego metalu lub kruszcu.

Pobieranie prób dobieranych co do czasu jest szybsze 3 do 5 razy od brania prób bruzdowych.

Próba punktowa różni się od próby dobieranej tym, że próbki bierze się nie ze zwału urobku, lecz z nienaruszonego przodka lub ze ścian wyrobiska.

Przy próbie punktowej ciężary prób składowych (według punktów) wynoszą 0,2 do 0,3 kg, a ciężar ogólny próby 3 do 5 kg. Miejsca do pobrania prób wyznacza się w szachownicę.

Sposób punktowy może być zastosowany przy braniu prób ze złóż grubych i średniej grubości.

Próba z otworu strzałowego polega na wierceniu otworów. W przodku wierci się zwykłe otwory, z których zwierciny zbiera się specjalnymi urządzeniami i używa do badania mineralogicznego i chemicznego.

Branie prób z otworów strzałowych praktykowano niejednokrotnie na kopalniach metalurgii kolorowej i czarnej Związku Radzieckiego, ale sposób ten nie rozpowszechnił się głównie z powodu braku odpowiednich przyrządów do chwytania pyłu.

Próba zdzierania polega na odbiciu równej warstwy kopaliny kruszcowej na całej obnażonej części przodka, jak również na określonej części spągu i stropu wyrobiska.

Zdziera się próbę ze stropu wyrobisk i rowów w spągu na długość od 1 do 2 m. Przy braniu prób z przodków jest ona określona wysokością wyrobiska. Głębokość zdzierania 5 do 10 cm. Ciężar próby od 1 do 2 t; próbę pomniejsza się do potrzebnych granic przez kwartowanie.

Zdzieranie można stosować w tych przypadkach, gdy inne sposoby nie dają spodziewanych wyników, a mianowicie:

1. przy poszukiwaniach rowami złóż o małej grubości z bardzo nierównomierną zawartością metalu;
2. przy braniu prób na wychodniach złóż złotonośnych przy obecności złota rodzimego;
3. przy braniu prób z żył bardzo cienkich (10 cm i mniej) itp.

Próba masowa polega na tym, że do próby włącza się cały urobek, otrzymany z zabierki lub tylko jego część. W ostatnim przypadku do próby bierze się każdą piątą lub dziesiątą łopatę urobku.

Próby masowej nie pomniejsza się i opracowuje całą w zakładzie.

POBIERANIE PRÓB PRZY WIERCENIU POSZUKIWAWCZYM

Przy wierceniu ręcznym i udarowym do próby bierze się zwierciny lub łyżkowiny.

Ciężar próby zależnie od średnicy otworu waha się z 1 mb od 30 do 300 kg i więcej. Żeby zmniejszyć ciężar próby, materiał wzięty z otworu pomniejsza się za pomocą specjalnego przyrządu do dzielenia. Pozostałość próby suszy się na blachach żelaznych i wsypuje do worka.

Przy wierceniu rdzeniowym próba składa się ze rdzenia oraz bierze się szlam, o ile rdzeń jest niewystarczający.

Ażeby szlam otrzymany z przewierconej części czynił zadość wszystkim wymaganiom stawianym próbie, nie powinien tracić się w szczelinach i „zanieczyszczać się" skałami z poziomów leżących wyżej; poza tym płukanie otworów powinno zabezpieczać wynoszenie wszystkich cząstek przewierconej skały, niezależnie od ich ciężaru właściwego. Długość odwiertu do jednej próby przyjmuje się na 1 do 1,5 m i więcej.

Z otrzymanego rdzenia bierze się do próby połowę a drugą część pozostawia do badania mineralogicznego. Rdzeń dzieli się na połowy wzdłuż długiej osi.

Rdzeń przeznaczony do próby opłukuje się z przywartego doń materiału i wkłada się do osobnych skrzynek.

Szlam bierze się na próby przy przewierceniu wielu złóż rudnych (w tej liczbie i złotych) zwykle wtedy, gdy rdzenia otrzymuje się mniej niż 60 do 80%.

Szlamy odbiera się do próby z tychże samych odcinków złoża, z których pochodzi rdzeń. W ten sposób ilość prób szlamu powinna odpowiadać ilości prób rdzenia.

Do chwytania szlamu u wylotu otworu zwykle ustawia się ściek z przegródkami i zbiornik odbiorczy.

Szlam zebrany u wylotu otworu i wydobyty z rury szlamowej (osadowej) umieszcza się w niewysokich żelaznych panwiach do suszenia, po czym miesza się go i daje do obróbki.

BRANIE PRÓB W ZŁOŻACH OKRUCHOWYCH

Złoża okruchowe różnią się krańcowo nierówniemiernym rozdziałem cennego metalu w piaskach.

Dlatego próby w złożach okruchowych pobiera się tak, ażeby według ich wyników można było określić nie tylko zawartość metalu w tym złożu, ale również dać charakterystykę jego udziału w stosunku do grubości pokładu.

Dlatego przy braniu prób dzieli się pokład rudny, a niekiedy i namulisko na warstwy. Jeżeli pokład ma grubość 3 do 5 m, rozbija się go na trzy warstwy: pierwsza na granicy z nasypiskiem, druga — właściwe piaski i trzecia — na granicy ze skałami spągowymi.

Piaski do próby bierze się według objętości lub ciężaru (30 do 35 g). W przypadku pierwszym zawartość metalu w 1 m^3 określa się z wyliczenia współczynnika rozkruszenia, w drugim wychodząc z ciężaru 1 m^3 piasków. Przy eksploatacji podziemnej do brania prób w złożach okruchowych stosuje się zwykle sposób bruzdowy.

§ 91. DOKUMENTACJA BRANIA PRÓB

B r a n i e p r ó b k o p a l n i a n y c h. Każdą próbę wziętą jednym z wyżej opisanych sposobów pobierania kładzie się do worka i mocno zawiązuje.

W celu oznaczenia próby wkłada się do worka kartkę z papieru pergaminowego, na której zaznacza się numer próby, miejsce jej pobrania, datę i nazwisko osoby kierującej wycinaniem lub odbijaniem prób.

Z zewnątrz przymocowuje się do worka tabliczkę drewnianą z numerem próby.

Wszystkie próby wzięte na kopalni mają ogólną numerację porządkową.

Jednocześnie z pobraniem próby robi się szkic miejsca jej pobrania w skali 1 : 20; 1 : 25.

Oznaczenie umowne skał kruszconośnych i ich różnorodność wpisuje się na pierwszej lub drugiej stronicy dziennika brania prób.

Na szkicach oznacza się: 1. nazwę wyrobiska; 2. odległość od punktu mierniczego lub punktu umownego.

Powierzchnię naszkicowaną orientuje się według stron świata. Na marginesach szkicu daje się niezbędne wyjaśnienia (charakter złoża, kierunki łupliwości, szczelinowatości itp.).

Dokumentację z pobrania prób charakteryzującą zmianę zawartości użytecznych składników w złożu tworzą mapy pobieranych prób. Sporządza się je na mapach pokładowych w skali 1 : 100 lub najczęściej 1 : 200, rzadziej w skali 1 : 500. Mapy brania prób powinno się uzupełniać w miarę posuwania się wyrobisk górniczych. Na mapach w punktach pobrania prób wpisuje się w porządku kolejnym numer próby, całkowitą grubość kopaliny (rudy) na odcinku brania prób a po otrzymaniu wyników analizy zawartość składników.

Porządek zapisów jest taki:

$$\text{nr próby } \frac{\text{grubość, m}}{\text{zawartość, \% (lub g/t)}}$$

Na mapach o gęstej siatce wyrobisk i prób, jak również przy określeniu kilku składników (komponentów) należy wypisywać tylko numery prób, grubość i zawartość metalu, a dane liczbowe ustalać w tablicy.

Na mapach sporządza się również diagramy zmian grubości i zawartości.

Branie prób wiertniczych. Rdzeń, który ma być oddany do badania, wkłada się do specjalnych skrzynek o długości 1 m i szerokości 0,6 m; wysokość powinna odpowiadać średnicy rdzenia. Skrzynki należy podzielić przegródkami podłużnymi. Odległość pomiędzy przegródkami powinna być równa średnicy rdzenia.

Przy układaniu rdzenia oddzielnymi jego częściami powinny one być ułożone i ponumerowane w tejże kolejności, w jakiej zostały wyjęte z rury rdzeniowej. Jeżeli rdzeń otrzymuje się w bardzo drobnych odłamkach, należy je szczelnie zawinąć w papier celem uniknięcia pomieszania.

Na drewnianym krążku (korku) rozdzielającym rdzeń z różnych zapuszczeń zaznacza się głębokość odwiertu, z której rdzeń wyciągnięto i jego długość. Oprócz tego korek nadłupuje się w celu włożenia etykietki ze wskazaniem złoża, numeru odwiertu, daty i zmiany, głębokości pobrania rdzenia i nazwiska przodowego zmianowego.

Oprócz etykietki i napisu na korku należy również na krawędziach przegródek odnotować głębokość otworu a strzałką kierunek układania rdzenia; niekiedy, o ile jest to możliwe, znaczy się strzałki na samym rdzeniu.

Szlam wyschnięty zsypuje się do woreczka, który oznacza się za pomocą etykietki z oznaczeniem numerów odwiertu i próby.

Równocześnie z pobieraniem prób należy notować szczegółowy opis rdzenia i szlamu.

Dane opisu umieszcza się w dzienniku otworu wiertniczego.

Dla każdego otworu należy koniecznie sporządzać przekrój, na którym są uwidocznione dane geologiczne i wskaźniki brania prób.

Przy wierceniu udarowym i linowym próby opisuje się według danych z mikroskopowych oględzin materiału rudnego, dobytego łyżkowaniem z otworu. Wyniki brania prób z otworów również zapisuje się do dziennika wiertniczego.

§ 92. SPOSOBY OPRACOWANIA PRÓB

Ciężary prób nieodzownie potrzebnych do analizy próbnej lub chemicznej są niezmiernie małe w porównaniu z ich ciężarem pierwotnym. Do analiz chemicznych przeważającej większości rud metalicznych uważa się za wystarczającą próbkę o ciężarze od 0,5 do 5 — 10 g. Do analizy złoża złotonośnego ciężar próby (zależnie od zawartości metalu w próbach) przyjmuje się najczęściej od 50 do 100 g.

Ponieważ wiele analiz ważnych kopalin przeprowadza się dwukrotnie, a złotonośnych złóż trzy- i cztero-krotnie i ponieważ poza tym w laboratorium powinna być przechowywana reszta badanego materiału do możliwych dalszych (kontrolnych) analiz i innych celów, przeto próbę bierze się ze znacznym zapasem w stosunku do wielkości niezbędnej do jednego badania.

Zanim próba wyjściowa stanie się zdatna do próby laboratoryjnej, przechodzi przez dwa, trzy lub więcej stadiów przygotowawczych. W każdym z nich pomniejsza się próby na jeden lub kilka sposobów, w wyniku czego próbę dzieli się na części.

Przygotowanie próby składa się z następujących czynności: z rozdrabiania, przesiewania (rafowania), mieszania i pomniejszania.

R o z d r a b i a n i e. W przypadkach zwykłego przygotowywania prób wziętych sposobami: masowym, zdzieranym i bruzdowym, jak również sposobami wyczerpywania i punktowania, materiał kolejno rozdrabia się na części: grube 100 do 30 mm, średnie 12 do 5 mm, drobne 3 do 1,25, 0,7 mm i bardzo drobne 0,15 do 0,07 mm. Grube rozdrabianie na kawałki 100 do 50 mm wchodzi w rachubę tylko przy przygotowywaniu prób masowych.

Grube i średnie rozdrobienie osiąga się mechanicznie w łamaczach systemu Blacka. Normalne rozdrobienie jakie daje łamacz Blacka jest równe 4 do 6 mm, ale można je wyregulować do 8 — 10 mm.

R a f o w a n i e r ę c z n e i p r z e s i e w a n i e. Do przesiewania dużej ilości grubego materiału (powyżej 25 mm) stosuje się zwykle sita prętowe.

Do przesiewania drobniejszego materiału (od 25 mm i mniej) stosuje się sita kratowe składające się z ramy, w której umocowuje się siatki lub podziurawioną blachę żelazną.

Do przesiewania drobnego i bardzo drobnego materiału w końcowych fazach rozdrabiania (od 4 do 3 mm i mniej) korzysta się ze znormalizowanego (standardowego) kompletu sit laboratoryjnych. Najwięcej rozpowszechnione są sita standardowe Taylora.

M i e s z a n i e. Do mieszania stosunkowo niewielkich prób korzysta się z mechanicznych mieszadeł w rodzaju walców obrotowych i zwykłych młynów kulowych.

Przy ciężarze prób większym niż 2 do 3 t mieszanie zwykle odbywa się przez przerzucanie łopatą.

Niewielkie próby 5 do 10 kg miesza się na brezencie lub na ceracie.

Mieszanie prób jest czynnością bardzo ważną i przy nieskrupulatnym wykonywaniu są możliwe błędne wyniki z pobranych prób.

P o m n i e j s z a n i e prób wykonuje się za pomocą automatycznego pomniejszacza Brauna, który może jednocześnie pomniejszać próbę cztery razy.

Próby o ciężarze około 2 do 3 t pomniejsza się przez odrzucanie do następnej próby co drugiej, trzeciej lub piątej łopaty. Przy próbie mniejszej od 2 do 3 t pomniejszanie robi się zwykle przez kwartowanie.

Rozdzielaczy Johnsona używa się do pomniejszania stosunkowo niewielkich co do wagi prób o średnicy cząstek nie większej jak 5 mm.

Wszystkie prace przy przygotowywaniu prób, jak rozdrabianie, przesiewanie, mieszanie i pomniejszanie powinny być wykonywane w terenie na specjalnie urządzonych pomostach z desek heblowanych, a na kopalniach w laboratoriach.

Rozdział XVI

OBLICZANIE ZASOBÓW ZŁOŻA

§ 93. MATERIAŁY DO OBLICZANIA ZASOBÓW

Żeby obliczone zasoby kopaliny użytecznej całkowicie odpowiadały rzeczywistym lub też były im bliskie trzeba mieć dosyć szczegółowe dane o złożu: o jego wymiarach, kształcie i zawartości metalu w rudzie w różnych częściach złoża.

Obliczenie zasobów opiera się na następujących materiałach:

1. Zarys geologiczny okręgu i złoża. Jest on podstawą do wnioskowania o możliwym rozprzestrzenieniu kopaliny użytecznej po rozciągłości i na głębokość. Brak lub niedostateczna ilość danych geologicznych może być jedną z przyczyn nieprawidłowego obliczenia zasobów tak co do całości, jak i (szczególnie) co do rodzaju złoża.
2. Dzienniki dokumentacji geologicznej wyrobisk poszukiwawczych i otworów wiertniczych; dzienniki pobrania prób i analiz prób, określenia fizyko-mechanicznych właściwości skał (ciężar właściwy i objętościowy) i inne. Szkice wyrobisk przy dziennikach dokumentacji geologicznej.
3. Formularze obliczenia średnich grubości kopalin użytecznych i średnich zawartości minerałów.
4. Materiały graficzne, charakteryzujące geologię złoża i zaleganie kopalin użytecznych.

Zasobami geologicznymi rudy w złożu nazywa się całą ilość rudy w granicach ujawnionej jego części bez obliczenia rentowności ekonomicznej jej wydobycia i strat przy eksploatacji.

§ 94. SPOSOBY OBLICZANIA ZASOBÓW I WARUNKI ICH ZASTOSOWANIA

Zależnie od charakteru i warunków zalegania kopaliny użytecznej stosuje się różne sposoby obliczania zasobów. Najbardziej rozpowszechnione w praktyce są: 1. sposób średniej arytmetycznej; 2. sposób trójkątów; 3. sposób najbliższego okręgu; 4. sposób równoległych przekrojów.

Sposób średniej arytmetycznej: Ten sposób jest najprostszy i szybki, daje dokładne wyniki tylko przy równomiernym i prawidłowym rozłożeniu otworów poszukiwawczych lub wyrobisk, jak również przy mniej lub więcej równomiernej zawartości metalu w kopalinie na całej powierzchni złoża.

Do obliczenia tym sposobem zasobów kopaliny użytecznej i zawartości w niej kruszcu przyjmuje się średnią arytmetyczną wskaźników grubości,

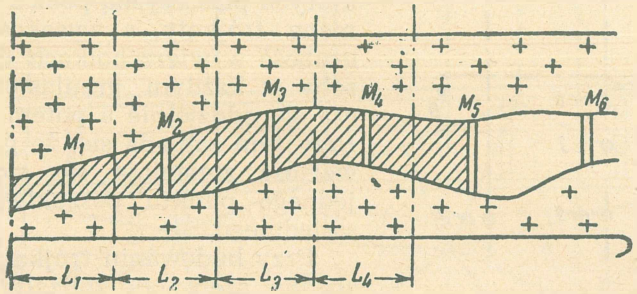
ciężaru właściwego i średniej zważonej zawartości metalu w różnych odcinkach kopaliny użytecznej.

Dla znalezienia średniej grubości kopaliny użytecznej oblicza się średnią arytmetyczną z grubości w oddzielnych przekrojach (rys. 172) według wzoru:

$$M = \frac{m_1 + m_2 + m_3 + \ldots\ldots + m^n}{n},$$

w którym m — grubość kopaliny użytecznej w oddzielnych przekrojach;

n — ilość pomiarów grubości.



Rys. 172. Obliczenie zasobów sposobem średniej arytmetycznej

Przeciętną powierzchnię bloku kopaliny użytecznej określa się z następującego wyrażenia:

$$S = \frac{L_1 \cdot M_1 + L_2 \cdot M_2}{2},$$

gdzie L_1 i M_1 — długość i przeciętna grubość kopaliny użytecznej na poziomie górnym;

L_2 i M_2 — to samo na poziomie dolnym.

Objętość kopaliny w piętrze będzie równa:

$$V = S \cdot H,$$

gdzie H — wysokość piętra.

Stąd zasoby kopaliny (w tonach) wyniosą:

$$Q_t' = \delta_{śr} \cdot S \cdot H,$$

gdzie $\delta_{śr}$ — średni ciężar właściwy kopaliny w różnych przekrojach bloku.

Ciężar metalu w bloku kopaliny jest równy:

$$P = \frac{Q_t \cdot C_{śr}}{100},$$

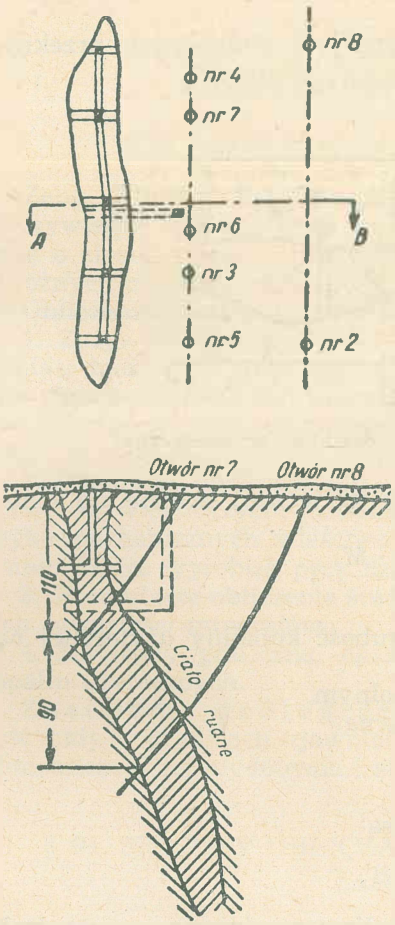
gdzie $C_{śr}$ — średnia zważona zawartość kruszcu w różnych przekrojach, którą znajduje się z wyrażenia:

$$C_{śr} = \frac{C_1 \cdot m_1 + C_2 \cdot m_2 + C_3 \cdot m_3 + \ldots\ldots + C_n \cdot m_n}{m_1 + m_2 + m_3 + \ldots\ldots + m_n}.$$

Następnie zwykłym podsumowaniem zasobów wszystkich zbadanych bloków można określić zasoby w całej zbadanej części złoża.

Sposób trójkątów. Ten sposób stosuje się przy obliczaniu zasobów złóż zbadanych otworami przewierconymi z powierzchni.

Istota jego polega na tym, że zaszkicowaną część złoża rozbija się w płaszczyźnie rozciągłości na trójkąty przez połączenie liniami prostymi punktów wyjścia i wejścia wyrobisk poszukiwawczych do kopaliny użytecznej.



Rys. 173. Obliczenie zasobów sposobem trójkątów

W ten sposób kopalinę rozbija się na ostrosłupy o trzech krawędziach, których płaszczyzną podstawy są otrzymane trójkąty, a wysokością średnia grubość w wierzchołkach trójkąta. Zasoby w każdym graniastosłupie oblicza się oddzielnie a potem się sumuje. Przy tym zakłada się, że grubość i zawartość zmieniają się stopniowo od jednego punktu poszukiwawczego do sąsiedniego.

Przy budowaniu trójkątów jest niezbędne, ażeby one zbliżały się do równobocznych, a linie łączące nie przecinały jedna drugiej.

Dla przykładu obliczenia według sposobu trójkątów weźmiemy schemat poszukiwań soczewki padającej stromo w planie i przekroju pionowym w poprzek rozciągłości (rys. 173).

Wyobraźmy sobie przekrój po rozciągłości tej soczewki w rzucie na płaszczyznę pionową i nanieśmy wyrobiska istniejące i punkty przecięcia soczewki otworami poszukiwawczymi (rys. 174). Przeciętna grubość soczewki wynosząca 2,5 m zmienia się od 1,5 do 3,5 m; kąt upadu 65^0; przeciętna zawartość metalu 4%.

Połączmy liniami prostymi rzuty wylotów otworów *3, 4, 5, 6, 7, 8* z kopaliny. Punkty skrajne po rozciągłości *5* i *8* dla zamknięcia konturu łączą się z punktami wykliniania się kopaliny w końcach chodnika poziomu dolnego. W ten sposób zbadana płaszczyzna soczewki ogranicza się konturem (zarysem) łączącym punkty *5 — 6 — 8* i końcem chodnika.

Otrzymane trójkąty wewnątrz tego zarysu są oznaczone literami od *a* do *g*.

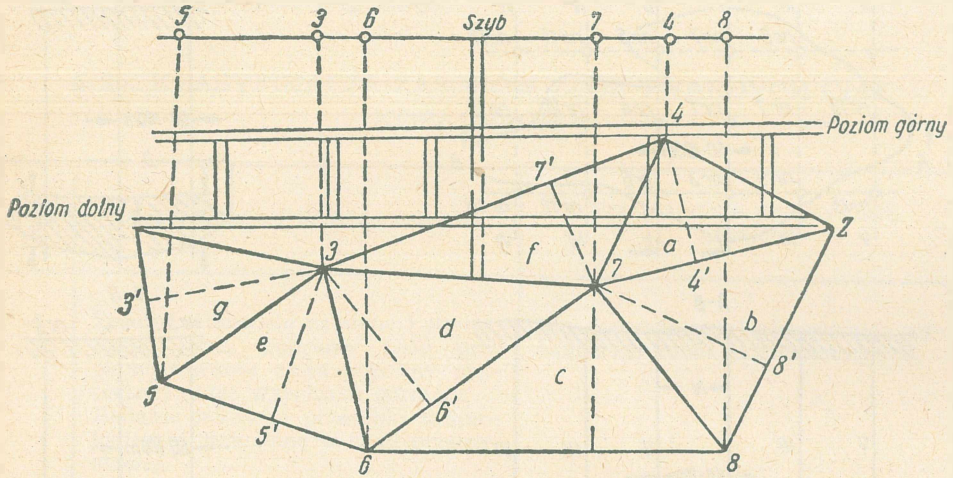
Powierzchnie trójkątów oblicza się przez pomiar podstawy *e* (linie *1 — 5, 5 — 6, 6 — 8, 8 — 2, 2 — 7, 6 — 7* i *3 — 4*) i wysokość *H* prosto-

padłej (linie $3 - 3^1$, $3 - 5^1$, $3 - 6^1$, $7 - 7^1$, $7 - 8^1$ i $4 - 4^1$), spuszczonej z wierzchołka trójkąta na podstawę.

Powierzchnię S oblicza się ze wzoru:

$$S = \frac{e \cdot H}{2}.$$

Długość wysokości i podstaw trójkąta mierzy się na rysunku w skali.



Rys. 174. Schemat budowy trójkątów

Znając powierzchnię trójkąta S i średnią grubość kopaliny M, można znaleźć jej objętość V, jako objętość trójkątnego graniastosłupa według wzoru:

$$V = S \cdot H.$$

Mnożąc objętość ostrosłupa przez ciężar właściwy kopaliny, otrzymamy zasoby jej w każdym graniastosłupie (w tonach).

Średnią zawartość kruszcu (metalu) oblicza się na każdym boku trójkąta, a więc i na każdym z trójkątnych graniastosłupów, na które jest złoże rozbite.

Określiwszy ciężar każdego graniastosłupa można obliczyć zasoby rudy i metalu w całej zbadanej powierzchni soczewki.

S p o s ó b n a j b l i ż s z e g o z a s i ę g u. Sposób ten polega na tym, że całą zbadaną powierzchnię dzieli się według ilości wyrobisk poszukiwawczych na osobne powierzchnie tak, żeby od każdego wyrobiska odeszła najbliższa powierzchnia.

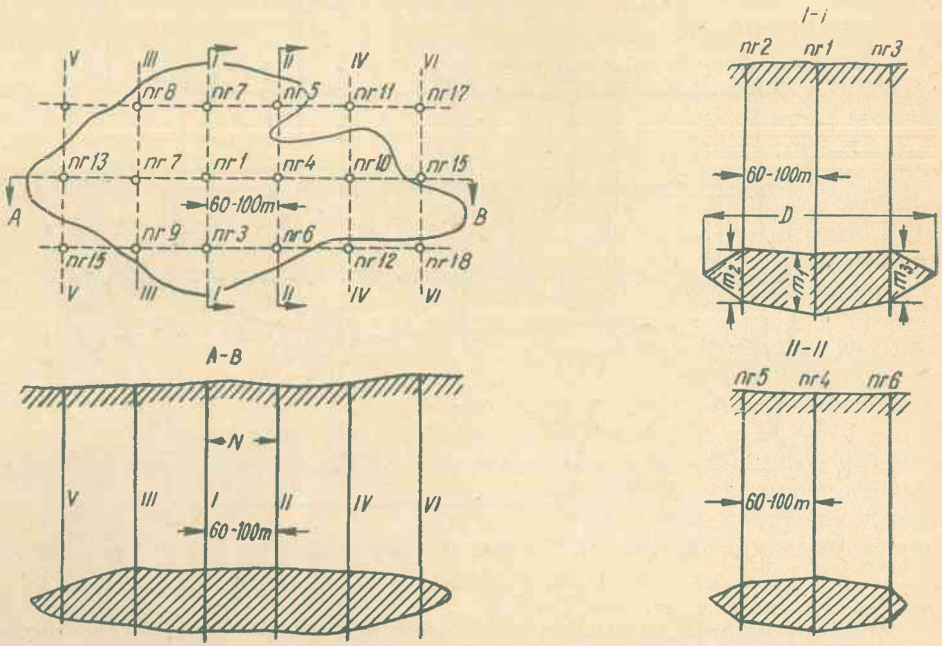
W ten sposób dla każdej z tych powierzchni za wskaźnik grubości kopaliny, zawartości metalu i innych danych będzie służyć odpowiednie wyrobisko poszukiwawcze.

Ten sposób można stosować przy obliczaniu zasobów stromych złóż a także złóż masywnych, zbadanych przez wiercenie z powierzchni. Me-

todę najbliższego zasięgu stosowano przy obliczaniu zasobów złoża Kounradzkiego i innych złóż analogicznych typów.

Na zasadzie bliższego zasięgu jest oparty sposób obliczania zasobów złóż okruchowych.

Sposób przekrojów równoległych. Przy tym sposobie poprzez wyrobiska poszukiwawcze położone w przybliżeniu według linii równoległych układa się przekroje pionowe lub poziome. Te drugie roz-



Rys. 175. Obliczenie zasobów sposobem przekrojów równoległych

członkowują kopalinę na bloki. Obliczenie zasobów według bloków i całej kopaliny poprzedza obliczenie według oddzielnych przekrojów.

Jako przykład weźmiemy złoże rodzaju pokładowego, zbadane trzema równoległymi rzędami odwiertów (rys. 175).

Grubość kopaliny w przekroju po linii $I — I$ będzie równa

$$M = \frac{m_1 + m_2 + m_3}{3}.$$

Średnia zawartość kruszcu (metalu) w tymże przekroju będzie równa:

$$C = \frac{C_1 \cdot m_1 + C_2 \cdot m_2 + C_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3}.$$

Powierzchnię przekroju określa się jako iloczyn z przeciętnej grubości M przez długość złoża L w danej linii poszukiwawczej:

$$S = L \cdot M.$$

Objętość kopaliny pomiędzy dwoma przekrojami będzie równa:

$$V = N \cdot \frac{S_1 + S_2}{2},$$

gdzie N oznacza odległość pomiędzy przekrojami płaszczyzn S_1 i S_2.

Zasoby kopaliny (w tonach) na odcinku określa się:

$$Q = \delta \cdot V,$$

gdzie δ — ciężar właściwy rudy.

§ 95. KLASYFIKACJA ZASOBÓW ZŁÓŻ TWARDYCH CIAŁ KOPALNYCH [1])

Kategoria	Poszukiwanie i badanie zasobów	Przeznaczenie przemysłowe zasobów
A i A_1	Zasoby całkowicie ustalone i stwierdzone przez pobranie prób przy okonturowaniu złoża kopaliny użytecznej przez wyrobiska górnicze. Badanie jakości i przeróbki technologicznej, dokonane w skali przemysłowej.	Dla uzasadnienia planowania wytwórczego robót eksploatacyjnych.
A_2	Zasoby szczegółowo zbadane i stwierdzone przez próby.	Dla uzasadnienia projektowania technicznego inwestycji budów; w przypadkach odpowiednich również dla ogólnego planowania produkcyjnego robót eksploatacyjnych.
B	Zasoby dostatecznie ilościowo ustalone przez poszukiwania. Rodzaj ciał i rozkład składników kopaliny użytecznej oraz technologia przeróbki nie są dostatecznie wyjaśnione.	Dla opracowania zadania projektowanego i przy obecności pewnej ilości zasobów kategorii dla projektu technicznego i uzasadnienia wkładu kapitału w budownictwo, jak również dla projektowania robót poszukiwawczych szczegółowych i eksploatacyjnych. Zasoby złożonych według rodzaju, lub rozrzuconych złóż wykorzysta się samodzielnie dla projektów technicznych i uzasadnienia wkładu kapitału w budownictwo.

[1]) Zatwierdzona decyzją Rady Komisarzy Ludowych ZSRR z 14 lutego 1941 r., Ar. 299 (uchwała).

Kategoria	Poszukiwanie i badanie zasobów	Przeznaczenie przemysłowe zasobów
C i C_1	Zasoby prawdopodobne, przylegające do odcinków zbadanych poza granicami zarysu wyższych kategorii, jak również zasoby przypuszczalne na podstawie badania geologicznego odsłonięć naturalnych i rzadkich odsłonięć sztucznych oraz danych geofizycznych. Słabo zbadane zasoby ze szczególnie złożonym i nieprawidłowym rozkładem składników kopaliny użytecznej, zbadanej pobraniem prób w punktach oddzielnych.	Dla uzasadnienia planów rozwojowych przemysłu i asygnowań na roboty geologiczno - poszukiwawcze, a dla metali rzadkich, dla złota i cyny — do opracowania zadań projektowych.
C_2	Zasoby oddzielnych złóż i prawdopodobne zasoby grupy złóż, stref mineralizowanych, określonych według przesłanek geologicznych.	Dla planowania gospodarczo-narodowego i rozwojowych robót geologiczno-poszukiwawczych.

CZĘŚĆ TRZECIA

OBUDOWA KOPALNIANA

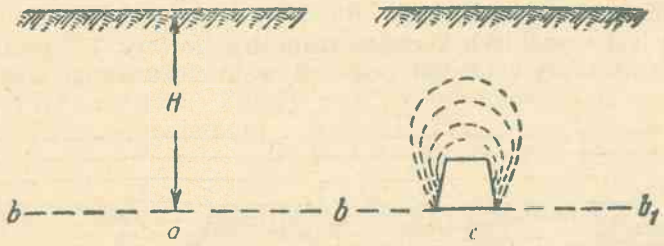
Rozdział XVII

CIŚNIENIE SKAŁ (CIŚNIENIE GÓROTWORU)

§ 96. MECHANIKA SKAŁ

Skały wewnątrz skorupy ziemskiej znajdują się w stanie naprężenia, które jest wywołane ściśnięciem każdej cząstki skały przez działanie ciśnienia otaczających ją mas.

Objaśnimy to. Niech na głębokości H od powierzchni ziemi zostanie przeprowadzona domniemana płaszczyzna pozioma $b - b$ (rys. 176*a*). Dowolna cząstka skały na tej głębokości będzie się znajdowała pod ciśnieniem otaczającego ją ciśnienia w stanie równowagi naprężonej. Objaśnia



Rys. 176. Naprężenie wewnątrz górotworu

się to tym, że skały nienaruszonego górotworu bez wpływu zewnętrznych sił nie mogą się przesuwać, wyginać ani zmieniać swego kształtu. Skoro tylko skała zostanie naruszona wskutek drążenia wyrobiska, wówczas (płaszczyzna $b - b_1$ na rys. 176*c*) cząstki skały wytrącone ze stanu równowagi będą dążyły do przesunięcia się w kierunku pustki wyrobiska.

Jak wykazują obserwacje, pod wpływem przeprowadzenia wyrobiska otaczające je skały z początku lekko uginają się, następnie zjawiają się w nich bardzo drobne szczeliny, przy czym zaczynają wypadać niewielkie kawałki, aż wreszcie następuje zawał wyrobiska. Takie zjawiska powstające w górotworze po przeprowadzeniu wyrobiska nazywa się *odkształceniami*.

Żeby nie dać rozwijać się tym odkształceniom i nie dopuścić do zawałów, wykonane wyrobiska podtrzymuje się za pomocą różnych rodza-

jów obudowy. Obudowa, przeszkadzając zawałom skał, będzie przejmowała na siebie ciśnienie skał.

Ciśnieniem eksploatacyjnym nazywa się zjawisko powstające wewnątrz górotworu wskutek przeprowadzenia wyrobiska z towarzyszącymi odkształceniami skał, otaczających wyrobisko.

Należy zauważyć, że charakter i wielkość odkształceń skał zależą od najprzeróżniejszych czynników, w tej liczbie od fizyko-mechanicznych właściwości skał, głębokości zapoczątkowanego wyrobiska od powierzchni ziemi, rodzaju i rozmiarów przekroju poprzecznego, sposobu obudowy i innych.

Zbadanie wzajemnego oddziaływania sił wewnątrz górotworu w caliźnie nienaruszonej, jak również zbadanie zmiany stanu skał przy naruszeniu równowagi naturalnej wchodzi w zakres zagadnień, studiowanych w mechanice skał.

§ 97. SKLEPIENIE CIŚNIEŃ

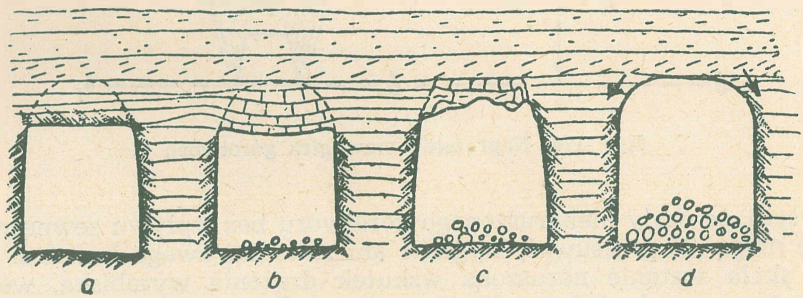
Rozróżnia się dwa okresy stanu skał po przeprowadzeniu wyrobiska górniczego w ich caliźnie.

Okres pierwszy odznacza się utratą przez cząsteczki skał pierwotnego stanu naprężenia i utworzenie naokoło wyrobiska tzw. „sklepienia ciśnień".

Okres drugi odpowiada nowemu stanowi skał, który obserwuje się po utworzeniu sklepienia ciśnień.

Wyjaśnimy to na przykładzie.

Przebite jest wyrobisko kształtu trapezowego (rys. 177*a*). Jeżeli się go nie zabuduje, to skały w stropie pod wpływem ciężaru mas wyżej leżących



Rys. 177. Schemat stopniowego wzrostu ciśnienia sklepieniowego

zaczną uginać się *b*, a gdy wygięcie dosięgnie pewnej granicy (wytrzymałości na zgięcie), zaczną zjawiać się w skałach stropowych bardzo cienkie szczelinki *c*, które zwiększając się i rozgałęziając wywołują naruszenie zwięzłości pomiędzy cząsteczkami, w wyniku czego następuje zawał skał *d*.

Po zawaleniu się strop wyrobiska zazwyczaj przyjmuje kształt sklepienia. Skały znajdujące się poza obrysem tego sklepienia nie podlegają

już ugięciu, a ściśnieniu, które następuje po łuku sklepienia. Ten nowy kształt sklepieniowy (łukowy) wyrobiska jest trwalszy niż trapezowy.

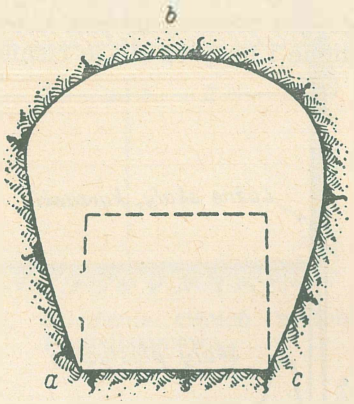
Sklepienie wyrobiska, utworzone drogą naturalną, nazywa się sklepieniem ciśnień (równowagi naturalnej skał).

To co wyżej powiedziano odnosi się do tego przypadku, gdy ociosy wyrobiska poziomego są dostatecznie trwałe i nie obrywają się pod wpływem ciśnienia sklepieniowego. Przy skałach bocznych słabych w wyniku ciśnienia sklepieniowego zawalają się ociosy po pewnej krzywej *abc*, wychodzącej poza granice ociosu pierwotnego (rys. 178).

Przy wybieraniu wyrobisk na niewielkiej głębokości od powierzchni sklepienie ciśnień okazuje się zwykle nietrwałe i jeżeli wyrobiska nie obudować, nastąpi zawalenie się skał do powierzchni ziemi.

Naruszenia powierzchni ziemi zdarzają się nawet w tych przypadkach, gdy wyrobiska górnicze znajdują się na stosunkowo dużej głębokości (100 m i więcej).

Osiadanie powierzchni bywa łagodne lub towarzyszy mu przerwanie zwięzłości skał. To ostatnie zjawisko nosi nazwę obwałów. Można je obserwować na powierzchni wielu kopalń.



Rys. 178. Sklepienie ciśnień w skałach słabych

Zawały nad wyrobiskami górniczymi nie przejawiają się na powierzchni ziemi, ale począwszy dopiero od pewnej głębokości położenia wyrobisk. Głębokość ta nazywa się bezpieczną głębokością wybierania. Zależy ona od właściwości skał, szerokości wyrobisk, ich ilości i wzajemnej odległości.

§ 98. CIŚNIENIE POCZĄTKOWE I USTALONE

To co powiedziano wyżej o sklepieniu ciśnień odnosi się do wyrobisk górniczych bez obudowy.

Postawiona w wyrobisku obudowa opóźnia proces zgięcia stropu i utworzenia szczelin oraz przeciwdziała zawaleniu się skał. Przy tym w przeciągu czasu poprzedzającego utworzenie się sklepienia ciśnień obudowa przejmuje na siebie zwiększające się stopniowo ciśnienie, które wzrasta do chwili utworzenia się sklepienia.

Czas odpowiadający okresowi stopniowego wzrostu ciśnienia na obudowę nazywa się okresem początkowego ciśnienia.

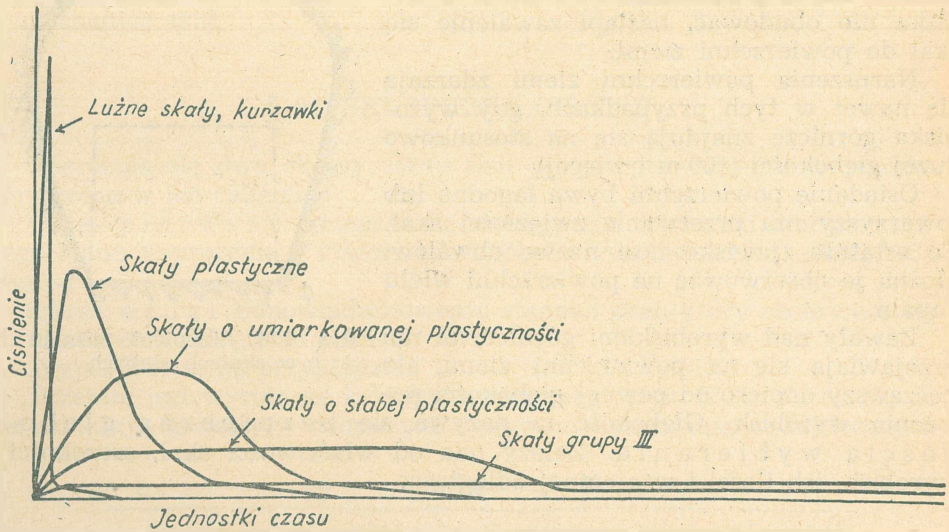
W tym okresie nie ma jeszcze sklepienia ciśnień (odbywa się przesuwanie ciśnień wewnątrz sklepienia) i obudowa doznaje ciśnienia przewyższającego ciężar skał wewnątrz sklepienia ciśnień. Po utworzeniu się sklepienia, ciśnienie na obudowę zmniejsza się do pewnej więcej lub mniej stałej wielkości.

Wielkość i czas trwania okresu ciśnienia początkowego zmienia się zależnie od właściwości fizycznych skał i rozmiarów wyrobiska.

W skałach słabych o mniejszym kącie tarcia wewnętrznego wielkość ciśnienia początkowego, w porównaniu ze skałami zwięzłymi jest większa, a okres jego jest krótszy. W skałach zwięzłych, odwrotnie, okres ciśnienia początkowego jest dłuższy, a jego wielkość jest mniejsza. Żeby uniknąć połamania obudowy w okresie ciśnienia początkowego, przy skałach słabych stosuje się często tzw. „obudowę podatną".

Zmniejszenie ciśnienia w okresie drugim jest wywołane tym, że dzięki utworzeniu się sklepienia ciśnień obudowa podlega ciśnieniu tylko tej części skały, która znajduje się wewnątrz sklepienia.

Ponieważ objętość i ciężar skały wewnątrz sklepienia dopóty są stałe, dopóki sklepienie jest trwałe, ciśnienie na obudowę pozostaje niezmienione i nazywa się je ciśnieniem ustalonym lub stałym.



Rys. 179. Krzywe charakteryzujące ciśnienie początkowe i ustalone

Czas, w ciągu którego ustalone ciśnienie się nie zmienia, nazywa się okresem wtórnego ciśnienia górniczego.

Na rys. 179 są przedstawione krzywe, charakteryzujące okresy ciśnienia początkowego i ustalonego dla różnych warunków naturalnych.

§ 99. CIŚNIENIE GÓROTWORU W WYROBISKACH POZIOMYCH

Teorie ciśnienia górotworu na obudowę wyrobisk poziomych dzielą się na dwie grupy:

1. teorie oparte na zasadzie tworzenia się sklepienia ciśnień, które chroni obudowę od ciśnienia wyżej zalegających skał i wytwarza ciśnienie równe ciężarowi skał wewnątrz sklepienia;
2. teorie oparte na zastosowaniu do skał teorii sprężystości.

Pojęcie sklepienia ciśnień rozładowującego ciężar zalegających wyżej skał na ściany wyrobiska jest najprostsze przy analizie zjawisk zawałów

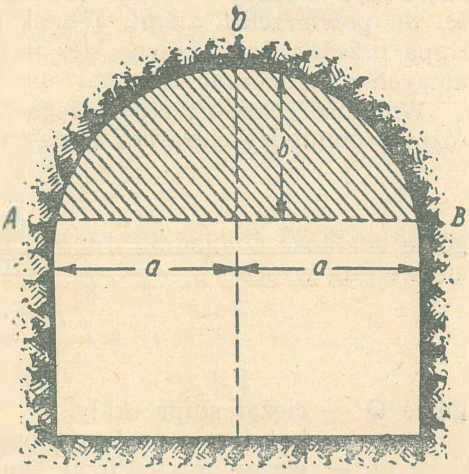
skał w stropie wyrobiska poziomego. Dlatego teorie sklepienia ciśnień znalazły szerokie rozpowszechnienie. W praktyce obliczeniowej dają one wyniki zadowalające. Z licznych teorii tej grupy najbardziej znane są teorie Protodiakonowa, Birbaumera, Rittera, Mima-Junga, Engessera i Kommerela. [1])

Teorie wymienionych autorów łączy idea istnienia nad wyrobiskiem sklepienia mającego kształt paraboliczny. Różnią się one pomiędzy sobą różnym tłumaczeniem roli fizyko-mechanicznych właściwości skał w powstaniu istotnej wielkości ciśnienia górotworu.

Teoria prof. M. Protodiakonowa. Według teorii prof. M. Protodiakonowa w stropie wyrobiska poziomego wzmocnionego obudową, tworzy się paraboliczne sklepienie ciśnień *AOB* (rys. 180). Wysokość tego sklepienia określa się z wyrażenia:

$$b = \frac{a}{f},$$

gdzie b — wysokość sklepienia,
a — połowa szerokości wyrobiska,
f — współczynnik zwięzłości skał, którego wartość liczbową podano w tablicy 5.



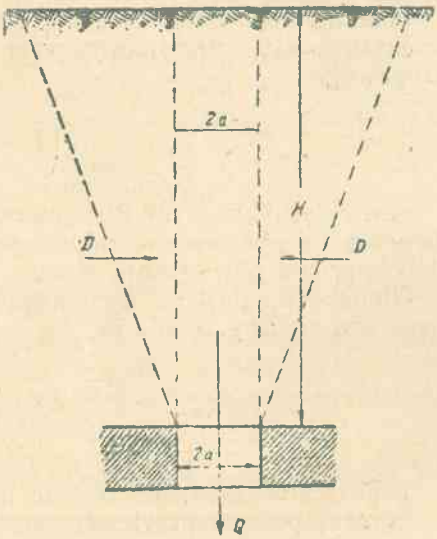
Rys. 180. Sklepienie ciśnień według Protodiakonowa

Ciśnienie na obudowę stropu wyrobiska jest równe ciężarowi skały znajdującej się wewnątrz sklepienia. Na jedną bieżącą jednostkę długości wyrobiska określa się je według wzoru:

$$P = \frac{4}{3}\gamma\frac{a^2}{f}, \qquad (4)$$

gdzie γ — ciężar objętościowy skał.

Obudowa obliczona na to ciśnienie w praktyce w większości przypadków spełnia swoje zadanie zadowalająco.



Rys. 181. Ciśnienie na obudowę według Birbaumera

Teoria Birbaumera. Istotę tej teorii wyjaśnimy na następującym przykładzie: Niech będzie wyrobisko poziome o szerokości 2 a, wy-

[1]) Prof. P. Cymbarewicz. Kurs obudowy kopalnianej, 1936.

brane na głębokości H od powierzchni ziemi (rys. 181). Jeżeli przypuścimy, że skały są sypkie, to według prawa ciśnienia hydrostatycznego obudowa wyrobiska będzie odczuwać ciśnienie na jednostkę długości równe ciężarowi słupa skały o podstawie równej szerokości wyrobiska i o wysokości do powierzchni ziemi. Jednakże jest oczywiste, że opuszczaniu się słupa przeszkadzają pewne siły tarcia, rozwijające się na bocznych pionowych płaszczyznach słupa.

Wielkość ciśnienia stropowego na obudowę wyrobiska będzie równa różnicy pomiędzy ciężarem słupa i siłą tarcia:

$$P = Q - 2D \cdot \operatorname{tg}\varphi \tag{5}$$

gdzie wielkość D zgodnie z teorią ciśnienia gruntów (Coulomba) określa się według wzoru:

$$D = \frac{\gamma \cdot H^2}{2} \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2},$$

gdzie Q — ciężar słupa skały,
φ — kąt tarcia poślizgu (osuwania się),
γ — ciężar objętościowy skały.

Ciężar słupa skały można napisać w postaci:

$$Q = 2\gamma \cdot a \cdot H.$$

Podstawiając wartości Q i D we wzorze (5) i zrobiwszy odpowiednie przekształcenia, otrzymamy wzór następujący dla określenia ciśnienia stropowego:

$$P = 2\gamma \cdot a \cdot H \left(1 - \frac{H}{2a} \operatorname{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2} \operatorname{tg}\varphi\right). \tag{6}$$

Zauważymy, że wzór Birbaumera jest niezawodny tylko dla określenia ciśnienia na obudowę wyrobisk górniczych, wybieranych na niewielkiej głębokości od powierzchni ziemi.

Głębokość założenia wyrobiska poziomego, przy której wzór Birbaumera jest słuszny równa się:

$$H = \frac{2a}{\operatorname{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2} \cdot \operatorname{tg}\varphi} \tag{7}$$

Praktycznie głębokość ta nie może przekraczać 20 do 35 m.

Poniżej podano przykłady obliczeń ciśnienia na obudowę wyrobisk poziomych.

Przykład 1. Określić wielkość ciśnienia stropowego w wyrobisku o szerokości $2a = 4$ m, wydrążonym w skale o ciężarze objętościowym $\gamma = 2{,}5$ t/m^3 i współczynniku zwięzłości $f = 4$; poza tym ustalić wysokość sklepienia ciśnień.

Wielkość ciśniena według wzoru prof. Protodiakonowa (4) na 1 mb wyrobiska:

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a^2}{f} = \frac{4}{3} \cdot 2{,}5 \cdot \frac{4}{4} = 3{,}34 \text{ t}.$$

Wysokość sklepienia:

$$b = \frac{a}{f} = \frac{2}{4} = 0{,}5 \text{ m}.$$

Przykład 2. Wyrobisko o szerokości $2a = 2{,}5$ m jest wybrane na głębokości od powierzchni ziemi $H = 15$ m w skałach o współczynniku zwięzłości $f = 2$ odpowiadającym $\varphi = 64^0$ i o ciężarze objętościowym $\gamma = 1{,}6$ t/m^3.

Określić wielkość ciśnienia stropowego na wyrobisko.

Korzystając dla rozwiązania tego zadania ze wzoru Birbaumera, znajdziemy wartość granicznej głębokości, do której może być zastosowany wzór (6):

$$H_1 = \frac{2a}{\text{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2} \cdot \text{tg}\, \varphi} = \frac{2{,}5}{\text{tg}^2 \frac{90^0 - 64^0}{2} \cdot \text{tg}\, 64^0} = 25 \text{ m}.$$

Ponieważ H_1 jest większe od H, zastosować należy wzór (6). Wielkość ciśnienia stropowego na 1 m długości wyrobiska będzie:

$$P = 2\gamma \cdot a \cdot H \left(1 - \frac{H}{2a} \cdot \text{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2} \cdot \text{tg}\, \varphi\right) =$$

$$= 2 \cdot 1{,}6 \cdot 1{,}25 \cdot 15 \left(1 - \frac{15}{2{,}5} \cdot \text{tg}^2 \frac{90^0 - 64^0}{2} \cdot \text{tg}\, 64^0\right) = 24 \text{ t}.$$

BOCZNE CIŚNIENIE SKAŁ

Rozpatrzone wyżej teorie przewidują, że boczne ściany wyrobisk są trwałe i rozpiętość zawalającego się sklepienia ciśnień równa się szerokości wyrobiska.

W skałach słabych, gdy ściany wyrobisk są nietrwałe, istnieje ciśnienie boczne.

Wielkość ciśnienia bocznego określa się podług wzoru ciśnienia na ścianę podpierającą ciężar spełzających graniastosłupów, cisnących z góry.

W przypadku jednostajnego ciężaru wielkość ciśnienia bocznego w wyrobisku:

$$D = \frac{\gamma}{2} (2h_o + h_w) \cdot h_w \cdot \text{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2}, \qquad (8)$$

gdzie h_w — wysokość wyrobiska;

h_o — wysokość obciążenia z góry graniastosłupów; w skałach jednorodnych $h_o = b$ — wysokość sklepienia.

W zwykłych warunkach kopalnianych wysokość wyrobisk jest nieduża, dlatego też i wartości liczbowe ciśnienia bocznego są stosunkowo małe.

W komorach, przy przebijaniu tuneli itp., których wysokość dosięga 8 do 10 m i więcej, nie należy pomijać bocznego ciśnienia.

Przykład. Zostało wybrane wyrobsko o szerokości $2a = 4$ m i o wysokości $h_w = 2{,}5$ m. Ciężar objętościowy skał $\gamma = 2{,}0$ t/m^3, współczynnik zwięzłości $f = 2$ (kąt tarcia wewnętrznego $\varphi = 64^0$).

Znaleźć wielkość ciśnienia bocznego.

Wysokość sklepienia ciśnień:

$$b = h_o = \frac{a}{f} = \frac{2}{2} = 1 \text{ m}.$$

Wielkość ciśnienia bocznego według wzoru (8) na 1 mb wyrobiska jest równa:

$$D = \frac{\gamma}{2} \cdot (2h_o + h_w) \cdot h_w \cdot \text{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2} = \frac{2}{2} (2{,}1 + 2{,}5) \cdot 2{,}5 \cdot \text{tg}^2 \frac{90^0 - 64^2}{2} = 0{,}6 \text{ t}.$$

§ 100. CIŚNIENIE GÓROTWORU W WYROBISKACH POCHYŁYCH

W wyrobisku pochyłym ciśnienie górotworu na obudowę zależy od kąta upadu, od szerokości wyrobiska i fizyko-mechanicznych właściwości skał.

Wielkość ciśnienia P z kierunku stropu w wyrobisku pochyłym (rys. 182) może być rozłożona na dwie składowe:

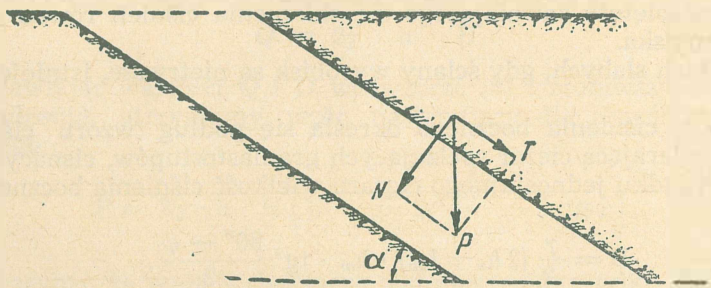
N — w kierunku prostopadłym do osi wyrobiska i

T — w kierunku równoległym do niej.

Oznaczając kąt upadu wyrobiska przez α:

$$N = P \cdot \cos\alpha$$
$$T = P \cdot \sin\alpha$$

Wielkość N przy niezmiennej wartości P i przy zmianie kąta α od 0^0 do 90^0 stopniowo maleje i przy kącie 90^0 $\alpha = 0$, wielkość zaś drugiej składowej T przy tym wzrasta i przy kącie $\alpha = 90^0$ wynosi P. Obudowę w wyrobiskach pochyłych stawia się zwykle prawie w płaszczyźnie prostopadłej do osi wyrobiska, można zatem przyjmować za ciśnienie składową N ciśnienia górotworu, składowa natomiast T, usiłująca zsunąć strop wzdłuż upadu jest niewielka i przejmuje ją obudowa.



Rys. 182. Ciśnienie w wyrobisku pochyłym

Prof. P. Cymbarewicz zaleca obliczać wielkość obrachunkową ciśnienia na obudowę szybu przy kątach upadu od 0 do 75 ÷ 80^0 według rzeczywistego kąta α; przy kątach zaś upadu powyżej 75 do 80^0 obliczać tak, jak przy obudowie wyrobisk pochyłych, albowiem tutaj będzie już występowało poziome rozpieranie skał.

§ 101. CIŚNIENIE GÓROTWORU W WYROBISKACH PIONOWYCH

Co do ciśnienia skał w wyrobiskach pionowych istnieje kilka różnych poglądów. Prof. Protodiakonow zaleca rozpatrywać obudowę wyrobisk pionowych jak mury oporowe przeszkadzające spełzaniu skał pod kątem naturalnego zsypu.

Przy takim założeniu ciśnienie na obudowę określa się zgodnie z teorią ciśnienia gruntu według Coulomba.

Istotę tej teorii objaśnić można na pionowej ścianie oporowej rys. 183 (ściana obudowy szybu).

Oznaczmy wysokość tej ściany przez $AB = H$. Ciśnienie na ścianę jest oczywiście równe ciężarowi Q spełzającego graniastosłupa ABC, przy czym zakłada się, że powierzchnia spełzania graniastosłupa jest prostolinijna, choć w rzeczywistości ma kształt krzywolinijny (teoria Multona).

Wzór M. Protodiakonowa. Wielkość ciśnienia górotworu ze strony skał na jednostkę kwadratową powierzchni w jej dowolnym miejscu wysokości szybu określa się ze wzoru:

$$P = \gamma \cdot H_s \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2}, \qquad (9)$$

gdzie γ — ciężar objętościowy skał,
H_s — głębokość szybu.

Wyrażenie $\operatorname{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2}$ nosi nazwę współczynnika poziomego rozpierania Renkina-Kulona.

W celu przejścia od sypkich i słabych gruntów do skał zwartych prof. Protodiakonow zaproponował, ażeby w wyrażeniu współczynnika rozpierania poziomego zamiast wartości kąta tarcia φ wstawić kąt φ_o równy kątowi tarcia wewnętrznego, który określa się z warunku:

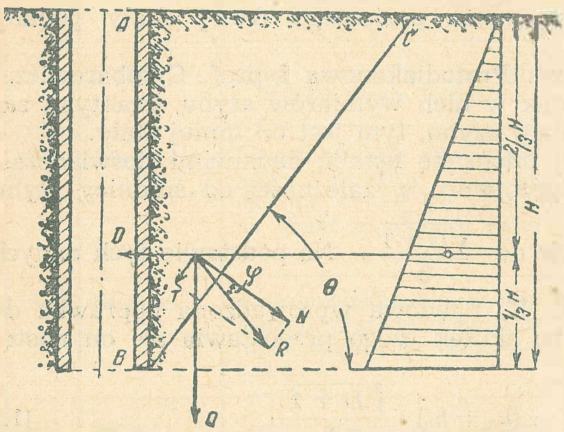
$$f = \operatorname{tg} \varphi_o,$$

gdzie f = współczynnik zwięzłości skał lub „poziomy współczynnik tarcia".

Wartość kąta φ_o znajduje się z wyrażenia:

$$\varphi_o = \operatorname{arc\,tg} f.$$

Jeżeli skały przecięte szybem nie są jednorodne, zaleca się do wzorów wstawiać wartości średnie ważone.



Rys. 183. Ciśnienie na ściany szybu według Protodiakonowa

Zasadniczy brak teorii prof. Protodiakonowa polega na tym, że może być zastosowana do więcej lub mniej jednorodnych skał o współczynniku zwięzłości f nie większym od 4 do 5 (tg f = 0,7 do 0,8). Dla skał niejednorodnych korzystanie z liczbowych wskaźników wartości średnio ważonej f i γ wypacza istotną wielkość ciśnienia, zmniejszając duże naprężenia na odcinkach skał słabych do wielkości średnich pomiędzy skałami słabymi i zwięzłymi.

Wzór P. Cymbarewicza. Zaproponowany przez prof. Cymbarewicza wzór do określenia ciśnienia górotworu na obudowę szybów w ogólnej swej postaci mało różni się od zalecanego przez prof. Protodiakonowa.

Wzór prof. Cymbarewicza przedstawia się następująco:

$$P = \gamma \cdot H_s \cdot A, \tag{10}$$

gdzie γ — ciężar objętościowy skał;
H_s — głębokość szybu;
A — współczynnik rozpierania poziomego.

Ponieważ skały przecinane przez szyb mają różne właściwości fizyko-mechaniczne, od których zależy wielkość ciśnienia górotworu, prof. Cymbarewicz zaleca określać ciśnienie skał odcinkami według wzoru:

$$P = \gamma_n \cdot \left(h_n + \frac{\gamma_1}{\gamma_n} h_1 + \frac{2}{\gamma_n} h_2 + \ldots + \frac{\gamma_{n-1}}{\gamma_n} \cdot h_{n-1}\right) \cdot A_n \tag{11}$$

gdzie P — ciśnienie poziome na obudowę, przypadające na jednostkę kwadratową pionowej powierzchni szybu;
$\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3 \ldots, -\gamma_{n-1}$ — ciężary objętościowe skał, przecinanych szybem według pionu dla oddzielnych odcinków;
γ_n — ciężar objętościowy skały, dla której określa się ciśnienie;
h_n — wysokość pionowa odcinka, w którym oblicza się ciśnienie;
h_1, h_2 itd. — oznaczenia są podane wyżej;
A_n — współczynnik rozpierania poziomego danej skały podany w tablicy 31.

Analizując oba wzory (prof. Protodiakonowa i prof. Cymbarewicza) można łatwo zauważyć, że brak w nich wymiarów szybu, praktyka zaś mówi, że im są większe wymiary szybu, tym jest on mniej stały.

Autorowi (K. Pawłowowi) udało się ustalić badaniami doświadczalnymi, że wielkość ciśnienia górotworu w zależności od średnicy szybu wzrasta wprost proporcjonalnie do $\frac{\sqrt{D+1}}{2}$. Na podstawie tych danych została przez autora książki K. Pawłowa wprowadzona poprawka do wzoru prof. Cymbarewicza, na skutek czego przedstawia się on następująco:

$$P = A \cdot \gamma (h_n + h_o) \cdot \frac{\sqrt[3]{D+1}}{2}, \tag{12}$$

gdzie D — średnica szybu lub wymiary szybu prostokątnego po stronie długiej w świetle;
h_n i h_o — odpowiednia wysokość dolnego odcinka jednorodnej skały i grubość pionowa skał wyżej leżących uzależniona od ciężaru objętościowego rozpatrywanej skały

$$h_o = \frac{\gamma_1}{\gamma_n} \cdot h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_n} \cdot h_2 + \ldots + \frac{\gamma_{n-1}}{\gamma_n} \cdot h_{n-1}.$$

W przypadku skał jednorodnych:

$$P = A \cdot \frac{\gamma \cdot H}{2} \cdot \sqrt[3]{D+1} \tag{13}$$

Tablica 31

Współczynniki rozpierania skał

Grupa skał	Charakterystyka grupy skał	Typowi przedstawiciele różnych grup skał	Kąt tarcia wewnętrznego φ_o	Opór na rozgniatanie kg/cm²	Współczynnik rozpierania A
1	2	3	4	5	6
I	(Kurzawki) ciekłe	kurzawki, piaski ciekłe (cząstki piasku nie większe niż 0,10 — 0,15 mm), grunty grząskie (rozrzedzone)	14	—	0,500—0,600
II	Sypkie, wilgotne i pulchne	pulchny piasek nie wyżej średniej wielkości, grunt nasypany (ziemia)	24	—	0,250—0,350
III	Zleżałe, sypkie i ziemiste	otoczaki, żwir, grunt żwirowy, roślinny z domieszkami piasku, żwiru i innego gruntu	32	—	0,150—0,200
IV	Słabe	gliny (zwięzłe), brunatne i kruche węgle kamienne	38	20—40	0,120—0,150
V	Miękkie	bardzo zwięzłe gliny, słabe łupki gliniaste, wapienie miękkie, kreda, sól kamienna, grunt zmarznięty, antracyt	48	50—120	0,08—0,120
VI	Średnie	zwięzłe łupki gliniaste, szpat wapienny, średniej zwięzłości łupki piaszczyste, słabe piaskowce	63	150—200	0,04—0,07
VII	Mocne (zwięzłe)	zwykłe piaskowce i wapienie, zwięzłe łupki piaszczyste	75	300—500	0,01—0,085
VIII	Dosyć zwięzłe	zwięzłe wapienie i piaskowce, szpaty polne (ortoklazy), średnie skały kwarcowe, zwięzłe rudy żelazne	82	600—1000	0,006—0,009
IX	Bardzo zwięzłe	granity i skały granitowe, kwarcowe żyły rud, łupki krzemieniste, kamień litograficzny, wapienie krystaliczne	86	1100—1600	0,003—0,005
X	Skały w najwyższym stopniu zwięzłe	porfiry, dioryty, bazalty, trachity, gnejsy i inne.	88	1800—2500	0,001—0,003

Niżej przytoczono przykłady obliczeń wielkości ciśnienia górotworu na obudowę szybów pionowych.

Przykład 1. Mamy szyb pionowy o głębokości $H_s = 100$ m, przebity w skałach jednorodnych o współczynniku zwartości $f = 4$ i ciężarze objętościowym $\gamma = 2$ t/m³.

Znaleźć wielkość ciśnienia górotworu według teorii prof. Protodiakonowa.

Według wzoru (9) wielkość ciśnienia górotworu na 1 jednostkę kwadratową szybu:

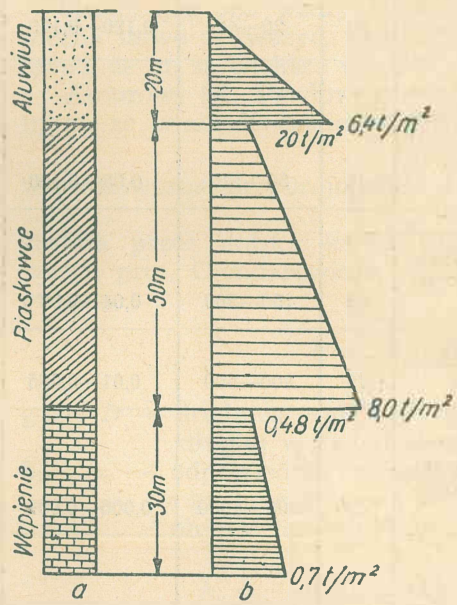
$$P = \gamma \cdot H_s \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^0 - \varphi}{2} = 2 \times 100 \times \operatorname{tg}^2 \frac{90^0 - 76^0}{2} = 8{,}8 \text{ t/m}^2,$$

gdzie dla $f = 4$, kąt wytrzymałości (oporu) wewnętrznej:

$$\varphi = \operatorname{arc\,tg} f = 76^0.$$

Przykład 2. Szyb pionowy przecina następujące skały, zaczynając od góry (rys. 184 *a*):

Grupa n	Grubość m	Ciężar objętościowy t/m³
III	20	$\gamma_1 = 2{,}0$
VI	50	$\gamma_2 = 2{,}4$
IX	30	$\gamma_3 = 2{,}5$



Rys. 184. Wykres naprzężeń według Cymbarewicza

Wartość liczbowa współczynników rozpierania według tablicy 31 dla skał przecinanych przez szyb są: III grupy $A_1 = 0{,}160$, VI grupy $A_2 = 0{,}05$, IX grupy $A_3 = 0{,}003$.

Określić wielkość ciśnienia górotworu według wzoru (11) dla każdego odcinka szybu.

Znajdujemy wielkość ciśnienia górotworu na odcinku o wysokości $h_3 = 30$ m (od dołu).

$$P_3' = \gamma_3 \left(h_3 + \frac{\gamma_1}{\gamma_3} \cdot h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_3} \cdot h_2 \right) \cdot A_3 =$$

$$= 2{,}5 \cdot \left(30 + \frac{2{,}0}{2{,}5} \cdot 20 + \frac{2{,}4}{2{,}50} \cdot 50 \right) \cdot$$

$$\cdot 0{,}003 = 0{,}7 \text{ t/m}^2.$$

Ciśnienie w górze odcinka 3:

$$P_3'' = \gamma_3 \left(\frac{\gamma_1}{\gamma_3} \cdot h_1 + \frac{\gamma_2}{\gamma_3} \cdot h_2 \right) \cdot A_3 =$$

$$= 2{,}5 \cdot \left(\frac{2{,}0}{2{,}5} \cdot 20 + \frac{2{,}4}{2{,}5} \cdot 50 \right) \cdot 0{,}003 =$$

$$= 0{,}48 \text{ t/m}^2.$$

Ciśnienie na dole odcinka 2:

$$P_2' = \gamma_2 \left(h_2 + \frac{\gamma_1}{\gamma_2} \cdot h_1 \right) \cdot A_2 =$$

$$= 2{,}4 \cdot \left(50 + \frac{2{,}0}{2{,}4} \cdot 20 \right) \cdot 0{,}05 = 8 \text{ t/m}^2.$$

Ciśnienie w górze odcinka 2:

$$P_2'' = \gamma_2 \left(\frac{\gamma_1}{\gamma_2} \cdot h_1 \right) \cdot A_2 =$$

$$= 2{,}4 \cdot \left(\frac{2{,}0}{2{,}4} \cdot 20 \right) \cdot 0{,}05 = 2 \text{ t/m}^2.$$

Ciśnienie na dole odcinka 1:

$$P_1' = \gamma_1 \cdot h_1 \cdot A_1 = 2 \cdot 20 \cdot 0{,}16 = 6{,}4 \text{ t/m}^2.$$

Rysunek rzutu naprężeń zgodnie z wynikami obliczeń przedstawia rys. 184 b.

Z tego ostatniego widać, że ciśnienie maksymalne jest równe 8 t/m^2 i znajduje się na granicy odcinka dwóch skał, przecinanych przez szyb.

Przykład 3. Głębi się dwa szyby: wyciągowy i powietrzny (jeden o średnicy 7 m, a drugi 4,5 m) na głębokość 150 m. Skały przecięte szybem są jednorodne, kwarcowe o współczynniku rozpierania poziomego $A_1 = 0{,}035$ i o ciężarze objętościowym 2,8 t/m^3. Określić wielkość ciśnienia górotworu dla każdego szybu:

1. Określimy wielkość ciśnienia górotworu według wzoru (13) dla szybu wyciągowego:

$$P = A \cdot \frac{\gamma \cdot H}{2} \sqrt[3]{D + 1} = 0{,}035 \cdot \frac{2{,}8 \cdot 150}{2} \sqrt[3]{7 + 1} = 14{,}7 \text{ t/m}^2.$$

2. Określimy wielkość ciśnienia górotworu dla szybu powietrznego:

$$P = A \cdot \frac{\gamma \cdot H}{2} \sqrt[3]{D + 1} = 0{,}035 \cdot \frac{2{,}8 \cdot 150}{2} \sqrt[3]{4{,}5 \pm 1} = 12{,}9 \text{ t/m}^2.$$

Rozdział XVIII

MATERIAŁY OBUDOWY KOPALNIANEJ

§ 102. ZASADNICZE RODZAJE MATERIAŁÓW OBUDOWY

Materiały, stosowane do wykonania obudowy kopalnianej, nazywa się materiałami obudowy.

Zwykle są to te spośród materiałów budowlanych, używanych przy wznoszeniu budynków przemysłowych i gospodarczych, które czynią zadość warunkom kopalnianym co do swojego przeznaczenia i co do wymagań wytrzymałości, stawianym im jako materiałom obudowy kopalnianej.

Do materiałów obudowy używanych w górnictwie należą: drewno, beton, kamienie naturalne i sztuczne (cegła, betonity) i żelazo lub stal. Jako materiałów wiążących przy murowaniu cegłami lub kamieniami używa się cementu portlandzkiego, wapna i innych.

§ 103. DREWNO I JEGO WŁASNOŚCI

Drewno jako materiał obudowy stosuje się w górnictwie od dawna, dzięki całemu szeregowi cennych własności. Drewno jest tańsze w porównaniu z innymi rodzajami obudowy, ma nieduży ciężar, znaczną sprężystość i łatwo poddaje się obróbce.

Połączenia poszczególnych części drewna w konstrukcji obudowy mogą być łatwo i właściwie wykonane oraz szczelnie dopasowane.

Łącznie z własnościami dodatnimi drewno posiada istotne braki, do których należą: krótki czas użytkowania, stosunkowo mała trwałość, łatwa zapalność, podatność na gnicie w pewnych warunkach wskutek opanowania przez grzyb.

Gatunki drewna. Do obudowy używa się drewna drzew iglastych (szpilkowych) i liściastych. Z gatunków iglastych najlepiej nadają się do użytku kopalnianego: sosna i modrzew, natomiast z liściastych: dąb, buk i grab.

Na kopalniach Uralu, Syberii i Środkowej Azji do obudowy kopalnianej przeważnie są używane: sosna, modrzew, częściowo jodła i dąb.

Na Ukrainie (Krzywy Róg, Donbas) i w rejonach centralnych Związku Radzieckiego stosuje się sosnę, dąb, częściowo świerk; na Kaukazie sosnę, dąb, buk i grab.

● W Polsce, ze względu na wyniszczenie drzewostanu przez Niemców w czasie dwukrotnej kilkuletniej okupacji kraju, przeważnie używa się jako drewna kopalnianego tylko sosny, jodły i świerka, a innych gatunków w bardzo niewielkiej ilości i tylko do specjalnego przeznaczenia, jak np. dębu na prowadniki szybowe. ●

Sosna jest najbardziej rozpowszechnionym gatunkiem spośród drzew iglastych na obszarze Związku Radzieckiego (1/4 wszystkich lasów w Związku Radzieckim) i jest w najszerszym zakresie używana do obudowy górniczej w stosunku do innych gatunków drzew. Jest łatwa do obróbki. Oprócz tego obudowa kopalniana z suchego drewna sosnowego jest dobrym sygnalizatorem ciśnienia, co jest bardzo cenne w robotach podziemnych. Obudowa sosnowa pod wpływem ciśnienia skał nie łamie się natychmiast, lecz ściskana wydaje charakterystyczne, uprzedzające trzaski. Według tego trzeszczenia wprawne ucho górnika określa niebezpieczeństwo przebywania ludzi w przodku.

I u nas sosna jest najczęściej spotykanym drzewem szpilkowym. Rośnie na glebach piaszczystych.

Modrzew rośnie przeważnie na Uralu, Syberii i Dalekim Wschodzie. W porównaniu z sosną jest bardziej zwarty, ciężki i twardy, oprócz tego wskutek znacznej zawartości żywicy posiada zwiększoną wytrzymałość na gnicie. Wadą modrzewia jest skłonność do pękania. Modrzewia używa się do obudowy wyrobisk głównych (kapitalnych) a tam, gdzie jest w ilości dostatecznej — do obudowy wszystkich wyrobisk górniczych.

● W Polsce brak modrzewia, a jego niewielkie ilości są pod ochroną. Kiedyś było go dużo, o czym świadczą zachowane budynki, zbudowane całkowicie z modrzewia. ●

Jodła wskutek niewielkiej zawartości materiałów żywicznych jest mało wytrzymała na gnicie. Z rodziny drzew iglastych świerka i jodły używa się w ograniczonej ilości głównie do obudowy wyrobisk o bardzo krótkim czasie trwania.

Dąb posiada wysokie własności techniczne. Jego drewno ma dużą trwałość i zwiększoną wytrzymałość na gnicie, ale jest skłonne do pękania. Dlatego drewno dębowe wymaga bardzo ostrożnego suszenia.

Jako materiał do obudowy wyrobisk dąb jest używany w ilościach ograniczonych z powodu swej drożyzny i trudności obróbki mechanicznej. Użycie drewna dębowego ogranicza się do obudowy szybów i wyrobisk długotrwałych, tj. do obudowy najbardziej odpowiedzialnych wyrobisk górniczych.

Buk należy do gatunku tych drzew liściastych, które są same przez się dosyć trwałe, ale mało wytrzymałe na gnicie. Grab (biały buk) mało się różni od buka własnościami mechanicznymi i fizycznymi.

Buk, grab, również brzoza, osika, jesion są stosowane w ilości ograniczonej i tylko w braku innych gatunków drewna.

WAŻNIEJSZE WŁASNOŚCI DREWNA

Drewno posiada dużą porowatość; łatwo pochłania i wydziela wilgoć. W świeżo zrąbanym drzewie wilgoć ułatwia tworzenie się materii białkowej, co stwarza środowisko sprzyjające do szybkiego rozmnożenia się grzybka i bakterii, wywołujących gnicie drewna.

Według stosunkowej zawartości wilgoci rozróżnia się: 1. materiał drzewny powietrzno-suchy, z wilgocią od 10 do 18%; 2. na wpół suchy o wilgotności od 18 do 23%; 3. mokry o wilgotności powyżej 23%; 4. świeżo zrąbany o wilgotności od 30 do 60% (wilgotność przyjmuje się według wagi).

Wilgotność drewna wpływa szkodliwie na jego trwałość. Im więcej jest wody, tym drewno jest słabsze. Za normalną uważa się wilgotność w drewnie w wysokości 15%.

Zostało stwierdzone, że przeciętne zwiększenie wilgotności drewna o 1% (w granicach od 8 do 20%) obniża jego wytrzymałość na ściskanie i na zgięcie od 4 do 5%.

Do obudowy wyrobisk górniczych należy koniecznie używać tylko drewna powietrzno-suchego lub (w braku takiego) na wpół suchego.

Trwałość drewna na ściskanie i na rozciąganie zależy od jego ciężaru objętościowego.

Powietrzno-sucha sosna ma ciężar objętościowy 500 kg/m^3, świerk 450 kg/m^3, dąb 600 kg/m^3, palma kaukaska 1000 kg/m^3.

Drewno posiada największą wytrzymałość na rozciąganie wzdłuż włókien. Jeżeli weźmiemy jedność jako granicę wytrzymałości na rozciąganie, to na wygięcie będzie wynosiła ona $^3/_4$, a na ściskanie połowę wytrzymałości na rozciąganie.

W praktyce dopuszczalne naprężenia drewna przyjmuje się jako jednakowe na rozciąganie, zgięcie i ściskanie.

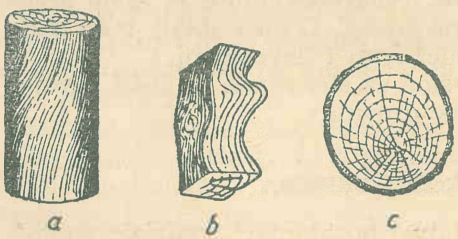
Wytrzymałość drewna zależy od wieku lasu i od warunków jego wyrastania. Np. sosna, rosnąca w miejscach wzniesionych w warunkach korzystnych, daje drewno mocne i zwięzłe, koloru ciemnożółtego, a rosnąca na gruntach mokrych daje drewno słabe, bardziej kruche, koloru jasnego. W związku z tym dla sosny, rosnącej na północy, dopuszczalne naprężenia są obniżone: w kraju Jakuckim o 10%, a na półwyspie Kolskim o 30%.

WADY DREWNA

Są to zasadnicze braki w budowie drewna, które obniżają jego jakość i trwałość, a wskutek których bardzo często staje się ono niezdatne do użytku jako materiał do obudowy kopalnianej.

Zasadniczymi wadami drewna są:

1. Zbieżystość, tj. nienormalne gwałtowne zmniejszenie średnicy strzały od podstawy do wierzchołka, co czyni takie drewno mało zdatnym materiałem do obudowy.
2. Krzywizna — skrzywienie strzały w jednym lub w kilku miejscach obniża gatunek drewna.
3. Nieprawidłowości w budowie drewna: (rys. 185) — wzrost kręty (warstwy skośne) — *a*, falistość — *b*, odchylenie rdzenia — *c*, są istotnymi wadami drewna, ponieważ materiał tarty z takiego drewna (belki i deski) ma włókna przerznięte.



Rys. 185. Wady drewna związane z warunkami wzrostu

W drzewie o wzroście krętym włókna są położone nierównolegle do osi strzały, lecz w linii śrubowej. Wytrzymałość drewna z takiego drzewa jest o 20 do 40% mniejsza od zwykłego.

W drzewie falistym kierunek włókien jest falisty. Wytrzymałość falistego drewna na rozciąganie i na wygięcie jest mniejsza od normalnego o 50 do 60%.

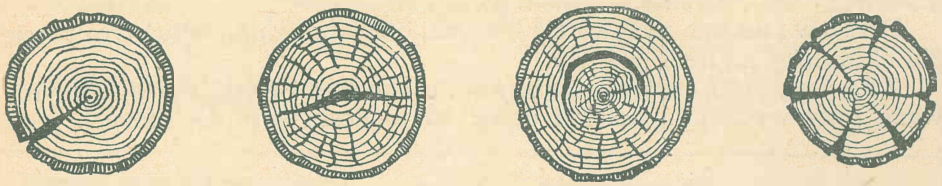
Odchylenie rdzenia jest to nienormalne zgrubienie letniej części pierścieni rocznych z jednej strony drzewa. Rdzeń takiego drzewa jest położony ekscentrycznie. Niezgrubiałe warstwy takiego drzewa są twardsze niż zgrubiałe.

Drewna o rdzeniu odśrodkowym nie można użyć do obudowy ważniejszych wyrobisk kopalnianych.

4. Pęknięcia — są najbardziej rozpowszechnionymi wadami drewna. Powodują je: wyschnięcie, mróz, pęknięcie słojowe, odłupanie, słońce itp.

   Pęknięcie wskutek wyschnięcia jest podłużne, o długości 1 do 1,5 m i idzie wzdłuż kory strzały.

   Pęknięcie z powodu mrozu (rys. 186*a*), przedstawia ranę otwartą zwężającą się od strony zewnętrznej do rdzenia, która często powoduje gnicie oraz zarażenie drzewa grzybkiem.



a *b* *c* *d*

Rys. 186. Wady drewna wskutek wpływów zewnętrznych

Pęknięcie słojowe (rys. 186*b*) jest to pęknięcie wewnętrzne, które zwęża się od rdzenia do zewnętrznej strony strzały.

Odłupania (rys. 186*c*) są to pęknięcia, powstające na pierścieniach przyrostu rocznego wskutek znacznego obniżenia się temperatury (mrozu).

Pęknięcia od słońca (rys. 186*d*) tworzą się na dłużycach w czasie suszenia ich na wolnym powietrzu.

5. Sęki są wadą drewna, utrudniającą jego obróbkę narzędziami. Stopień osłabienia drewna przez sęki zależy od ich ilości. W poszczególnych przypadkach obniżenie wytrzymałości drewna sękatego dochodzi do 30 — 40%. Sęki są często ośrodkiem gnicia drewna.
6. Gnicie, murszenie i butwienie jest to rozkład błonnika (celulozy) w masie drzewnej, doprowadzający do jej zniszczenia. Zachodzi wskutek działalności pewnych owadów (korników, gąsieniczek, termitów i innych) oraz grzybów i bakterii.

   Grzyby niszczące drewno są bardzo różnorodne.

RODZAJE I SORTYMENTY MATERIAŁÓW DRZEWNYCH

Materiałem do obudowy jest drewno okrągłe czyli kopalniaki i tarte. Sortymenty drewna okrągłego są następujące: kloce (okrąglaki), kopalniaki, żerdzie i stojaki.

K l o c e (okrąglaki) drzew iglastych są przygotowywane ze świeżo ściętego drzewa, oczyszczonego z kory i z sęków; są o długości od 4 do 9 m. Średnica kloców w górnym końcu wynosi 16 cm i więcej.

K o p a l n i a k i są cieńszymi okrąglakami mającymi długość od 3 m (przez 0,5 m) i średnicę w górnym końcu 8 — 15 cm [1]).

Ż e r d z i a m i nazywa się drewno okrągłe o średnicy 3 do 7 cm.

S t o j a k i są to kopalniaki o długości od 0,7 do 4 m i większej oraz o średnicy od 7 do 23 cm i większej [1]).

Dla kloców dębowych jest ustalona długość powyżej 4,3 m oraz średnicy powyżej 8,8 cm.

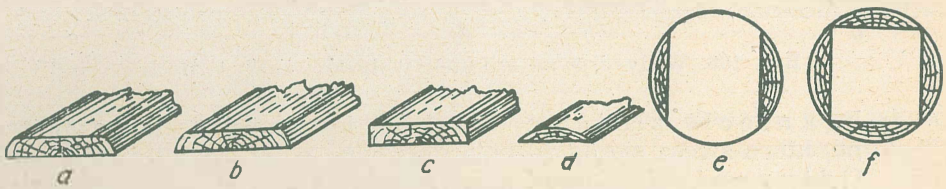
Sortymenty drewna tartego są: deski, belki, połowice i zrzyny (okładziny).

D e s k i (rys. 187) według wyglądu zewnętrznego dzieli się na deski boczne mające nieoberżnięte krawędzie boczne *a*, *b* i na deski właściwe *c* o przekroju prostokątnym i o brzegach oberżniętych.

B e l k a m i nazywa się tarte lub ciosane kloce o przekroju kwadratowym lub prostokątnym. Belki (rys. 187) wycięte o czterech bokach (kwadratowe) *f* lub oberżnięte tylko z dwóch stron *e*.

P o ł o w i c a m i nazywa się drewno, otrzymane po podłużnym rozcięciu okrąglaka na dwie połowy.

Z r z y n y lub okrajki, także zwane okorkami (opołami) *d*, otrzymywane przy wycinaniu belek i desek, są to deski skrajne, których jedna



Rys. 187. Sortymenty drewna tartego

strona ma powierzchnię cylindryczną, a druga płaską. Używa się ich na okładziny.

Jako jednostkę miary materiałów drzewnych przyjmuje się 1 m^3 masy drzewnej.

Zgodnie z normami dopuszczalne naprężenia drewna na zginanie i ściskanie przyjmuje się: dla sosny 110 kg/cm^2, a dla dębu 130 kg/cm^2.

Prof. Protodiakonow zaleca przyjmować nieco niższe normy naprężeń dopuszczalnych, a mianowicie dla sosny 60 kg/cm^2, a dla dębu 80 kg/cm^2.

---

[1]) Według normy polskiej B - 95001 kopalniaki dzieli się na:

a. s t o j a k i n o r m a l n e o długości od 0,80 do 12,00 m włącznie, o średnicy w cienkim końcu od 12 do 18 cm włącznie;
b. s t o j a k i g r u b e o długości od 0,80 do 12,00 m włącznie, o średnicy w cienkim końcu od 19 do 24 cm włącznie;
c. s t r o p n i c e o długości od 1,80 do 8,00 m włącznie o średnicy w cienkim końcu od 7 do 12 cm włącznie;
d. k r ó c i a k i o długości od 0,80 do 1,75 m włącznie, o średnicy w cienkim końcu od 6 do 11 cm włącznie.

CZAS TRWANIA OBUDOWY DREWNIANEJ

Czas trwania obudowy drewnianej w kopalni zależy od jakości materiałów obudowy, własności atmosfery kopalnianej, rodzaju skał i kwasowości wód kopalnianych.

W szybach wyciągowych, w których płynie świeży prąd powietrza i wilgotność jest umiarkowana, obudowa sosnowa trwa 15 do 20 lat, a dębowa znacznie dłużej.

W wyrobiskach, którymi przepływa powietrze zepsute (ciepłe i wilgotne) po przewietrzeniu przodków roboczych, obudowa drewniana sosnowa lub też modrzewiowa trwa przeważnie od 3 lub 5 miesięcy do $1\ ^1/_2$ — 2 lat.

W kopalniach, w których wody kopalniane zawierają kwasy jak siarkowy, solny i inne, obudowa drewniana trwa również krótko.

Przeciętny czas trwania obudowy w kopalniach, zależnie od rodzaju drewna i warunków naturalnych, podaje tablica 32.

Tablica 32

Czas trwania obudowy kopalnianej

Warunki, w których znajduje się obudowa wyrobisk	Rodzaj drewna		
	dąb	sosna	modrzew
Warunki przeciętne, normalne	5 — 10 lat	2 — 5 lat	$1^1/_2$ roku
Warunki dobre	25 — 30 „	20 — 25 „	8 — 15 lat
Warunki niesprzyjające	1 — 3 „	5 mies. do $1^1/_2$ roku	2 mies. do 1 roku

W celu przedłużenia czasu trwania obudowy w kopalni stosuje się następujące środki:

1. drewno suszy się i zapewnia korzystne warunki do przechowywania go na składach;
2. drewno do obudowy konserwuje się specjalnymi środkami chemicznymi.

KOPALNIANE SKŁADY DRZEWNE

Do przechowywania drewna na każdej kopalni jest urządzony skład z 2 do 3 miesięcznymi zapasami drewna do obudowy. Skład umieszcza się niedaleko od szybu na placu możliwie równym i wysokim, o nachyleniu jednostronnym dla spływu wód wiosennych i deszczowych. Plac powinien być otwarty i dostępny działaniu wiatru. Najlepszym terenem dla składu jest grunt piaszczysty lub żwirowy, oczyszczony ze śmieci i chwastów. W celu dezynfekcji spryskuje się go okresowo roztworem wapna chlorowanego.

Skład dzieli się na prawidłowe oddziały z przerwami na wskroś i z przejazdami pomiędzy szeregami stosów. Przerwy pomiędzy stosami drewna powinny wynosić nie mniej jak 2 m, a przejazd 8 do 10 m.

Drewno okrągłe przechowuje się w stosach według gatunków i wymiarów na podkładach i z przekładkami pomiędzy rzędami.

Drewno tarte, czyli tarcicę układa się w oddzielne stosy według gatunków i wymiarów, lecz obowiązkowo stroną rdzeniową do góry. Dla zapewnienia przewiewu odstępy w każdym rzędzie powinny wynosić nie mniej jak 8 do 10 cm.

Wysokość stosów nie powinna być mniejsza niż 4 m.

KONSERWOWANIE DREWNA DO OBUDOWY

Metody walki z psuciem się drewna sprowadzają się zwykle do stworzenia warunków niepomyślnych dla rozwoju grzyba i bakterii.

Grzyb rozwija się głównie w wilgoci. Ażeby więc uchronić drewno przed psuciem, suszy się je lub nasyca środkami chemicznymi tzw. antyseptykami.

Istota nasycania drewna antyseptykami polega na tym, że pod wpływem wprowadzanych do drewna składników błonnik (celuloza) ścina się oraz tworzą się takie związki, które nie dopuszczają, aby w drewnie grzyb mógł się rozwinąć.

Do nasycania (impregnowania) drewna stosuje się środki antyseptyczne dwóch rodzajów:

a. oleiste i

b. wodne (rozpuszczalne w wodzie).

Spomiędzy antyseptyków oleistych najbardziej rozpowszechnione są oleje kreozotowe i antracenowe, karbolineum, smoły, mazuty i fenole. Środki te posiadają własności w wysokim stopniu antyseptyczne i nie wpływają ujemnie i szkodliwie na samo drewno. Wadą ich jest ostry, nieprzyjemny zapach i zwiększenie niebezpieczeństwa pożaru.

Z rozpuszczalnych w wodzie antyseptyków najczęściej są używane do nasycania drewna: fluorek sodu, krzemionkowo-fluorowy cynk, chlorek cynku, chlorek sodu i siarczan miedzi. Wada antyseptyków wodnych polega na tym, że woda je wypłukuje. Ażeby zmniejszyć powyższą wadę antyseptyków, stosuje się je w połączeniu z innymi środkami, np. do fluorku sodu dodaje się dinitrofenol, otrzymywany przez działanie na fenol (kwas karbolowy) kwasu azotowego lub nielotny dinitrofenolat sodu, otrzymywany przez działanie sody na dinitrofenol. Ten antyseptyk jest $2^1/_2$ do 3 razy silniejszy od fluorku sodu.

Impregnację, czyli nasycanie antyseptykami drewna kopalnianego wykonuje się pod ciśnieniem od 2 do 8 at albo w specjalnych zakładach albo w niewielkich urządzeniach przeznaczonych do tego celu na kopalniach.

W tych przypadkach, gdy nie można impregnować drewna w powyższy sposób, stosuje się bardziej przystępne metody konserwacji jak malowanie, smołowanie i natryskiwanie obudowy za pomocą ręcznych rozpylaczy (pulweryzatorów), np. kreozotem. Sposoby te w praktyce są zupełnie skuteczne dla ochrony zdrowego drewna od grzybka.

Fluorek sodu i dinitrofenolat sodu przy smarowaniu i opryskiwaniu są używane w postaci rozczynu wodnego 2 do 3%, ogrzanego do $80 \div 90^0$. Antyseptyki oleiste (olej kreozotowy i inne) utrwala się na drewnie w temperaturze 50 do 60^0.

Do nasycania drewna używa się również rozczynu dinitrofenolu, kwasu dwuchromowego, potasu i fluorku sodu. Nasycanie odbywa się przez pogrążenie drewna w tym rozczynie na przeciąg 1 minuty po czym się je suszy przez cztery tygodnie. Długotrwałość drewna zwiększa się przy tym 3 do 4-krotnie.

Zużycie antyseptyków na konserwację drewna kopalnianego jest różne i zależy od zastosowanego sposobu i środka impregnacyjnego. Najekonomiczniejsze pod względem rozchodu antyseptyków jest nasycanie pod ciśnieniem, przy którym na 1 m^3 drewna zużywa się 3 do 5 kg fluorku sodu, 5 do 7 kg chlorku cynku, 60 do 70 kg kreozotu.

Przy nasycaniu drewna kopalnianego przez zanurzanie w wannach zużycie antyseptyków zwiększa się $1^1/_2$ do 2 razy, a niekiedy nawet i więcej.

BEZPIECZEŃSTWO PRACY I CHOROBY ZAWODOWE PRZY IMPREGNOWANIU DREWNA

● Używane do nasycania płyny są trujące i żrące a przeto są niebezpieczne dla zdrowia i życia robotników zatrudnionych przy tych czynnościach.

Praca powinna odbywać się w okularach ochronnych, zabezpieczających oczy przed rozpryskiwaniem płynów.

Świeżo nasycone drewno powinno się przenosić w rękawicach gumowych lub skórzanych.

Po pracy oraz przed jedzeniem ręce trzeba zawsze starannie umyć.

Z chorób zawodowych należy wymienić uszkodzenia skóry, na którą działają szkodliwie wszystkie odczynniki, używane do nasycania drewna. Na uszkodzenia bezpośrednie przede wszystkim są narażone ręce, którymi robotnicy dotykają nasyconego drewna. Pośrednio jest narażona skóra twarzy, czoła, szyi, spojówki oczu. Szczególnie szkodliwe jest dotykanie rękami, gdy drewno jest jeszcze mokre. Robotnicy powinni używać odzieży ochronnej, ponieważ przy przenoszeniu mokrego drewna na ramionach ubranie nasiąka płynem impregnacyjnym.

Uszkodzenia skóry mogą pochodzić również od rozpryskiwania odczynników podczas ich przelewania, podczas ładowania drewna do zbiorników i wyładowywania go z nich. Krople płynów mogą dostać się na skórę, do oczu lub na ubranie.

Rozczyny sublimatu powodują zatrucie rtęcią ze zmianami śluzowymi ust i uszkodzeniami przewodu pokarmowego oraz nerek. Uszkodzenia skóry, oprócz egzemy, powodują owrzodzenia. Egzemę wywołują ter, olej pogazowy i ich pochodne przy stykaniu się z nimi przez dłuższy okres czasu. ●

NADANIE OBUDOWIE WŁAŚCIWOŚCI OGNIOODPORNYCH

Ponieważ obudowa drewniana nie jest ogniobezpieczna, należy stosować środki, które w większym lub mniejszym stopniu obniżają niebezpieczeństwo zapalenia.

Do takich środków należy malowanie obudowy rozczynami wapna, gliny, szkła wodnego (sodowego). Szkło wodne (25 do 30 części szkła na 100 części wody) lepiej jest stosować z dodatkiem oliwy, gipsu albo talku, które nadają smarowi większą wytrzymałość na działanie wody. Torkretowanie, czyli natryskiwanie obudowy betonem, jest dobrym środkiem ochrony drewna przed ogniem szczególnie wtedy, gdy wyrobisko nie podlega znacznemu ciśnieniu górniczemu i beton nie odpryskuje. Malowanie i otynkowanie obudowy jest konieczne w komorach maszynowych, w podziemnych składach kopalnianych itp.

§ 104. BETON I JEGO PRZYGOTOWANIE

B e t o n e m nazywa się sztuczny materiał kamienny, otrzymywany w wyniku twardnienia mieszaniny: materiału wiążącego (cementu), piasku i żwiru przy udziale wody.

W ten sposób składowe części betonu są następujące:

1. aktywne materiały wiążące składowe (cement) i woda jako czynnik wytwarzający reakcję;
2. obojętne wypełniacze: piasek, żwir lub tłuczeń.

Jeżeli ziarna wypełniacza nie są większe od 5 mm materiał otrzymywany po wymieszaniu nosi nazwę z a p r a w y. Jeżeli zaś w mieszaninie jednocześnie z drobnymi ziarnami zawarte są ziarna grubsze od 5 mm (np. od 6 do 50 mm i więcej), to materiał taki nosi nazwę b e t o n u.

Materiałami wiążącymi nazywa się takie materiały mineralne wiążące pochodzenia mineralnego (ulegające twardnieniu), które twardną przechodząc ze stanu ciekłego lub ciastowatego w stan stały.

Materiały te zmieszane z wodą wytwarzają ciasto plastyczne, które z biegiem czasu twardnieje i zamienia się w kamień sztuczny.

Materiały wiążące dzieli się na dwie grupy: 1. p o w i e t r z n e i 2. h y d r a u l i c z n e.

Do powietrznych materiałów wiążących, twardniejących na skutek wzajemnego oddziaływania chemicznego powietrza i kwasu węglowego, należą: gips, wapno hydrauliczne, magnezyt i szkło wodne.

Niektóre materiały mineralne, zmieszane w stanie rozdrobionym z wapnem hydraulicznym, twardnieją jedynie przez dodanie wody. Materiały takie nazywa się dodatkami hydraulicznymi.

Asortyment materiałów hydraulicznych wiążących jest większy niż powietrznych. Należą do nich następujące:

a. wiążące bez domieszek hydraulicznych lub zawierające je w granicach 10 do 15% (np. wapno, cement portlandzki, żużel wielkopiecowy);
b. wiążące, które zawierają powyżej 15% domieszek hydraulicznych (np. cement wapienno-puzzolanowy oraz klinkier cementowy, cement żużlowy (hutniczy) i cement portlandzki);
c. cement żużlowy, składający się zasadniczo z rozdrobionego żużla wielkopiecowego.

Z materiałów powietrznych wiążących najszersze zastosowanie ma wapno palone, które otrzymuje się przez wypalanie w specjalnych piecach wapieni z niewielką domieszką gliny przy temperaturze 1000 do 1200°.

W celu przechowania wapna palonego „gasi się" je wodą; przy czym powstaje w a p n o g a s z o n e $Ca(OH)_2$ wodorotlenek wapnia, którego się używa w mieszaninie z piaskiem do przygotowania zapraw przy wznoszeniu muru obudowy kamiennej i ceglanej. Ciężar 1 m^3 stwardniałej zaprawy wapienno-piaskowej wynosi około 1700 kg, a wytrzymałość na ściskanie 30 do 40 kg/cm^2.

C e m e n t e m p o r t l a n d z k i m nazywa się materiał hydrauliczny — wiążący stanowiący wytwór drobnomielonego klinkieru cementowego otrzymywanego przez spiekanie starannie dozowanych ilości mieszanin surowców zawierających wapień i glinokrzemiany. Cement portlandzki stanowi drobny proszek barwy jasnoszarej z odcieniem zielon-

kawym o ciężarze właściwym 3,05 do 3,2 i ciężarze objętościowym w stanie roboczym 1,3 t/m^3.

Mieszanina cementu portlandzkiego z wodą nazywa się c i a s t e m c e m e n t o w y m. Ciasto gęstości normalnej otrzymuje się przez dodanie do cementu wagowo wody w granicach od 23 do 33%.

Przy mieszaniu cementu portlandzkiego z wodą pomiędzy ziarnami cementu i wodą zachodzą reakcje chemiczne, dzięki którym otrzymuje się zestalenie. Reakcja przebiega według dwóch następujących równań:

$$3\,CaO \cdot SiO_2 + 5\,H_2O = 2\,CaO \cdot SiO_2 \cdot 4\,H_2O + Ca(OH)_2;$$

(65 do 70% w składzie cementu)

$$3\,CaAl_2O_3 + mH_2O = 3\,CaOAl_2O_3 \cdot mH_2O;$$

(10 do 15% w składzie cementu).

W wyniku otrzymuje się: 1. wodorokrzemian wapnia; 2. wodoroglinian wapnia i 3. wodorotlenek wapnia.

Wodorokrzemian wapnia jest materiałem kamienistym, praktycznie nierozpuszczalnym; co się tyczy wodoroglinianu, to rozpada się on w obecności soli $Ca(SO_4)_2$, a wodorotlenek wapnia rozpuszcza się w wodzie.

Okres czasu od chwili dodania wody do cementu do początku jego zestalania się nazywa się p o c z ą t k i e m t ę ż e n i a. Dla zwykłego cementu portlandzkiego czas początku tężenia (zestalania) wynosi od 30 minut do 12 godzin. Praktycznie cementy zaczynają tężeć po 1 do 2 godzinach, a zakończenie procesu tego następuje w ciągu 5 do 8 godzin.

Następnym okresem jest okres t w a r d n i e n i a cementu. Przy ocenie trwałości ciasta cementowego, zaprawy lub betonu przyjmuje się 28-dniowy okres czasu od chwili jego przygotowania.

Cement portlandzki dzieli się na sześć marek 200, 250, 300, 400, 500 i 600.

Markę cementu określa liczba jego trwałości, podająca wytrzymałość po 28 dniach zestalania, na zgniecenie modelu kształtu standardowego (cylinderka), przygotowanego z roztworu cementu i piasku w stosunku 1 : 3.

Wytrzymałość cementu według OST nie powinna być niższa od podanej w tablicy 33.

Tablica 33

Wytrzymałość cementu różnych marek handlowych

Marka	Wytrzymałość na zgniecenie, kg/cm^2 *Rc*			Wytrzymałość na zginanie kg/cm^2		
	wzrost jej w modelu cementowym po dniach:					
	3	7	28	3	7	28
200	65	120	200	8	12	16
250	95	160	250	9	14	18
300	110	200	300	11	16	21
400	190	280	400	16	20	24
500	260	380	500	20	24	28

● Normy Polskie PNB przewidują warunki dla cementów daleko ostrzejsze i normy te należy stosować. ●

Cement portlandzki stosuje się w celu otrzymania zapraw cementowo-piaskowych i betonów.

Odróżnia się zaprawy t ł u s t e i c h u d e. Jeżeli bierze się więcej cementu portlandzkiego, niż to jest konieczne do wypełnienia wolnych przestrzeni pomiędzy ziarnami piasku, to otrzymaną zaprawę nazywamy tłustą. Jeżeli zaś cement portlandzki nie zapełnia wszystkich pustek pomiędzy ziarnami piasku, to zaprawa nazywa się chudą.

Na przykład, przy porowatości piasku 35%, zaprawa cementowo-piaskowa 1 : 2,5 będzie tłustą, a zaprawa 1 : 4 będzie chudą. Przy sporządzaniu zapraw części składowe odmierza się: piasek objętościowo, a cement portlandzki wagowo.

Przy obudowie kopalnianej są stosowane prawie wyłącznie cementy portlandzkie a w znacznie mniejszym zakresie wapno hydrauliczne oraz cementy: glinoziemisty oraz puzzolanowy.

WYPEŁNIACZE BETONU

Wypełniacze betonu dzieli się na drobne i grube. Drobnym jest materiał o ziarnie mniejszym niż 5 mm, a grubym materiał o ziarnie większym niż 5 mm. Jako drobny wypełniacz do betonu zwykłego jest używany piasek naturalny, przedstawiający mieszaninę ziaren kwarcu z niewielką ilością domieszek ziemi lub gliny, których nie może być w piasku wagowo więcej jak 3 do 5%.

Do betonu stosuje się piasek z mielizn morskich lub rzecznych albo kopalniany osadowy, przy czym pierwszy nazywa się piaskiem rzecznym, a drugi piaskiem kopalnianym. Ziarna piasku rzecznego mają kształt okrągły, a kopalnianego kanciasty. Należy zauważyć, że ziarna kształtu kanciastego lepiej wiążą się z cementem, co zwiększa trwałość i wytrzymałość betonu. W celu zmniejszenia pyłu i zanieczyszczeń gliną, piasek przemywa się wodą przed użyciem.

Jako gruby wypełniacz stosowany jest żwir lub tłuczeń o wielkości ziarna od 5 do 60 mm. Żwir naturalny znajduje się, podobnie jak i piasek, na obecnych i dawnych mieliznach rzecznych i morskich. Tłuczeń rozdrobiony otrzymuje się ze skał górskich oraz z materiałów sztucznych, na przykład z cegły, żużlu metalurgicznego itp.

Celem otrzymania trwałego i wytrzymałego betonu niezbędne jest, ażeby ziarna wypełniacza były również trwałe i miały dobrą spójność z zaprawą cementową. Ilość pustek w tłuczniu zwykle wynosi 45 do 55% jego objętości, a w piasku 30 do 40%. Przy sporządzaniu betonu pustki te zapełniają się roztworem cementu. Beton przygotowany z zaprawą tłustą nazywa się ścisłym, a z chudą porowatym.

Woda do przygotowania betonu powinna być czysta i bez domieszek wpływających szkodliwie na tężenie i twardnienie cementu oraz na jego wytrzymałość. Wody błotniste i ściekowe z fabryk, zawierające tłuszcze, oleje roślinne i kwasy nie nadają się do przygotowania betonu.

Domieszkami szkodliwymi w wodach naturalnych są kwasy, a szczególniej siarczany, w ilości większej niż 1500 mg/l (licząc na SO_4).

WYBÓR SKŁADU I MARKI BETONU

Skład betonu oznacza się np. 1 : A : B, co wskazuje, że na jedną objętościową część cementu albo innego materiału wiążącego wypada A objętościowych części piasku i B objętościowych części żwiru lub tłucznia. Do

wykonania obudowy kopalnianej używa się betonów o zaprawie tłustej lub normalnej i składzie następującym: 1 : 2 : 3; 1 : 2 : 4; 1 : 3 : 4; 1 : 2,5 : 5; 1 : 3 : 5; 1 : 3 : 6 i innym.

Skład betonu wybrany do obudowy powinien posiadać niezbędną trwałość. Do oceny trwałości betonu służy jego marka, którą określa się wytrzymałość betonu na ściskanie po 28 dniach.

Marki betonu oznacza się w ZSRR: $R_{28} = 170$, $R_{28} = 90$ itd. oznacza to, że sześcian z betonu o wymiarach $20 \times 20 \times 20$ cm, przygotowany w sposób standardowy, wykazał przy badaniu po 28 dniach od wykonania go wytrzymałość na ściskanie odpowiednio 170 kg/cm^2, 90 kg/cm^2, itd. Warunkom zadowalającym co do wytrzymałości betonu w ZSRR na ciśnienie skał w kopalni odpowiadają betony marek: 210, 170, 130, 110 i 90.

Wytrzymałość betonu zależy od jakości cementu i dodatków, ilości wody, współczynnika wodno-cementowego, (wskaźnika wodnego), temperatury, wiązania się betonu i staranności w jego przygotowaniu i układaniu.

W przygotowaniu bardzo ważną rolę odgrywa wybór tzw. konsystencji (gęstości), która zależy od ilości wody, gęstości rozczynu cementu i wielkości ziarn domieszki.

Według gęstości betony dzieli się na ciekłe, półciekłe i ubijalne.

Ustalamy różnicę pomiędzy tymi rodzajami betonu.

Wiadomo, że woda nadaje ciastu betonowemu płynności, jednakże przy dodaniu jej w nadmiarze ciasto betonowe zaczyna rozpływać się, wskutek czego traci właściwość tężenia i twardnienia.

Jeżeli zaś do ciasta betonowego dodawać równocześnie cementu i wody, to ono, nabywając płynności (może płynąć w rynnach) nie odwarstwia się i zachowuje swoje własności fizyczne (twardnienia). Dlatego też ciasto betonowe, w którym zawartość wody wynosi 8 do 10% i więcej posiada dużą płynność i nosi nazwę ciekłego betonu. Ciekły beton może być używany przy obudowie wyrobisk w miejscach wąskich, w których go trudno jest ubijać.

Ubijalny beton różni się od ciekłego zawartością wody. Przygotowuje się go przez dodanie do suchej mieszaniny minimalnej ilości wody, niezbędnej według obliczenia do całkowitego stężenia cementu, wagowo jednak nie więcej jak 6 do 6,5%. Beton ubijalny wymaga przy układaniu dobrego ubijania ręcznego lub mechanicznego.

Przejście pomiędzy betonem ubijalnym a ciekłym stanowi beton półciekły, który zawiera nieco więcej wody, niż ubijalny (około 6,5 do 8%), ale mniej niż ciekły. Beton półciekły odznacza się niewielką płynnością ciasta, które, jeżeli je wziąć na łopatę, z niej nie ścieka. Przy układaniu beton półciekły wymaga lekkiego ubijania, dlatego też znajduje zastosowanie głównie przy wznoszeniu obudowy żelazobetonowej.

Stosunek ilości cementu do ilości wody według ciężaru lub objętości, wziętych do przygotowania betonu, nazywa się współczynnikiem wodno-cementowym. Stosunek ten oznacza się przez $C : W$.

Im mniejszy będzie współczynnik wodno-cementowy tym większa jest trwałość betonu i odwrotnie. Dlatego też przy jednej i tej samej ilości betonu, wytrzymałość ciekłego i półciekłego betonu zwykle jest mniejsza niż betonu ubijalnego. Zmiana wytrzymałości betonu w zależności od współczynnika wodno-cementowego uwidoczniona jest na rys. 188.

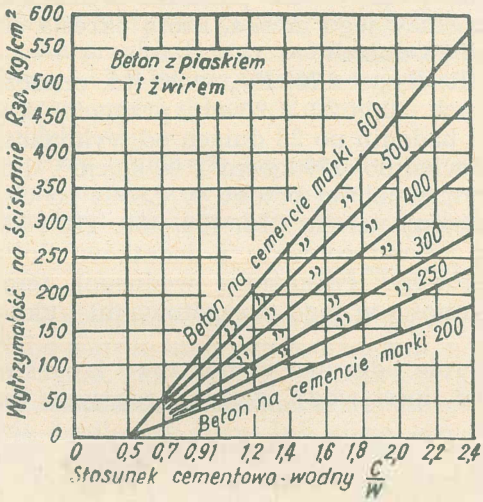
Wytrzymałość betonów (R_{28}) w zależności od $C : W$ i od marki cementu R_c oznaczamy z następującego wzoru:

dla betonu ze żwirem:

$$R_{28} = 0{,}5\, R_c \left(\frac{C}{W} - 0{,}5 \right);$$

dla betonu z tłuczniem:

$$R_{28} = 0{,}55\, R_c \left(\frac{C}{W} - 0{,}5 \right).$$



Rys. 188. Wykres zależności wytrzymałości betonu od ilości zawartej w nim wody

Wzory te można stosować jedynie przy zmiennej wielkości $\frac{C}{W}$ w granicach od 0,9 do 2,5, co jest zupełnie wystarczające przy zwykłych betonach.

Wytrzymałość betonu, zawierającego tłuczeń jest o 10 do 15% większa od trwałości betonu, zawierającego żwir.

W celu zwiększenia wytrzymałości betonu należy stosować mieszanie mechaniczne masy betonowej w betoniarkach.

TECHNIKA DOBORU SKŁADU BETONU

Określenie najlepszego składu betonu, rodzaju marki i ustalonej gęstości polega na znalezieniu: 1. współczynnika wodno-cementowego (wskaźnika wodnego), który zabezpiecza wymaganą trwałość betonu; 2. składu betonu, przy którym zużycie cementu jest minimalne.

Jeżeli przy obliczeniu obudowy betonowej przyjąć dopuszczalne natężenie na ściskanie K i współczynnik wytrzymałości n, to pożądaną markę betonu ustali się według wzoru:

$$R_{28} = nK \text{ kg/cm}^2$$

Przyjmując wartość liczbową $K = 30$ kg/cm² i $n = 5$, otrzymamy:

$$R_{28} = 5 \cdot 30 = 150 \text{ kg/cm}^2.$$

Znając markę cementu portlandzkiego, przeznaczonego do przygotowania betonu, można określić współczynnik wodno-cementowy, którego wartość znajduje się zrównania:

dla betonu ze żwirem

$$\frac{C}{W} = \frac{R_{28}}{0{,}5\, R_c} + 0{,}5\ ;$$

dla betonu z tłuczniem

$$\frac{C}{W} = \frac{R_{28}}{0{,}55\, R_c} + 0{,}5\,.$$

Stosunek objętości masy betonowej do sumy objętości cementu i wypełniaczy (mierzonych oddzielnie) nazywa się „współczynnikiem rozchodu betonu". Współczynnik rozchodu betonu a zwykle jest równy 0,65 do 0,70.

Ilość części składowych na 1 m³ betonu o składzie: 1 : A : B oblicza się z następujących wzorów:

1. cementu:

$$\frac{1}{a\,(1 + A + B)}\ \text{m}^3; \tag{14}$$

2. piasku:

$$\frac{A}{a\,(1 + A + B)}\ \text{m}^3; \tag{15}$$

3. żwiru lub tłucznia:

$$\frac{B}{a\,(1 + A + B)}\ \text{m}^3. \tag{16}$$

Cement do przygotowania betonu należy brać wagowo, ponieważ w zależności od opakowania i przechowywania cementu identyczna objętość może posiadać różną wagę. Przeciętny ciężar objętościowy cementu portlandzkiego wynosi 1,3 t/m³. Na straty przy sporządzaniu ciasta betonowego należy przyjmować nadmiar powyżej ilości wyliczonej: cementu o 1 do 2%, wypełniaczy o 3 do 5%.

Przykład. Dobieramy beton marki 110 (z domieszką piasku i tłucznia). Określić należy ilość części składowych.

Wytrzymałość cementu portlandzkiego na ściskanie $Rc = 250$ kg/cm². Piasek ma wilgotność 4% i ciężar objętościowy 1,45 t/m³, a tłuczeń ma wilgotność 1,5% i ciężar objętościowy 1,6 t/m³. Jedno mieszanie daje $K = 300\ l$ (pojemność betoniarki). Współczynnik gęstości betonu przyjmujemy $a = 0{,}7$. Skład betonu 1 : 2 : 4 (według tablic).

1. Znajdujemy wskaźnik wody z wyliczenia:

$$\frac{C}{W} = \frac{R_{28}}{0{,}55\,R_c} + 0{,}5 = \frac{110}{0{,}55 \cdot 250} + 0{,}5 = 1{,}3.$$

2. Określamy objętość części składowych betonu:
cementu:

$$\frac{K \cdot 1}{a\,(1 + A + B)} \cdot V_c = \frac{0{,}3 \cdot 1}{0{,}7\,(1 + 2 + 4)} \cdot 1300 = 80\ \text{kg};$$

piasku:

$$\frac{K \cdot A}{a\,(1 + A + B)} = \frac{0{,}3 \cdot 2}{0{,}7\,(1 + 2 + 4)} = 0{,}12\ \text{m}^3;$$

tłucznia:

$$\frac{K \cdot B}{a\,(1 + A + B)} = \frac{0{,}3 \cdot 4}{0{,}7\,(1 + 2 + 4)} = 0{,}24\ \text{m}^3.$$

3. Określamy ilości potrzebnej wody dla przygotowania 300 l betonu:
a. wilgoć zawarta w piasku i tłuczniu:

$$W_p + W_t = 0{,}18 \cdot 1{,}45 \cdot 0{,}04 + 0.22 \cdot 1{,}6 \cdot 0{,}01 = 0{,}014\ \text{m}^3 = 14\ \text{l};$$

b. ogólnie potrzeba wody:

$$W = \frac{C}{1{,}3} - 14 = \frac{80}{1{,}3} - 14 = 50{,}5\ \text{l}.$$

PRZYRZĄDZANIE BETONU

Zasadnicze czynności przyrządzenia betonu są następujące: 1. przygotowanie wypełniaczy, 2. zestawienie suchej masy betonu, 3. dodatek wody i mieszanie.

Do zakresu przygotowania wypełniaczy włącza się przemywanie piasku i żwiru oraz sortowanie tłucznia i żwiru.

Tłuczeń przygotowuje się przy pomocy łamaczy, z których najpowszechniej stosowane są łamacze Blacka. Przy niewielkich robotach sortowanie i płukanie wykonuje się na sitach; przy większych na płuczkach żwirowych i na sortowniach. Składniki betonu wymierza się w sposób następujący: cement wyważa się na noszach, których waga jest zawczasu ustalona, piasek zaś i tłuczeń skrzynkami o znanej pojemności. Mieszanie betonu w betoniarkach względnie ręcznie wykonuje się tak długo, dopóki mieszanina nie utworzy całkowicie jednorodnej masy. W związku z dużym znaczeniem wskaźnika wodnego dla wytrzymałości betonu dozowanie wody należy wykonywać bardzo starannie (z dokładnością $\pm 1\%$).

Masę betonową przyrządza się ręcznie mieszając ją łopatami na pomoście z desek o wymiarach 4×6 m. Przy ręcznym sporządzaniu masy betonowej miesza się początkowo mieszaninę cementu z piaskiem, następnie daje się ją na wierzch przepłukanego tłucznia lub żwiru, po czym miesza powtórnie całą masę dodając niezbędną ilość wody. W czasie mieszania należy dążyć do tego, ażeby ciasto betonowe było wilgotne i przy ściśnięciu w dłoni nie rozsypywało się.

Wydajność betoniarki o małej pojemności wynosi od 150 do 375 l na jeden wsad, a średniej pojemności 500 l. Przy stałym mieszaniu jednorodnego wsadu ciasta betonowego w czasie 1 do 1,5 min wydajność betoniarki takiej na godzinę równa się 35 do 50 wsadów, co odpowiada 18 do 26 m^3 ciasta betonowego.

§ 105. KAMIENIE NATURALNE I SZTUCZNE

Kamienie używane do obudowy wyrobisk górniczych dzieli się na naturalne i sztuczne. Do kamieni naturalnych należą: kamień ciosany, kamień łamany i tłuczeń, do sztucznych zaś cegła i betonity.

K a m i e n i e n a t u r a l n e. Kamienie naturalne otrzymujemy ze skał odpornych na wietrzenie jak: piaskowce, wapienie, piaskowce wapienne i inne skały zawierające kwarc. Pojedyncze sztuki kamienia ciosanego otrzymuje się za pomocą obróbki ręcznej lub mechanicznej. Kamienie rozpiłowuje się na bloki przeważnie linowymi maszynami jednostrunnymi lub piłami ramowymi. Kamienie (bloki) używane do obudowy szybów okrągłych mają wymiary następujące: długość 500 do 900 mm, szerokość 400 mm i wysokość 200 do 300 mm.

Produkcja bloków z kamieni naturalnych kalkuluje się drogo, dlatego też są do obudowy rzadko stosowane.

Kamień łamany są to odłamki skały kształtu nieprawidłowego. Może być przygotowywany w specjalnych odkrywkach lub też bezpośrednio na kopalni przy wykonywaniu wyrobisk górniczych. W obudowie kopalnianej kamień łamany jest używany do budowy ścian i fundamentów obudowy podszybi, komór maszynowych i przecznic.

Przy obudowie kamień łamany łączy się zaprawą cementową. Wytrzymałość na ściskanie waha się w granicach 8 do 10 kg/cm^2. Zużycie materiałów na 1 m^3 objętości muru kamiennego wynosi: kamienia łamanego 1,2 m^3, piasku 0,57 m^3 i cementu 0,2 m^3.

Cegła budowlana. Do wyrobu zwykłej cegły budowlanej nadają się prawie wszystkie niskotopliwe gliny, zawierające pewną ilość piasku. Gliny różnią się swoim składem, ponieważ stanowią one mieszaninę wielu różnych minerałów. Zwykłymi domieszkami do gliny są: tlenki żelaza, które po wypaleniu nadają cegle kolor czerwony, węglan wapnia i magnezu.

Cegłę otrzymuje się po uformowaniu surowca i po wypalaniu go w piecach pierścieniowych (Hoffmanowskich) lub wielokomorowych. Niekiedy wypala się cegłę w tak zwanych piecach tunelowych lub polowych. Tak wypalana cegła co do jakości jest gatunkowo gorsza od cegły fabrycznej.

Przy normalnej obróbce cegła posiada porowatość w granicach 10 do 15%; taka cegła dobrze łączy się z zaprawą oraz jest dostatecznie trwała i wytrzymała.

Zależnie od wytrzymałości cegła dzieli się w ZSRR na trzy marki: 75, 100 i 150 kg/cm. Chłonność wilgoci cegły wynosi 8 do 20%.

● Normy polskie przewidują wytrzymałość cegły na ściskanie: I klasa — 150 kg/cm^2; II klasa — 100 kg/cm^2; III klasa — 50 kg/cm^2. ●

Dla wygodniejszej pracy przy budowach cegła posiada wymiary zestandaryzowane równe 250×125×65 mm.

Ciężar 1 m^3 muru z cegieł wynosi przeciętnie 1,8 t.

Na 1 m^3 objętości obudowy ceglanej zużywa się: cegły 380 do 400 sztuk, gruzu podsadzkowego 0,35 m^3, zaprawy 0,3 m^3. Do obudowy głównych wyrobisk górniczych najpraktyczniejsza jest cegła czerwona, średniowypalona, pierwszego gatunku. Cegły ostro palonej zeszkliwionej na powierzchni nie stosuje się ze względu na ujemne cechy: kruchość, łatwe pękanie przy obróbce młotkiem oraz złe łączenie się z zaprawą.

Cegła słabo wypalona, barwy jasnoczerwonej ma wytrzymałość małą i również nie jest stosowana przy obudowie kopalnianej.

Betonity lub kamienie betonowe. Betonitami nazywa się kamienie sztuczne, otrzymywane z mieszaniny cementu, piasku i drobnego tłucznia.

Kształt i wymiary betonitów zależą od wymiarów oraz od konstrukcji obudowy i odznaczają się dużą różnorodnością.

Według kształtu kamienie betonowe dzielą się na: prostokątne (rys. 189 *a*), klinowe (rys. 189 *b*) i kształtki (rys. 189 *c* i *d*).

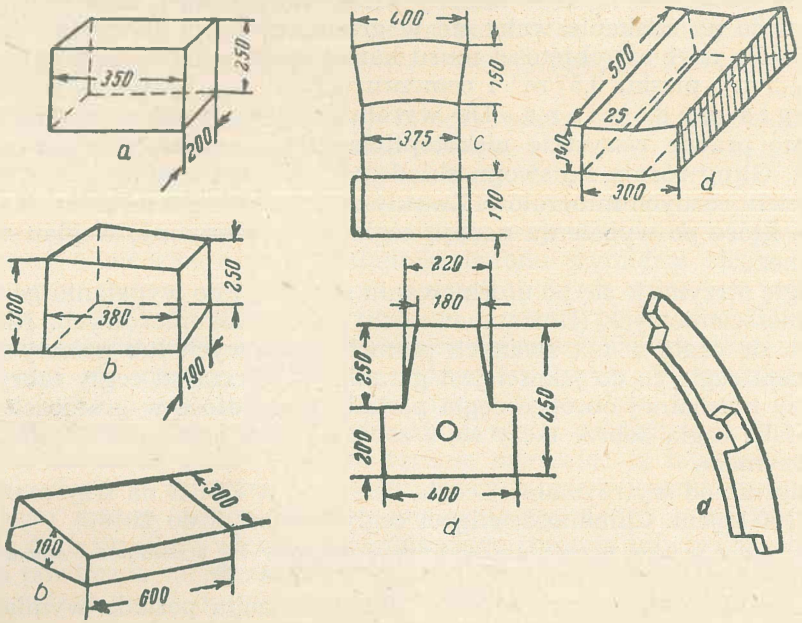
Kamienie prostokątne stosuje się do murowania ścian pionowych w wyrobiskach poziomych, a kamienie klinowe i fasonowe do obudowy szybów okrągłych i sklepień w wyrobiskach poziomych.

Zwykłe wymiary betonitów stosowanych przy obudowie wyrobisk górniczych są: 35×25×20, 40×30×25, 45×35×25 cm.

Ciężar jednego betonitu wynosi 25 do 40 kg.

Do przygotowania betonitów używa się betonu marki R_{28} = 110 i R_{28} = 130.

Betonity mogą być przygotowywane sposobem ręcznym. Mechanizacja ich wyrabiania jest zalecana wtedy, gdy zapotrzebowanie na nie wynosi więcej niż 1000 sztuk na dobę.



Rys. 189. Betonity różnej budowy

Zużycie materiałów na 1 m^3 muru betonitowego wynosi: kamieni betonowych 0,75 do 0,3 m^3, gruzu podsadzkowego 0,35 m^3 i zaprawy 0,20 do 3 m^3.

Obudowa z kamieni betonitowych przy jednakowych warunkach ma większą wytrzymałość od obudowy betonowej o 15 do 20%.

§ 106. METALE I INNE MATERIAŁY

Z metali do obudowy kopalnianej są używane żelazo lane (surówka) i stal, a rzadziej inne metale. Surówka szara może być użyta do budów w połączeniach elementów obudowy mieszanej lub żelaznej, na podkładki pod wiązania metalowe itd.

Obudowę tubingami z żelaza lanego stosuje się do obudowy wyrobisk wykonywanych w trudnych warunkach naturalnych i mających trwać długo (na przykład metro).

W górnictwie stosuje się stal o małym nawęgleniu, która jako materiał do obudowy na kopalniach używana jest do nośnych części obudowy (stropnice, stojaki łuki, wieńce, pierścienie, podciągi, zastrzały, rozpory, krążyny i inne).

Do tego celu używa się profili szyn kolejowych oraz kopalnianych, żelazo teowe, dwuteowe (belkowe) i korytkowe.

Do przygotowania konstrukcji obudowy używa się najczęściej stali marki 3, zawierającej 0,1 do 0,2% *C*, około 0,4 do 0,6% *Mn*, nie więcej jak 0,085% *P* i 0,065% *S*.

W warunkach wyrobisk podziemnych metale podlegają rdzewieniu lub korozji.

Obecność kwasów (w ich liczbie i bezwodnika kwasu węglowego) w wodach kopalnianych przyczynia się znacznie do korozji. Żeby przeciwdziałać tworzeniu się rdzy, konstrukcje stalowe pokrywa się farbami (minia, ochra itp).

Inne materiały. Jako inne materiały obudowy są stosowane na kopalniach materiały izolujące od wody, odczynniki chemiczne i inne.

Z materiałów izolacyjnych stosuje się stosunkowo mało krzemiany alkaliczne (szkło wodne) oraz bitumy, jako materiały wprowadzane do betonu stwardniałego lub do muru w celu uszczelnienia ich.

Do wzmocnienia skał używa się odczynników chemicznych (chlorek sodu, potasu, wapnia i inne).

Za materiał izolacyjny może służyć glina. Do wypełnienia szczelin w obudowie wbijanej używa się pakuł, słomy itp.

Rozdział XIX

KONSTRUKCJE OBUDOWY KOPALNIANEJ

§ 107. RODZAJE OBUDOWY KOPALNIANEJ

Obudową kopalnianą nazywa się budowle wznoszone w wyrobiskach podziemnych górniczych w celu utrzymania ich w stanie bezpiecznym.

Obudowa kopalniana powinna czynić zadość następującym wymaganiom:

1. Wymagania produkcyjne: Obudowa nie powinna zajmować dużo miejsca w wyrobisku i przeszkadzać w wytwórczym wydobyciu. Opór obudowy przeciwko ruchowi powietrza w wyrobiskach powinien być możliwie jak najmniejszy. Obudowa powinna być możliwie bezpieczna pod względem pożarowym.
2. Wymagania techniczne: dostateczna trwałość i wytrzymałość obudowy w stosunku do przejmowanych przez nią obciążeń, wywieranych przez ciśnienie skał.
3. Wymagania gospodarcze: taniość materiałów obudowy, prostota wznoszenia, długotrwałość, nieduże koszty napraw i łatwość wymiany w razie złamania.

Klasyfikacja obudowy: Stosownie do rodzaju użytych materiałów obudowa kopalniana dzieli się na: drewnianą, kamienną, betonową, żelazobetonową, metalową (żelazną) i mieszaną.

Obudowa może być tymczasowa i stała. Obudowę tymczasową stosuje się do podtrzymania samego przodka do czasu postawienia obudowy stałej drewnianej lub kamiennej.

Zależnie od swojego przeznaczenia obudowa może być zwykła (prosta) i specjalna. Do obudowy specjalnej należą wszystkie rodzaje stosowane przy prowadzeniu wyrobisk wykonywanych w szczególnie trudnych warunkach naturalnych: obudowa wbijana, tubingi, obudowa opuszczana itp.

§ 108. OBUDOWA WYROBISK POZIOMYCH

Obudowa wyrobisk poziomych według rodzajów stosowanych materiałów może być drewniana, kamienna, betonowa, żelazo-betonowa, metalowa i mieszana. W tych przypadkach, gdy skały, w których wykonuje się wyrobisko, mają strukturę jednorodną lub jednolitą, obudowy się nie stawia, a wyrobiska pędzi się bez niej.

Rodzaj materiałów stosowanych do obudowy określa w pewnym stopniu kształt przekroju poprzecznego w wyrobiskach poziomych. Np. przy

obudowie drewnianej w wyrobiskach poziomych najbardziej jest rozpowszechniony kształt trapezu w przekroju poprzecznym. Obudowę kamienną wznosi się o ścianach prostych i o stropie sklepionym. Powierzchnia przekroju poprzecznego wyrobisk poziomych waha się w granicach od 2,5 do 15 m^2 i więcej.

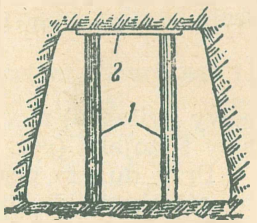
OBUDOWA DREWNIANA

Obudowa drewniana ma wiele zalet. Jest wygodna pod względem dostawy materiału; może być przygotowana łatwo; postawienie jej jest bardzo proste; w porównaniu z obudową murową zajmuje mało miejsca. Obudowa drewniana jest elastyczna (podatna) i dobrze pracuje na zgięcie i na ściskanie.

Wady obudowy drewnianej polegają na tym, że:

1. nie może wytrzymać dużego ciśnienia górniczego;
2. zwiększa znacznie opór ruchu powietrza;
3. jest mało wytrzymała na gnicie;
4. jest niebezpieczna na wypadek pożaru.

S t o j a k i. Najprostszą formą obudowy drewnianej w wyrobiskach poziomych są stojaki *1*, stawiane w jednym lub dwóch rzędach pomiędzy stropem i spągiem (rys. 190).



Rys. 190. Obudowa stojakami

Pomiędzy stojakami i stropem daje się niekiedy okładziny *2*. Taki rodzaj obudowy stosuje się tylko w tych przypadkach, gdy obudowa ma być tymczasowa i podlega wymianie na stałą.

Stojak w warunkach kopalnianych podlega ściskaniu osiowemu. Jedna z sił — wielkość ciśnienia górotworu działająca na stojak z góry nazywa się c z y n n ą (aktywną). Pod działaniem tej siły stojak zachowuje swoją wytrzymałość, ponieważ na drugi jego koniec od strony spągu działa na niego druga siła równa, lecz przeciwnie skierowana i nazywana b i e r n ą (pasywną).

Jeżeli wysokość stojaka jest duża, to ulega on często wyboczeniu, przejawiającemu się w tych stojakach drewnianych, w których stosunek długości stojaka do średnicy przewyższa liczbę 25. Pojedyncze stojaki drewniane stosuje się w szerokim zakresie przy obudowie wyrobisk roboczych poziomych i pochyłych.

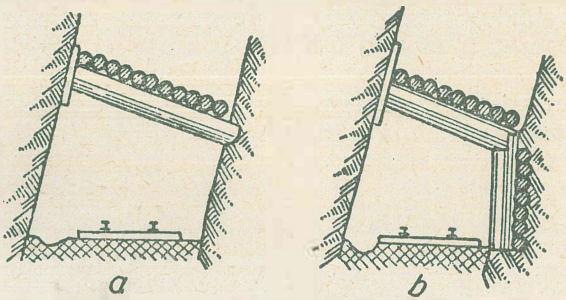
O d r z w i a. Zasadniczą konstrukcją obudowy w wyrobiskach poziomych są odrzwia kształtu prostokątnego lub częściej trapezowego. Składają się: ze stropnicy i z dwóch stojaków. Stojaki stawia się pionowo lub z nachyleniem górnego końca do środka wyrobiska. Części odrzwi sporządza się z okrąglaków o grubości 15 do 30 cm, rzadziej z belek.

Odległość pomiędzy odrzwiami wzdłuż osi wyrobiska przyjmuje się przeciętnie na 0,5 do 0,8 m, zależnie od wytrzymałości skał, a w skałach zwięzłych na 0,8 do 1,2 m i więcej. W skałach słabych (nietrwałych) i przy dużym ciśnieniu górotworu odrzwia stawia się szczelnie (jedne przy drugich). Obudowa taka nazywa się p e ł n o d r z e w n ą.

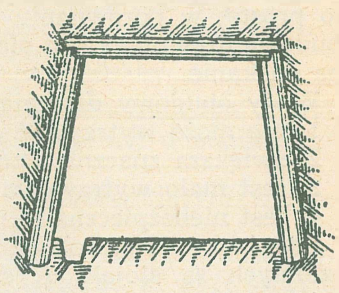
Odrzwia są: 1. niepełne (rys. 191 *a* i *b*); 2. zwykłe otwarte (rys. 192) i wzmocnione (rys. 193—194).

Przy prowadzeniu chodników w żyłach rudnych lub w węglu o upadzie stromym stawia się często obudowę, w której brakuje jednej z części zwykłych odrzwi. Obudowa taka nazywa się odrzwiami niepełnymi. Obudowa taka składa się z jednego kopalniaka, którego dolny koniec wpuszcza się w gniazdko spągowego boku wyrobiska, a górny opiera się o podkładkę, co uwidoczniono na rys. 191 *a*. Podkładka daje większą płaszczyznę podparcia.

Obudowa składająca się z szeregu takich stojaków nazywa się obudową stropową. W chodnikach, w których bok spągowy jest słaby, a stro-



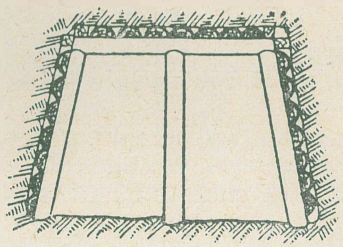
Rys. 191. Odrzwia niepełne



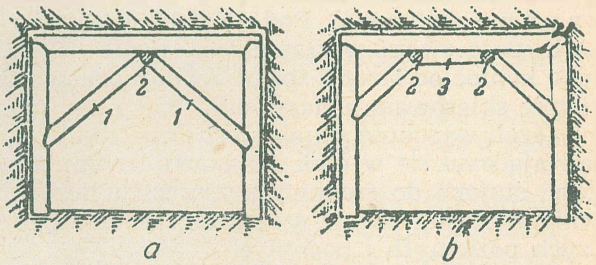
Rys. 192. Odrzwia zwykłe otwarte

powy (wiszący) mocny, często stawia się obudowę składającą się ze stropnicy i stojaka (rys. 191 *b*).

Przy dużym ciśnieniu górotworu odrzwia zwykłe otwarte wzmacnia się stojakami dodatkowymi (rys. 193), tzw. pośredniakami.



Rys. 193. Odrzwia wzmocnione



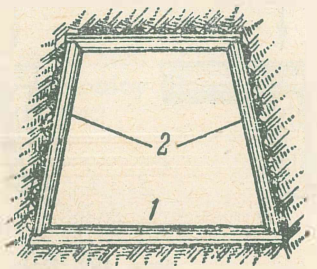
Rys. 194. Odrzwia wzmocnione podciągami i zastrzałami
1 — zastrzał; *2* — podciąg; *3* — rozpora

Stojaki takie są pewnym środkiem wzmocnienia obudowy, ale utrudniają przewóz w wyrobiskach górniczych, dlatego też często zastępuje się je zastrzałami (rys. 194 *a*).

Celem uniknięcia osłabienia stropnicy wcięciem zastrzałów, łączy się je czasami za pomocą podciągu stropowego *2*. Jeżeli jest za mało zastrzałów z jednym podciągiem stropowym do przeciwdziałania ciśnieniu górotworu, stawia się obudowę z dwoma podciągami *2* i rozporą *3* pomiędzy nimi (rys. 194 *b*).

W ten sposób powstać może obudowa składająca się z podciągów stropowych i bocznych, z zastrzałami i stojakami pomocniczymi postawionymi pionowo lub pochyło. Obudowa taka nazywa się o b u d o w ą w z m o c n i o n ą.

W skałach słabych, zalegających w spągu wyrobiska, do odrzwi zwykłych otwartych (rys. 195) dodaje się czwartą część składową — p r ó g *1* (spągnica), połączony ze stojakami. Taka forma obudowy nazywa się o d r z w i a m i z w y k ł y m i z a m k n i ę t y m i.



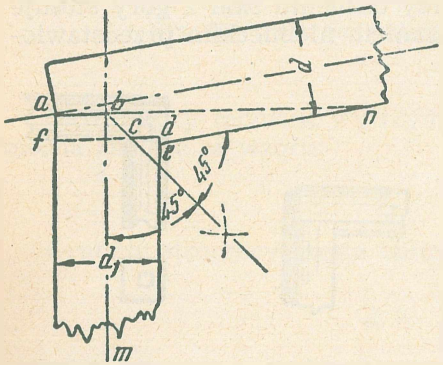
Rys. 195. Odrzwia zwykłe zamknięte

Przy prowadzeniu chodników w żyłach cienkich z mocnymi skałami otaczającymi, gdy podkopywanie ich dla ustawienia odrzwi zwykłych zamkniętych mogłoby zubożyć rudę a kosztuje drogo i wymaga dodatkowego czasu, stawia się odrzwia o kształcie nieprawidłowym. Stojaki takich odrzwi zwykle stawia się dostosowując się do warunków zalegania żyły. Odrzwia takie są rozmaitego kształtu.

Połączenie części odrzwi pomiędzy sobą nazywa się w i ą z a n i e m (zamkiem).

Warunkiem zasadniczym normalnej pracy konstrukcji odrzwi jest prawidłowy wybór i dopasowanie wiązania obudowy.

Najczęściej stosowanymi rodzajami połączeń części obudowy są: 1. wiązanie niemieckie (łapa), 2. wiązanie polskie (na olunek), 3. wiązanie szwedzkie (na styk), 4. na czop.



Rys. 196. Schemat wykonania wiązania niemieckiego w odrzwiach

Połączenie stojaków ze stropnicą wiązaniem niemieckim jest najbardziej rozpowszechnione. Połączenie to jest proste oraz czyni zadość wymaganiom trwałości i wytrzymałości obudowy. Przy wykonywaniu połączenia wiązaniem niemieckim w stojaku odrzwi wycina się występ na trzecią część drewna (rys. 196) a następnie ociosuje się wzdłuż linii *bc*. Odpowiednio obrabia się w stropnicy płaszczyzny *ab* i *cd*.

Rodzaje połączeń części odrzwi wiązaniem niemieckim uwidoczniono na rys. 197 *a, b, c, d*.

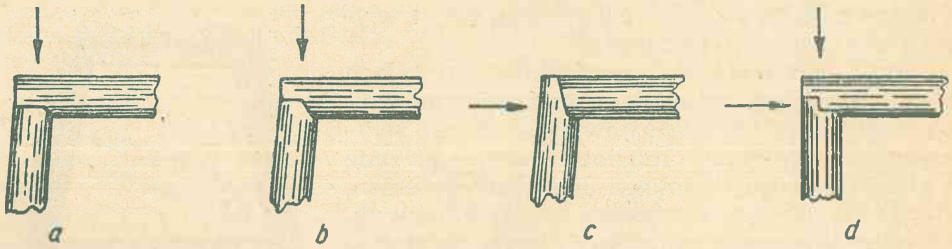
Połączenie stojaków ze stropnicą wiązaniem polskim jest używane rzadziej i tylko przy stosowaniu okrąglaków do obudowy. Stojaki wycina się po łuku, odpowiadającym średnicy stropnicy (rys. 198).

Połączenie stojaków ze stropnicą wiązaniem szwedzkim (na styk) stosuje się rzadko, ponieważ wymaga dodatkowego wzmocnienia klamrami (rys. 199).

Połączenie czopami stosuje się również rzadko. Wykonuje się je przez wycięcie w górnej części stojaka czopa kwadratowego o boku kwadratu równym w przybliżeniu trzeciej części grubości stojaka i o wysokości

nieco mniejszej od połowy grubości stropnicy. Gniazdo dla czopa w stropnicy wyrzyna się z pewnym zapasem biorąc pod uwagę osiadanie obudowy. Połączenie stojaka ze stropnicą czopem pokazano na rys. 200.

Oprócz tych rodzajów połączeń zamkowych spotyka się jeszcze połączenie za ząb, używane przy wcinaniu stojaków do spągnic (progów). Na połączeniach wyrobisk stosuje się w odrzwiach zwykłych otwartych kom-

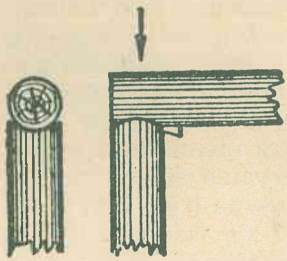


Rys. 197. Połączenie części odrzwi wiązaniem niemieckim

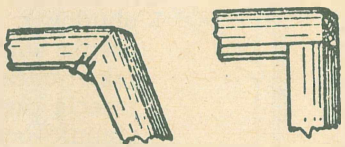
binowany rodzaj połączenia stojaka ze stropnicą wiązaniem niemieckim z czopem.

Podciągi w obudowie wzmocnionej wzdłuż długości wyrobiska łączy się wiązaniami pracującymi na rozciąganie (rys. 201).

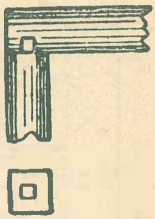
Wybór jednego z wyżej opisanych sposobów wiązania zależy od wielkości i kierunku ciśnienia górotworu. Przy ciśnieniu skał z góry stosuje się połączenie stojaków ze stropnicą wiązaniem niemieckim przedstawio-



Rys. 198. Połączenie części odrzwi wiązaniem polskim (na olunek)



Rys. 199. Połączenie części odrzwi wiązaniem szwedzkim (na styk)



Rys. 200. Połączenie części odrzwi na czop

nym na rys. 197 *a* i *b*. Przy ciśnieniu bocznym wycięcie wykonuje się na połowę grubości stojaka oraz nie więcej jak na jedną czwartą w stropnicy (rys. 197 *c* i *d*).

● U nas w Polsce stosuje się powszechnie wiązanie polskie, tj. na olunek. ●

Jeżeli obudowa doznaje jednocześnie dużego ciśnienia z góry i z boku, można stosować wiązanie polskie (na olunek) z dodatkową rozporą.

Grubość poszczególnych części odrzwi należy obliczyć. Części odrzwi można rozpatrywać oddzielnie; ciśnienie górotworu z góry odbiera strop-

nica i przekazuje je na stojaki. Stropnicę rozpatruje się jako belkę o rozpiętości równej $2a$, leżącą swobodnie na dwóch punktach podparcia. Przy odległości L pomiędzy odrzwiami po osi wyrobiska wielkość obciążenia (ciśnienia górotworu) na stropnicę:

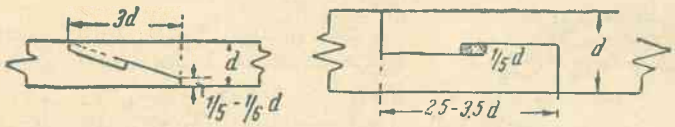
$$P_1 = P \cdot L \text{ t/m}^2, \tag{17}$$

gdzie P — wielkość ciśnienia górotworu na jednostkę bieżącą długości wyrobiska (wzór 4);
L — odległość pomiędzy środkami dwóch sąsiednich odrzwi.

Moment wytrzymałości przekroju poprzecznego stropnicy dla obciążenia rozłożonego symetrycznie i parabolicznie równa się:

$$W = \frac{5}{16} \cdot \frac{P_1 \cdot a}{K}, \tag{18}$$

gdzie K — dopuszczalne naprężenie drewna na zginanie,
P_1 — wielkość ciśnienia górotworu na stropnicę,
a — połowa szerokości wyrobiska.



Rys. 201. Połączenie elementów podciągów pomiędzy sobą

Określiwszy moment wytrzymałości dla stropnicy, jej grubość w cm można znaleźć ze wzoru:

$$d_s = 2{,}154 \sqrt[3]{W}. \tag{19}$$

Grubość stropnicy często oblicza się również według wzoru:

$$d_s = \sqrt[3]{\frac{10 P_1 \cdot a}{\pi \cdot K}}. \tag{20}$$

W praktyce średnicę stojaka zwykle przyjmuje się nieco mniejszą niż stropnicy. Dla sprawdzenia trwałych wymiarów stojaka prof. Protodiakonow zaleca stosowanie wzoru następującego:

$$d_{st} = \sqrt[3]{\frac{P_1}{\pi} \cdot \left(\frac{H}{30} + \frac{16\,C}{K}\right)}, \tag{21}$$

gdzie H — wysokość stojaka;
K — dopuszczalne naprężenie na zginanie;
C — kąt nachylenia stojaka od pionu. Dla kąta nachylenia 8—10^0 $\left(C = \frac{1}{5} H\right)$.

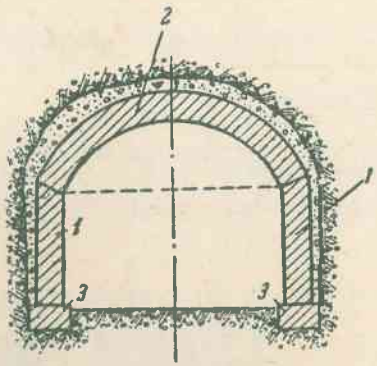
W przypadku, gdy przy obliczeniu w sposób wskazany znalezione wymiary obudowy okażą się za małe albo odwrotnie za duże, tj. zaczną wychodzić poza granicę standardów stosowanych do drewna kopalnianego, należy zmniejszyć lub zwiększyć odległość pomiędzy odrzwiami i wykonać na nowo obliczenie.

Należy zauważyć, że nie zaleca się przyjmowania odległości większej niż 1,5 m pomiędzy odrzwiami, przy odległości zaś 0,4 do 0,5 m, otrzymanej z obliczenia, praktyczniej jest stawiać obudowę pełnodrzewną.

Jeżeli jednakże według obliczenia obudowa drewniana okaże się zbyt gruba, w takim razie należy wziąć do obudowy materiał wytrzymujący większe obciążenia (np. dąb).

OBUDOWA MUROWA

Do obudowy murowej używa się: cegły, betonu i kamienia naturalnego. Obudowa murowa składa się ze ścian *1* i ze sklepienia *2*; niekiedy stosuje się fundament *3* (rys. 202).



Rys. 202. Obudowa murowa

Grubość ścian obudowy ceglanej przyjmuje się na $1\frac{1}{2}$, 2, $2\frac{1}{2}$ i 3 cegły (po długości) i sprawdza się przez obliczenie na wytrzymałość.

Sklepienia przy murowaniu z cegieł mają grubość 1 do $2\frac{1}{2}$ cegieł, a przeciętnie $1\frac{1}{2}$ cegły.

Sklepienia wykonuje się przeważnie o kształcie kołowym. Wymiary sklepienia charakteryzują szerokość, strzałka, rodzaj krzywej kierunkowej i grubość.

Fundamenty przyjmuje się zwykle nieco grubsze od ścian i układa się je o 0,3 do 0,5 m poniżej poziomu szyn.

Obudowa betonowa różni się od ceglanej przy równych warunkach mniejszą grubością ścian, lepiej wiąże się ze skałami bocznymi, co czyni ją wytrzymalszą, poza tym nie wymaga zakładania za nią kamieni i gruzu. Grubość obudowy betonowej określa się z wyliczenia. Wynosi przeciętnie 18 do 50 cm.

Ilość betonu na obudowę 1 mb wyrobiska wynosi około 1,3 teoretycznej objętości muru.

Obudowa murowana z betonitów albo kamienia ciosowego z kształtu jest zupełnie podobna do obudowy z cegieł.

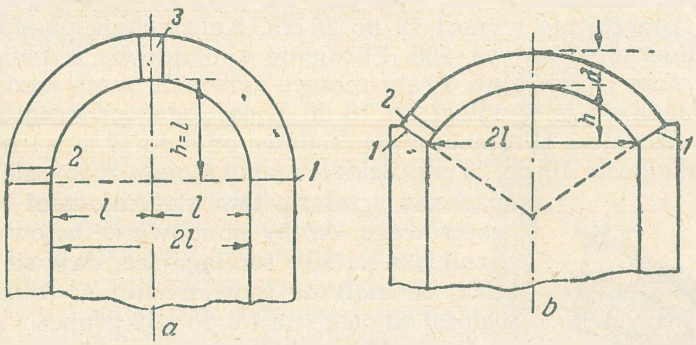
Sklepienia obudowy murowanej są: kołowe, paraboliczne i eliptyczne.

W praktyce najczęściej stosuje się sklepienia kołowe. Sklepienie kołowe, mające strzałkę $h = l$, nazywa się kolebkowym lub pełnym (rys. 203 *a*). Sklepienie, w którym $h < l$, nazywa się obniżonym (rys. 203 *b*).

Jeżeli szerokość wyrobiska jest dosyć duża a skały są zwięzłe, stosuje się sklepienia trójśrodkowe lub koszowe (rys. 204). W celu otrzymania takiego sklepienia krzywą kierunkową prowadzi się z trzech punktów, z których jeden znajduje się poniżej nasady (wezgłowia) na osi sklepienia, a dwa inne na poziomie nasady symetrycznie do osi sklepienia.

Nasadami sklepienia (wezgłowiami, rys. 204) nazywa się płaszczyzny *1* pionowych ścian obudowy, na których wspiera się sklepienie; kamienie *2* stykające się z nasadami noszą nazwę nóżek (wezgłowia).

Przy sklepieniu pełnym lub eliptycznym nasady odpowiadają linii poziomej, a przy obniżonym mają położenie nachylone. Szerokość (rozpiętość) sklepienia jest to odległość pomiędzy nasadami sklepienia i oznacza się przez $2a$. Środkowa część sklepienia nazywa się kluczem, a kamień środkowy *3* w sklepieniu zwornikiem. Odległość od zwornika do prostej łączącej nasady sklepienia nazywa się strzałką sklepienia.

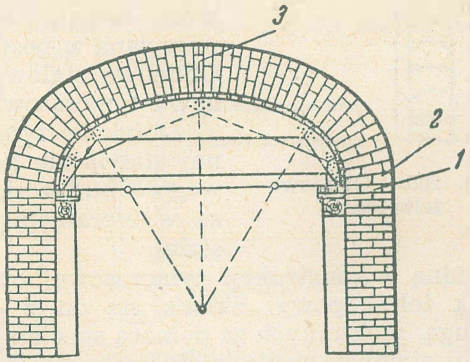


Rys. 203. Sklepienie pełne i obniżone

Stosunek strzałki sklepienia do jego rozpiętości $2a$ określa krzywiznę sklepienia; im ten stosunek jest większy, tym obudowa jest wytrzymalsza. Grubość sklepienia obudowy murowej można określić dość dokładnie ze wzoru prof. Protodiakonowa:

$$d = \frac{4{,}4\,a}{K\sqrt{f}} \cdot \sqrt[3]{\frac{a}{h}}, \qquad (22)$$

gdzie d — grubość sklepienia;
a — połowa szerokości wyrobiska;
h — strzałka sklepienia;
f — współczynnik zwięzłości skał w stropie;
K — dopuszczalne obciążenie materiału muru na ściskanie.



Rys. 204. Obudowa ceglana wyrobiska ze sklepieniem koszowym

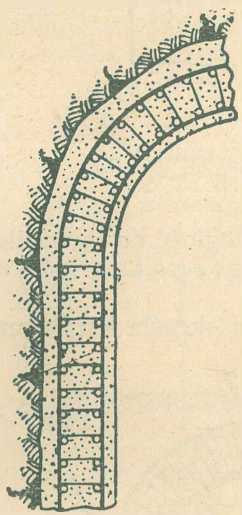
Dla określenia grubości obudowy betonowej w praktyce często korzysta się ze wzoru:

$$d = 0{,}048\,a^2 + 0{,}1 \qquad (23)$$

OBUDOWA ŻELBETOWA

Obudowa żelbetowa różni się tym od betonowej, że posiada zbrojenie żelazne. Stosuje się ją przy dużym i nierównomiernym ciśnieniu, gdy w różnych punktach konstrukcji powstają różne (ściskające i rozciągające) naprężenia. Obudowa żelbetowa może być stosowana również do obudowy komór kopalnianych i innych wyrobisk o dużej powierzchni przekroju poprzecznego w świetle. Grubość obudowy żelbetowej przy jednakowych warunkach jest mniejsza od betonowej mniej więcej $1^1/_2$ do 2 razy. Przeciętnie wynosi 18 do 25 cm. Konstrukcję obudowy żelbetowej uwidoczniono na rys. 205. Zbrojenie w obudowie żelbetowej może być pojedyncze i podwójne. Pręty niosące zbrojenia mają średnicę 10 do 25 mm. Układa się je w odległości 10 do 30 cm jeden od drugiego.

Pręty rozdzielcze zbrojenia mają średnicę od 5 do 12 mm i rozmieszcza się je w odległości 10 do 35 cm. Szkielet podwójnego zbrojenia wiąże się opaskami z żelaza, tzw. strzemionami 5 do 8-milimetrowego. Ażeby obudowa żelbetowa była odporniejsza na siły rozciągające, daje się zbrojenie bliżej zewnętrznej powierzchni wyrobiska w odległości od niego na 1/6 do 1/10 grubości sklepienia.



Rys. 205. Obudowa żelbetowa

Ilość stali w niosących prętach zbrojenia stanowi 0,75 do 2% powierzchni przekroju obudowy. Na szkielet żelazny używa się żelaza okrągłego, starych szyn kopalnianych, żelaza kątowego i teowego.

OBUDOWA STALOWA

Co do kształtu obudowa stalowa w wyrobiskach poziomych jest bardzo różnorodna i jest stosowana w postaci stojaków, odrzwi oraz łuków. Obudowa stalowa według swojego przeznaczenia bywa tymczasowa i stała.

Obudowę tymczasową o konstrukcji rozsuwanej stawia się z żelaza rurowego lub korytkowego. Obudowuje się nią część wyrobiska w ślad za wybieraniem do czasu postawienia obudowy stałej.

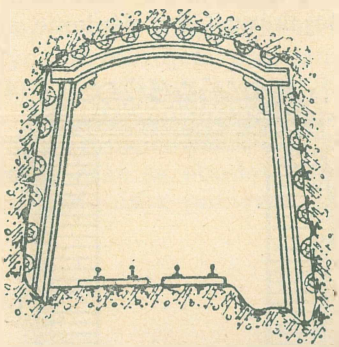
Jedną z konstrukcji tymczasowej obudowy stalowej jest rozsuwany stojak teleskopowy. Składa się on z dwóch rur, wchodzących jedna w drugą, zaciskanych za pomocą specjalnego chomąta (opaski). Rozsuwane stojaki stalowe, czyli stalaki są bardzo wygodne do obudowy przenośnej.

Na odrzwia używa się żelaza dwuteowego (nr 8 do 16) oraz szyn kolejowych, a do obudowy łukowej żelaza korytkowego i teowego (jedno- i dwuteowe) oraz szyn.

Odrzwia stalowe (rys. 206) składają się z dwóch stojaków i stropnicy połączonych ze sobą kątownikami lub nakładkami. Stojaki ustawia się we wgłębieniach przy mocnym spągu, a w butach lub na progach drewnianych z podkładkami przy spągu słabym. Połączenia części odrzwi kątownikami i nakładkami pokazano na rys. 207 *a* i *b*.

Bardziej rozpowszechniona jest stalowa obudowa łukowa niż obudowa odrzwiami, gdyż wytrzymuje większe ciśnienie górotworu, a w jednakowych warunkach jest lżejsza w porównaniu z odrzwiową.

Obudowa łukowa składa się z oddzielnych łuków albo członów, połączonych ze sobą nakładkami lub łącznikami; łatwo ją składać, rozkładać i przenosić. Te zalety obudowy łukowej przyczyniają się do jej dużego rozpowszechnienia. Ostatnimi laty, np. w Anglii, obudowa łukowa stalowa prawie całkowicie zastąpiła obudowę drewnianą w poziomych wyrobiskach i wyrobiskach wybierania.



Rys. 206. Obudowa stalowa

OBUDOWA MIESZANA

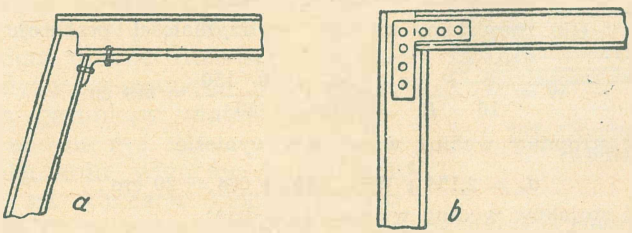
Obudową mieszaną nazywa się obudowa, której oddzielne części składają się z różnych rodzajów materiałów obudowy. Wybór materiałów do obudowy mieszanej zależy od przeznaczenia wyrobiska, wielkości i rodzaju ciśnienia górotworu, obecności materiałów miejscowych itp. Obudowa mieszana może być wykonana z drewna i stali, drewna i kamienia, kamienia i stali.

Obudowa mieszana ma zwykle kształt prostokątny lub trapezowy, rzadziej łukowy.

Najprostszym rodzajem obudowy mieszanej są odrzwia, w których stojaki są drewniane, a stropnica stalowa.

Stojaki drewniane ze stropnicą stalową łączy się za pomocą b u t ó w różnych konstrukcji.

Odrzwi drewnianych ze stropnicami stalowymi używa się często do obudowy połączeń i przecięć wyrobisk poziomych.



Rys. 207. Połączenie części odrzwi obudowy stalowej

Obudowę mieszaną ze stali i z kamienia stosuje się do wyrobisk o dużym przekroju poprzecznym. Ściany w niej wykonuje się wtedy betonowe, ceglane lub z kamieni naturalnych, a stropnice z szyn kolejowych lub z żelaza dwuteowego (rys. 208). Końce stropnic układa się bezpośrednio na górnej powierzchni ścian lub na płytach metalowych a dla zapobieżenia zsuwaniu się rozpiera się je rozporami z krótkich bali lub okrąglaków.

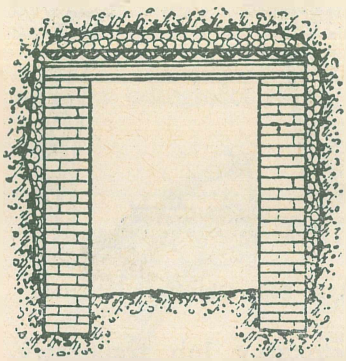
W wyrobiskach o krótkim czasie służby stosuje się niekiedy obudowę ze ścianami ułożonymi z kamienia łamanego i stropnicami drewnianymi.

OBUDOWA PODATNA ALBO ELASTYCZNA

Nadanie obudowie elastyczności chroni ją od zniszczenia.

Podatność obudowy osiąga się przez odpowiednie sporządzenie elementów obudowy i wiązań, np. przez zastosowanie miękkich podkładek itp.

Dla nadania odrzwiom drewnianym podatności zaostrza się końce stojaków. Gdy ciśnienie skał zwiększa się, zaostrzone dolne końce rozszczepiają się a obudowa osiada trochę zachowując swój kształt i wytrzymałość.



Rys. 208. Obudowa mieszana

Podatność obudowy murowej osiąga się albo przez pozostawienie szwów poprzecznych, albo przez włożenie do muru materiału, mającego mniejszy opór na ściskanie niż materiał muru, np. podkładek drewnianych o grubości 25 do 50 mm. Podkładki zakłada się w jednym lub w kilku miejscach w ścianach obudowy na całej długości wyrobiska.

Przykład 1. Szerokość przecznicy $2a = 3$ m. Wysokość $H = 2{,}3$ m. Ciężar objętościowy skał $\gamma = 2{,}5$ t/m^3; współczynnik zwięzłości $f = 8$.

Znaleźć grubość stropnicy z dopuszczalnym naprężeniem 50 kg/cm^2.

1. Określimy wielkość ciśnienia górotworu na jednostkę bieżącą wyrobiska według wzoru (4):

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a^2}{f} = \frac{4}{3} \cdot 2{,}5 \cdot \frac{1{,}5^2}{8} = 0{,}93 \text{ t}.$$

2. Ze wzoru (17) znajdziemy ogólne ciśnienie na odrzwia, jeżeli odległość pomiędzy stojakami wynosi 0,8 m:

$$P_1 = P \cdot L = 0{,}93 \cdot 0{,}8 = 0{,}74 \text{ t} = 740 \text{ kg}.$$

3. Ze wzoru (18) znajdziemy moment wytrzymałości przekroju poprzecznego stropnicy:

$$W = \frac{5}{16} \frac{P_1 \cdot a}{K} = \frac{5}{16} \cdot \frac{740 \cdot 150}{50} = 694 \text{ cm}^3.$$

4. Grubość stropnicy według wzoru (19) wyniesie:

$$d_s = 2{,}154 \sqrt[3]{W} = 2{,}154 \sqrt[3]{694} = 20 \text{ cm}.$$

5. Grubość stojaków według wzoru (21) będzie:

$$d_{st} = \sqrt[3]{\frac{P_1}{\pi}\left(\frac{H}{30} + \frac{16\,C}{K}\right)} = \sqrt[3]{\frac{740}{3{,}14}\left(\frac{230}{30} + \frac{16 \cdot 46}{50}\right)} = 18 \text{ cm}.$$

Można ją przyjąć również równą 20 cm.

Przykład 2. Określić grubość obudowy betonowej dla podszybia przy następujących danych: szerokość wyrobiska $2a = 4{,}5$ m, wysokość wzniesienia sklepienia $h = 1{,}2$ m. Współczynnik zwięzłości skał $f = 6$. Dopuszczalne natężenie muru betonowego na ściskanie $K = 25$ kg/cm^2.

Według wzoru (22) grubość obudowy będzie równa:

$$d = \frac{4{,}4\,a}{K\sqrt{f}} \sqrt[3]{\frac{a}{h}} = \frac{4{,}4 \cdot 2{,}25}{25 \cdot \sqrt{6}} \sqrt[3]{\frac{2{,}25}{1{,}2}} = 20 \text{ cm}.$$

§ 109. OBUDOWA WYROBISK PIONOWYCH

Wyrobiska górnicze pionowe (szyby, szybiki, również ślepe) mają w przekroju poprzecznym kształt prostokątny, okrągły lub owalny.

Wybór kształtu przekroju poprzecznego zależy od wytrzymałości skał, zaprojektowanych wymiarów wyrobiska, rodzaju materiałów obudowy, czasu trwania wyrobisk i od innych warunków.

Przy zgłębianiu szybów o przekroju stosunkowo niedużym, obudowywanych drewnem, stosuje się zawsze kształt prostokątny w przekroju poprzecznym. Szyby głębokie o obudowie murowej, mające długoletni okres służby, zgłębia się zwykle o przekroju okrągłym. Przekrojem pośrednim pomiędzy prostokątnym i okrągłym jest przekrój owalny, z którego korzysta się tylko przy obudowie żelbetowej.

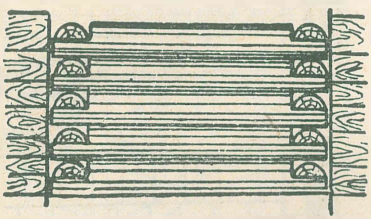
Szybiki, szybiki ślepe i nadsiębwłomy przeważnie mają w przekroju poprzecznym kształt prostokątny a rzadziej okrągły oraz są obudowywane drewnem. W skałach zwięzłych, wytrzymałych wyrobiska pionowe również często wykonuje się bez obudowy.

OBUDOWA DREWNIANA

Drewno stosuje się do obudowy takich wyrobisk pionowych, które będą istniały nie dłużej jak 10 do 15 lat.

Rozróżnia się następujące rodzaje obudowy: 1. obudowa wieńcowa pełna, 2. obudowa wieńcowa słupkowa, 3. obudowa zawieszana.

Najbardziej rozpowszechniona jest obudowa wieńcowa, wykonana z kloców, bali, płyt i desek. Grubość kloców i bali używanych do obudowy szybów wynosi 15 do 25 cm, a do obudowy szybików ślepych i dowierzchni 8 do 15 cm.

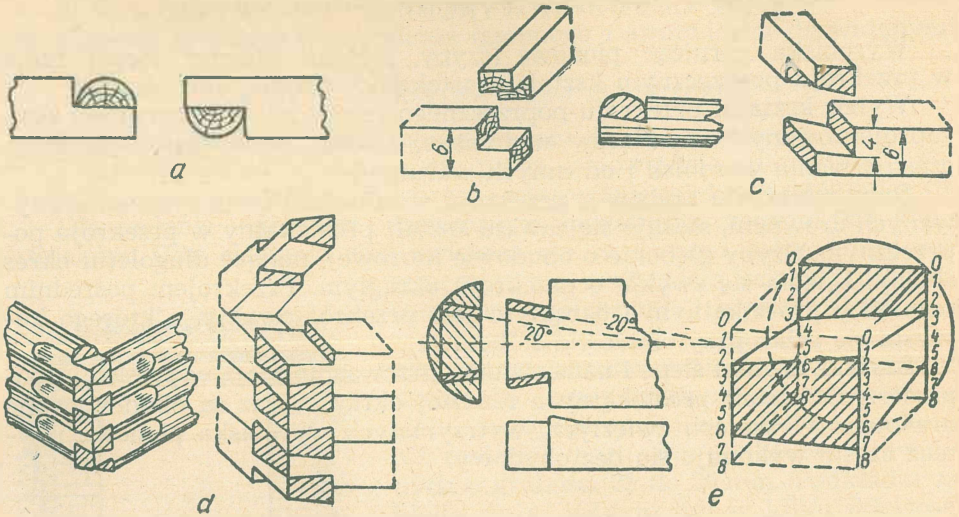


Rys. 209. Obudowa drewniana wieńcowa

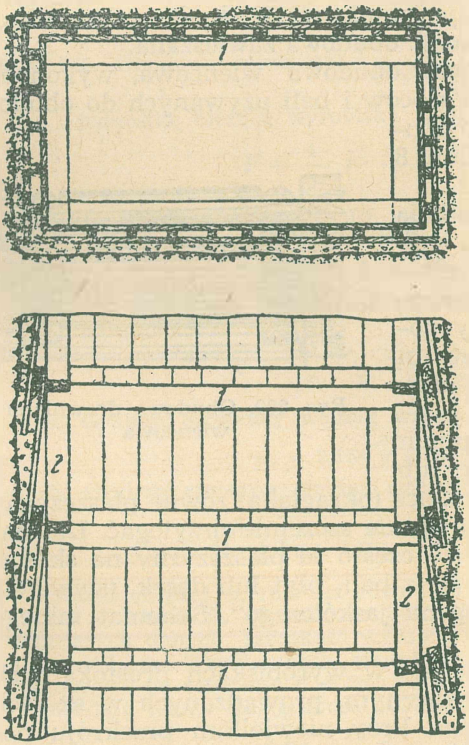
Obudowa wieńcowa (rys. 209) składa się z oddzielnych wieńców, z których każdy jest ramą prostokątną złożoną z czterech części, połączonych ze sobą zazwyczaj wiązaniem niemieckim. Sposoby połączeń wieńców wiązaniem niemieckim dla różnych gatunków materiałów obudowy pokazano na rys. 210.

Przy połączeniu wieńców wiązaniem niemieckim na końcach kloców *a* lub bali *b* wycina się na połowę grubości kloca (okrąglaka) równe płaszczyzny tak, ażeby przy układaniu mogły wzajemnie szczelnie przylegać. Dla nadania wieńcom wytrzymałości, robi się często te płaszczyzny na skos *c*. Jeżeli obudowę wieńcową wykonuje się z bali, płyt lub desek, używa się połączenia dwustronnego *e*, tzw. „ogona jaskółczego". Schemat takiego połączenia pokazano na rys. 210*d*.

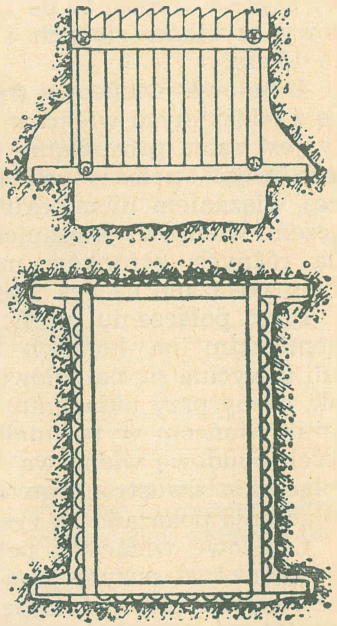
Obudowę wieńcową pełną stosuje się w wyrobiskach prostokątnych o stosunkowo dużym przekroju poprzecznym, prowadzonych w skałach nietrwałych lub o średniej zwięzłości. Przy niewielkim przekroju poprzecznym wyrobisk w skałach zwięzłych zamiast obudowy pełnodrzewnej wykonuje się zwykle obudowę słupkową (rys. 211).



Rys. 210. Rodzaje połączeń obudowy wieńcami



Rys. 211. Obudowa słupkowa



Rys. 212. Wieniec podstawowy obudowy drewnianej

Obudowa słupkowa różni się od pełnodrzewnej tym, że wieńce *1* stawia się na słupkach *2*.

Grubość słupków jest równa albo o 2 do 3 cm mniejsza od grubości wieńca.

Odległość pomiędzy wieńcami wynosi 0,7 do 1 m.

Słupki stawia się w rogach oraz na długich bokach wieńców na przeciw rozpór. Połączenie słupków z wieńcami wykonuje się zwykle wiązaniem polskim na olunek lub na czopy. Trwalsze jest połączenie dolnego końca słupka z wieńcem na olunek a górnego na czop.

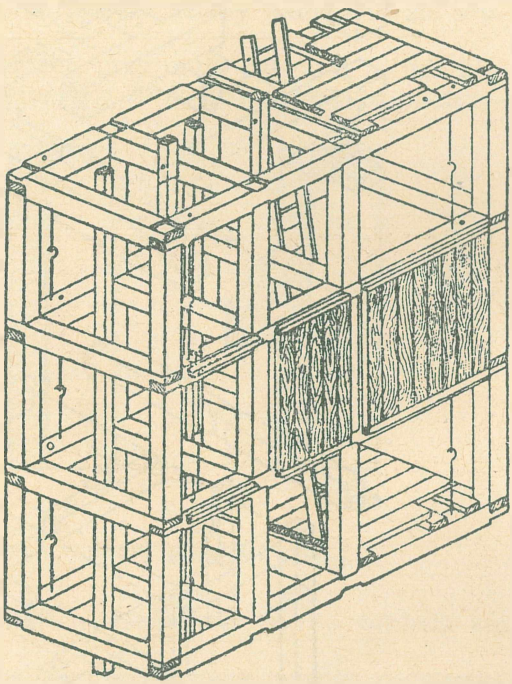
Dla trwałości wieńce drewniane zaklinowuje się w rogach i na przeciw rozpór za pomocą klinów drewnianych.

Obudowę w szybie podtrzymuje się za pomocą wieńców głównych, podstawowych, wykonywanych w odległości 8 do 20 m jeden od drugiego.

Wieniec podstawowy (rys. 212) składa się z ociosanych bali lub z kloców wpuszczanych końcami w zagłębienia (gniazdka) w rogach szybu. Gniazdka te o głębokości 0,5 do 0,7 m wykonuje się zwykle na długich bokach szybu prostokątnego.

Wieńce podstawowe wykonuje się z bali pojedyncze, podwójne a nawet potrójne. Te ostatnie są rozpowszechnione przy obudowie zawieszonej.

Obudowę zawieszoną (rys. 213) w odróżnieniu od opisanej wyżej obudowy słupkowej stosuje się do obudowy szybów o dużym przekroju poprzecznym. Ma ona szerokie zastosowanie na kopalniach Uralu i Syberii. Elementy obudowy zawieszonej przygotowuje się z belek wycinanych tak jak pokazano na rys. 214.



Rys. 213. Obudowa zawieszana

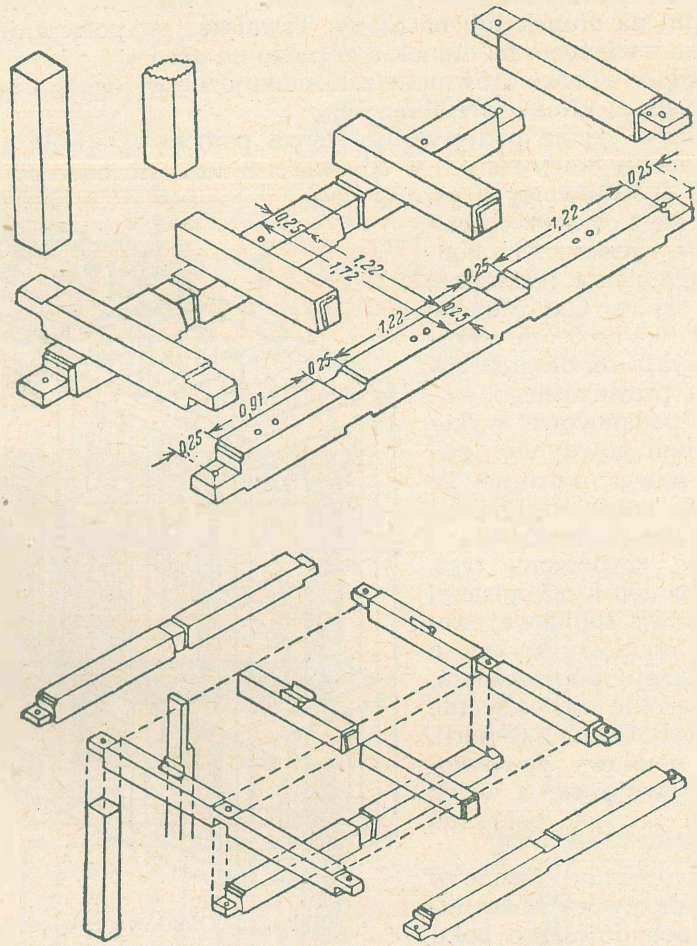
Do zawieszania wieńców przewierca się otwory na sworznie w belkach dłuższego boku szybu. Sworzeń służący do zawieszania składa się z dwóch części połączonych ze sobą po środku hakami. Sworzeń ma z jednej strony główkę, a z drugiej wkręcaną nakrętkę.

W rogach oraz rzędem za sworzniami pomiędzy wieńcami obudowy umieszcza się zastrzały.

Ażeby obudowa zawieszona była mocna i wytrzymała, należy przestrzegać następujących warunków:

1. części składowe obudowy powinno się przygotowywać na powierzchni, przestrzegając dokładnie wymiarów i prawidłowego kształtu wycięć wiązań;

2. sworznie do zawieszania wieńców obudowy powinny być dostatecznie mocne i równych wymiarów;
3. położenie każdego wieńca po zawieszeniu powinno być sprawdzone za pomocą specjalnych instrumentów w płaszczyznach poziomej i pionowej, a następnie wieniec powinien być starannie i trwale umocowany klinami i okładzinami.



Rys. 214. Elementy obudowy zawieszonej

Wymiary podstawowe obudowy wieńcami przyjmuje się według danych z praktyki i sprawdza przez obliczenie dodatkowe.

Obliczenie wymiarów obudowy wieńcami sprawdza się dla belki boku krótkiego, ponieważ jego wolna rozpiętość jest zwykle większa niż belki boku długiego, podpartego przez dwie lub więcej rozpór.

Grubość obudowy określa się z warunku wytrzymałości na poprzeczne zgięcie pod wpływem ciśnienia górotworu wg wzorów (10), (11) lub (12).

Jeżeli oznaczyć przez l — długość krótkiej belki obudowy wieńcowej a przez L — odległość pomiędzy wieńcami, wtedy wzór dla momentu wytrzymałości belki będzie:

$$W = \frac{P \cdot l^2 \cdot L}{8K} \text{ cm}^3, \tag{24}$$

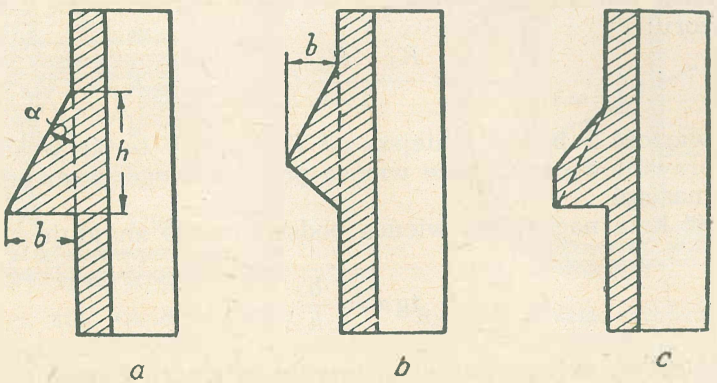
gdzie K — dopuszczalne naprężenie na zginanie materiału obudowy.

Podług momentu wytrzymałości można znaleźć grubość wieńca korzystając ze wzoru (19).

OBUDOWA MUROWA

Obudowa murowa jest stosowana do szybów kształtu okrągłego lub eliptycznego. Do obudowy wyrobisk prostokątnych pionowych nie stosuje się obudowy murowej, ponieważ płaskie ściany kamienne źle wytrzymują zgięcie poprzeczne.

Grubość obudowy z muru ceglanego przyjmuje się na $1^1/_2$ lub $2^1/_2$ cegły, z betonu od 20 do 50 cm, z betonitów 20 do 40 cm. W celu podtrzy-



Rys. 215. Rodzaje murowych wieńców podstawowych

mania obudowy w pewnych odstępach głębokości szybu zakłada się wieńce podstawowe.

Wysokość odcinków szybu od jednego do drugiego wieńca podstawowego wynosi 10 do 50 m i więcej.

Co do kształtu rozróżnia się wieńce podstawowe jednostożkowe — *a*, dwustożkowe — *b* i kombinowane — *c* (rys. 215).

Jednostożkowe wieńce buduje się w skałach zwięzłych (twardych), a dwustożkowe w skałach słabych i szczelinowatych. Kombinowane wieńce podstawowe robi się wtedy, gdy obudowa jest wznoszona z kamieni rodzimych.

Szerokość wieńców podstawowych przyjmuje się od 0,5 do 1 m. Wielkość kąta nachylenia wynosi 30 do 35^0.

Główne wymiary wieńca podstawowego dokładniej określa się według wzorów prof. Cymbarewicza.

W tym celu uprzednio ustala się wysokość ogniwa obudowy h_o i grubość obudowy d. Wtedy obciążenie na wieniec podstawowy będzie równe:

$$Q = \gamma \cdot h_o \cdot d \text{ t/mb}, \tag{25}$$

gdzie γ — ciężar objętościowy muru obudowy.

Szerokość w cm wieńca podstawowego

$$b = \frac{Q}{K_{ob}} - d, \tag{26}$$

gdzie K_{ob} — dopuszczalne obciążenie skały, w której jest założony wieniec podstawowy.

Wysokość wieńca podstawowego

$$h = 1{,}73 \cdot b \cdot \sqrt{\frac{K_{ob}}{K_\delta}}, \tag{27}$$

gdzie K_δ — dopuszczalne naprężenie na rozciąganie materiału wieńca podstawowego.

Otrzymaną wartość dla wysokości wieńca h sprawdza się na ścinanie według wzoru:

$$T = \frac{K_{ob} \cdot K_\delta}{h} < K_\delta \tag{27a}$$

Jeżeli wartość T będzie mniejsza od K_δ, znaczy to, że wysokość jest wybrana prawidłowo a ścinanie wieńca podstawowego przez ciężar obudowy nie nastąpi.

Wielkość kąta nachylenia wieńca podstawowego znajduje się ze stosunku:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{b}{h}.$$

Grubość obudowy szybu oblicza się zwykle ze wzoru Lameta:

$$d = R\left(\sqrt{\frac{K}{K - 2P}} - 1\right), \tag{28}$$

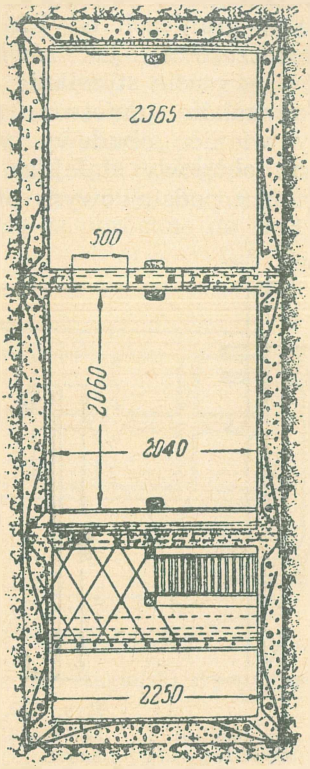
gdzie d — grubość obudowy, cm;
R — promień szybu w świetle, cm;
K — dopuszczalne naprężenie na ściskanie materiału obudowy, kg/cm^2;
P — ciśnienie skał na obudowę kg/cm^2, ze wzorów (9), (11) i (12).

OBUDOWA ŻELBETOWA

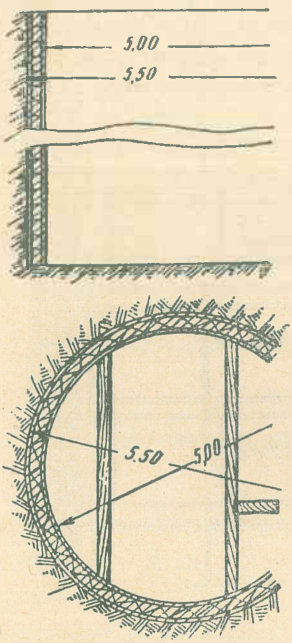
Na rys. 216 pokazano obudowę żelbetową kształtu prostokątnego. Stosuje się ją przy obudowie zrębów szybów prostokątnych. Częściej jednakże obudowę żelbetową wykorzystuje się dla szybów kształtu okrągłego (rys. 217).

Jako zbrojenie w obudowie żelbetowej stosuje się pręty o grubości 10 do 25 mm. Zbrojenie układa się w dwie warstwy, przy czym wewnę-

trzną i zewnętrzną warstwę łączy się ze sobą strzemionami, położonymi promienisto lub zygzakowato.



Rys. 216. Obudowa szybu żelbetowa



Rys. 217. Rozkład zbrojenia w obudowie

Ilość zbrojenia w obudowie żelbetowej szybów, licząc według powierzchni przekroju poprzecznego, w przekroju pionowym wynosi 1%, w poziomym 0,50 do 0,75%. Grubość obudowy żelbetowej wynosi 0,18 do 0,25 m.

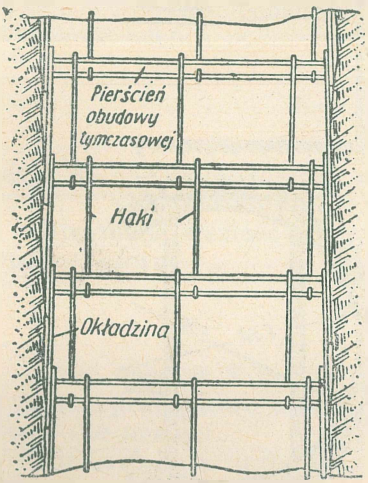
OBUDOWA STALOWA

Obudowa stalowa do obudowy szybów stosowana jest głównie jako tzw. tymczasowa obudowa zawieszona.

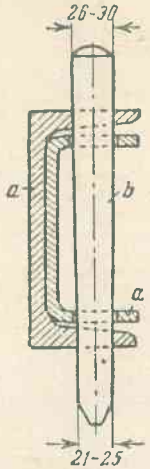
Konstrukcję obudowy tymczasowej stanowią wieńce z żelaza dwuteowego lub korytkowego (nr 12—20), zawieszone jeden obok drugiego na hakach (rys. 218).

Dla wygody montowania i rozmontowywania pierścienie składają się z oddzielnych członów i są połączone nakładkami *a* ze sworzniami lub klinami *b* (rys. 219). Długość członów i ich ciężar oblicza się tak, ażeby pierścień mogło zawiesić dwóch do trzech robotników. Największy ciężar członа wynosi 60 do 65 kg, a długość 2,8 m. Haki do zawieszania wykonuje się z żelaza okrągłego lub kwadratowego o grubości 25 do 30 mm,

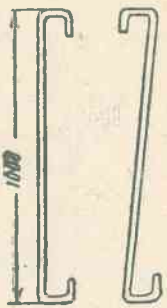
zagięte pod kątami prostymi lub w literę Z (rys. 220). Wymiary haków wynoszą 0,8 do 1,75 m, co mniej więcej odpowiada odległości pomiędzy pierścieniami wynoszącej 0,7 do 1,5 m. Odległość pomiędzy hakami, licząc po obwodzie pierścienia, waha się w granicach od 1,2 do 2 m. Dla większej wytrzymałości obudowy tymczasowej, jak również dla uniknięcia zerwania się pierścieni z haków w czasie strzelania w przodku pomiędzy pierścieniami naprzeciwko haków umieszcza się rozpory z belek lub okrąglaków. Pierwszy wieniec obudowy tymczasowej zawiesza się na wieńcu podstawowym obudowy stałej za pomocą krótszych haków, które zakłada się w wieńcu podstawowym przy jego



Rys. 218. Obudowa stalowa tymczasowa



Rys. 219. Połączenia członów obudowy stalowej



Rys. 220. Haki do zawieszania pierścieni obudowy tymczasowej

murowaniu. Pierścienie obudowy starannie się zaklinowuje, a oprócz tego co dwa — cztery pierścienie wzmacnia się gwoździami z 30 do 50 milimetrowego żelaza, wbijanymi do specjalnie wywierconych otworów. Pomiędzy pierścieniami i ścianami szybu pozostawia się pustą przestrzeń równą grubości okładzin, na które wybiera się deski o grubości 50 mm. Aczkolwiek przeznaczenie obudowy tymczasowej polega nie tyle na przeciwdziałaniu ciśnieniu górotworu, ile na zachowaniu bezpieczeństwa robót głębienia, to jednak jej wytrzymałość i solidność należy sprawdzać przez obliczenie.

OBUDOWA TUBINGAMI

Do ostatecznej obudowy stalowej szybów należy wodoszczelna obudowa tubingami. W odróżnieniu od innych rodzajów obudowy, obudowa tubingami może wytrzymać bardzo duże ciśnienie górotworu.

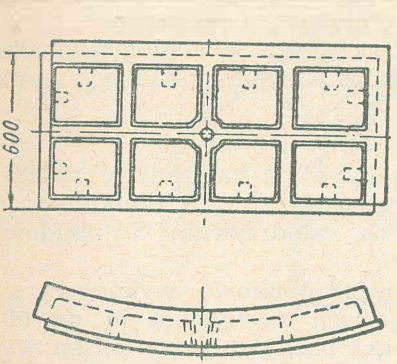
Odróżnia się dwa rodzaje tubingów: angielskie i niemieckie.

Tubingi angielskie mają kołnierze i żebra zwrócone do skały, podczas gdy ich wewnętrzna powierzchnia jest gładka (rys. 221). Wysokość od-

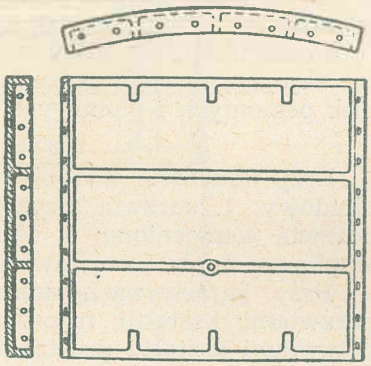
dzielnego tubingu jest równa 0,6 do 0,7 m, grubość 25 do 40 mm. Każdy pierścień obudowy składa się z sześciu do dwunastu tubingów. Ciężar jednego pierścienia przy średnicy szybu 5 do 6 m waha się w granicach od 4 do 8 ton.

Pierścienie tubingowe układa się jeden na drugim z dołu do góry, a szwy pomiędzy tubingami uszczelnia się podkładkami drewnianymi. Przestrzeń pomiędzy obudową i ścianami szybu wypełnia się zaprawą cementowo-piaskową.

Niemiecki typ tubingów różni się tym od poprzedniego, że kołnierze i żebra ich znajdują się na stronie wewnętrznej (rys. 222), a gładką powierzchnią są obrócone do skały.



Rys. 221. Angielski typ tubingu



Rys. 222. Niemiecki typ tubingu

Dla połączenia tubingów kołnierze są zaopatrzone w otwory na śruby.

Uszczelnienie szwów pomiędzy tubingami wykonuje się za pomocą podkładek ołowianych o grubości 2,5 do 3 mm, które się następnie rozklepuje. Wysokość tubingów wynosi 1,5 m. Tubingi te są prostsze od angielskich, buduje się nimi prędzej, są wygodne do umocowania krat zbrojenia i zezwalają na wykonywanie obudowy z góry na dół. Wada polega na tym, że obudowa nimi jest droższa wskutek stosowania sworzni i podkładek ołowianych.

W Związku Radzieckim obudowę tubingami zastosowano po raz pierwszy na solikamskich kopalniach potasowych a następnie przy budowie metra moskiewskiego, gdzie obudowano nimi dużą ilość wyrobisk poziomych i pionowych o dużym przekroju.

Niżej podano przykłady obliczenia obudowy szybów pionowych.

Przykład 1. Szyb prostokątny ma przekrój 3,5×2,4 m. Największe ciśnienie na obudowę według wzoru (12) $P = 0{,}12$ kg/cm^2.

Zamierza się obudować szyb obudową słupkową o odległości pomiędzy wieńcami $L = 1$ m. Znaleźć grubość obudowy, jeżeli dopuszczalne naprężenie sosny wynosi 80 kg/cm^2.

1. Moment wytrzymałości drewna okrągłego znajdziemy dla boku krótkiego wieńca ze wzoru (24):

$$W = \frac{P_1 l^2 L}{8K} = \frac{0{,}12 \cdot 240^2 \cdot 100}{8 \cdot 80} = 1080 \text{ cm}^3.$$

2. Określimy grubość obudowy według wzoru (19):

$$d = 2{,}154 \sqrt[3]{W} = 2{,}154 \sqrt[3]{1080} = 22 \text{ cm}.$$

Przykład 2. Szyb jest zgłębiany o średnicy w świetle 5 m; obudowa betonowa (marka $R_{28} = 130$ kg/cm^2). Wielkość ciśnienia górotworu według wzoru (12) jest równa $P = 2$ kg/cm^2. Znaleźć grubość obudowy.

Według wzoru (28) grubość obudowy będzie równała się:

$$d = R_w \left(\sqrt{\frac{K}{K - 2p}} - 1 \right) = 250 \left(\sqrt{\frac{30}{30 - 2 \cdot 2}} - 1 \right) = 29 \text{ cm}.$$

§ 110. OBUDOWA WYROBISK POCHYŁYCH

Obudowa wyrobisk pochyłych zależnie od ich przeznaczenia i czasu trwania może być drewniana, murowana, betonowa i mieszana.

Konstrukcje obudowy w wyrobiskach pochyłych są analogiczne albo też zajmują miejsce pośrednie pomiędzy konstrukcjami obudowy wyrobisk poziomych i pionowych.

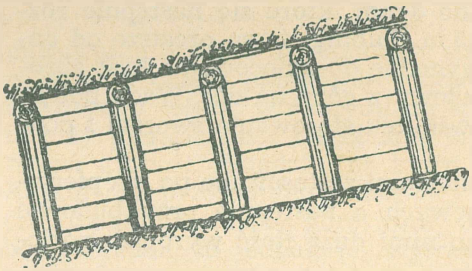
OBUDOWA DREWNIANA

Przy obudowie wyrobisk pochyłych spotyka się następujące rodzaje obudowy: 1. odrzwia zwykłe otwarte; 2 odrzwia zwykłe zamknięte; 3. odrzwia wzmocnione; 4. obudowę wieńcową całodrzewną; 5. obudowę słupkową; 6. obudowę zawieszoną.

Przy kątach nachylenia wyrobisk do 40^0 obudowę wykonywa się odrzwiami kształtu trapezowego; przy kątach nachylenia 40 do 50^0 odrzwiami kształtu prostokątnego. Jeżeli kąt nachylenia wyrobiska wynosi 50^0 i wyżej odrzwia zastępuje się obudową wieńcową, a w skałach zwięzłych obudową zawieszoną.

Obudowę odrzwiami wyrobiska pochyłego pokazano na rys. 223.

Ażeby obudowie pochyłej nadać niezbędną wytrzymałość, pomiędzy odrzwiami daje się rozpory. W wyrobiskach o niedużym nachyleniu rozpory daje się u góry w miejscach połączenia stropnic ze stojakami. W wyrobiskach pochyłych o dużym kącie nachylenia, w celu uniknięcia zsunięcia się obudowy, rozpory daje się na dole.



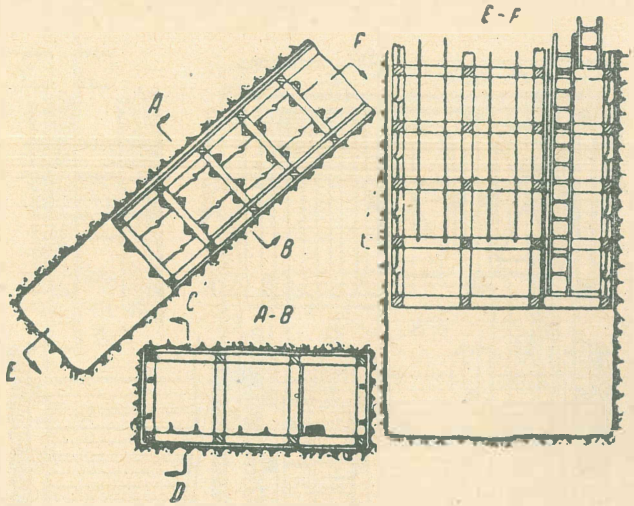
Rys. 223. Stawianie odrzwi w wyrobisku pochyłym

W wyrobiskach o kącie nachylenia od 50 do 90^0 rozpory zastępuje się słupkami stosowanymi w szybach.

Połączenia części odrzwi zwykle są następujące: 1. stropnica ze stojakami — wiązanie niemieckie, polskie, kombinowane połączenie wiązaniem niemieckim z czopem i połączenie na półdrewna; 2. stojak z progiem — wiązanie niemieckie, polskie lub na ząb i zacios z krańcami skoszonymi i inne. Zastrzały ze stojakami łączy się wiązaniem polskim (olunek) i na czop.

Przy kątach nachylenia wyrobisk powyżej 30^0 co każde 6 do 8 m daje się wieńce oporowe (podstawowe) celem zwiększenia wytrzymałości obu-

dowy. Składają się one ze stropnic, wpuszczonych końcami w boczne ściany i ze stojaków, postawionych pionowo. Połączenie stropnicy ze stojakami wieńców oporowych wykonuje się wiązaniem polskim. Jeżeli skały są mało wytrzymałe, to wieniec oporowy w dolnej części dopełnia się progiem, którego końce również wpuszcza się w ściany boczne. Połączenia części obudowy wieńcowej na słupkach nie różnią się od stosowanych przy obudowie wyrobisk pionowych.



Rys. 224. Obudowa zawieszona w wyrobisku pochyłym

Na rys. 224 uwidoczniono obudowę zawieszaną w szybie pochyłym. Podział wyrobiska na przedziały wykonuje się w wyrobiskach słabo pochyłych za pomocą stojaków pośrednich i zastrzałów przechodzących w rozpory przy kątach nachylenia 75 do 90^0.

OBUDOWA MUROWANA I BETONOWA

W wyrobiskach przy kącie upadu od 0 do $25 — 30^0$ obudowa murowana i betonowa co do konstrukcji nie różni się niczym od obudowy wyrobisk poziomych, a przy kącie upadu powyżej 75 do 80^0 od obudowy wyrobisk pionowych. Te rodzaje obudowy w kopalniach rud metali stosuje się bardzo rzadko.

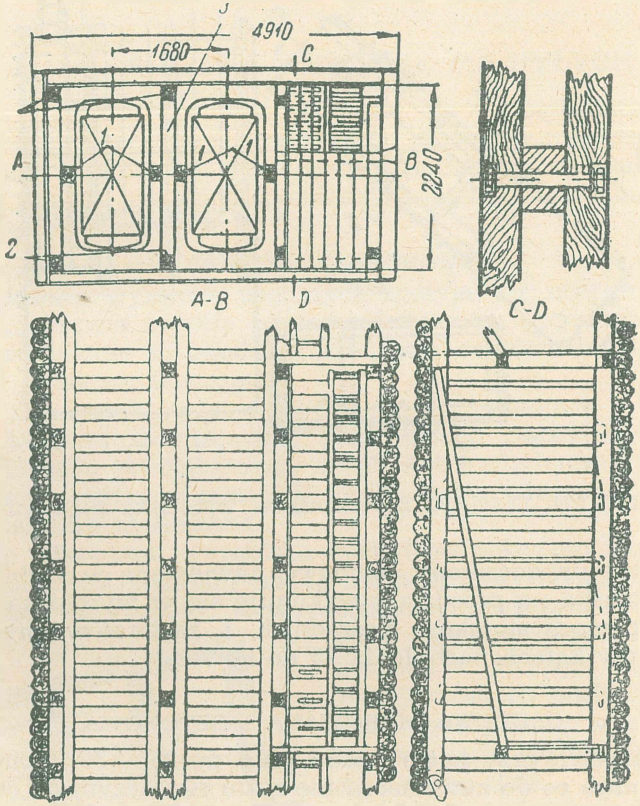
§ 111. ZBROJENIE SZYBÓW

Dla urządzenia przedziałów wyciągowych, ustawienia drabin i przeprowadzenia rur oraz kabli zbroi się szyby konstrukcjami drewnianymi lub metalowymi.

W szybach prostokątnych i okrągłych konstrukcje te składają się z belek przedziałowych i z rozpór. Układ belek i rozpór w jednej płaszczyźnie nazywa się kratą zbrojenia. Do krat zbrojenia przytwierdza się konstrukcję wyposażenia szybu. Zależnie od rodzaju stosowanych mate-

riałów zbrojenie dzieli się na drewniane, metalowe i mieszane. Rozpatrzymy konstrukcję każdego rodzaju zbrojenia i warunki jego zastosowania.

Zbrojenie drewniane jest stosowane w szybach kształtu prostokątnego, okrągłego i eliptycznego. Do sporządzania jego wybiera się najlepsze gatunki drewna. Ogólny widok zbrojenia i wyposażenia szybu prostokątnego uwidoczniono na rys. 225, gdzie *1* — prowadniki, *2* — przyściennice i *3* — rozpory.



Rys. 225. Szyb z bocznym położeniem prowadników

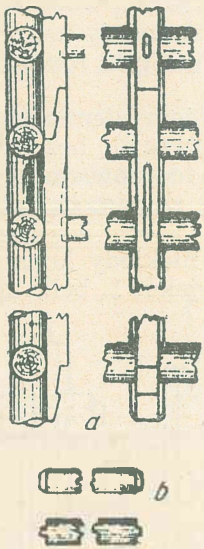
Do przygotowania przyściennic używa się belek o przekroju prostokątnym i o grubości około 15 do 20 cm oraz o długości 4,5 do 6 m.

Oddzielne belki przyściennic łączy się ze sobą prostym lub skośnym zębem (rys. 226 *a*). Przyściennice są umocowane parami wzdłuż długich boków szybu w ten sposób, że dzielą szyb na kilka przedziałów. Umocowanie przyściennic do obudowy dokonuje się za pomocą gwoździ z zadziorami.

Rozpory mają takiż kształt jak przyściennice; spełniają one rolę zastrzałów pomiędzy dwoma przeciwległymi przyściennicami. Połączenie rozpór z przyściennicami wykonuje się na czopy lub na grzbiet (rys. 226 *b*).

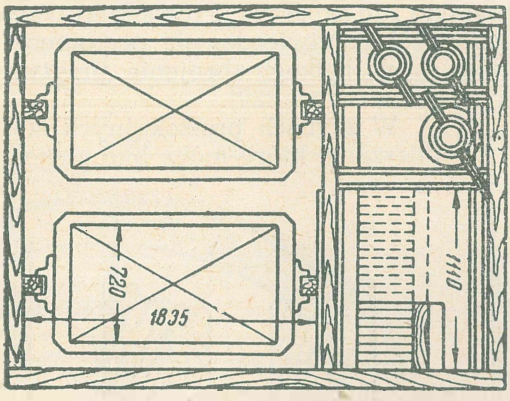
Wymiary czopu lub grzbietu z obu stron rozpory są jednakowe, przy czym długość jego odpowiada wysokości rozpory, a szerokość i grubość wynosi około 50 mm.

Gniazda dla czopa robi się kolejno z jednej strony płytkie, a z drugiej głębokie.



Rys. 226. Połączenie przyściennic

Przy ustawianiu rozpory czop z początku wprowadza się uderzeniami młota do płytkiego gniazda, a następnie do głębokiego.



Rys. 227. Szyb z czołowym położeniem prowadników

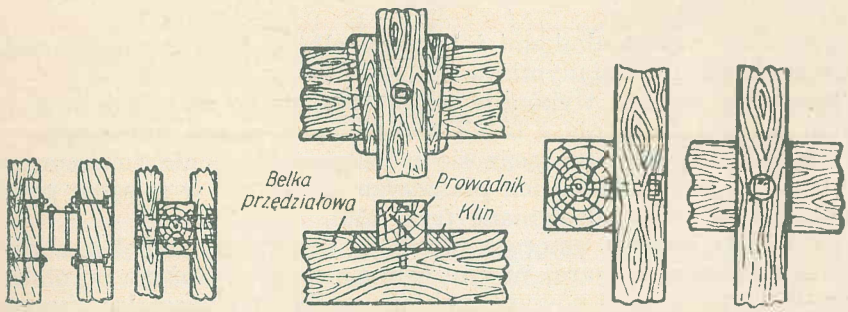
Odległość pomiędzy rozporami w pionie wynosi przeciętnie 1,5 m.

Prowadniki, które stanowią wyposażenie w szybach prostokątnych mogą być drewniane i stalowe.

Prowadniki drewniane są to belki dębowe lub sosnowe o przekroju 10×10 i 12×12 cm oraz o długości od 4 do 9 m.

Odróżnia się prowadniki boczne, położone na długim boku naczyń wyciągowych (patrz rys. 225) i czołowe na krótkim boku naczyń wyciągowych (rys. 227).

Prowadniki czołowe prawie nie ulegają wahaniom, dzięki czemu ciągnienie szybem jest pewniejsze.



Rys. 228. Połączenie belek zbrojenia z prowadnikami

Główną wadą prowadników czołowych jest to, że przylegają one do klatek wyciągowych od strony wejścia i wyjścia wozów. Zmusza to do przechodzenia z czołowych na prowadniki boczne na poziomie podszybia lub na nadszybiu, co jest niewygodne.

Prowadniki drewniane przymocowuje się do drewnianych belek zbrojenia za pomocą śrub z nakrętkami (rys. 228).

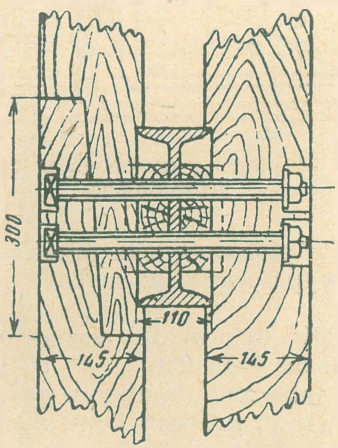
Sworzniem chwyta się oba prowadniki i belkę zbrojenia a przy tym główkę sworznia i nakrętkę zagłębia się tak, ażeby była równo z powierzchnią prowadnika.

Prowadniki drewniane łączy się ze sobą wiązaniem niemieckim, zębem prostym lub skośnym. Prowadniki boczne umieszcza się bezpośrednio na obudowie i przytwierdza się za pomocą haków; te prowadniki, które umieszcza się na belkach zbrojenia, przytwierdza się za pomocą nakładek żelaznych i śrub (rys. 229).

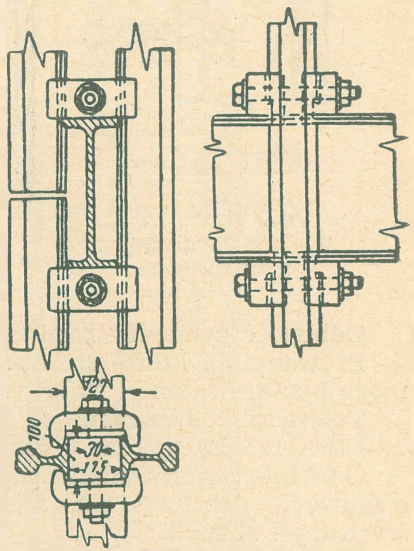
W szybach prostokątnych stosuje się niekiedy konstrukcje mieszane, które mogą być wykonane dwojako: 1. belki zbroje-



Rys. 229. Połączenie prowadników pomiędzy sobą



Rys. 230. Połączenie prowadników z belką zbrojenia



Rys. 231. Klamry Bruyara

nia drewniane z prowadnikami żelaznymi albo 2. belki zbrojenia żelazne z prowadnikami drewnianymi.

Prowadniki żelazne wykonuje się przeważnie ze zwykłych szyn kolejowych, a belki zbrojenia z belek dwuteowych różnej numeracji.

Prowadniki drewniane łączy się z belkami zbrojenia żelaznymi śrubami; w celu powiększenia ich płaszczyzn styczności w miejscu połączeń zakłada się podkładki drewniane (rys. 230).

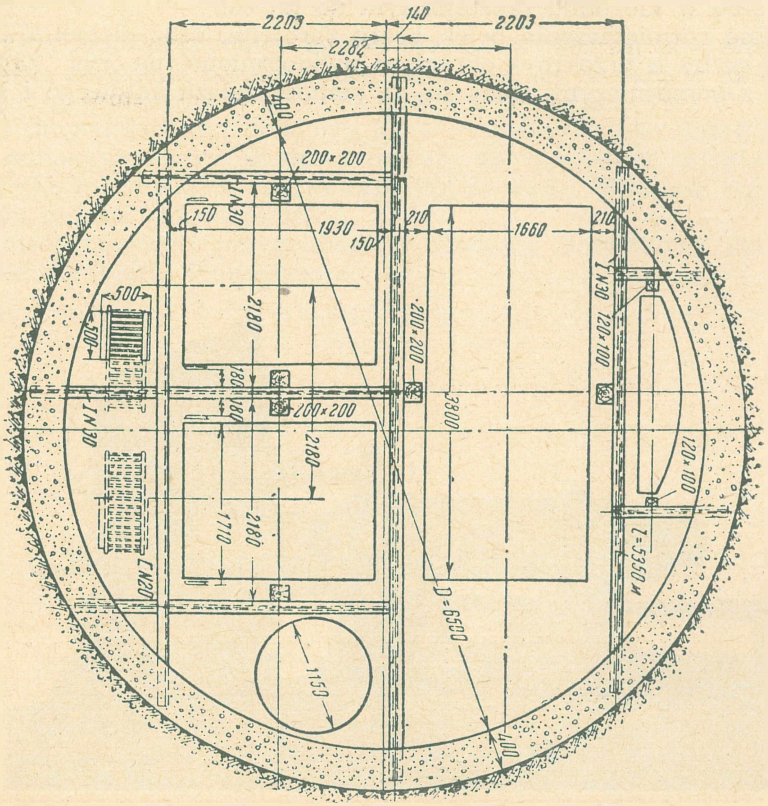
Prowadniki żelazne umocowuje się do drewnianych belek zbrojenia za pomocą klamer Bruyara. W tym celu na szyny, położone po obu stronach belki, poniżej jej i powyżej nakłada się klamry specjalnej konstrukcji, które umocowuje się śrubami (rys. 231).

Styki prowadników szynowych daje się zwykle w miejscu umocowania z belką zbrojenia łącząc klamrami Bruyara przez co unika się stosowania osobnego połączenia prowadników.

W tych przypadkach, gdy styk wypada pomiędzy belkami zbrojenia, prowadniki łączy się klamrami specjalnymi. Pomiędzy dwoma końcami prowadników pozostawia się przy ich umieszczaniu wolną przestrzeń 5 do 10 mm na wydłużenie spowodowane zmianami temperatury, jak również dla wygody przy wymianie prowadników niezdatnych do użytku.

ZBROJENIE SZYBÓW OKRĄGŁYCH

Przy obudowie ceglanej, betonowej i żelbetowej szybów okrągłych zbrojenie składa się z krat zbrojenia, wykonanych z belek żelaznych lub drewnianych.



Rys. 232. Ogólny widok rozmieszczenia kraty zbrojenia oraz elementów wyposażenia szybu

Belki mogą być całe i składane. Te drugie są dogodniejsze w użyciu i zezwalają na łatwe dokonywanie ich wymiany. Do umieszczenia belek w ścianach obudowy pozostawia się specjalne gniazdka o głębokości 30 do 50 cm. Belki żelazne daje się z żelaza dwuteowego nr 20 do 30. Od-

ległość pomiędzy żelaznymi kratami zbrojenia w pionie wynosi od 2 do 4 m. Jeśli na prowadniki używa się szyn typu 2A o długości 12,5 m, to odległość pomiędzy kratami zbrojenia przyjmuje się na 3,125 m. Odległość tę przyjmuje się jako standardową dla wszystkich nowoprojektowanych szybów.

Prowadniki łączy się z belkami zbrojenia klamrami Bruyara. Wymiary belek zbrojenia są: 15×18, 18×20, 20×23, 21×24 cm i inne. Długość belek powinna odpowiadać wolnej rozpiętości z dodaniem 0,5 do 0,8 m na wpuszczenie w obudowę. Wymiary belek sosnowych na prowadniki są: 10×10, 12×12, 14×20 cm.

Sposoby połączenia prowadników z belkami przy zbrojeniu drewnianym i mieszanym szybów okrągłych nie różnią się niczym od wyżej opisanych dla szybów o przekroju prostokątnym.

Rozmieszczenie belek w kracie zbrojenia bywa różne: wzdłuż osi podszybia albo w kierunku prostopadłym do tej osi.

Ogólne rozmieszczenie belek kraty zbrojenia oraz elementów wyposażenia szybu o przekroju okrągłym uwidoczniono na rys. 232. Belki główne z pomocniczymi łączy się za pomocą żelaza kątowego i śrub.

Rozdział XX

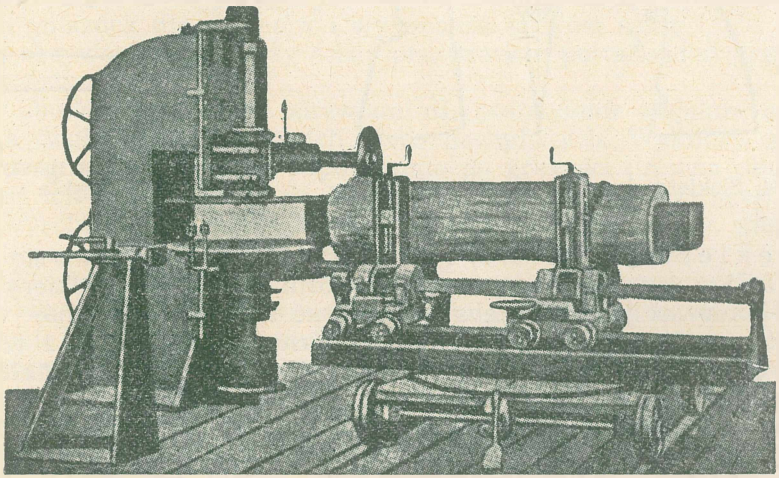
WYKONANIE ROBÓT OBUDOWY WYROBISK GÓRNICZYCH

§ 112. PRZYGOTOWYWANIE I STAWIANIE OBUDOWY Z DREWNA W WYROBISKACH POZIOMYCH

Części składowe obudowy można przygotowywać na powierzchni lub na miejscu stawiania obudowy. Na to składa się przycięcie kloców lub bali według wymiarów i wycięcie połączeń wiązania.

Przy przysposabianiu obudowy na powierzchni trzeba dążyć do tego, ażeby jednakowe części obudowy dawały się wzajemnie wymieniać, tj. ażeby były znormalizowane i dobrze dopasowane. Wiązania wycina się w sposób ręczny i mechaniczny.

Do mechanicznego przygotowania obudowy drewnianej stosuje się specjalne obrabiarki i urządzenia.



Rys. 233. Maszyna do obróbki drewna obudowy

Na rys. 233 pokazano obrabiarkę o czterech piłach tarczowych używaną do wyrzynania wiązań. Stojak lub stropnicę umocowuje się na wózku. Do obróbki z drugiego końca drewno można obrócić o 180^0 za pomocą znajdującej się na wózku obrotnicy.

W ciągu zmiany na takiej obrabiarce można przygotować około 400 do 500 sztuk stojaków i stropnic do odrzwi.

● W Polsce przygotowuje się stojaki mechanicznie wykonywując olunek piłą cylindryczną. ●

NARZĘDZIA

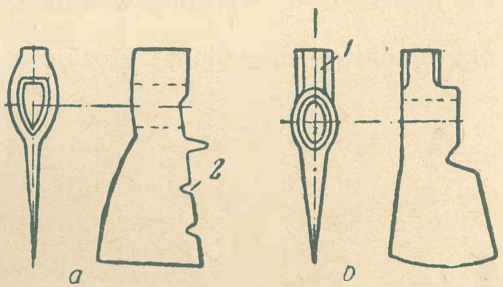
Narzędzia do wykonywania pracy przy obudowie dzieli się na dwa rodzaje: na narzędzia służące do wykonywania robót przygotowawczych (przygotowanie gniazdek, obrywka skały i inne) oraz na narzędzia do obróbki drewna obudowy.

Do narzędzi pierwszego rodzaju należą: kilof, młot, młotek, klin, łom, łopata; w ostatnich latach zostały zastosowane w szerokim zakresie powietrzne młotki mechaniczne.

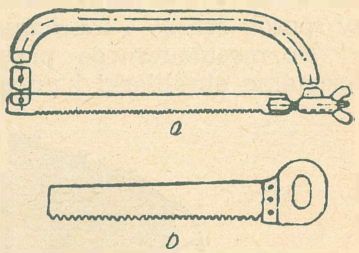
Do narzędzi i przyrządów drugiego rodzaju należą: siekiera, piła, dłuto oraz poziomnica (libella), taśma miernicza i pion.

Roboty pomocnicze przy wykonywaniu obudowy zajmują dużo czasu (25% i więcej).

Dlatego jednym z warunków zwiększenia wydajności pracy budowaczy jest jakość narzędzi i ich dobre utrzymanie. Trzeba uważać koniecznie, ażeby rękojeści były dobrze osadzone i czyste, kliny i kilofy zahartowane itp.



Rys. 234. Siekiery do przygotowania obudowy



Rys. 235. Piła maszynowa i zwykła

S i e k i e r a (rys. 234 *a, b*) o ostrzu zaokrąglonym nazywa się również toporem i przeważnie niczym się nie różni od zwykłej siekiery ciesielskiej. Ponieważ jednak trzeba jej używać do podbijania lub wbijania stojaków, wykonuje się ją niekiedy z górnym obciążeniem *1* tzw. obuchem. Z wewnętrznej strony siekiery lub toporu są wycięcia *2* służące do wyciągania gwoździ. Ciężar siekiery wynosi zwykle 1,8 do 2,3 kg; cięższe siekiery są niewygodne w użyciu. Toporzysko robi się z wysuszonego a zwięzłego drewna, np.: klonu, brzozy i innych.

P i ł y. Najwygodniejsze do pracy są następujące dwa rodzaje pił (rys. 235): 1. piłka kabłąkowa *a;* długość jej części tnącej wynosi 400 mm, szerokość taśmy 30 mm, ogólna długość piły 560 mm; 2. piła z rękojeścią *b*, składająca się z płaskiej taśmy o grubości 1 mm i szerokości od 50 do 100 mm; długość piły 500 mm.

W wielu przypadkach zastosowanie piły znacznie zwiększa wydajność. Np. obcinanie stojaków piłą w porównaniu z obrębywaniem siekierą jest wydajniejsze 4 do 5 razy.

Poziomnica służy do określenia i utrzymania przy obudowie odpowiedniego kąta nachylenia względem spągu.

Zamiast poziomnicy stosuje się często pochyłomierz, który ustawia się na linijce, położonej na spągu wyrobiska. Doprowadziwszy pochyłomierz za pomocą śruby do położenia poziomego określa się na odpowiedniej skali kąt nachylenia wyrobiska.

Pochyłomierz składa się z dwóch linijek, połączonych za pomocą zawiasu; oprócz tego ma skalę od 0 do 90^0 do obliczania kąta upadu.

Metr i taśma miernicza służą do pomiarów długości stojaków, szerokości wyrobisk itp.

Pion służy do postawienia odrzwi i innych rodzajów obudowy w linii pionowej. Pion składa się z żelaznego stożkowatego ciężarka zawieszonego na nieskręcającym się sznurku.

Do przechowywania narzędzi na dole urządza się koło szybu komorę, w której powinien być kamień do ostrzenia (toczydło), komplet pilników i oliwiarka do oliwienia narzędzi.

STAWIANIE OBUDOWY

Przebieg technologiczny stawiania obudowy w wyrobiskach poziomych składa się z trzech czynności: 1. robót przygotowawczych dla wzniesienia obudowy; 2. przysposobienia części składowych odrzwi; 3. stawiania odrzwi.

Przygotowanie miejsca dla wzniesienia obudowy polega na obrywce kawałków skały zwisających ze ścian i ze stropu wyrobiska, na wyrównaniu wyrobiska do wymaganych wymiarów przekroju poprzecznego, wykuciu gniazdek dla stojaków i wykonaniu ścieków wody.

Przy obrywce ścian należy ściśle przestrzegać postanowień przepisów bezpieczeństwa.

Przy obudowie wyrobisk odrzwiami dla postawienia stojaków robi się gniazdka (wgłębienia) o ścianach nieco nachylonych. Wymiary poprzeczne tych gniazdek daje się odpowiednio do grubości drewna obudowy; głębokość ich wynosi od 10 do 20 cm (zależnie od zwartości skał). Z tej strony wyrobiska, na której ma być urządzony ściek wodny, głębokość gniazdek powinna wynosić o 5 do 10 cm więcej niż zwykle.

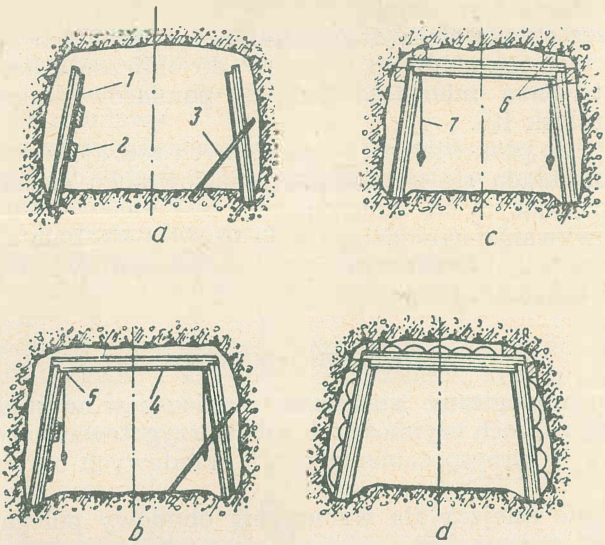
Stojaki odrzwi przygotowuje się w ten sposób, że u grubszych końców robi się wiązanie a cienkie wpuszcza się do gniazdek, przez co osiąga się zwiększenie wytrzymałości obudowy.

Stawianie odrzwi (rys. 236 *a*) zaczyna się od wstawienia stojaków *1* do gniazdek. Następnie w celu utrzymania stojaków w prawidłowym ustawieniu umacnia się je za pomocą okładzin *2* z odrzwiami sąsiednimi albo podtrzymuje się je podpórkami *3* (łapkami).

Gdy stojaki są już postawione (rys. 236 *b*), zakłada się na ich wierzch stropnicę *4* w taki sposób, ażeby jej zaciosy dokładnie weszły w zaciosy stojaków 5, po czym w pustkę pomiędzy odrzwiami i ścianami wyrobiska (rys. 236 *c*) w rogach wbija się kliny rozporowe *6* i pionem 7 sprawdza się prawidłowość postawienia obudowy. Stopień nachylenia stojaków sprawdza się przez pomiar odległości pomiędzy pionem i dolnym końcem stojaka. Odległość ta powinna wynosić zwykle od 1/6 do 1/7 wysokości wyrobiska w świetle.

Gdy postawienie odrzwi zostało sprawdzone, oklinowuje się odrzwia ostatecznie oraz opina się boki i strop wyrobiska okładzinami i kamieniem (rys. 236*d*).

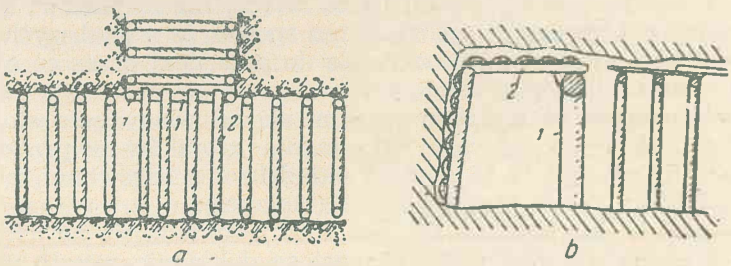
Przy obudowie łukami stawia się odrzwia w płaszczyźnie pionowej w kierunku promieni łuków (skrętów).



Rys. 236. Porządek stawiania obudowy drewnianej

Przy stawianiu odrzwi wzmocnionych podciągami początkowo wzmacnia się stropnice stojakami tymczasowymi. Potem, gdy wyrobisko będzie upędzone na długość 5 do 6,5 m, zakłada się podciągi, które podtrzymuje się stojakami tymczasowymi, postawionymi co jedne lub drugie odrzwia. Jednocześnie wbija się rozpory.

Wyrobiska trzeba często prowadzić w ten sposób, że jedno przecina drugie lub rozgałęzia się na dwa oddzielne wyrobiska.

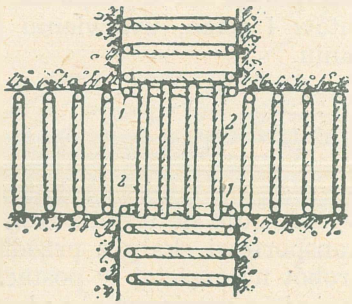


Rys. 237. Obudowa jednostronnego skrzyżowania wyrobisk:
a — plan, *b* — przekrój

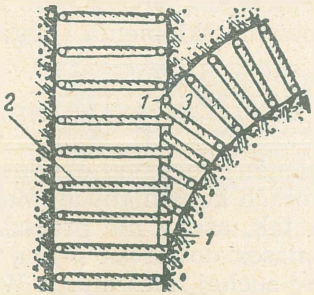
Miejsca skrzyżowań i rozgałęzień wyrobisk noszą nazwę połączeń. Połączenia są dwóch rodzajów: prostokątne i kątowe. Połączenia prostokątne z kolei dzielą się na jednostronne (rys. 237*a*) i dwustronne (rys. 238).

Zależnie od kąta pomiędzy osiami przecinających się wyrobisk połączenia dwustronne mogą być proste (rys. 238) lub skośne (rys. 239).

Do obudowy połączeń stosuje się podciągi *1* (ramy komorowe) z grubego drewna, zwykle dębowego. Z wierzchu na te podciągi kładzie się pokrycie ze stojaków *2*, tworzących wiązanie stropowe. Na odgałęzieniach (rys. 239) podciąg służy za oparcie dla stropnic niepełnych odrzwi *3*.



Rys. 238. Obudowa dwustronnego skrzyżowania wyrobisk



Rys. 239. Obudowa odgałęzienia wyrobisk

Wzorcowe normy wykonania obudowy wyrobisk na zmianę i na człowieka podano w tablicy 34.

Tablica 34

Norma wykonania odrzwi na jednego budowacza na zmianę

Przekrój wyrobiska m²	Bez gniazdek		Z gniazdkami	
	Średnica drewna, cm			
	15—18	20—22	15—18	20—22
1,8—3,0	9,0	7,0	7,0	5,0
3 —5	7,0	5,0	5,0	4,0
5 —6	6,0	4,0	4,0	3,0
6 —7	5,0	3,0	3,0	1,75

§ 113. STAWIANIE OBUDOWY MUROWEJ I BETONOWEJ W WYROBISKACH POZIOMYCH

Obudowę murową i betonową w wyrobiskach poziomych wykonuje się:

a. równocześnie z prowadzeniem wyrobiska;

b. po wykonaniu wyrobiska.

Pierwszy sposób stawiania obudowy stosuje się przy prowadzeniu wyrobisk długich i o stosunkowo dużym przekroju poprzecznym. W tym przypadku organizacja robót powinna zabezpieczać niezależność trans-

portu urobku z przodka i robót przy wykonywaniu obudowy, przy czym odległość od przodka do miejsca, w którym wykonuje się obudowę stałą powinna wynosić nie mniej jak 10 do 15 m.

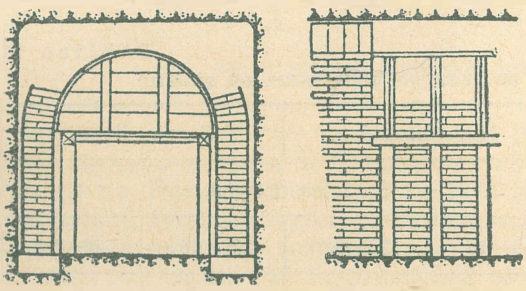
Drugi sposób stosuje się w komorach kopalnianych i w wyrobiskach o niewielkiej długości, nie zezwalających na jednoczesne prowadzenie wyrobiska i stawianie obudowy stałej.

Przebieg stawiania obudowy murowej polega na wykopaniu rowów fundamentowych, wykonaniu fundamentów i ścian, ustawieniu krążyn do murowania sklepienia i jego murowaniu.

STAWIANIE MURU KAMIENNEGO

Kamienie i cegły do obudowy dostarcza się na miejsce robót w zwykłych wozach kopalnianych. Materiały wyładowuje się wzdłuż frontu murowania tak, ażeby nie przeszkadzać transportowi skały z przodka. Cement i piasek dostarcza się na miejsce robót najczęściej w postaci przyrządzonej suchej mieszaniny. Wodę dowozi się z powierzchni w beczkach. Zaprawę przygotowuje się w wozie w ilości niezbędnej do murowania całego odcinka obudowy (np. fundamentów lub sklepienia).

Przy murowaniu fundamentów i ścian z kamieni największe i równe kamienie kładzie się bliżej powierzchni licowej, a drobniejsze bliżej ścian wyrobiska. Warstwy kamieni ustawia się na zaprawie, po czym warstwę zalewa się z wierzchu zaprawą. Należy unikać tworzenia się pomiędzy kamieniami nawet niewielkich pustek.



Rys. 240. Kolejność stawiania obudowy murowej z cegły

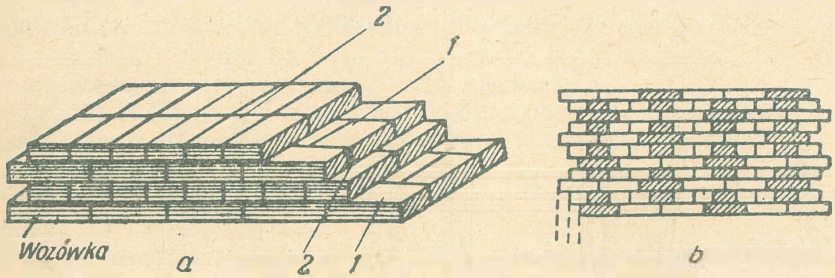
Murowanie obudowy z cegieł (rys. 240) prowadzi się z tzw. kolejnym wiązaniem warstw przyległych.

Przy murowaniu spoiny pionowe cegieł dwóch nadległych warstw powinny być przesunięte o ćwierć lub o połowę cegły. Przy grubości obudowy na 1, $1^1/_2$ i 2 cegły stosuje się murowanie „łańcuchowe" lub zwyczajne, w którym warstwy cegieł o dłuższych i krótszych bokach następują kolejno na wysokość ściany (rys. 241*a*). W murowaniu krzyżowym, które stosuje się przy grubości ścian 50 cm, spoiny pionowe każdego czwartego rzędu cegieł o dłuższym boku zbiegają się ze środkiem cegieł trzech nadległych rzędów (rys. 241*b*).

Ten sposób wiązania daje najtrwalszy mur.

Murowanie ścian z betoników i z kamienia łamanego nie różni się niczym od murowania z cegieł. Przed murowaniem oczyszcza się cegły i kamienie z pyłu i brudu oraz zwilża się je wodą. Prawidłowość układania muru sprawdza się naciągniętym sznurem, a położenie poziome warstw łatą i poziomnicą. Podczas wiązania cegieł co każde 10 do 20 m długości

zostawia się w obudowie na obwodzie wyrobiska pionowe spoiny na wylot o grubości około 10 mm. Te spoiny nazywają się spoinami dylatacyjnymi. Sklepienie muruje się po wyprowadzeniu ścian. W tym celu ustawia się specjalne szablony zwane k r ą ż y n a m i, składające się z żeber krążynowych żelaznych lub drewnianych, stojaków i pokrycia lub deskowania.



Rys. 241. Wiązanie muru z cegieł

Żelazne krążyny są to łuki sporządzone z żelaza korytkowego lub dwuteowego. Drewniane krążyny robi się z desek o grubości 50 do 65 mm, które z jednej strony zaokrągla się według krzywej sklepienia, łączy się je łukiem i wzmacnia nakładkami. Dla zwiększenia wytrzymałości konstrukcji krążyny robi się z dwóch łuków i zbija gwoździami (rys. 204). Krążyny ustawia się w odległości 0,7 do 1 m jedna od drugiej na belkach poziomych o długości 5 do 6 m, wspartych na słupach. Słupy stawia się pod każdą krążyną i obija się deskami.

Na deskowanie używa się desek zwykłych o szerokości 10 cm i o grubości 2,5 cm.

Ażeby uniknąć wypaczania się desek wskutek wilgoci, deskowanie przybija się do krążyn gwoździami bez główek i nieszczelnie. Do krążyn żelaznych deskowanie przymocowuje się drutem. W miarę wznoszenia muru nakłada się deskowanie na krążyny z dołu do góry z jednej i z drugiej strony ściany.

Przebieg murowania jest następujący: dwaj budowacze stojący na pomostach zaczynają jednocześnie kłaść kamienie od podstaw sklepienia (stóp wezgłowi) w górę a po dojściu do środka zamykają sklepienie cegłą przyciosaną w kształcie klina, zwaną k l u c z e m lub zwornikiem. Klucz z powodu braku miejsca zakłada się z boku z sąsiedniego przęsła według schematu pokazanego na rys. 240.

Przestrzeń pomiędzy sklepieniem murowanym i stropem zakłada się skałą i zalewa zaprawą piaskowo-cementową. Gdy zaprawa w murze sklepienia stwardnieje, krążyny się usuwa.

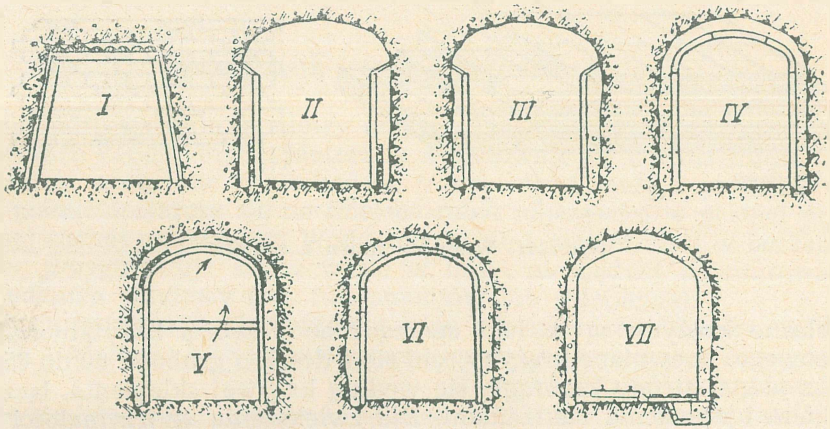
Przeciętny czas twardnienia zaprawy i pozostawania muru na krążynach wynosi zwykle 5 do 10 dni.

Ażeby uniknąć uszkodzenia obudowy, krążyny trzeba zdejmować z wielką ostrożnością. Najpierw wybija się słupy i usuwa bale a następnie za pomocą drążka zdejmuje się jeden za drugim odcinki krążyn i deskowanie.

WYKONYWANIE OBUDOWY BETONOWEJ

Beton do obudowy opuszcza się do kopalni z powierzchni w wozach kopalnianych. Jeżeli zakres robót jest niewielki i jest wolna przestrzeń, można przyrządzać beton na miejscu robót. W tym przypadku mieszaninę betonową i wodę dostarcza się z powierzchni oddzielnie, a następnie miesza się je na drewnianym pomoście z desek.

Fazy robót przy wykonywaniu obudowy betonowej pokazano na rys. 242.



Rys. 242. Fazy wykonywania obudowy betonowej

Stan każdej fazy robót przy wznoszeniu odcinka obudowy przedstawiono w tablicy 35 (patrz łącznie z rys. 242).

Tablica 35

Fazy wykonywania obudowy betonowej

Odcinki obudowywanego wyrobiska			
I	II	III	
Stan odcinka przed początkiem betonowania	Zakładanie deskowania	Zdjęcie obudowy tymczasowej, oczyszczenie rowów i ustawienie deskowania	Układanie betonu w ścianach obudowy
IV	V	VI	VII
Ustawienie krążyn do betonowania sklepienia. Beton ścian twardnieje	Betonowanie sklepienia wyrobiska	Sklepienie twardnieje (schnie)	Zdjęcie krążyn i deskowania. Obudowa jest gotowa

Szerokość wykopu pod fundamenty przyjmuje się $1^1/_2$ do 2 razy większą, a głębokość 2 do $2^1/_2$ razy większą niż grubość ścian. Rozkruszona skała na dnie wykopu powinna być uprzątnięta.

Przy układaniu beton starannie ubija się ręcznie albo mechanicznie przy pomocy wibratorów. Ręcznie ubija się za pomocą ubijaków drewnianych lub żeliwnych o ciężarze około 10 kg.

Przebieg wykonania obudowy betonowej ścian jest następujący:

Od strony wewnętrznej do stojaków przybija się po trzy — cztery deski okładzin i za nie narzuca się warstwę betonu. Beton rozgarnia się równomiernie na całej długości i ubija się.

Grubość układanej warstwy nie powinna być większa jak 15 do 20 cm w celu otrzymania jednorodnej gęstości betonu. Gdy pierwsza warstwa jest już ubita, nakłada się drugą warstwę itd.

Deskowanie przy tym dodaje się stopniowo w miarę wznoszenia obudowy do nasady sklepienia.

Po zakończeniu betonowania jednego odcinka ścian przystępuje się do betonowania drugiego, dla którego tymczasem już zostały wyprowadzone fundamenty. Betonowanie ścian prowadzi się równocześnie z obu stron wyrobiska, co pozwala na zabezpieczenie ich od wykrzywienia.

Przy wiązaniu sklepieniowym wyrobisk o jednakowej wysokości do obudowy połączeń stosuje się sklepienia krzyżowe i walcowe. Sklepienia krzyżowe są proste i najczęściej używa się ich do obudowy skrzyżowań.

Betonowanie sklepień wykonuje się w tymże porządku, co murowanie. Sklepić zaczyna się po stwardnieniu ścian, gdy nie ma niebezpieczeństwa ich zniszczenia. Betonuje się jednocześnie z obu stron od spoin oporowych w kierunku do środka. Warstwy betonu w sklepieniu powinny być układane nie poziomo, a prostopadle do krzywej sklepienia i ubijanie starannie. Przy obudowie betonowej w pracy powinno być sześć do ośmiu zależnych od siebie odcinków, każdy o długości 4 do 6 m.

Przy takiej organizacji robót jest niezbędna obsada złożona z co najmniej sześciu budowaczy. W tej liczbie powinno być dwóch ludzi przy ustawianiu krążyn i deskowaniu, dwóch betoniarzy przy układaniu betonu do fundamentów i ścian oraz dwóch ludzi przy układaniu betonu w sklepieniu.

Przeciętna wydajność pracy betoniarza na zmianę 6-godzinną wynosi 2,5 do 3 m^3 przy betonowaniu ścian oraz 1,8 do 2 m^3 przy betonowaniu sklepień.

§ 114. PRACE SPECJALNE PRZY OBUDOWIE WYROBISK POZIOMYCH

Do robót specjalnych przy stawianiu obudowy w wyrobiskach poziomych zalicza się urządzenie stałych dróg przewozowych, obudowanie kanałów wodnych i ścieków, zawieszanie rurociągów i kabli. Roboty te zwykle wykonuje się jednocześnie z obudową albo po jej ukończeniu.

T o r y s z y n o w e. Kopalniane tory szynowe składają się z podkładów, szyn i połączeń szynowych. Przeważnie stosuje się podkłady drewniane; szyny zaś typu winiolewskiego o wysokości 65, 75, 80 i 91 mm.

Tory układa się według szablonu i według oznaczeń wysokości, zwykle z upadem 5% w kierunku podszybia. Podkłady układa się według sznura

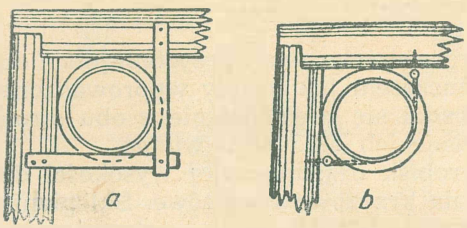
pod kątem prostym do osi toru, albo na łukach według promienia. Nachylenie toru sprawdza się poziomnicą.

Ścieki odpływowe. Woda z wyrobisk spływa ku szybowi samoczynnie ściekami.

Kształt przekroju poprzecznego ścieku najczęściej jest trapezowy lub prostokątny. Wymiary ścieków oblicza się (zależne są od ilości wody i nachylenia ścieku).

W celu uniknięcia zanieczyszczenia ścieków skałą trzeba je z wierzchu nakrywać deskami.

Zawieszenie rurociągów i kabli. Przewody powietrza sprężonego oraz kable zawiesza się zwykle w górnych rogach obudowy wyrobiska, gdzie najmniej ulegają uszkodzeniom. Przy obudowie drewnianej zawiesza się rury na listwach drewnianych (rys. 243*a*), na hakach i na grubym drucie (rys. 243*b*).

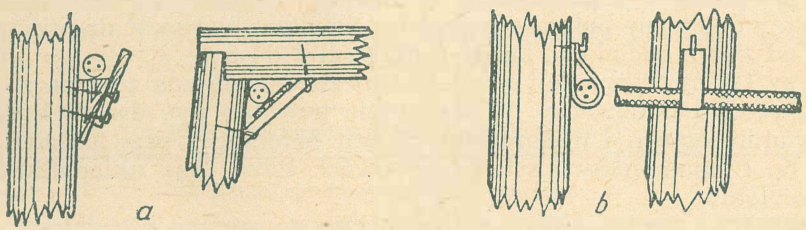


Rys. 243. Zawieszenie lutni

Przy obudowie betonowej rury umocowuje się na hakach, wpuszczonych w obudowę przy jej wznoszeniu.

Kable zawiesza się na obudowie na wspornikach drewnianych (rys. 244*a*) lub na giętkich taśmach (rys. 244*b*).

Takie umocowanie kabla nazywa się sztywnym. Chroni ono dobrze kabel od uszkodzeń, ale jest mało pewne w razie połamania obudowy



Rys. 244. Zawieszenie kabli

Kable można zawieszać na stojakach za pomocą taśm brezentowych lub gumowych. Takie umocowanie nazywa się giętkim; chroni ono dobrze kabel od uszkodzeń w razie połamania lub osiadania obudowy, ale nie może chronić od uszkodzeń mechanicznych, związanych z transportem urobku itp.

Sposoby zawieszania lutni i rurociągów wodnych na obudowie nie różnią się od zawieszania przewodów powietrza sprężonego.

§ 115. WYKONYWANIE OBUDOWY W SZYBACH

PRZYGOTOWANIE MATERIAŁÓW DO OBUDOWY

Części składowe wieńców obudowy drewnianej szybów przygotowuje się zwykle na powierzchni.

W miarę wykonania wieńców składa się je na miejscu przygotowania celem sprawdzenia dokładnego dopasowania ich części. Jeżeli jakikolwiek element wieńca przylega nieprawidłowo, poprawia się go albo też zamienia na inny. Złożone wieńce obudowy numeruje się w określonym porządku, który trzeba zachować przy opuszczaniu do szybu i przy wykonywaniu obudowy w szybie. Krótsze części składowe obudowy (słupki, rozpory, kliny itp.) opuszcza się do szybu w kubłach. Przy opuszczaniu wszystkie wystające końce dłuższych części przywiązuje się do liny łańcuchem lub sznurem.

Części składowe obudowy o długości od 3 do 6 m i więcej, jak przyściennice, części składowe wieńca, układane wzdłuż długiego boku szybu, prowadniki opuszcza się za pomocą specjalnego zawieszenia, zwanego „kolczykiem". W tym celu w końcu drewna przewierca się otwór, przez który przepuszcza się sworzeń kolczyka. Bal opuszczany do szybu bierze się za jeden koniec i prowadzi na miejsce ustawienia, po czym drugi koniec po umocowaniu uwalnia się z kolczyka.

Przy obudowie murowej i betonowej materiały do obudowy w gotowym stanie opuszcza się na pomost wiszący w kubłach materiałowych. Kamienie i cegły zwykle wyładowuje się wprost na pomost, a zaprawę do skrzyń żelaznych lub drewnianych. Beton do murowania obudowy powinien być ułożony za deskowanie w ciągu 5 do 15 minut od chwili otrzymania z betoniarki, gdyż w przeciwnym razie w betonie zacznie się proces wiązania.

SPOSOBY STAWIANIA OBUDOWY

Odróżnia się trzy zasadnicze sposoby stawiania obudowy.

S p o s ó b p i e r w s z y. Obudowę wykonuje się w miarę zgłębiania szybu. Sposób ten jest najprostszy z punktu widzenia techniki i organizacji robót, wymaga najmniejszej ilości sprzętu i jest najbezpieczniejszy. Może być stosowany przy obudowie wieńcami w szybach prostokątnych, a szczególnie przy obudowie murowej i betonowej szybów okrągłych.

S p o s ó b d r u g i. Obudowę wykonuje się razem ze zgłębianiem szybu w jednym odcinku. Obudowę według tego sposobu wykonuje się z odstępem od przodka nie większym jak 2,5 do 4 m. Sposób ten stosuje się do wznoszenia obudowy zawieszonej.

S p o s ó b t r z e c i. Obudowę wykonuje się równolegle ze zgłębianiem szybu, ale w różnych odcinkach. Sposób ten może być stosowany w skałach mocnych i zwartych o niedużym dopływie wody.

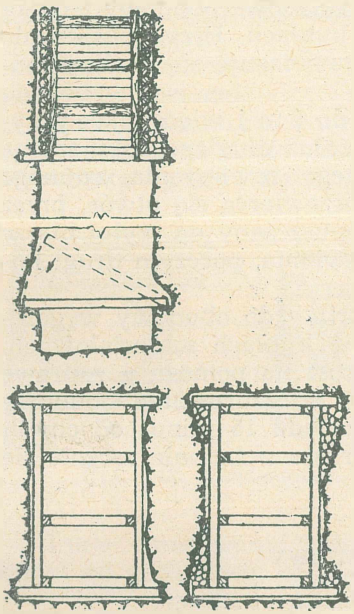
Obudowa szybów może być wykonywana w kierunku z dołu do góry lub z góry na dół.

WYKONYWANIE OBUDOWY DREWNIANEJ

O b u d o w a w i e ń c o w a. Po zgłębieniu szybu o przekroju prostokątnym na pewną głębokość robi się w jego ścianach cztery wręby dla założenia podstawowego wieńca obudowy, który służy za wieniec oporowy dla odcinka obudowy.

Wysokość odcinka przy obudowie wieńcowej całodrzewnej wynosi zwykle od 4 do 12 m.

Dla każdej belki wieńca podstawowego, układanego wzdłuż krótkiego boku szybu, robi się dwa gniazdka, z których jedno jest z zawodem, ażeby belkę osadzoną jednym końcem w gniazdku, drugim można było swobodnie włożyć do drugiego gniazdka. Zawód ten wykonuje się albo poziomy, albo pionowy (rys. 245). Głębokość gniazdek wynosi od 0,5 do 1 m. Po ułożeniu belek wieńca podstawowego wzdłuż krótkich boków szybu wkłada się na nie dwie belki wzdłuż długiego boku szybu. Położenie wieńca podstawowego sprawdza się za pomocą poziomnicy i pionu. Jeżeli sprawdzenie wykaże, że wieniec podstawowy jest ułożony prawidłowo, oklinowuje się go a pustkę za obudową zapełnia się drobnymi kawałkami skały. Przy oklinowaniu wieńców kliny wbija się pomiędzy wieńce i skałę nie dopuszczając do tego, ażeby zakładana skała poluźniła wieniec. Należy również unikać wyrównywania położenia wieńców przez podkładki, albowiem z biegiem czasu mogą one wypaść na skutek uderzeń i wstrząsów przy ciągnieniu, co może spowodować skrzywienie wieńca podstawowego.



Rys. 245. Ustawienie wieńca podstawowego

Ostatni wieniec podstawowy nad podszybiem umieszcza się na wysokości 3 do 5 m od sklepienia podszybia; gniazdka dla wieńca wykonuje się wtedy w krótkich, a nie w długich bokach szybu. Na wieńcu podstawowym układa się wieńce zwykłe.

Gdy obudowa jest wykonana na wysokość odcinka, przystępuje się do zbrojenia i wyposażenia. Wykonywanie obudowy wieńcowej odbywa się z pomostów, układanych z grubych desek na belkach poprzecznych lub na połowicach, ułożonych na długich bokach wieńca. W miarę wznoszenia obudowy pomosty przenosi się lub wykonuje nowe.

W obudowie słupkowej w odróżnieniu od całodrzewnej, wieńce stawia się oddzielnie.

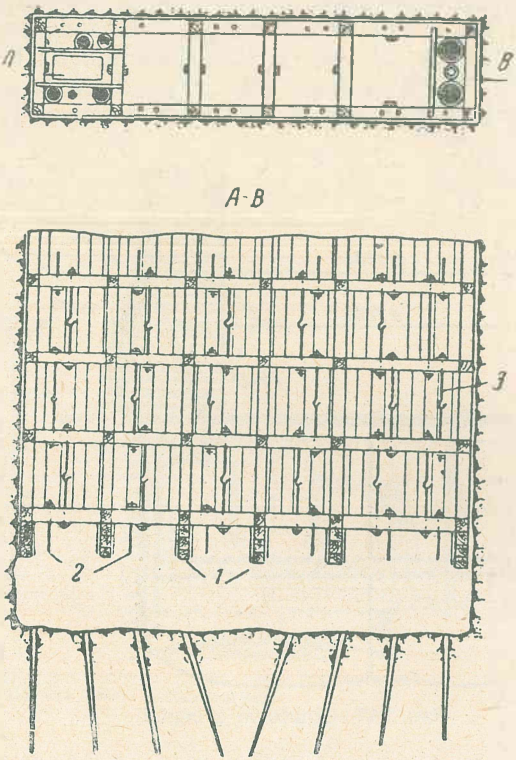
Prędkość głębienia szybu wynosi na dobę przy obudowie całodrzewnej przeciętnie 3 do 4 m, a przy obudowie słupkowej 5 do 6 m.

WYKONYWANIE OBUDOWY ZAWIESZONEJ

Obudowa zawieszona może być całodrzewna i rozporowa — amerykańska. Przy głębieniu szybów w skałach nietrwałych najczęściej stosuje się całodrzewną obudowę wieńcami zawieszonymi. Obudowę wykonuje się równocześnie w jednym odcinku, w ślad za zgłębianiem szybu. Do zawieszenia obudowy na wieńcu wyżej leżącym używa się zwykłych żelaznych klamer.

Obudowa zawieszona nadaje się do skał zwięzłych i trwałych a wykonuje się ją z góry na dół z odstępem od przodka na odległość jednego odcinka (rys. 246). Wieńce obudowy zawieszonej zawiesza się jeden do dru-

giego na hakach. Pierwszy wieniec podstawowy w odcinku zawiesza się u wieńca podstawowego *1* na krótkich hakach *2*, następne zaś wieńce na hakach *3* o równej długości. Długość haków i odległość pomiędzy wieńcami przyjmuje się od 1,2 do 1,8 m. Haki składają się z dwóch sworzni żelaznych o średnicy 25 do 30 mm. Osie tych sworzni przy złączeniu powinny znajdować się w jednej linii pionowej. Otwory do haków przewierca się w długich bokach wieńca koło rogów szybu i środkiem, możliwie w równych odstępach, co jest niezbędne dla równomiernego rozłożenia obciążenia na obudowę.



Rys. 246. Obudowa wisząca

Przebieg wykonywania obudowy zawieszonej jest następujący: Naprzód do przygotowanych gniazdek zakłada się wieniec podstawowy. Odległość pomiędzy wieńcami podstawowymi przyjmuje się przeciętnie na 25 do 30 m. Następnie w długich bokach wieńca przeciąga się sworznie i umocowuje nakrętkami. Na hakach sworzni za pomocą innych haków zawiesza się belki na długim boku szybu. Po zawieszeniu długich części wieńca układa się na nich części krótkie i stawia się rozpory narożne i boczne. Ażeby zwiększyć wytrzymałość wieńca, podciąga się go za pomocą dolnych śrub.

Gdy położenie wieńca zostało sprawdzone poziomnicą i pionem ustala się go klinami.

Przy wznoszeniu obudowy zawieszonej rozpory robi się zaraz po oklinowaniu wieńca. Ściany obija się deskami o grubości 4 do 5 cm stawianymi pionowo na łatach 5 × 7,5 cm i przybijanymi do wieńców od strony zewnętrznej. Wieńce zawiesza się stojąc bezpośrednio na skale przodka lub z pomostu wiszącego. Ustawienie jednego wieńca obudowy zawieszonej w szybie o przekroju około 20 m^2 wykonuje brygada z 4 do 5 ludzi w przeciągu 4 do 6 godzin.

WYKONYWANIE OBUDOWY MUROWEJ I BETONOWEJ

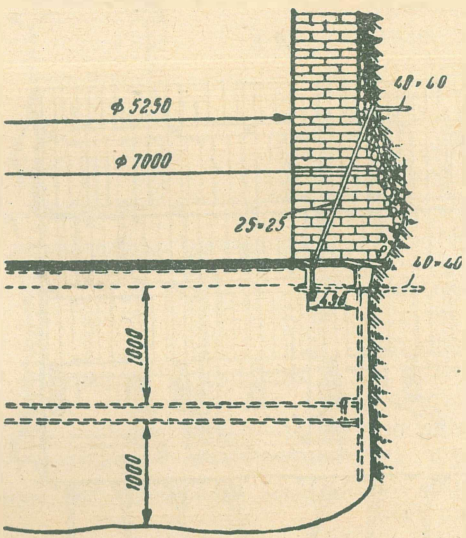
Obudowę murową i betonową w szybach pionowych kształtu okrągłego wykonuje się zwykle od dołu do góry.

Pracę zaczyna się od założenia wieńca podstawowego. W tym celu na obwodzie szybu wierci się niewielkie pochyłe otwory strzałowe i odstrze-

liwuje. Włom wyrównywa się starannie przy pomocy młotków mechanicznych lub kilofów. Należy przy tym uważać, ażeby boki włomu (a szczególnie jego spód) pozostały nienaruszone. Wieniec podstawowy wykonuje się z pomostu roboczego.

Roboty strzelnicze głębienia szybu powinny być prowadzone na głębokości 2 do 2,5 m poniżej spodu wieńca podstawowego, ażeby przez strzelanie nie uszkodzić wieńca. Niekiedy pomost układa się na słupach drewnianych stawianych bezpośrednio na dnie przodka.

Wykonywanie obudowy murowej. Obudowę wykonuje się zaczynając od wieńca podstawowego. Przed założeniem wieńca podstawowego umieszcza się na jego dnie pierścień, składający się z dwóch korytek żelaznych (rys. 247).



Rys. 247. Obudowa z cegieł

Pierścień umocowuje się na hakach, które utwierdza się w otworach wywierconych w ociosach szybu.

Na pierścieniu układa się wieniec podstawowy a następnie wznosi się obudowę z dołu do góry, jak przy zwykłym murowaniu z cegieł.

Do podsadzenia przestrzeni pomiędzy ścianami skały i obudową używa się tłucznia. Tę przestrzeń wypełnia się warstwami o grubości 10 do 15 cm dokładnie ubijając i zalewając każdą warstwę zaprawą cementową.

Robotnicy początkowo pracują z pomostu nieruchomego a następnie przechodzą na pomost wiszący. Murowanie obudowy z jednego położenia pomostu wiszącego może być prowadzone do wysokści 1,5 d 1,75 m od podłogi pomostu, po czym pracę zatrzymuje się, ażeby podciągnąć pomost do poziomu muru.

Pomost zawiesza się na giętkiej linie o średnicy 40 do 60 mm i podnosi się go z prędkością 0,08 do 0,12 m/sek za pomocą kołowrotu o nośności 15 do 20 t.

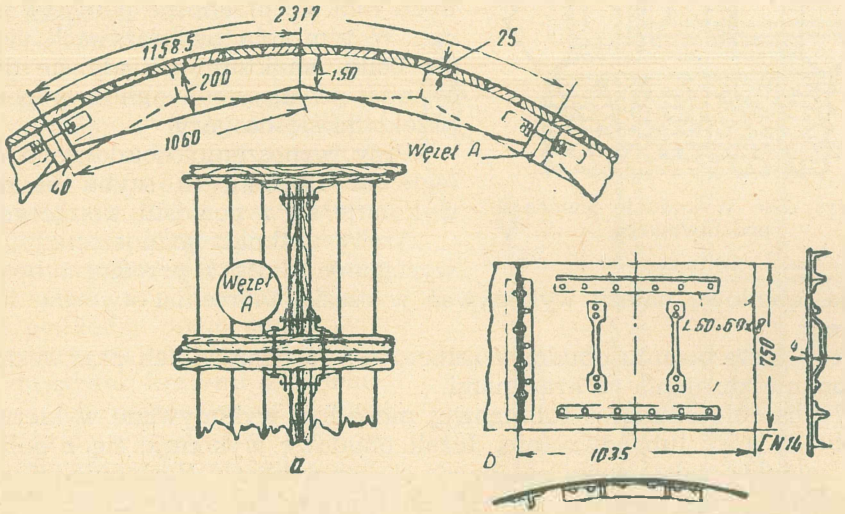
W celu uniknięcia kołysania umocowuje się pomost wiszący za pomocą tak zwanych fartuchów i wysuwanych łap. Łapy te, które służą zarazem do scentrowania pomostu, wkłada się do gniazdek, pozostawionych w ścianach dla ustawienia rozpór. Fartuchy zakrywając puste przestrzenie pomiędzy pomostem i ścianami szybu oklinowują jednocześnie pomost wokół obwodu szybu.

Po umocowaniu pomostu robotnicy zdejmują dolny pierścień obudowy tymczasowej, który następnie wyciąga się na powierzchnię, po czym znowu rozpoczyna się murowanie. Prędkość wznoszenia obudowy murowanej wynosi od 6 do 10 mb na dobę.

Wykonywanie obudowy betonowej. Obudowę betonową szybów wykonuje się przy pomocy specjalnych krążyn (szablonów). Krą-

żyny mogą być drewniane lub żelazne. Konstrukcyjnie szablony drewniane mało różnią się od stosowanych przy obudowie sklepień wyrobisk poziomych. Grubość desek używanych do sporządzenia krążyn wynosi 4 do 5 cm. Na deskowanie używa się desek o grubości 3 do 4 cm. Krążyny wykonuje się z podwójnego rzędu desek, wyrzniętych według kształtu promienia szybu (rys. 248*a*). Dla zwiększenia wytrzymałości krążyn daje się zastrzały. Zwykła wysokość krążyny 1 do 1,2 m.

Krążyny żelazne nituje się. Żebra są z żelaza kątowego. Zamiast deskowania daje się blachę żelazną 5-milimetrową lub kotłową (rys. 248*b*).



Rys. 248. Krążyny do robót betonowych

W praktyce najczęściej są używane krążyny drewniane, ponieważ wykonanie ich nie jest zbytnio skomplikowane i są tanie.

Przy zastosowaniu krążyn drewnianych obudowę wykonuje się bez pomostu wiszącego; przy pracy z zastosowaniem krążyn żelaznych nie można obejść się bez pomostu wiszącego.

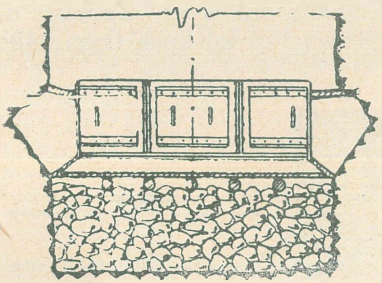
Przebieg betonowania jest następujący: Na poziomie wieńca podstawowego układa się na skale pomost, na którym ustawia się krążyny do betonowania wieńca podstawowego. Dla wzmocnienia krążyn umocowuje się je w wycięciach boków szybu (rys. 249). Przed betonowaniem zakłada się haki wokół obwodu wieńca podstawowego tak, żeby jedna ich połowa była pod pomostem, a druga wchodziła do muru betonowego. Przy zgłębianiu szybu haki te służą do zawieszania pierścieni obudowy tymczasowej.

Gdy szablon jest ustawiony, opuszcza się do szybu beton i wyładowuje na pomost, z którego zarzuca się go za deskowanie, wyrównywa i ubija. Prace przy ubijaniu betonu wykonuje się ubijarkami ręcznymi i powietrznymi lub wibratorami. Po obetonowaniu pierwszego pierścienia krążyn ustawia się na nim drugi itd.

Jednocześnie z ustawianiem krążyn i z betonowaniem rozbiera się obudowę tymczasową, którą wyciąga się z szybu.

Centryczne ustawienie krążyn sprawdza się za pomocą pionów, a w położeniu poziomym łatą i poziomnicą.

Ażeby przy betonowaniu woda z betonu nie wyciekła przez deskowanie wcześniej, zanim beton zacznie tężeć, należy deski przykładać jedną do drugiej możliwie jak najszczelniej, ale nie na tyle, ażeby mogły wypaczyć się pod wpływem wody.



Rys. 249. Wykonanie wieńca podstawowego

Przy zastosowaniu krążyn drewnianych robi się przenośne pomosty robocze. W tym celu na krążynach układa się belki, na które nakłada się deski. W miarę wznoszenia obudowy pomost przekłada się do góry.

Przy wznoszeniu obudowy równolegle ze zgłębianiem szybu obudowę wykonuje się z pomostu wiszącego.

Ażeby uniknąć jednoczesnej pracy wyciągania skały z przodka i betonowania, obudowę należy wykonywać w czasie wiercenia otworów strzałowych.

Przy zastosowaniu obudowy żelbetowej do poprzednich prac dochodzi wykonanie zbrojenia za krążynami.

Wznoszenie obudowy tubingowej może być wykonywane w kierunku z dołu do góry lub odwrotnie. Jeżeli obudowę wykonuje się z dołu do góry, wieniec podstawowy posadawia się we wrębach. Następnie na wieńcu podstawowym ustawia się tubingi i utwierdza sworzniami. Tubingi układa się w ten sposób, aby szwy pionowe rzędu wyżej leżącego wypadały na środku rzędu niżej leżącego. Wręby wieńca podstawowego napełnia się betonem plastycznym.

§ 116. ZBROJENIE SZYBÓW, ZAKŁADANIE PROWADNIKÓW I PRZEDZIAŁÓW DRABINOWYCH

W szybach zakłada się belki (rozpory) zbrojenia oraz prowadniki i urządza przedziały drabinowe i rurociągowe.

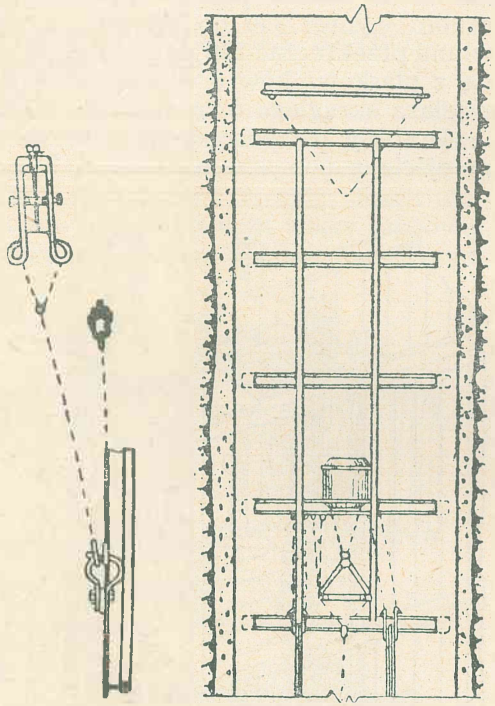
Przy drewnianej obudowie szybów rozpory daje się zwykle równocześnie ze wznoszeniem obudowy. Do założenia prowadników i urządzenia przedziałów drabinowych przystępuje się dopiero po zakończeniu obudowy całego szybu w porządku z góry na dół albo z dołu do góry. Przy obudowie murowej i betonowej kraty zbrojenia i wyposażenie wykonuje się jednocześnie w kierunku z góry na dół.

Belki zbrojenia w szybach okrągłych wstawia się z pomostu wiszącego, który w miarę wpuszczania belek w obudowę opuszcza się stopniowo do poziomu podszybia.

Przy zamurowywaniu końców belek w gniazdkach obudowy istotne znaczenie ma dokładność ułożenia. Końce belek układa się bezpośrednio na wyrównanej płaszczyźnie gniazdka albo na podkładkach. W przypadku,

gdy gniazdek nie pozostawiono w czasie betonowania, drąży się je młotkami mechanicznymi lub ręcznie. Następnie kratę zbrojenia (znajdującą się w jednej płaszczyźnie) sprawdza się w płaszczyźnie poziomej według poziomnicy, a w płaszczyźnie pionowej według pionu i szablonu. Odległości pomiędzy belkami przedziałowymi sprawdza się również według szablonu. Po sprawdzeniu całego układu kraty oklinowuje się końce belek a następnie zamurowuje się litym betonem lub zaprawą. Po ukończeniu zakładania krat zbrojenia pomost wiszący rozbiera się i wyciąga na powierzchnię.

Prowadniki zakłada się z góry na dół. Ze względu na dużą długość prowadników stosuje się do ich zakładania specjalne klatki kwadratowe z bokami nie dłuższymi jak 1 m i o wysokości około 13 m. Na rys. 250 z lewej strony przedstawiono szczegół zawieszenia prowadnika. Klatka ma kilka przedziałów z pomostami. Odległość pomiędzy pomostami równa się odstępowi pomiędzy dwoma sąsiadującymi kratami zbrojenia, a ilość ich pomostów odpowiada ilości krat, wypadających na jeden prowadnik. Prowadnik opuszcza się za pomocą kolczyka na klatkę, skąd się go skierowuje na swoje miejsce i przymocowuje tymczasowo klamrą do belki przedziałowej. Następnie odczepia się linę i prowadnik przymocowuje się do belek przedziałowych klamrami Bruyara lub za pomocą śrub.



Rys. 250. Klatka do zakładania prowadników

Na zmontowanie odcinka składającego się z czterech krat zbrojenia (w każdej po trzy belki) i dwóch prowadników (długości po 12,5 m) potrzeba trzech zmian po 6 ludzi w każdej.

P r z e d z i a ł y d r a b i n o w e w szybie dzieli się za pomocą pomostów na odcinki o wysokości 4 do 6 m przy obudowie drewnianej i od 3 do 8 m przy obudowie betonowej. Do przepierzenia przedziału drabinowego i oddzielenia go od wyciągowego używa się desek o grubości 25 do 40 mm.

Przy belkach żelaznych w kratach zbrojenia przepierzenie wykonuje się czasami z drucianej siatki.

Przedział dla rur od strony przedziału wyciągowego jest otwarty, a od strony drabinowego przepierzony deskami z pozostawianiem szpar o szerokości 10 do 15 cm dla oględzin szybu.

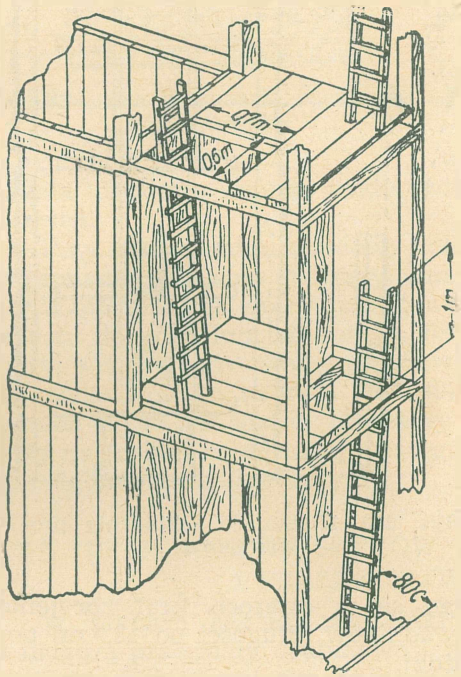
Pomosty w przedziale drabinowym układa się na belkach poprzecznych kraty zbrojenia albo na balach dodatkowych, wpuszczonych w wolne

przestrzenie pomiędzy wieńcami. Drabiny zakłada się drewniane albo żelazne. Dla wygodnego chodzenia po drabinach robi się je o 1 m dłuższe od odległości pomiędzy pomostami.

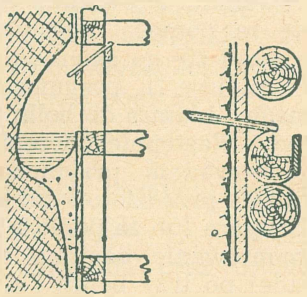
Drabiny stawia się o nachyleniu do poziomu, nie przekraczającym 80^0. Drabiny drewniane robi się z małych kwadratowych bali lub z połowic dębowych. Grubość dębowych bali używanych na podłużnice wynosi zwykle 65 do 70 mm, połowic 130 × 50 mm, szczebli 25 × 75 mm. Szerokość drabin wynosi 350 do 400 mm; odległość pomiędzy szczeblami nie powinna przekraczać 250 do 350 mm. W drabinach żelaznych podłużnice robi się z płaskowników o wymiarach (10 do 20)×(50 do 60) mm, a szczeble z żelaza okrągłego o średnicy 20 do 25 mm.

Drabiny ustawia się na pomostach w taki sposób, ażeby otwory do przejścia z pomostu na pomost były przesunięte jeden względem drugiego na szerokość włazu (rys. 251). Szerokość włazu w pomostach przyjmuje się na 50 × 50 cm, a w szybach bez wyciągu klatkowego 60 × 70 cm; oparcie drabiny powinno być oddalone od ściany nie mniej jak o 60 cm.

Rury do odwadniania, rury powietrza sprężonego i inne przymocowuje się do belek zbrojenia opaskami z żelaza płaskiego lub kątowego.



Rys. 251. Ustawienie drabin w szybie



Rys. 252. Sposoby ujmowania wody

Na urządzenie jednego przęsła (odcinka) przedziału drabinowego o wysokości 4 do 6 m potrzeba przeciętnie 5 do 6 ludzi na zmianę.

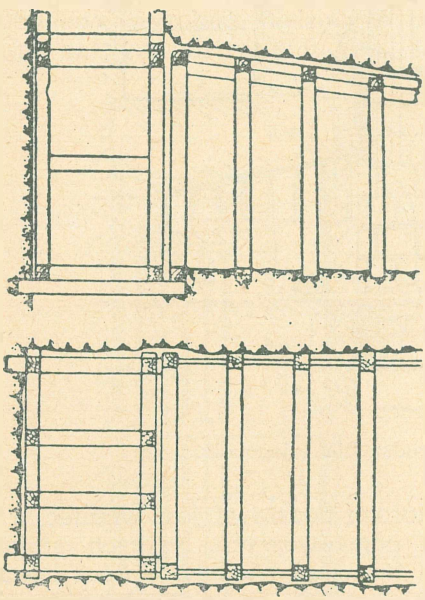
U r z ą d z e n i a z b i e r a j ą c e w o d ę. Przy dopływie wody ze ścian szybu robi się w obudowie specjalne urządzenia do zbierania wody mające na celu zmniejszenie jej kapania.

Przy obudowie drewnianej zbiorniki wody urządza się w sposób następujący. Na górze wieńca na obwodzie szybu za obudowę zabija się rzędem z niedużym nachyleniem deszczułki o długości około 30 do 45 cm i grubości 2,5 do 3,5 cm. Pod wystającymi końcami deszczułek takiego

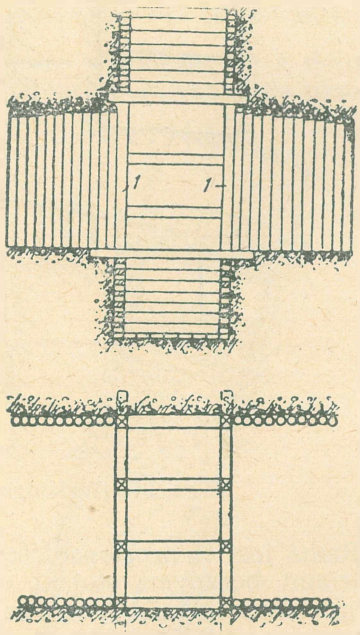
rzędu ustawia się tzw. „ramę zbiorczą“ (rys. 252), którą jest zwyczajny wieniec podstawowy z korytkiem do zbierania wody skapującej z końców deszczułek. W szybach okrągłych zamiast ramy zbiorczej, na obwodzie szybu robi się pierścienie zbiorcze. Woda spływająca po ścianach szybu uchwycona przez występ obudowy o szerokości 3 do 5 cm dostaje się następnie rurkami do pierścienia, skąd rurą spływa do żąpia szybu.

§ 117. OBUDOWA WYLOTÓW, ŻĄPI I POŁĄCZEŃ SZYBÓW Z INNYMI WYROBISKAMI

Wyloty szybów na powierzchni obudowanych drewnem w celu ochrony przed pożarem obmurowuje się materiałami niepalnymi, jak: kamieniami, cegłą, betonem lub żelbetem. Kształt przekroju poprzecznego wylotów szybów może być prostokątny, eliptyczny i okrągły. Jeżeli obudowa wylotu szybu będzie wykorzystana jako fundament wieży szybowej, obudowę wykonuje się w postaci występu i zakańcza wieńcem oporowym.



Rys. 253. Obudowa połączenia jednostronnego z podszybiem



Rys. 254. Ustawienie dwustronnego połączenia podszybia

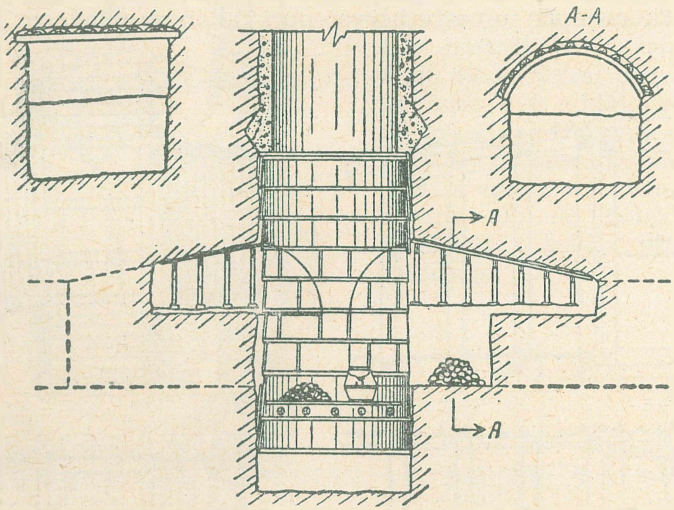
Grubość obudowy u wylotu szybu wynosi od 0,5 do 2 m. Głębokość wzmocnienia obudowy u wylotu szybu zwykle jest ograniczona grubością warstw aluwium, ale powinna być nie mniejsza jak 10 m od powierzchni ziemi, a więc od zrębu szybu.

W murowanej i betonowej obudowie wylotów szybów robi się w niektórych przypadkach kanały ogrzewcze dla ochrony szybu przed obmarzaniem w zimie.

Obudowę połączeń szybów z innymi wyrobiskami wykonuje się różnie, zależnie od rodzaju obudowy i kształtu przekroju poprzecznego wyrobiska. Połączenie szybu pionowego jednostronnie z podszybiem przy obudowie drewnianej pokazano na rys. 253. Odrzwia podstawowe na połączeniu z wyrobiskiem poziomym są położone w jednej płaszczyźnie pionowej z dłuższym bokiem szybu. Od tych odrzwi począwszy ustawia się na podszybiu normalną obudowę.

Przy dwustronnych podszybiach (rys. 254) w miejscu połączenia z szybem stawia się dwoje odrzwi *1*. Odrzwia ustawia się na ramie położonej powyżej obudowy żąpia. Bezpośrednio nad odrzwiami mieści się zwykły wieniec obudowy szybu.

Odrzwia podstawowe przy połączeniu podszybia mają wysokość od 3 do 4,5 m, dlatego muszą być wykonane z grubszego drewna. W podszybiach dwustronnych często stawia się tzw. ramy zamiast odrzwi podstawowych.



Rys. 255. Wykonywanie podszybia i jego obudowy

Rama jest to prostopadłościan, którego podstawą jest wieniec, a krawędziami bocznymi stojaki odrzwi podstawowych. Na tych stojakach z wiązaniem na czop spoczywa drugi taki sam wieniec. Oprócz bocznych stojaków na dłuższych bokach wieńca stawia się niekiedy pośredniaki z rozporami. Ramy umocowuje się często klamrami.

Sposób wznoszenia obudowy betonowej w miejscu połączenia szybu z podszybiem pokazano na rys. 255.

§ 118. WYKONANIE OBUDOWY WYROBISK POCHYŁYCH

OBUDOWA DREWNIANA

Odrzwia w wyrobiskach pochyłych stawia się w płaszczyznach prostopadłych do osi podłużnej wyrobiska, tj. prostopadle do stropu i spągu wyrobiska. Celem nadania obudowie stateczności oklinowuje się odrzwia.

Ogólny porządek stawiania obudowy wyrobisk mających upad 10 do 25° jest taki sam, jak w wyrobiskach poziomych.

Przy upadzie powyżej 25° obudowę drewnianą wykonuje się w skałach twardych z dołu do góry, zaczynając od odrzwi oporowych lub wieńca podstawowego. W skałach słabych obudowę można wykonywać z góry na dół w ślad za posuwaniem się przodka. Oddzielne wieńce spina się jeden z drugim klamrami.

Przy upadzie stromym i w skałach zwięzłych stosuje się takie sposoby wznoszenia obudowy, jak przy obudowie wyrobisk pionowych.

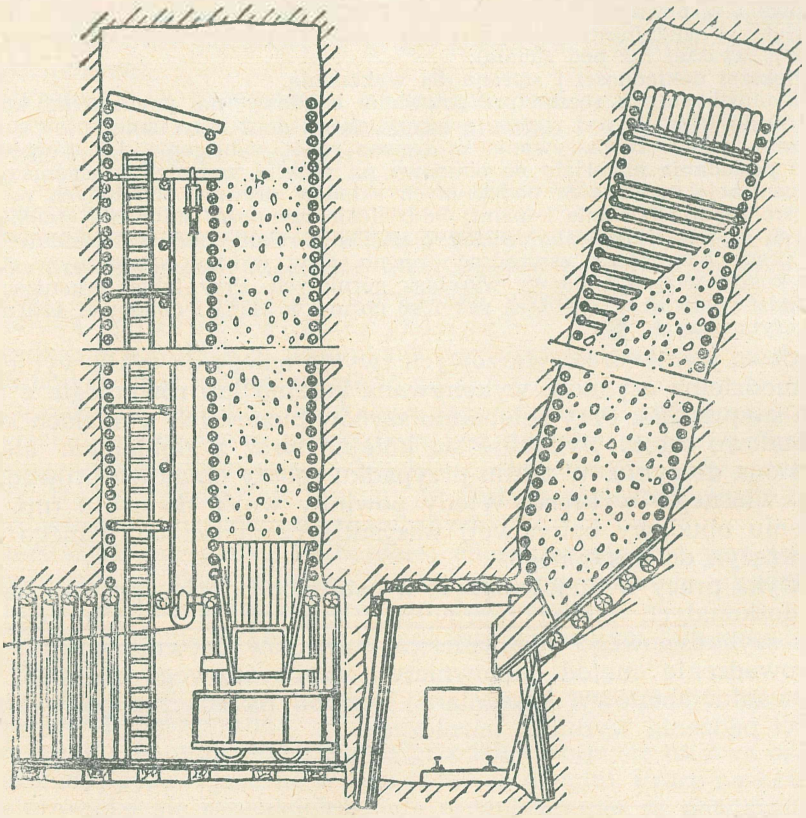
OBUDOWA MUROWA I BETONOWA

Obudowę murową i betonową w wyrobiskach pochyłych wykonuje się odcinkami z dołu do góry.

Przebieg murowania obudowy jest analogiczny do przebiegu robót w wyrobiskach poziomych.

§ 119. OBUDOWA WYROBISK PĘDZONYCH PO WZNIOSIE

Obudowę wyrobisk pędzonych po wzniosie wykonuje się z dołu do góry po każdym odstrzeleniu (rys. 256). W miarę posuwania się przodka



Rys. 256. Prowadzenie i obudowa wyrobisk po wzniosie

urządza się również przedział drabinowy z pomostami i drabinami. Dostawa materiału do obudowy odbywa się za pomocą kołowrotu.

§ 120. ORGANIZACJA WYKONYWANIA OBUDOWY

● Roboty przy wykonywaniu obudowy wyrobisk górniczych polegają na przygotowaniu i dostawie materiału obudowy oraz postawieniu jej, wliczając w to oklinowanie. Pracę należy tak zorganizować, ażeby wykwalifikowani budowacze zajmowali się tylko obudową, a przygotowanie, dostawa i przenoszenie budynku było wykonywane przez innych, mniej wykwalifikowanych robotników. Materiały do obudowy najlepiej przygotować na powierzchni albo najprostszym i najtańszym sposobem maszynowym według wymaganych wymiarów lub szablonu, albo przez cieśli różnych stopni, zależnie od skomplikowania konstrukcji obudowy. Szczególnie ważne jest maszynowe przygotowanie części składowych obudów zamkniętych, ponieważ chodzi tu, oprócz niskich kosztów własnych, o dokładność i staranność przygotowania połączeń. Niedokładność ręcznego przygotowania skomplikowanych połączeń objaśnia się niedoskonałością ręcznej roboty i trudnością takiego wypośrodkowania części składowych obudowy, ażeby osie elementów zgadzały się w poziomie i w pionie oraz odpowiadały wymaganiom stawianym wyrobiskom i przeznaczeniu obudowy.

Przewaga przysposobienia elementów obudowy na powierzchni polega na:

1. możliwości wykonania maszynowego, obniżającego koszty własne kilka razy w porównaniu z wykonaniem ręcznym;
2. możliwości zużytkowania odpadków;
3. braku wiór, obrzyn i trocin w kopalni, co wpływa na bezpieczeństwo pożarowe i w pewnym stopniu usuwa zabrudzenie wyrobisk;
4. większej wydajności pracy przygotowania na powierzchni (zwykle o 20 do 30% wyższej niż pod ziemią);
5. większej dokładności i staranności wykonania.

Zostało ustalone, że ręczne przygotowanie obudowy na powierzchni kosztuje taniej o 30 do 40% niż pod ziemią, a maszynowe 2 do 3 razy taniej.

Potrzeba stałego zaopatrywania w drewno robót wybierania, jak również konieczność posiadania materiału do obudowy na wszelki wypadek uzasadnia całkowicie organizację niewielkich podziemnych składów drewna, obliczonych na 2 do 3-zmianowe zapotrzebowanie kopalni. Oddzielenie czynności stawiania obudowy od pozostałych czynności pozwala zwiększyć nasilenie robót obudowy i podnieść wydajność pracy budowacza, oszczędzać drewno, a w wyniku ostatecznym obniżyć znacznie koszty własne obudowy wyrobisk górniczych. Przy takiej organizacji zespół 16 ludzi wykonał w ZSRR za rok 1946 normę w 242% i obudował 4400 m wyrobisk korytarzowych. ●

Obudowa wyrobisk korytarzowych zwykle należy do cyklu wybierania jako samodzielna czynność wykonywana kolejno lub równolegle z posuwaniem się przodka. Przy zgłębianiu szybów pionowych w skałach zwięzłych obudowę często wykonuje się kolejno wraz z głębieniem ale nie wchodzi ona do cyklu. W takim przypadku roboty obudowy prowadzi się według własnego wykresu. Wtedy powinny wejść do cyklu (np. przy wznoszeniu obudowy betonowej) wszystkie czynności od jednego ustawienia krążyn do następnego.

Praktyka pracy w budownictwie w ostatnich latach wprowadziła cały szereg doskonałych metod murowania kamiennego i betonowego, jak również szybkościowego budownictwa budynków drewnianych.

Wprowadzenie metod budownictwa szybkościowego do robót przy wykonywaniu obudowy kopalnianej pozwoli na znaczne podwyższenie prędkości pędzenia wyrobisk górniczych.

CZĘŚĆ CZWARTA

PROWADZENIE WYROBISK GÓRNICZYCH

Rozdział XXI

PROWADZENIE WYROBISK POZIOMYCH

§ 121. ZASADNICZE SPOSOBY PROWADZENIA WYROBISK POZIOMYCH

Przy prowadzeniu wyrobisk poziomych można stosować rozmaite sposoby wykonania robót, określane własnościami skał, wymiarami przekroju poprzecznego, czasem służby i przeznaczeniem tych wyrobisk.

Odróżnia się dwie podstawowe grupy sposobów przeprowadzenia wyrobisk górniczych:

1. Wyrobiska są prowadzone w skałach dość wytrzymałych, które pozwalają na swobodne odsłonięcie przodka i jego bocznych ścian i nie dają dużego przypływu wody.
   W warunkach zwykłych wyrobiska prowadzi się sposobami zwyczajnymi.
2. Prowadzenie wyrobisk w skałach słabych, niewytrzymałych, jak również w skałach mocnych, ale dających bardzo duży przypływ wody. W takich trudnych warunkach wyrobiska prowadzi się za pomocą sposobów specjalnych.

Prowadzenie wyrobisk w warunkach zwykłych zależnie od właściwości przebijanych skał można podzielić na:

1. prowadzenie wyrobisk w skałach jednorodnych, gdy przodek wyrobiska całym swoim przekrojem jest drążony w jednej skale;
2. prowadzenie wyrobisk w skałach niejednorodnych, gdy przekrój przodka wyrobiska jest drążony w skałach niejednakowych co do ich właściwości fizyko-mechanicznych.

W pierwszym przypadku najbardziej charakterystyczne jest prowadzenie przecznic w skale płonnej, w drugim prowadzenie chodników w żyle lub w pokładzie z przybieraniem skał bocznych.

Wyrobiska poziome drąży się przodkiem ścianowym lub przodkiem schodowym.

W przypadku pierwszym przodek wyrobiska posuwa się na całym przekroju jedną płaszczyzną.

W przypadku drugim powierzchnię przodka rozbija się na dwa osobne stopnie (schody) posuwające się w ślad jeden za drugim. Prace na każdym schodzie prowadzi się samodzielnie, ale organizacyjnie są powiązane ze sobą.

Drążenie całym przodkiem w skałach jednorodnych wykonywa się zwykle w wyrobiskach o niedużym przekroju poprzecznym (do 10 m^2).

Drążenie przodkiem schodowym stosuje się przy dużym przekroju poprzecznym wyrobisk — sztolni, tuneli, komór i innych (więcej niż 12 m^2).

Przy prowadzeniu wyrobisk równocześnie w rudzie i w skale, często drąży się przodkiem złożonym, ponieważ zmniejsza to zanieczyszczania rudy skałą płonną.

§ 122. CZYNNOŚCI CYKLU PROWADZENIA WYROBISK

Przy prowadzeniu wyrobisk odróżnia się dwa rodzaje czynności: podstawowe i pomocnicze.

Czynnościami p o d s t a w o w y m i są te, które wykonuje się w przodku wyrobiska i które należą bezpośrednio do prowadzenia i obudowy wyrobiska.

Czynnościami p o m o c n i c z y m i są te, które zapewniają normalne warunki wykonywania podstawowych czynności prowadzenia wyrobisk.

Charakter czynności podstawowych zmienia się zależnie od właściwości fizyko-mechanicznych skał przebijanych. Np. w skałach bardzo zwięzłych i mocnych czynności podstawowe polegają na: wierceniu otworów strzałowych, nabijaniu ich materiałem wybuchowym, odstrzeliwaniu, przewietrzaniu wyrobiska po strzałach, uprzątnięciu odstrzelonej skały, wykonaniu stałej obudowy i ułożeniu torów; przy skałach zaś łamliwych, miękkich i słabych czynności podstawowe polegają na: oddzielaniu skały od calizny, ładowaniu urobku i wykonaniu obudowy stałej.

Do robót pomocniczych przy prowadzeniu wyrobisk należą: przedłużanie rur powietrza sprężonego, transport urobku, odwadnianie i inne.

Zależnie od organizacji robót poszczególne czynności mogą być wykonywane równocześnie lub stopniowo.

Wszystkie czynności wykonywane łącznie tworzą c y k l. C y k l e m p r o w a d z e n i a w y r o b i s k (pędzenia) nazywa się powtarzający się stale w ciągu określonych okresów czasu (zwykle kilkakrotnie w zmianie) całokształt podstawowych czynności urabiania, ładowania, obudowy.

Czas wykonania jednego cyklu robót nazywa się trwaniem cyklu (długotrwałością). Określonej długotrwałości cyklu prowadzenia robót górniczych przy danej głębokości otworów strzałowych odpowiada określone posuwanie się przodka lub postęp wyrobiska. Im więcej zostanie wykonanych cykli w ciągu miesiąca przy jednakowym postępie przodka w ciągu jednego cyklu, tym większa będzie prędkość prowadzenia wyrobiska.

Graficzne wyobrażenie cyklu nazywa się c y k l o g r a m e m.

Na równi z wykonaniem czynności podstawowych bardzo duże znaczenie przy prowadzeniu wyrobisk mają czynności pomocnicze.

Zwykle czynności te są wykonywane równolegle z podstawowymi i do czasu trwania cyklu nie wchodzą, ale powinny być ściśle z nimi związane.

Organizacja czynności podstawowych przy prowadzeniu robót górniczych, z których składa się cykl, posiada znaczenie decydujące, ponieważ od niej zależy szybkość postępu robót, koszty własne i jakość robót.

§ 123. KSZTAŁT I WYMIARY PRZEKROJU POPRZECZNEGO WYROBISK GÓRNICZYCH

Kształt przekroju poprzecznego wyrobisk poziomych jest najczęściej trapezowy lub sklepieniowy, rzadziej prostokątny. Na wybór kształtu przekroju poprzecznego, jak to powiedziano wyżej, mają wpływ własności skał przecinanych, okresy czasu trwania wyrobiska i rodzaj materiałów obudowy.

Powierzchnia przekroju poprzecznego wyrobisk zależy od ich przeznaczenia i skrajni (gabarytów) rozmieszczonych w niej urządzeń. Wymiary przekroju poprzecznego (szerokość i wysokość) wyrobisk transportowych zależą od wymiarów gabarytowych urządzeń transportowych (wozy, elektrowozy i inne), od ilości torów szynowych, sposobu ruchu robotników w wyrobiskach i ilości powietrza płynącego do przewietrzania.

Przy określaniu przekroju poprzecznego wyrobisk można korzystać z gabarytowych wymiarów wozów (tablica 36), przyjętych w rudnym przemyśle górniczym Związku Radzieckiego (według N. Pokrowskiego 1945 r.).

Tablica 36

Gabarytowe wymiary wozów

Typ wozu	Pojemność wozów m^3	Wymiary wozów mm			Szerokość toru mm	Ciężar własny wozu kg
		długość	szerokość	wysokość		
Wywrotny	0,32	1130	690	1100	500—600	300
	0,38	1300	850	1100	600	410
	0,6	1900	960	1200	600—750	750
	0,8	2050	1200	1200	600—750	900—950
	1,0	2540	1215	1210	750	1250
Stały	1,2	2300	1220	1200	750	950
	2,05	3080	1212	1200	750	1750

● W przemyśle węglowym ZSRR są używane wozy, których charakterystykę techniczną podano niżej w tablicy 37 (według GOST-2756-44): ●

Tablica 37

Charakterystyka wozów ZSRR

Pojemność wozu m^3	Długość ze zderzakami mm	Długość skrzyni mm	Szerokość skrzyni mm	Wysokość od główki szyny mm	Podłużnica sztywna twarda	Średnica koła mm	Szerokość toru mm	Ciężar własny kg
1,1	2020	1630	880	1150	550	300	600	600
2,2	2810	2400	1240	1150	800	350	900	1100
3,3	3450	3050	1320	1300	1100	400	900	1550

Elektrowozy mają następujące wymiary: przy torze 600 mm — szerokość 1044 mm i wysokość 1500 mm; przy torze 900 mm — szerokość 1320 mm i wysokość 1500 mm.

Odległość od najbardziej wystających części wozu lub elektrowozu do obudowy wyrobiska oraz pomiędzy wozami w wyrobiskach dwutorowych jest określona przez przepisy bezpieczeństwa i przepisy eksploatacji technicznej. Wolna przestrzeń pomiędzy elektrowozami lub wozami w wyrobiskach dwutorowych powinna być nie mniejsza jak 0,20 m. Odległość pomiędzy ścianami obudowy wyrobiska i najbardziej wystającym brzegiem gabarytu części ruchomych powinna wynosić nie mniej jak 0,25 m — przy obudowie drewnianej i nie mniej jak 0,2 m przy obudowie betonowej.

Według przepisów bezpieczeństwa dla kopalń metali kolorowych ruch ludzi w wyrobiskach poziomych, w których odbywa się transport urobku, jest dopuszczony tylko pod warunkiem urządzenia wolnych przejść odpowiednio do następujących norm (tablica 38).

Tablica 38

Bezpieczne wolne przestrzenie przy ruchu ludzi w wyrobiskach

Prędkość transportu m/sek	Szerokość wolnego przejścia przy jednym boku wyrobiska m
Jednotorowe wyrobiska przy wszystkich prędkościach	nie mniej jak 0,7
Dwutorowe wyrobiska do 1,5 m	wolne przejście nie obowiązkowe
Dwutorowe wyrobiska powyżej 1,5 m	nie mniej jak 0,7 *)
Przy wszystkich prędkościach przewozu linowego	nie mniej jak 0,7 **)

*) Zabrania się urządzania przejścia pomiędzy torami.

**) Dla robót poszukiwawczych i wydajności kopalni do 100 t dziennie jest dopuszczalne 0,5 m.

Na pomostach, na których odbywa się spinanie i odpinanie wozów, powinny być urządzone przejścia: w wyrobiskach jednotorowych z jednej strony o szerokości nie mniejszej jak 1 m, w dwutorowych z obu stron po 1 m. Przy niedużej wydajności kopalni szerokość przejścia może być obniżona do 0,7 m.

Wysokość od główki szyny do obudowy wyrobiska, jeżeli jazda ludzi odbywa się elektrowozami akumulatorowymi, powinna wynosić nie mniej jak 1,8 m.

Wysokość zawieszenia drutu ślizgowego w wyrobisku, jeżeli jazda ludzi odbywa się sposobem mechanicznym lub w odgrodzonym przejściu dla ludzi, powinna wynosić od główki szyny nie mniej jak 1,8 m, a przy braku wskazanych warunków nie mniej jak 2 m.

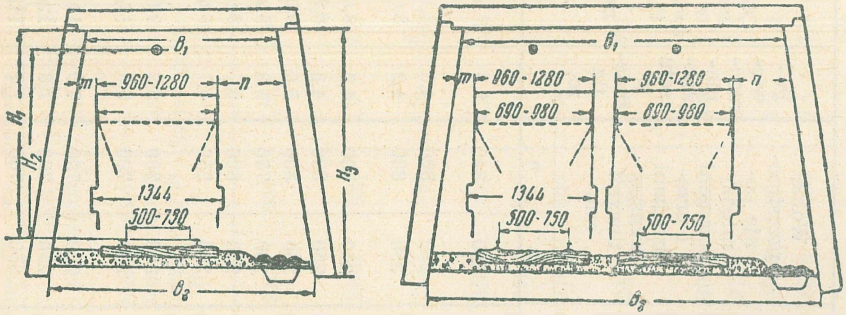
Odległość od miejsca umocowania przewodu w trzymaczu do górnej stropnicy obudowy powinna wynosić nie mniej jak 0,2 m.

Na wysokość toru składają się wysokość: szyn (zależy od typu), podkładów 110 do 120 mm i podsypki pod podkładami 80 do 100 mm. Całkowitą wysokość toru można przyjąć na 270 do 300 mm.

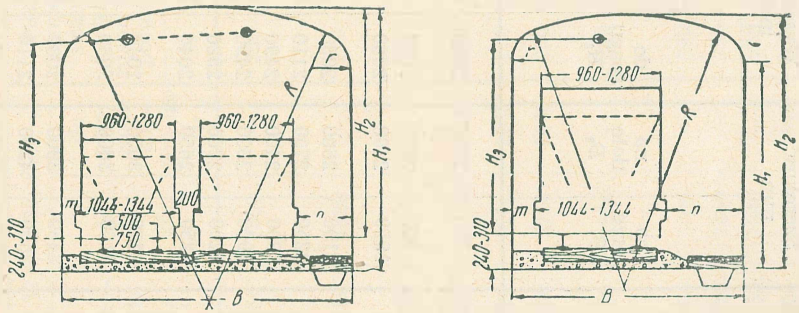
Przy wyznaczaniu rozmiarów wyrobiska na odcinkach krzywolinijnych toru trzeba dodać do ich szerokości normalnej pewne poszerzenie od strony zewnętrznej, a w dwutorowych również pomiędzy torami.

Wielkość poszerzenia zależy od promienia łuku wyrobiska i wymiarów wozów (w granicach od 50 do 175 mm) i elektrowozów (150 do 250 mm).

Określiwszy według części składowych szerokość i wysokość wyrobiska o kształcie prostokątnym lub trapezowym (rys. 257) można znaleźć powierzchnię jego przekroju poprzecznego.



Rys. 257. Znormalizowane przekroje wyrobisk z obudową drewnianą



Rys. 258. Znormalizowane przekroje wyrobisk bez obudowy

Określenie powierzchni przekroju poprzecznego kształtu sklepieniowego jest nieco skomplikowane i w praktyce stosuje się następujący wzór: [1])

$$S = B\,(h + 0{,}26\,B)\ \mathrm{m}^2, \tag{29}$$

gdzie B — szerokość wyrobiska w świetle;

h — wysokość pionowej ściany w świetle.

Wysokość sklepienia przy tym powinna wynosić mniej więcej $h_o = \frac{1}{3} B$.

[1]) Typowe wyrobiska górnicze „Szachtostroje".

Tablica 39

Typowe przekroje wyrobisk górniczych z obudową drewnianą

Typ wyrobiska		Tor mm	Szerokość mm		Wysokość mm		Wolne przestrzenie pomiędzy ścianami i urządzeniami transportowymi mm		Powierzchnia przekroju w świetle m_2	Obwód w świetle P m	Rodzaj transportu	Pojemność wozów m^3
Znaki umowne	Charakterystyka		na górze B_1	na dole B_2	do spągu H_3	do szyn H_1	m	n				
DR—032	jednotorowe	500 — 600	1600	2100	2040	1800	250	840	3,5	7,5	Ręczny lub konny	0,32
DR—0,6	„	600	1900	2300	2040	1800	250	800	4,0	8,1	„	0,38 — 0,6
DA—0,6	„	600	1950	2400	2080	1800	250	800	4,2	8,4	elektrowozami	0,38 — 0,6
DA—0,8	„	600	2100	2600	2080	1800	250	800	4,5	8,6	„	0,38; 0,6; 0,8
DA—1,0	„	750	2250	2700	2110	1800	250	800	4,8	8,9	„	0,6; 0,8; 1,0; 1,2
DT—0,6	„	600	1900	2400	2490	2210	250	800	5,0	9,0	„	0,38 — 0,6
DT—0,8	„	600	1900	2600	2490	2210	250	750	5,3	9,2	„	0,38; 0,6; 0,8
DT—1,0	„	750	2200	2700	2520	2210	250	800	5,7	9,6	„	0,6; 0,8; 1,2
2DR—0,38	dwutorowe	600	2250	2650	2040	1800	250	250	4,7	9,0	ręczny lub konny	0,38
2DR—0,6	„	600	2450	3000	2040	1800	250	250	5,2	9,6	„	0,6
2DA—0,6	„	600	3100	3600	2080	1800	250	700	6,5	11,0	elektrowozem	0,6
2DA—0,8	„	600	3450	3900	2080	1800	250	700	7,0	11,5	„	0,8
2DA—1,0	„	750	3680	4200	2110	1800	250	700	7,6	12,1	„	0,8; 1,0; 1,2
2DTL—0,6	„	600	3000	3600	2490	2210	250	700	7,7	11,6	„	0,6
2DTL—0,8	„	600	3350	3900	2490	2210	250	700	8,4	12,0	„	0,6; 0,8

Przekroje typowe wyrobisk górniczych bez obudowy

Typ wyrobiska		Szerokość wyrobiska m	Wysokość, mm			Pustki pomiędzy ścianami i urządzeniami transportowymi		Promień sklepienia		Powierzchnia przekroju m²		Tor	Rodzaj transportu	Pojemność wozów
Znaki umowne	Charakterystyka		całkowita H_1	do szyn H_2	do przewodu śliz-gowego H_3	m	n	łuku średniego R	łuków bocznych r	w świetle	w pędzeniu			
NR—0,6	jednotorowe	1950	2050	1800	—	250	740	2200	250	3,5	3,8	500—600	ręczny lub konny	0,32; 0,38; 0,6
NA—0,6	„	2100	2150	1820	—	250	806	2400	300	3,9	4,2	600	elektro wozami	0,38; 0,6
NA—1,0	„	2400	2150	1830	—	250	806	2700	300	4,5	4,9	600—750	„	od 0,38 do 1,2
NT—0,6	„	2100	2500	2210	2000	250	806	2400	300	4,7	5,1	600	„	0,6 i 0,8
NT—0,8	„	2250	2500	2210	2000	250	800	2550	300	5,1	5,4	600	„	0,6 i 0,8
NT—1,0	„	2400	2500	2210	2000	250	806	2700	300	5,4	5,9	600—750	„	0,8; 1,0 i 1,2
2 NR—0,32	dwutorowe	2100	2100	1800	—	250	250	2400	300	3,9	4,2	500—600	ręczny lub konny	0,32
2 NR—0,6	„	2650	2100	1800	—	250	280	3000	350	4,8	5,1	600	„	0,38 i 0,6
2 NA—0,6	„	3250	2250	1850	—	250	712	3700	400	6,3	6,8	600	„	0,6
2 NA—0,8	„	3550	2250	1840	—	250	700	4000	450	6,9	7,3	600	„	0,8
2 NT—0,6	„	3250	2600	2210	2000	250	712	3650	400	7,4	7,9	600	„	0,6
2 NT—0,8	„	3550	2600	2210	2000	250	700	4000	450	8,0	8,6	600	„	0,8
2 NT—1,0	„	3850	2650	2210	2000	250	712	4350	500	8,8	9,4	750	„	0,8; 1,0, 1,2

Otrzymane wymiary wyrobiska w świetle obudowy powinny być sprawdzone według warunków przewietrzania z uwzględnieniem tego, że prędkość ruchu powietrza w wyrobiskach powinna być nie większa jak 6 do 8 m/sek.

W tablicach 39 i 40 podano zasadnicze wymiary typowych przekrojów wyrobisk górniczych z obudową drewnianą (rys. 257) i bez obudowy (rys. 258) dla kopalń metali kolorowych o wydobyciu rocznym od 50 do 700 tysięcy ton.

§ 124. ILOŚĆ OTWORÓW STRZAŁOWYCH, ICH GŁĘBOKOŚĆ I ROZMIESZCZENIE W PRZODKU

Prędkość prowadzenia wyrobisk poziomych zależy od prawidłowego wyboru ilości i głębokości otworów strzałowych, jak również od sposobu rozmieszczania ich w przodku.

Ilość otworów strzałowych zależy od fizyko-mechanicznych właściwości skał, od powierzchni i kształtu przekroju poprzecznego wyrobiska i od innych czynników.

W celu określenia niezbędnej ilości otworów strzałowych na powierzchnię czoła przodka, czyli tzw. obwiertu, w literaturze naukowej są znane wzory prof. M. Protodiakonowa (1926 r.), prof. A. Suchanowa, doc. N. Miszczenki (1933 r.) i innych.

Niżej podaje się niektóre najbardziej znane wzory, stosowane dla określenia ilości otworów strzałowych:

1. wzór prof. M. Protodiakonowa:

$$n = \left(\sqrt{0{,}2\,f} + \frac{1}{\sqrt{S}}\right)^2$$

i

$$n = 2{,}7\sqrt{\frac{f}{S}},$$

gdzie: n — ilość otworów strzałowych na 1 m^2 powierzchni przodka;
f — współczynnik zwięzłości skał;
S — powierzchnia przodka;

2. wzór prof. A. Suchanowa:

$$n = 1{,}67 + 0{,}17\,f - S\,(0{,}003\,f + 0{,}027);$$

3. wzór doc. N. Miszczenki:

$$n = 2{,}487 + 0{,}143\,f - S\,(0{,}134 + 0{,}001\,f).$$

Zestawienie wyników obliczeń według tych wzorów z obecnymi danymi w praktyce daje zwykle zwiększoną ilość otworów strzałowych. Dlatego zaleca się ustanawiać ilość otworów strzałowych w każdym przypadku na podstawie praktycznych wyników i doświadczeń.

W celu sprawdzenia prawidłowości wybranego obwiertu można korzystać również z następującego wzoru empirycznego, sprawdzonego na przykładach obecnej praktyki w górnictwie rudnym:

$$N = 2\sqrt{f \cdot S}, \qquad (30)$$

gdzie: N — ilość otworów strzałowych w przodku;
f — współczynnik zwięzłości skał;
S — powierzchnia przekroju poprzecznego przodka w m^2.
Albo według wzoru N. Pokrowskiego:

$$N = \frac{0{,}9\, q \cdot S}{\gamma}, \tag{31}$$

gdzie: q — zużycie materiałów wybuchowych na 1 m^3 skały w caliźnie, w kg;
S — powierzchnia przekroju poprzecznego wyrobiska, w m^2;
γ — ilość materiałów wybuchowych na 1 mb otworu strzałowego, w kg.

Wzór podany może być stosowany wtedy, gdy są dostateczne dane o zużyciu materiałów wybuchowych dla oderwania 1 m^3 skały.

Głębokość otworów strzałowych. Na wybór głębokości otworów strzałowych wpływa cały szereg czynników technicznych i organizacyjnych, a przede wszystkim wymiary poprzeczne wyrobiska, właściwości skał, rodzaj sprzętu wiertniczego i organizacja robót.

Zwykle głębokość otworów strzałowych przy prowadzeniu wyrobisk poziomych wynosi 1,4 do 2,5 m.

Obecna praktyka stachanowska wymaga przejścia na głębsze otwory strzałowe.

Jednakże, pomijając wyższość głębokich otworów strzałowych, w wielu przypadkach, a szczególnie przy prowadzeniu wyrobisk w skałach zwartych, jest celowe przyjmować głębokości otworów strzałowych nie większe jak 1,4 do 2,5 m. Jest to połączone z koniecznością wyboru cyklu robót najracjonalszego z punktu widzenia szybkości ich postępu.

Wykażemy, że przejściu na głębokie otwory strzałowe nie zawsze towarzyszy podwyższenie szybkości prowadzenia wyrobisk. Np. przy prowadzeniu w USA sztolni o szerokości 2,8 m przy głębokości otworów strzałowych równej 3 m w ciągu miesiąca przebito (przy wszystkich pozostałych warunkach równych) 135,9 m, a przy głębokości otworów równej 2 m aż 163,5 m. Osiągnięcie zwiększenia szybkości w drugim przypadku było możliwe dzięki przejściu na trójcykliczny wykres pracy na dobę.

Przy określaniu głębokości otworów strzałowych prof. Suchanow zaleca korzystać z następującego wzoru:

$$l = \frac{B}{4 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{4}}, \tag{32}$$

gdzie: B — szerokość wyrobiska w m;
α — kąt nachylenia środkowych otworów strzałowych.

W praktyce amerykańskiej głębokość otworów strzałowych określa się z warunku:

$$l = 0{,}5 \text{ do } 0{,}7\ B \tag{33}$$

Stroną ujemną tych wzorów jest to, że nie uwzględnia się w nich zmian w warunkach organizacyjnych i w rodzaju sprzętu stosowanego przy prowadzeniu wyrobisk.

Wychodząc z przyjętego czasu trwania cyklu w godzinach T i z ogólnej organizacji robót przyjętej przy prowadzeniu wyrobisk autor zaleca przyjmować głębokość otworów strzałowych z następującego wzoru:

$$l = \frac{T - 1}{\frac{N}{mv} + \eta \frac{a \cdot S}{K \cdot p}}, \tag{34}$$

gdzie: l — głębokość otworów strzałowych w m;
T — czas trwania cyklu w godzinach;
N — ilość otworów strzałowych obwiertu;
m — ilość wiertarek pracujących jednocześnie w przodku;
v — wydajność wiertarki w ciągu 1 godziny ogólnego czasu wiercenia w mb;
K — ilość robotników zatrudnionych przy usuwaniu skały lub ilość mechanizmów załadowczych;
p — wydajność pracy jednego robotnika lub maszyny załadunkowej w ciągu jednej godziny ogólnego czasu pracy w m^3;
S — przekrój wyrobiska w m^2;
η — współczynnik wykorzystania otworu strzałowego;
a — współczynnik odrzutu skały przy odstrzale (ten ostatni przyjmuje się jako równy 0,4 do 0,5 dla odrzutu przez wybuch skały od przodka i odciągnięcia tejże zgarniarką; 0,55—0,75 dla wiercenia z kolumny poziomej; 0,2—0,3 przy pracy w dwóch przodkach).

WSPÓŁCZYNNIK WYKORZYSTANIA OTWORÓW STRZAŁOWYCH

Oderwanie skały od calizny na całkowitą głębokość otworów strzałowych rzadko się zdarza w praktyce.

Część głębokości otworu strzałowego nie jest wykorzystana i pozostaje w caliźnie w postaci otworu o różnej głębokości.

Stosunek wyzyskanej głębokości otworu strzałowego do jego całej głębokości nazywa się współczynnikiem wykorzystania otworu strzałowego. Dla ładunku wydłużonego ciągłego współczynnik ten w zespole zwykle równa się 0,7 do 0,9. Przy ładunkach skupionym (kotłowym) i wydłużonym rozdzielanym współczynnik ten wynosi 0,95 do 0,98 a nawet 1.

Należy odróżniać współczynnik wyzyskania otworu strzałowego oraz współczynnik mocy użytecznej wybuchu zespołu otworów strzałowych. Ten drugi wynosi 0,8 do 0,85 i jest zależny od kąta nachylenia otworów strzałowych.

ROZMIESZCZENIE OTWORÓW STRZAŁOWYCH

Wybór schematu obwiertu, czyli założenia otworów strzałowych w przodku zależy od warunków zalegania skał przecinanych przez wyrobisko, jak jednorodność, struktura, kierunek szczelin itd., od wymiarów przekroju poprzecznego wyrobiska jak również od rodzaju sprzętu wiertniczego.

Za najracjonalniejszy należy uważać taki obwiert, który zapewnia:

1. najwyższy współczynnik wykorzystania otworu;
2. oderwanie skały po zaprojektowanym obwodzie;
3. wyłączenie przypadków wysadzania jednego otworu strzałowego przez drugi z wyrzuceniem nieodstrzelonego ładunku;
4. odrzut skupiony skały bez rozrzucenia jej po całym wyrobisku.

Otwory strzałowe wchodzące do obwiertu dzielą się na włomowe, ociosowe i pomocnicze.

W ł o m o w y m i nazywa się takie otwory strzałowe w obwiercie, które odrywają z przodka pewną objętość skały i odkrywają w przodku drugą obnażoną powierzchnię.

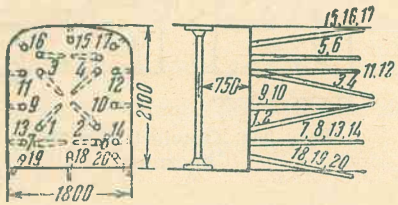
O c i o s o w y m i nazywa się takie otwory strzałowe w obwiercie, które służą do oderwania skały na obwodzie wyrobiska przy dwóch obnażonych powierzchniach oraz nadają temu wyrobisku ustanowiony kształt przekroju.

P o m o c n i c z e otwory strzałowe zakłada się pomiędzy otworami włomowymi i ociosowymi; zruszają one podstawową masę skały, rozszerzając objętość początkowego włomu i wspomagając pracę ociosowych otworów strzałowych.

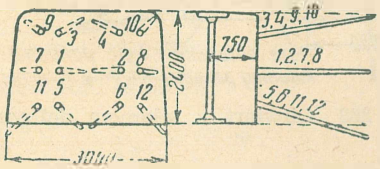
KLASYFIKACJA WŁOMÓW

Odróżnia się następujące rodzaje włomów: środkowy (włom Leinera), pionowy klinowy, poziomy klinowy, górny, dolny, dwustronny, szczelinowy i inne.

W ł o m ś r o d k o w y (centralny lub piramidalny) (rys. 259) jest stosowany w skałach zwięzłych bez szczelin przy prowadzeniu wyrobisk o przekroju od 4 m² i więcej. Stosunek przybliżony pomiędzy ilością



Rys. 259. Obwiert z włomem środkowym



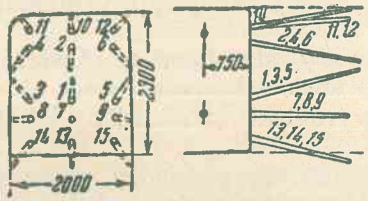
Rys. 260. Obwiert z pionowym włomem klinowym

otworów strzałowych włomowych, pomocniczych i ociosowych przedstawia się jak 1 : i : 3. Wiercenie odbywa się ręcznie lub z kolumn pionowych.

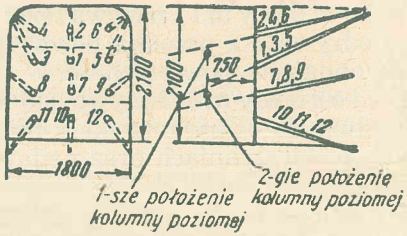
W ł o m k l i n o w y p i o n o w y (rys. 260) ma szerokie zastosowanie przy prowadzeniu wyrobisk o przekroju 6 m² i większym w skałach jednorodnych lub o szczelinowatości pionowej. Stosunek pomiędzy ilością otworów strzałowych włomowych, pomocniczych i ociosowych przedstawia się jak 1 : $^1/_2$: 2. Wierci się z kolumny pionowej z wozu wiertniczego.

Włom klinowy poziomy (rys. 261) stosuje się w skałach jednorodnych lub o szczelinowatości poziomej przy prowadzeniu wąskich wyrobisk. Stosunek pomiędzy otworami przedstawia się jak $1 : {}^1/_2 : 1{}^1/_2$. Wierci się z kolumny poziomej lub pionowej.

Włom górny (rys. 262) stosuje się w wyrobiskach o niewielkiej szerokości, wykonywanych w skałach o średniej zwięzłości szczelinowa-

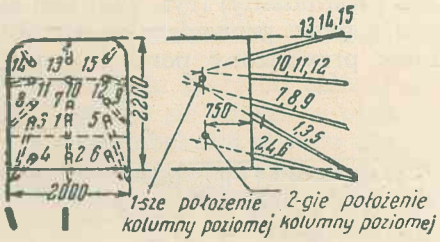


Rys. 261. Obwiert z poziomym włomem klinowym

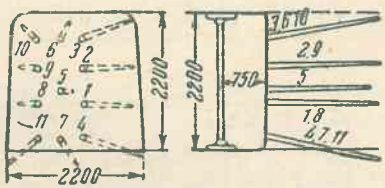


Rys. 262. Obwiert z włomem górnym

tych i uwarstwionych. Stosunek pomiędzy otworami strzałowymi włomowymi i ociosowymi jest jak 1 do 2. Wierci się ręcznie lub z kolumny poziomej z rozporami.



Rys. 263. Obwiert z włomem dolnym



Rys. 264. Obwiert z włomem bocznym

Włom dolny (rys. 263) stosuje się w przypadkach analogicznych, szczególnie jest dogodny, gdy uwarstwienie skał ma upad w kierunku przodka.

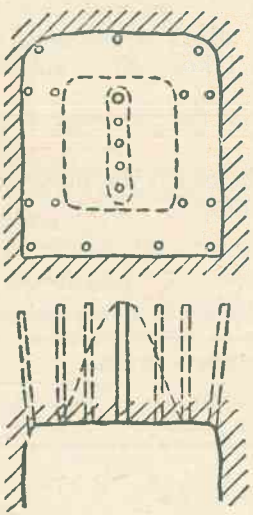
Włom boczny (rys. 264) stosuje się przy prowadzeniu wyrobisk po warstwach poziomych na upadzie stromym, jak również przy prowadzeniu wyrobisk na styku dwóch skał.

Włom szczelinowy (rys. 265) podany przez stachanowców dla prowadzenia wyrobisk poziomych i wznoszących się o niedużym przekroju w skałach średniej twardości.

Włom skupiony (kotłowy) — rys.266 stosuje się przy prowadzeniu wyrobisk w skałach twardych jednolitych. W celu utworzenia włomu w środku przodka wierci się dwa otwory strzałowe w odległości 30

do 35 cm jeden od drugiego, o głębokości w stosunku 2,5 : 4. Głęboki otwór ma ładunek skupiony.

Zwykle po uprzednim wyborze najodpowiedniejszego włomu i schematu obwiertu sprawdza się wynik za pomocą wiercenia i próbnego odstrzeliwania. Jeżeli sprawdzenie daje zadowalające wyniki odstrzału, opracowuje się ostateczny schemat obwiertu, który potem może ulec zmianie tylko w wyjątkowych przypadkach.

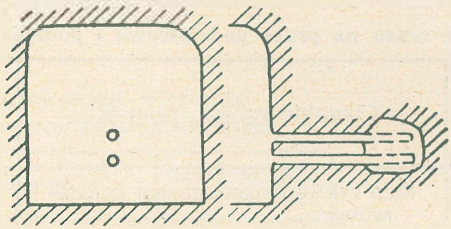


Rys. 265. Włom szczelinowaty

Przykład 1. Pędzi się wyrobisko o przekroju 4,5 m^2 w skałach o współczynniku zwięzłości $f = 10$ w następujących warunkach organizacyjno-technicznych.

1. Wierci się wiertarkami o wydajności godzinnej każdej 2 mb.
2. Skały usuwa się zgarniarką o wydajności 3,5 m^3/godz. Czas trwania cyklu przyjmuje się (włączając godzinę przerwy pomiędzy zmianami) 9 godzin. Określić ilość i głębokość otworów strzałowych w przodku, jeżeli:

$$\eta = 0{,}9;\ m = 2,\ \alpha = 1 \text{ i } K = 1.$$



Rys. 266. Włom skupiony

Ilość otworów strzałowych znajduje się z wzoru (30):

$$N = 2\sqrt{f \cdot S} = 2\sqrt{10 \cdot 4{,}5} = 14 \text{ otworów.}$$

Korzystając z wzoru (34) znajduje się głębokość otworów:

$$l = \frac{T - 1}{\frac{N}{mv} + \eta \frac{\alpha \cdot S}{K \cdot p}} = \frac{9 - 1}{\frac{14}{2 \cdot 2} + 0{,}9 \frac{1 \cdot 4{,}5}{1 \cdot 3{,}5}} = 1{,}7 \text{ m}.$$

W ten sposób wychodząc z założenia, że cykl będzie wykonywany w ciągu jednej zmiany, przyjmuje się głębokość otworów strzałowych na 1,7 m.

§ 125. WIERCENIE OTWORÓW STRZAŁOWYCH

Wydajność wiercenia otworów strzałowych powietrzem sprężonym zależy:

1. od fizyko-mechanicznych właściwości skał;
2. od mocy wiertarki;
3. od ciśnienia powietrza sprężonego;
4. od rodzaju narzędzia wiertniczego i innych.

Wiercenie otworów strzałowych w wyrobiskach poziomych, prowadzonych w skałach jednorodnych twardych oraz średniej przeciętnej twardości, wykonuje się zwykle wiertarkami ręcznymi lub też kolumnowymi.

Najbardziej rozpowszechnione spomiędzy nich są:

1. wiertarki kolumnowe typu KK-1 fabryki Kysztymskiej oraz typu PE i PS fabryki „Komunista";
2. wiertarki ręczne typu R-2 fabryki Kysztymskiej i typu PM i PB fabryki „Komunista".

Jako narzędzia wiertnicze mogą być stosowane: dłuta o ostrzach zaopatrzonych spiekami twardymi, ostrza hartowane i koronki wiertnicze zdejmowane.

Przy wierceniu odróżnia się pracę podstawową (zasadniczą) i pomocniczą.

W tablicy 41 podano przybliżony podział zużycia czasu na pracę zasadniczą i pomocniczą w różnych warunkach wiercenia.

Tablica 41

Zużycie czasu na prace podstawowe i pomocnicze przy wierceniu w procentach

Lp.	Charakterystyka czynności	Rodzaje wiertarek		
		ręczne	teleskopowe	kolumnowe
1	Sam czas wiercenia (praca podstawowa)	54	70	75
2	Ustawienie wiertarki, kolumny oraz przygotowanie do wiercenia (czynności przygotowawcze)	25	16	15
3	Zmiana dłut (prace pomocnicze)	8	8	5
4	Przedmuchiwanie i przepłukiwanie otworów strzałowych (prace pomocnicze)	7	—	5
5	Odpoczynek i inne	6	6	—
	Razem	100	100	100

Jednakże zwykle wydajność wiercenia na godzinę ogólnej pracy waha się od 20 do 80% czasu zużytego na samo wiercenie i przeciętnie wynosi 50 do 60%.

Praktyka pracy przodujących zespołów na kopalniach uralskich wykazuje, że jeżeli zastosować szereg środków zaradczych w celu usunięcia nieprodukcyjnych strat czasu, to czas zużyty na samą pracę można doprowadzić do 80 ÷ 90%.

W tablicy 42 przytoczono dane podziału czasu na pracę podstawową i pomocniczą u laureata premii Stalinowskiej tow. Jankina i jego naśladowców.

Prędkość postępu prowadzenia wyrobisk zależy również od ilości wiertarek pracujących równocześnie w przodku, poza tym postęp zależy od powierzchni przekroju wyrobiska i rodzaju wiertarki.

Tablica 42

Strata czasu na prace zasadnicze i pomocnicze przez tow. Jankina i innych

Charakterystyka czynności wiercenia	Czas na wykonanie czynności w %		
	Jankin	Najmuszyn	Gołubiatnikow
Praca zasadnicza	88,05	84,17	95
Praca pomocnicza	1,8	11,46	2,08
Nieprodukcyjna strata czasu	10,15	4,37	2,92

Według danych z praktyki N. Pokrowski zaleca przyjmować na jedną wiertarkę powierzchnię od 2 do 4,2 m^2 zależnie od sposobu ich ustawienia (tablica 43).

Prędkość wiercenia zwiększa się znacznie, jeżeli stosuje się posuwacze automatyczne i wierci się z płukaniem wodą i z zastosowaniem obniżaczy twardości skał.

Tablica 43

Wielkość powierzchni wiercenia w zależności od nastawiania wiertarki

Sposób wiercenia	Powierzchnia przeciętna m^2
Przy pomocy wozu wiertniczego	2 — 2,5
Z kolumny pionowej	2,5 — 3
Z kolumny poziomej	3 — 3,5
Przy wierceniu ręcznym	3,5 — 4,2

§ 126. POSUWACZE AUTOMATYCZNE

Posuwacze automatyczne powietrzne do wiertarek mają duże zastosowanie na kopalniach w ZSRR.

Jest bardzo dużo przeróżnych konstrukcji posuwaczy automatycznych jak Lubimowa, Boczarowa, Gołubniczego, Tuczyna, fabryki Kysztymskiej PK-1, fabryki „Komunista" TS, fabryki „Pneumatyka" i innych.

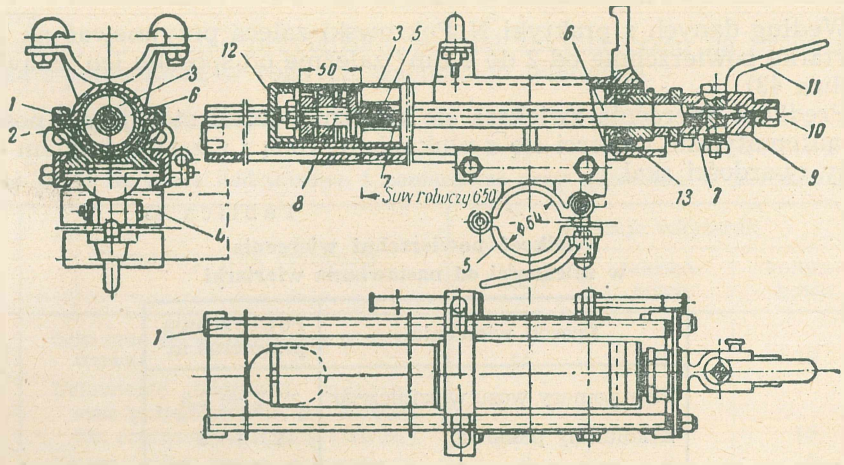
Najlepszym i najdoskonalszym posuwaczem automatycznym z wszystkich znanych konstrukcji jest posuwacz TS fabryki „Komunista", posiadający następującą charakterystykę techniczną: długość ogólna 1000 mm, wielkość suwu cylindra 650 mm, ciężar 30 kg, ciśnienie powietrza sprężonego 4,5 at.

Posuwacz automatyczny TS jest przeznaczony do drążenia wiertarkami typów NR-2, R-2, PM, PB, BM-17 i innych.

Posuwacz automatyczny typu TS (rys. 267) składa się z sanek *1* z wyżłobieniami dla karetki-podwozia *2* i cylindra pneumatycznego *3*.

W dolnej części sanek są wodziki pozwalające przesuwać saneczki naprzód i w tył w stosunku do uchwytu (chomąta) *4*. Uchwyt (chomąto) a razem z nim sanki z cylindrem pneumatycznym i wiertarkę umocowuje się na wsporniku kolumny lub wozu wiertniczego.

Do prawej (tylnej) części sanek *1* jest przymocowana śrubami belka poprzeczna *5* z trzonem rurowym *6*, w którym mieści się rurka *7* do podawania powietrza sprężonego do lewej części cylindra przez otwór w tłoku *8*, odpowiadający otworowi w rurce *7*. Tłok *8* składa się z pierścieni z kołnierzami skórzanymi ściągniętymi śrubą z nakrętką. Do belki poprzecznej *5* jest przyśrubowany dwudzielny zawór *9*. Włącza się i wyłącza rękojeścią *11*, co pozwala nadawać cylindrowi ruch w przód i w tył.



Rys. 267. Posuwacz automatyczny TS fabryki „Komunista"

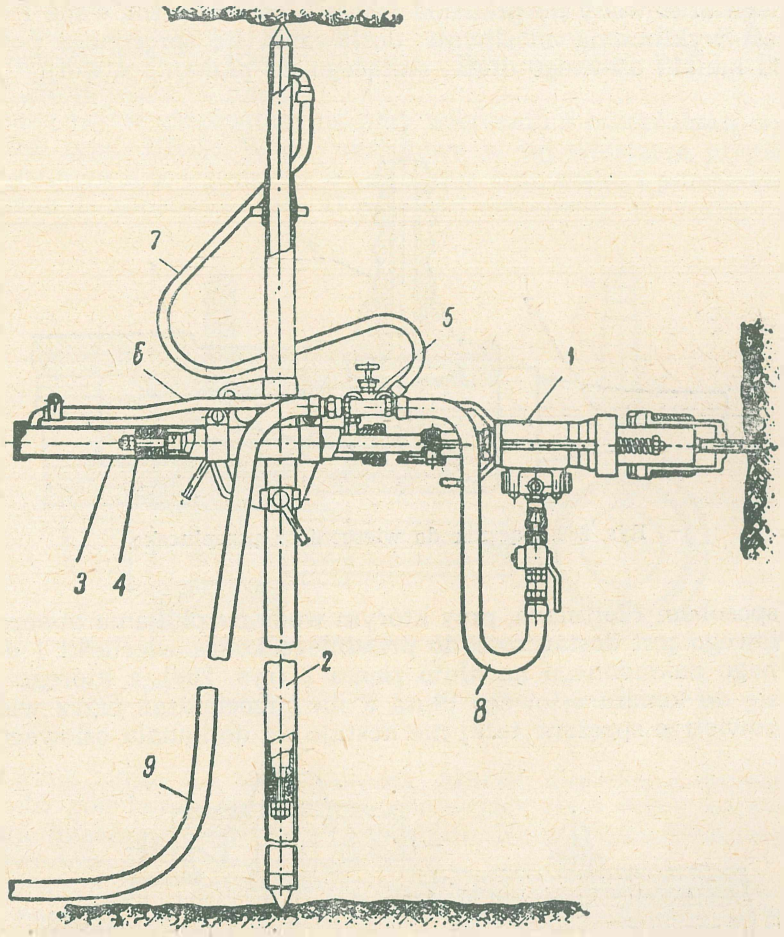
Cylinder pneumatyczny, do którego wchodzi tłok z trzonem z lewej strony, jest zamknięty pełną pokrywką *12*, a z prawej strony uszczelką *13*, w której znajduje się otwór dla przejścia trzonu.

Dla podawania powietrza do cylindra pneumatycznego *3* do kadłuba kranu *9* dołącza się wąż, którego drugi koniec za pomocą nasadki łączy się z wiertarką. Przy włączeniu posuwacza automatycznego sprężone powietrze kieruje się do rurki wewnętrznej *7* trzonu *6*, przez otwór w tłoku wchodzi do lewej części cylindra i ciśnie z jednej strony na pokrywkę *12* cylindra, a z drugiej na tłok. Prawa część cylindra (od strony tłoka) w tym czasie jest połączona przez kran z atmosferą. Ponieważ tłok jest przymocowany za pomocą poprzeczki do saneczek i jest nieruchomy, to pod wpływem ciśnienia powietrza sprężonego cylinder a razem z nim i podwozie z wiertarką zacznie stopniowo posuwać się naprzód. Prędkość posuwu podwozia odpowiada prędkości wiercenia otworu strzałowego.

Gdy cylinder zajmie skrajne lewe położenie, kran przełącza się i łączy kanał doprowadzający powietrze z przestrzenią pierścieniową pomiędzy trzonem *6* i rurką *7*. Powietrze sprężone z przestrzeni pierścieniowej

wchodzi przez otwór w trzonie 6 do prawej części cylindra i cisnąc na prawą pokrywkę cylindra z błoną łojową przesuwa go w położenie wyjściowe. Następnie zmienia się dłuto i cykl wiercenia powtarza się.

Ogólny widok ustawienia posuwacza automatycznego w przodku pokazano na rys. 268.



Rys. 268. Ustawienie posuwacza automatycznego w przodku:
1 — wiertarka; *2* — kolumna; *3* posuwacz; *4* — tłok posuwacza; *5* — zawór powietrzno-rozdzielczy; *6* — wąż posuwacza; *7* — wąż kolumny; *8* — wąż wiertarki; *9* — wąż do rurociągu powietrznego

Zaletą wiercenia z posuwaczem automatycznym jest ułatwienie pracy wiertacza i wydatne zwiększenie wydajności.

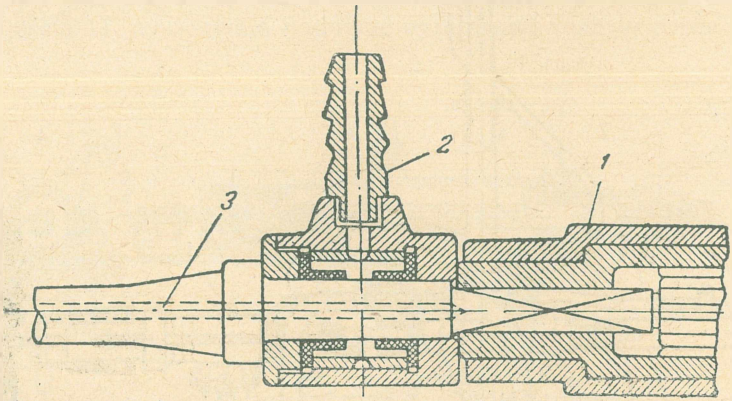
Wydajność wiercenia z zastosowaniem posuwaczy automatycznych według danych z praktyki jest wyższa od wiercenia ręcznego o 15 do 20%.

Wadą jest skomplikowana konstrukcja oraz trudność ustawienia w przodku.

§ 127. WIERCENIE OTWORÓW STRZAŁOWYCH Z PRZEPŁUCZKĄ

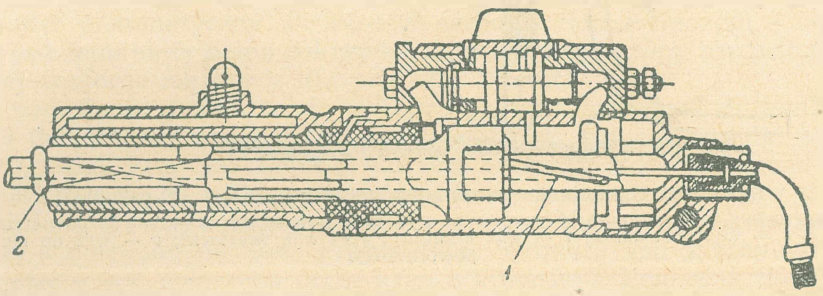
Praktycznie wiercenie otworów strzałowych z przepłuczką wykonuje się jednym z trzech sposobów:

a. sposobem południowo-afrykańskim („wiertarki bezpyłowe" Claymaks), polegającym na tym, że doprowadzenie powietrza sprężonego oraz wody do płukania jest w wiertarce izolowane i dlatego jest wykluczona możliwość dostawania się sprężonego powietrza do kanału osiowego dłuta, służącego do płukania otworu;



Rys. 269. Łącznik do wiercenia z przepłuczką

b. sposobem Flottmana, przy którym woda do płukania otworu strzałowego jest dostarczana do przedniego końca wiertarki *1* do osobnego nakładanego na dłuto złącza *2* (rys. 269), z którego dostaje się do kanału osiowego dłuta *3* nie przechodząc przez wiertarkę; powietrze sprężone tutaj nie dostaje się do kanału osiowego dłuta;



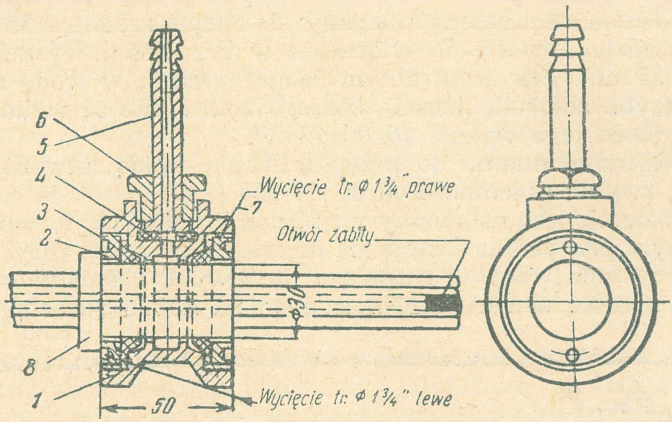
Rys. 270. Urządzenie przepłuczkowe w wiertarce

c. sposobem zwykłym, przy którym woda dostaje się przez rurkę *1* przez wiertarkę do kanału osiowego dłuta *2*, i do tegoż kanału osiowego dłuta częściowo wchodzi powietrze sprężone (rys. 270).

Praktyka wykazuje, że obydwa ostatnie sposoby mogą być łatwo zastosowane na kopalniach bez zmiany istniejących wiertarek. Co się tyczy pierwszego sposobu, to wymaga on przejścia fabryk na sporządzenie wiertarek nowych konstrukcji. Zaznaczyć należy, że wprowadzenie do ruchu wiertarek z osobnym dostarczaniem powietrza sprężonego i wody może wydatnie obniżyć tworzenie się pyłu przy wierceniu.

Z wiertarek wytwórczości radzieckiej urządzenie do wiercenia z przepłuczką mają maszyny typów NR-2 fabryki Niewjańskiej; R-2 fabryki Kysztymskiej; UP-1 i BM-25 fabryki „Pneumatyka", PM i „Pobieda" fabryki „Komunista" i inne.

Wysoką jakość eksploatacyjną przy wierceniu z przepłuczką wykazuje wiertarka typu NR-2. Woda płuczkowa w tej wiertarce płynie rurką wodną gwintowaną, wstawioną do sworznia śrubowego i przechodzi przez tłok i trzon do końcówki dłuta. U rękojeści umocowuje się rurkę korkiem.



Rys. 271. Łącznik nasadka do wiercenia z przepłuczką

Gwintowana rurka ma uszczelniający krążek gumowy i dlatego woda przechodzi pod korek przez rowki znajdujące się z boku korka, gdzie następuje mieszanie się wody z powietrzem. Najmniejsza średnica otworu rurki gwintowanej wynosi 4 do 4,8 mm.

Łączniki-nasadki można łatwo dostosować do dowolnego typu wiertarek. Łącznik nasadza się na końcówkę dłuta niezależnie od kadłuba wiertarki. Przy pracy ślizga się on po końcówce na przodzie wiertarki nie przeszkadzając obrotowi dłuta.

Jedno takie urządzenie, mianowicie łącznik „Rekord" w kształcie nasadki, pokazano na rys. 271. Nasadka składa się z kadłuba aluminiowego *1*, dwóch pierścieni dociskowych *2* i *7* i dwóch kołnierzy skórzanych *3*, króćca *5* z nakrętką *6* i z przekładki *4*. Nasadkę nakłada się w taki sposób na dłuto, uwzględniając kierunek jego obrotu, ażeby pierścienie dociskowe nie mogły się rozsunąć podczas pracy. Aby nasadka była mocno osadzona na dłucie, oraz aby otwory wodne nasadki i dłuta się nakrywały, dłuto jest zaopatrzone w nakładkę z brzegiem, która wchodzi w otwór nasadki. Oprócz tego pomiędzy obrzeżem *8* i końcówką (wsta-

wioną do gniazda panewki zwrotnej wiertarki) daje się pierścień 50 mm o średnicy 30 mm.

Do regulowania ilości wody płuczkowej do dłuta służy zawór znajdujący się pomiędzy wężem pomocniczym a rurociągiem głównym. Ciężar łącznika „Rekord" wynosi 450 do 700 g.

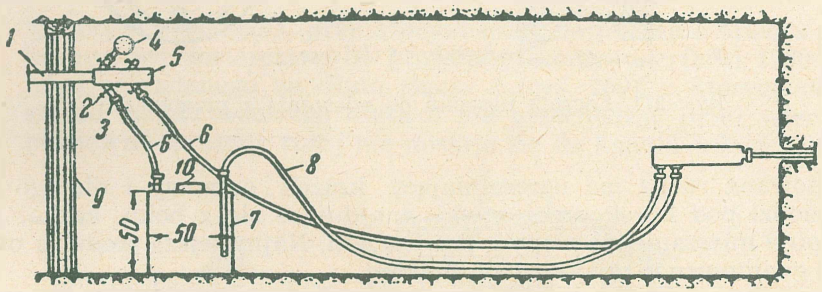
Doprowadzenie wody do przodka przy wierceniu z przepłuczką odbywa się kilkoma sposobami:

1. za pomocą stałego wodociągu, prowadzonego z powierzchni w szybie i w innych wyrobiskach górniczych obok rurociągu powietrznego;
2. za pomocą zbiorników drewnianych lub żelaznych o dużej pojemności, ustawianych na górnym poziomie i połączonych z siecią wodną obsługującą zespół wiertarek;
3. za pomocą indywidualnych zbiorników o niedużej pojemności, ustawianych w przodku i obsługujących jedną lub dwie wiertarki.

Do urządzenia sieci wodnych stosuje się rury o średnicy 38 do 50 mm. Dla doprowadzenia wody do wiertarek w przodkach wystarczają rury o średnicy 25 mm. Przy centralnym zaopatrywaniu w wodę urządza się w pobliżu szybu zbiornik (basen), którego boki i dno są wykonane z betonu; pojemność jego wynosi 10 do 12 m^3.

Zbiorniki indywidualne do przepłukiwania wodą otworów wiertniczych mają zwykle pojemność od 80 do 250 l.

Jeżeli zbiornik jest ustawiony na poziomie górnym, to woda tak jak i w pierwszym przypadku dostaje się do wiertarek przez rury pod ciśnieniem ciężaru słupa wody w rurociągu pionowym. Ciśnienie wody reguluje się za pomocą zaworu umieszczonego na końcu rurociągu.



Rys. 272. Zbiornik do wiercenia z przepłuczką:
1 — sieć powietrzna; *2* — zawór; *3* — łącznik; *4* — manometr; *5* — pająk; *6* — wąż powietrzny; *7* — zbiornik; *8* — wąż wodny; *9* — stojak; *10* — otwór do wlewania cieczy

Przy ciśnieniu wody według manometru 2,5 do 3 at z wodnej (nagwintowanej) rurki wiertarki o średnicy 4,5 do 4,8 mm bije strumień wody o długości 1,75 do 2,5 m, co może służyć za wskaźnik regulacji dopływu wody. Ilość wody do przepłukiwania, dostającej się do otworu strzałowego przy normalnym systemie wiercenia, powinna wynosić około 3 l/min przy wiertarkach ręcznych i od 3 do 5 litrów przy wiertarkach na kolumnie (zależnie od ich ciężaru). Pojemność zatem zbiornika wystarcza na 1 do 2 godzin, co jest istotną wadą tego sposobu wiercenia.

Ilość powietrza wchodzącego do kanału osiowego dłuta powinna być

nie większa jak 0,057 m^3/min przy wiertarkach ręcznych i od 0,06 do 0,17 m^3/min przy wiertarkach na kolumnie.

Przy wierceniu z przepłuczką i pobieraniu wody z indywidualnych zbiorników ustawianych w przodku woda dochodzi do wiertarki za pomocą powietrza sprężonego. W tym celu od sieci powietrznej przez nasadkę do zbiornika z wodą jest doprowadzony giętki wąż, połączony z jednej strony ze zbiornikiem a z drugiej z wiertarką (rys. 272).

§ 128. OBNIŻACZE TWARDOŚCI SKAŁ PRZY WIERCENIU Z PRZEPŁUCZKĄ

Głównym zadaniem wody, jako cieczy płuczącej przy wierceniu, jest usunięcie zwiercin z otworu strzałowego i zwilżenie pyłu.

Jednakże znaczenie wody przy wierceniu na tym się nie kończy. Ciecz przy zwilżaniu ścian przodka przenika przez pory w tak zwaną „strefę przedzburzeniową" skał i osłabia ją, przez co ułatwia pracę narzędzia wiertniczego. Oprócz tego, przy wierceniu na sucho rozkruszone cząstki skały, szczególnie przy otworach strzałowych skierowanych pochyło lub w dół, tworzą „poduszkę" przeszkadzającą zagłębianiu się dłuta w skałę. Wprowadzenie do otworu wody płuczkowej sprzyja usunięciu tych cząstek i zwiększa skuteczność wiercenia. Prędkość wiercenia z przepłuczką w porównaniu z wierceniem na sucho według danych z praktyki jest większa o 50 do 70%.

W celu uaktywnienia działania wody płuczkowej dodaje się do niej rozczyny specjalnych substancji, zwanych o b n i ż a c z a m i zwięzłości (twardości) skał.

Skuteczność działania obniżaczy zwięzłości zależy od budowy skał i od stopnia mineralizacji wody płuczkowej. Obniżacze są bardzo skuteczne przy wierceniu w skałach drobnoziarnistych (skały kwarcowe), w których tworzą się łatwiej szczelinki przy uderzeniu dłuta. Na odwrót, w skałach lepkich skuteczność obniżaczy jest mniejsza.

Należy zauważyć przy tym, że zbyt wysoka koncentracja obniżaczy może obniżyć prędkość wiercenia.

Najbardziej znane obecnie są następujące obniżacze:

Rodzaj obniżacza	Koncentracja %
Chlorek aluminium (glinu) $AlCl_3$	0,02 do 1,0
Węglan sodu Na_2CO_3	0,05 „ 0,5
Sól warzona NaCl	0,2 „ 1,0
Chlorek magnezu $MgCl_2$	0,1 „ 0,8
Mydło naftowe	0,02 „ 1,0

Rozczyny obniżaczy przyrządza się w sposób następujący:

Przy obniżaczach posiadających właściwości higroskopijne (chlorek glinu, chlorek magnezu) należy uprzednio przyrządzić nasycone roztwory tych soli.

Nasycony roztwór chlorku glinu zwykle przygotowuje się w zbiorniczku drewnianym z pokrywką o pojemności 40 do 50 l. Proszek odczynnika wsypuje się niedużymi porcjami do zbiorniczka napełnionego w 3/4 wodą ciepłą, następnie miesza się drewnianym mieszadłem w ciągu 1 do 2 godzin.

Dodawanie odczynnika należy przerwać, gdy tylko na dnie zauważy się osad nierozpuszczalny. W celu ochrony od pary chlorowodoru trzeba koniecznie nakładać maskę przeciwgazową lub aparat oddechowy oraz rękawice.

Rozczyny do wiercenia o małej koncentracji otrzymuje się przez dodanie nasyconego rozczynu obniżacza do zbiornika z wodą przepłuczkową.

W tablicy 44 podano ilości dodawanego rozczynu nasyconego w litrach w celu otrzymania 100 l obniżacza o małej koncentracji.

Tablica 44

Koncentracja obniżaczy zwięzłości skał

Koncentracja przygotowywanego rozczynu	Rodzaj obniżacza	Koncentracja %				
		0,01	0,1	0,25	0,5	0,75
Ilość dodawanego rozczynu na 100 l wody przy 20C, w l	$MgCl_2$	0,022	0,22	0,55	1,10	1,65
	$AlCl_3$	0,024	0,24	0,60	1,20	1,80

Obniżacze o słabej koncentracji z soli warzonej i sody kalcynowanej przygotowuje się bezpośrednio na miejscu pracy przed ich użyciem.

Szczególna staranność jest niezbędna przy sporządzaniu rozczynu obniżacza z mydła naftowego. Woda twarda przed rozpuszczeniem w niej mydła naftowego powinna być zmiękczona przez dodanie do niej sody kalcynowanej w ilości od 0,25 do 0,5%.

Przy ześrodkowanym zaopatrywaniu w wodę rozczyny obniżaczy dodaje się do wody przepłuczkowej bezpośrednio do zbiorników, a przy zasilaniu płukania ze zbiorników w czasie ich napełniania wodą.

Wiercenie z przepłuczką i z zastosowaniem obniżaczy twardości wypada na 1 t rudy taniej o 0,25 do 0,40 rubla w porównaniu z wierceniem na sucho. Zastosowanie obniżaczy twardości zwiększa prędkość wiercenia o 30 do 40% w porównaniu z przepłukiwaniem samą wodą. I tak, na kopalni „Stepniak" przy wierceniu z przepłuczką rozczynem chlorku glinu osiągnięto zwiększenie prędkości o 28 do 40%; przy tymże obniżaczu twardości na kopalni im. Frunze prędkość zwiększyła się o 40%, na szybie A 6 (Kizieł) o 35%, na szybie im Kominternu (Krzywy Róg) o 35 do 50%. Zastosowanie mydła naftowego na kopalni Nikitowskiej zwiększyło prędkość wiercenia o 38%.

● Ze względu na zdrowie górników, na zwalczanie krzemicy oraz na polepszenie warunków pracy i u nas należy jak najprędzej zastosować na robotach prowadzonych w kamieniu:

1. obowiązkowe wiercenie otworów strzałowych z przepłuczką wodą,
2. posuwacze automatyczne przy wiertarkach,
3. obniżacze twardości skał przy wierceniu otworów z przepłuczką.

Zastosowanie tych trzech czynników przy prowadzeniu wyrobisk zwiększy wydajność co najmniej o 100% w stosunku do wiercenia ręcznego na sucho oraz wpłynie dodatnio na polepszenie komfortu pracy. ●

§ 129. ŁADOWANIE I ODPALANIE OTWORÓW STRZAŁOWYCH

Przebieg ładowania i odstrzeliwania otworów strzałowych polega na wykonaniu następujących czynności: 1. na sprawdzeniu przodka i oczyszczeniu otworów ze zwiercin; 2. na załadowaniu otworów materiałem wybuchowym; 3. na zrobieniu przybitki; 4. na połączeniu przewodów obwodu strzałowego; 5. na odpaleniu otworów strzałowych; 6. na oględzinach przodka po wybuchu.

Ładowanie i odstrzeliwanie otworów strzałowych odbywa się sposobami i metodami opisanymi w rozdziale X.

Otwory strzałowe w wyrobiskach poziomych odpala się najczęściej sposobem elektrycznym od sieci lub od zapalarki. Zapalniki elektryczne łączy się szeregowo, rzadziej równolegle, również grupowo (szeregowo-równolegle).

Przeciętnie na załadowanie jednego otworu strzałowego włączając w to połączenie przewodów potrzeba około 2,5 do 3,0 minut. Odstrzelenie serii otworów strzałowych wymaga od 45 do 60 minut.

§ 130. SPOSOBY USUNIĘCIA UROBKU

Usuwanie urobku pochłania najwięcej pracy i jest najcięższą z robót. Na usunięcie urobku ręcznie przy prowadzeniu wyrobiska poziomego o przekroju 5 do 6 m^2 zwykle zużywa się 55 do 70% ogólnego czasu cyklu.

Przy prowadzeniu wyrobisk poziomych stosuje się trzy sposoby usuwania urobku:

1. ręczne za pomocą łopat;
2. zgarniarkami;
3. ładowarkami.

Podstawowym zadaniem pięciolatki w zakresie prowadzenia robót górniczych jest szerokie zastosowanie mechanicznego usuwania urobku.

§ 131. RĘCZNE USUWANIE UROBKU

Ręczne usuwanie odstrzelonej skały składa się: 1. z rozbijania dużych brył skały lub rudy; 2. obrywki ścian i stropu wyrobiska; 3. rozdrobienia skały przed jej załadowaniem; 4. załadowania urobku.

Czynności te wykonywa się ręcznie przy pomocy kilofów, klinów i łomów a niekiedy przy pomocy młotków mechanicznych. Na uprzątnięcie 1 m^3 skały (w caliźnie) zużywa się przeciętnie 15 do 30 minut zależnie od fizyko-mechanicznych właściwości skały.

Załadowanie urobku do wozów odbywa się łopatami.

Wydajność ręcznego ładowania zależy od wielu czynników, z których najważniejsze są: odległość przerzutu, wysokość wozu, rodzaj i budowa skały, węgla lub rudy, stan spągu wyrobiska przy ładowaniu i wielkość kawałków.

Zmniejszenie odległości przerzucania osiąga się przez zastosowanie wysuwanych końców szyn; wielkość kawałków reguluje się przez właściwy obwiert oraz przez wielkość ładunków w otworach strzałowych.

W celu ułatwienia usuwania urobku na spągu wyrobiska w przodku przed odstrzeleniem otworów układa się arkusze blachy żelaznej o wymiarach 0,5 × 1,2 lub 0,5 × × 1,5 m i o grubości 4 do 5 mm. Spąg wykłada się arkuszami na odległość 4 do 6 m od przodka. Ładowanie z blachy przyczynia się do zwiększenia wydajności przeciętnie o 25 do 30%.

Szerokość wyrobiska na jednego przodkowego robotnika przy usuwaniu urobku powinna wynosić nie mniej jak 0,75 do 1 m. Ręczne usuwanie urobku stosuje się przeważnie w wyrobiskach o niedużym przekroju poprzecznym.

Tablica 45

Normy ręcznego ładowania urobku do wozów

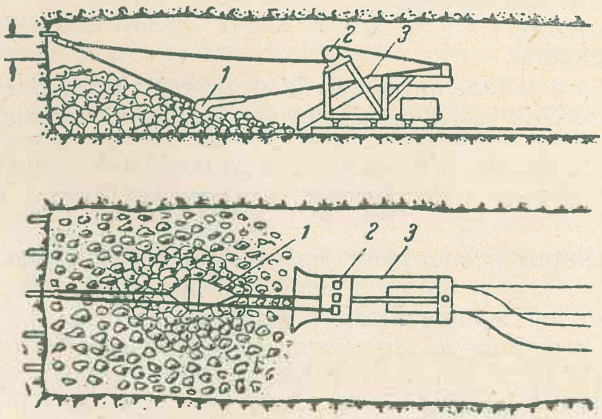
Sposoby ładowania	Ilość wozów na zmianę	
	pojemność 0,38 m³	pojemność 0,60 m³
Ze spągu	34	22
Z pokrycia drewnianego	40	25
Z pokrycia blachą	44	26

W tablicy 45 podano normy wykonania w ciągu 8-godzinnej zmiany ręcznego ładowania do wozów.

§ 132. UPRZĄTANIE MASZYNOWE UROBKU ŁADOWARKAMI

Roboty łopatami zastępują maszyny górnicze zwane zgarniarkami (scraperami)[1]) i czerparkami (ekskawatorami).

Czerparek używa się bardzo rzadko przy prowadzeniu wyrobisk.



Rys. 273. Ustawienie zgarniarki w przodku

Zgarniarki (ładowarki scraperowe). Ładowarka zgarniarkowa (rys. 273) jest to maszyna do ładowania składająca się ze zgarniaka *1*, kołowrotu zgarniarki *2*, pomostu ruchomego *3* i lin z krążkami. Zgarniarki bywają dwóch rodzai: zgrzebłowe *a* i skrzynkowe *b* (rys. 274).

[1]) Należy wymawiać „skrejpery".

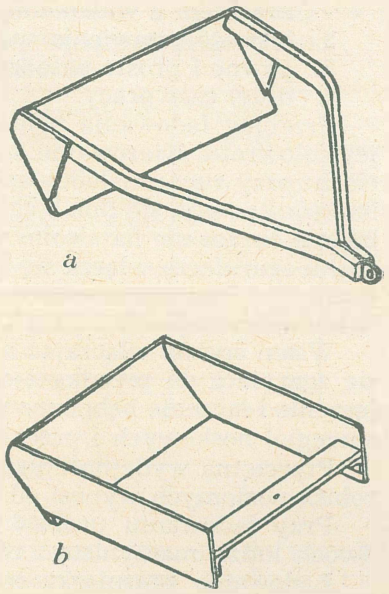
Są wykonane z blachy kotłowej o grubości 8 do 12 mm. Dla wysokości, szerokości i długości zgarniaków typu skrzynkowego przyjmuje się zwykle stosunek 1 : 2 : 3. Pojemność zgarniaka waha się zależnie od mocy kołowrotu w granicach od 0,2 do 0,5 m^3. Pojemność zgarniaka zgrzebłowego można znaleźć z wyrażenia:

$$Q = 0{,}56\, a \cdot b^2, \qquad (35)$$

gdzie: a — całkowita wysokość zgarniaka równa 0,5 p;
b — szerokość zgarniaka;
p — długość użyteczna zgarniaka.

Przy stosunku pomiędzy wysokością i szerokością $a : b = 1 : 1{,}8$ pojemność zgarniaka wyniesie.

$$Q = 2\, a^3. \qquad (36)$$



Rys. 274. Zgarniaki: a — zgrzebłowy i b — skrzynkowy

Pomost ruchomy zgarniarki robi się zwykle na wózku z płytą pochyloną, po której posuwa się naładowany zgarniak. Ładowanie wozów odbywa się przez otwór w poziomej części pomostu.

Liny zgarniarek mają średnicę 12 do 20 mm i sporządzane są z drutów o grubości 0,6 do 0,8 mm w ilości od 19 do 37 drutów. Czas pracy lin oblicza się na 2,5 do 3 miesięcy.

W czasie pracy liny zgarniarek niszczą się silnie i dlatego wymaga się od nich głównie giętkości (szczególnie dla liny końcowej) i wytrzymałości mechanicznej

Niszczenie liny można nieco zmniejszyć przez dobre smarowanie, prawidłowe ustawienie kołowrotu w kierunku drogi zgarniaka oraz zastosowanie do lin drutów z twardych gatunków stali. Linę do zgarniacza przyłącza się za pomocą zacisków lub na zwykły węzeł.


Rys. 275. Umocowanie w przodku krążków zgarniarki

W celu zawieszenia lin zgarniarki umocowuje się w przodku krążki wykonane z wysokogatunkowej stali. Średnica krążków wynosi 250 do 350 mm. Ogólny widok umocowania krążka zgarniarki w przodku pokazano na rys. 275.

Główne wymagania stawiane krążkom zgarniarek są następujące:

1. pewność pracy, wykluczająca możliwość zatarcia się liny pomiędzy krążkiem a widełkami;
2. łatwość ustawienia w przodku;
3. pewne i proste urządzenie do smarowania;
4. długi czas pracy.

Przebieg ładowania polega na manewrowaniu zgarniarką za pomocą jej kołowrotu. Kierowanie kołowrotem polega na następujących czynnościach: przy ruchu naładowanego zgarniacza włącza się się bęben roboczy, na który nawija się lina ciągnąca. W tym czasie drugi (wolny) bęben swobodnie obraca się na swoim wale zwijając linę zwrotną. Przy odwrotnym ruchu zgarniacza włącza się bęben do nawijania liny zwrotnej, gdy w tym czasie lina ciągnąca zwija się z wyłączonego i osadzonego luźnie na wale bębna roboczego.

W ten sposób włączając na zmianę to jeden, to drugi bęben, przeciąga się zgarniacz do przodka i odwrotnie do pomostu wyładunkowego. Rozłączenie i łączenie bębnów z wałem silnika odbywa się za pomocą ciernych sprzęgieł noskowych i przekładni.

Przeciętna wydajność usuwania urobku zgarniarką przy pędzeniu wyrobisk poziomych wynosi od 4 do 5 m^3/godz skały w caliźnie.

Przy ładowaniu urobku lub skały zgarniarką zatrudnia się zwykle dwóch ludzi: maszynistę i robotnika do ładowania skały w przodku.

Ładowanie zgarniarką może być stosowane w wyrobiskach o przekroju poprzecznym 3 m^2 i więcej. Nie wymaga ono dużych nakładów kapitalnych i daje stosunkowo wysoką wydajność.

Charakterystykę techniczną niektórych typów zgarniarek podano w tablicy 46.

Tablica 46

Charakterystyka zgarniarek stosowanych w przemyśle górniczym ZSRR

Fabryka wytwórcza i typ	Długość mm		Szerokość mm			Wysokość mm		Podstawa sztywna
	w stanie roboczym	przy przesunięciu	maksymalnie	ramy	pierścieni	maksymalna	rozładowanie	
Fabryka „Światło Górnika" SG-10	4995	3160	1860	1160	600 900	1895	1318	900
Fabryka „Światło Górnika" SG-15	5010	3180	1890	1160	600 900	1810	1338	900
Fabryka „Komunista" (Krzywy Róg)	4175	—	2000	1250	750	1695	1300	1000
Sullivan (USA)	4500	3000	1650	—	600	1830	1250	900

Na zgarniarkach ustawia się kołowroty różnych typów.

Najbardziej wydajne i pewne w pracy są kołowroty typu LD krzyworoskiej fabryki „Komunista" i LU-15 fabryki charkowskiej „Światło Górnika".

Charakterystykę techniczną kołowrotów do zgarniarek podano w tablicy 47.

Tablica 47

Charakterystyka techniczna kołowrotów, wytwarzanych przez fabryki „Światło Górnika" i „Komunista"

Typ	Moc		Ilość obrotów na minutę	Moc ciągnienia kg	Wymiary skrajniowe mm			Prędkość m/sek		Ciężar kołowrotu kg
	KM	kW			długość	szerokość	wysokość	liny obciążonej	liny końcowej	
SZ-6	—	10	1000	1000	1210	1093	1320	1,0	—	—
LU-15	—	10	—	800	1325	930	820	1,0	1,40	820
LD	—	20	1000	1800	—	—	—	1,0	1,58	—
USA-10	13,6	10	1450	960	1363	1000	747	1,0	1,25	747

MASZYNY ŁADUJĄCE

Kopalniane maszyny ładujące dzieli się na:

1. maszyny bez urządzenia samozabierającego tzw. p o d a w a r k i;
2. maszyny z urządzeniem samozabierającym, czyli ł a d o w a r k i.

M a s z y n a p i e r w s z e g o t y p u jest ruchomym pochyłym przenośnikiem, którego jeden koniec znajduje się na poziomie spągu, a drugi jest podniesiony do poziomu ładowanego wozu.

W Związku Radzieckim podawarki tego typu wyrabiają fabryki im. Nikolskiego w Nowoczerkasku i „Światło Górnika" w Charkowie, głównie dla przemysłu węglowego.

W górnictwie rudnym pomimo prostej i taniej konstrukcji maszyn tych prawie się nie stosuje.

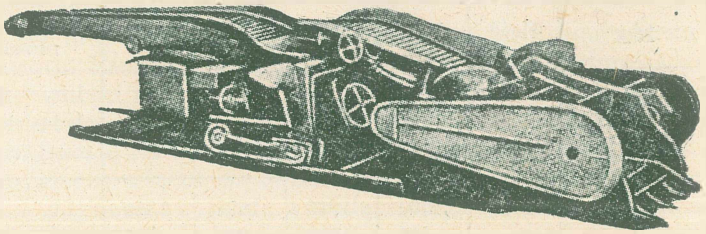
M a s z y n y t y p u d r u g i e g o dzieli się na trzy grupy:

1. ładowarki zabierakowe działające bez przerwy, typu np. Mayers-Wally, Yoy i inne;
2. ładowarki zasięrzutne czerpakowe ładujące do wozów, typu Eimco-Finley i inne;
3. ładowarki czerpakowe ładujące na przenośnik, typu Conway.

M a s z y n y t y p u M a y e r s - W a l l y (rys. 276) składają się z następujących części: wózka na kółkach do przesuwania po szynach; mechanizmu zgarniająco-zabierającego; dwóch przenośników zgrzebłowych, oraz silnika elektrycznego z reduktorem.

Zasada pracy ładowarki polega na tym, że zabierak uruchamiany przez mechanizm korbowodowy porusza się po linii eliptycznej, dzięki czemu, wznosząc się do góry, zabiera oddzielne kawałki skały. Siła, z jaką zęby zabieraka wrzynają się w skałę, równa się 1500 do 1800 kg, co zapewnia skuteczne zagarnianie urobku w grubych kawałkach. Przy dalszym ruchu zabieraka zagarnięty przez niego urobek dostaje się na przenośnik zgrzebłowy, którego dolna część odbiorcza jest umieszczona pod zabierakiem. Z pierwszego przenośnika urobek przesypuje się na drugi przenośnik a następnie do wozu.

Czas trwania jednego zagarniania wynosi 2,4 sek. Ażeby powiększyć promień działania mechanizmu zabierającego przy ładowaniu bez przesunięcia maszyny w poprzek wyrobiska, zabierak, mechanizm korbowodowy z napędem i pierwszy przenośnik zgrzebłowy są zmontowane na



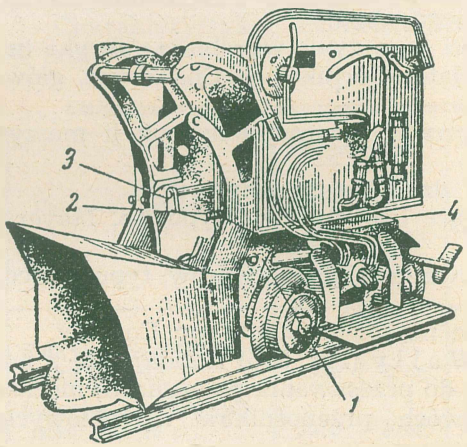
Rys. 276. Ładowarka Mayers-Wally

ramie zwrotnej umożliwiającej zwrot o 50^0 w obydwie strony od osi podłużnej, co zapewnia front załadunku do 5 m.

W celu przejścia przez nierówności spągu przewidziano możliwość podnoszenia mechanizmu zabierającego do 0,5 m.

Maszyną kieruje się za pomocą dźwigni kierowniczych znajdujących się na ramie wózka.

Według tego typu w Związku Radzieckim są budowane ładowarki w Toreckiej fabryce im. Woroszyłowa typu PB-1. Ładowarki te przy próbach na kopalniach dały dobre wyniki. Osiągnięta prędkość posuwu przodka wyniosła 100 do 120 mb miesięcznie.



Rys. 277. Ładowarka zasięrzutna PML-3 (Eimco)

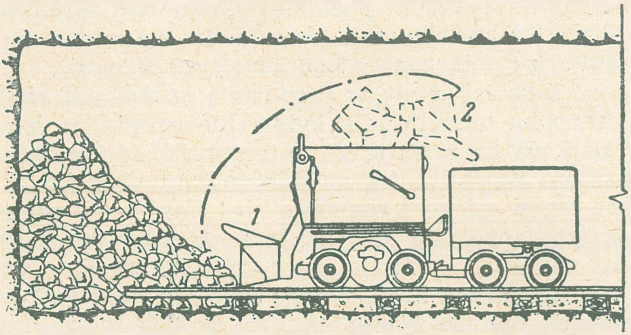
Ładowarki zasięrzutne jednoczerpakowe typu Eimco są budowane przez Kysztymską fabrykę mechaniczną, fabrykę „Komunista" w Krzywym Rogu, fabrykę Torecką im. Woroszyłowa i inne.

Ogólny wygląd maszyny przedstawiono na rys. 277.

Ładowarka tego typu składa się z następujących części; z podwozia *1* na kółkach do przesuwania po torze szynowym, z pomostu roboczego *2* mieszczącego się na kole zwrotnym o łożyskach kulkowych (maszyna pełnozwrotna); z kołyski *3* z urządzeniem czerpakowym; z urządzenia napędowego *4*, składającego się z dwóch silników powietrznych (jeden manewrowy do jazdy i ładowania czerpakiem oraz drugi do poruszania kołyski z czerpakiem i jego wyładowania).

Czerpak z urobkiem podnosi się za pomocą łańcucha nawijanego na bęben.

Zasada pracy ładowarki PML-3 polega na następujących czynnościach: Maszynę przesuwa się do przodka po szynach przy opuszczonym czerpaku (rys. 278); z tyłu przyczepia się do niej automatycznie wóz kopalniany. Ażeby naładować czerpak włącza się silnik ruchu manewrowego, przy czym czerpak nabiera urobek (położenie *1*). Gdy czerpak jest



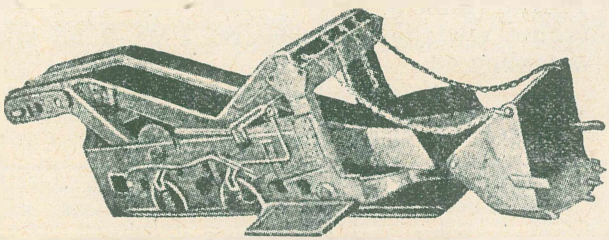
Rys. 278. Schemat pracy ładowarką PML-3

już napełniony urobkiem, włącza się za pomocą szybko działającego zaworu dławikowego silnik drugi w celu podniesienia czerpaka.

Przy nawijaniu łańcucha na bęben podnośny kołyska przechyla się, przy czym czerpak podnosi się do góry i rzuca urobek za maszynę do wozu (położenie 2). Czerpak wraca do położenia początkowego pod działaniem sprężyn i własnego ciężaru. Następnie powtarza się cykl ładowania.

Ładowarki Krzyworoskiej fabryki „Komunista" są dwóch typów: PML-1 i PML-3. Ta druga jest szeroko stosowana w górniczym przemyśle rudnym.

W 1941 firma Eimco-Findley oprócz istniejących typów maszyn powietrznych (nr 11 i 20) wypuściła na rynek nową maszynę z napędem elektrycznym. Ten model maszyny dla wygodniejszego ładowania jest



Rys. 279. Ładowarka typu Conway

zaopatrzony w przenośnik taśmowy, co pozwala na podstawienie pod załadunek kilku wozów.

Maszyna przenośnikowa typu Conway. Ładowarka tego typu (rys. 279) składa się z następujących części: 1. z przyrządu czer-

pakowego zabierającego; 2. z silnika z reduktorem; 3. z przenośnika zgrzebłowego; 4. z podwozia.

Ładowarka porusza się po torze szynowym.

Czerpak (łyżka) mechanizmu zabierającego jest zaopatrzony w zęby w celu lepszego zagłębienia się w urobek.

Czerpak jest związany zawiasami ze środkowym żłobem i może obracać się w dwóch płaszczyznach: poziomej i pionowej. Środkowy żłób jest związany zawiasami z kadłubem ładowarki. Do bocznym szczęk są umocowane dwa łańcuchy połączone z bębnami podnośnymi.

Czerpak może ładować skałę w przodzie i po bokach wyrobiska.

Wymiary czerpaka umożliwiają ładowanie urobku w kawałkach różnej wielkości Ładowarką pracuje się w ten sposób, że ładowarką z opuszczonym czerpakiem najeżdża się na odstrzelony urobek, wskutek czego czerpak wrzyna się w niego i napełnia się. Następnie włącza się bębny podnośne, na które zaczną się nawijać łańcuchy. W wyniku tego czerpak obracając się na zawiasach podnosi się do góry. Przy dalszym naciąganiu łańcuchów następuje podniesienie razem z czerpakiem żłobu środkowego, a ponieważ czerpak nie ma tylnej ścianki, urobek wysypuje się z niego do żłobu i dalej na przenośnik. Z przenośnika urobek idzie do wozów. Celem zwiększenia promienia działania czerpak i żłób środkowy można obrócić w stosunku do kadłuba maszyny o 50^0 w obydwie strony.

W Związku Radzieckim ładowarki tego typu marki UMP-1 wytwarza fabryka Anżerska na Syberii. Długość ładowarki 6,8 m, szerokość 1,78 m, wysokość 1,6 m (w czasie pracy 1,98 m), pojemność łyżki 0,15 m^3. Wydajność 30 do 40 m^3/godz, moc silnika 20,5 kW.

W praktyce prowadzenia wyrobisk poziomych najskuteczniejsze są ładowarki typu Eimco i Conway. Zastosowanie ładowarek typu Eimco jest celowe przy prowadzeniu wyrobisk o stosunkowo niedużym przekroju poprzecznym (5 do 8 m^2) przy planowanym postępie 100 do 120 mb miesięcznie.

Przy prowadzeniu wyrobisk o przekroju poprzecznym powyżej 8 m^2 i planowanym postępie 250 do 300 mb miesięcznie należy dawać pierwszeństwo ładowarkom typu Conway.

W kopalniach Uralu i Krzywego Rogu bardzo dobre wyniki dały ładowarki typu PML-3 (Eimco).

Dane praktyczne wydajności ładowarki PML-3 na kopalniach uralskich podano w tablicy 48.

Tablica 48

Wydajność ładowarek PML-3

Kopalnia	Pojemność wozu m	Czas załadowania wozu min	Czas załadowania 1 m skały min	Wydajność na zmianę m^3
Berezowska	—	—	—	20,3
Iwanowska	0,23	4	—	24,1
Blawińska	0,75	1,5	2—3	40,1

Na wydajność ładowania maszyną PML-3 ma wpływ w dużym stopniu wielkość brył skalnych. Najlepsze wskaźniki otrzymuje się przy wielkości brył nie większej jak 200 do 250 mm.

W tablicy 49 podano normy wzorcowe ładowania maszyną typu PML-3 przy równoczesnym obsługiwaniu kilku przodków.

Tablica 49

Normy wzorcowe ładowania ładowarką typu PLM-3, ton

Ilość przodków obsługiwanych	Pojemność wozów, m^3		
	0,38	0,6	0,8
1	52	56	63
2	47	52	59
3	43	47	55

Ładowarka typu Conway wykonana przez Kuźniecki Instytut Węglowy Naukowo-Badawczy przy ładowaniu rozkruszonej skały osiąga wydajność od 30 do 40 m^3/godz.

Wykonanie dużych robót w zakresie budowy nowych kopalń i rozwój przygotowawczych robót górniczych w istniejących przedsiębiorstwach wymaga zaprowadzenia na szeroką skalę mechanizacji, szczególnie czynności najbardziej pracochłonnych.

Ładowarki są najdoskonalszymi środkami mechanicznego usuwania urobku. Zapewniają one najwyższe szybkości prowadzenia wyrobisk, dużą pewność pracy i łatwość manewrowania. Do obsługi ładowarki potrzeba 2 do 3 ludzi.

§ 133. ATMOSFERA KOPALNIANA [1])

Suche powietrze atmosferyczne zawiera tlenu 20,94%, azotu 79%, dwutlenku węgla 0,04% oraz niewielką ilość gazów obojętnych, jak argon, neon, krypton i inne.

Powietrze atmosferyczne wchodząc do wyrobisk podziemnych podlega istotnym zmianom, a mianowicie: 1. zmienia się jego temperatura; 2. zwiększa się jego wilgotność i 3. zanieczyszcza się gazami wydzielającymi się ze skał lub otrzymywanymi przy strzelaniu, dalej bardzo drobnymi cząsteczkami pyłu zawieszonego w powietrzu kopalnianym i wreszcie oddechem ludzi zatrudnionych w kopalni.

Dlatego w powietrzu kopalnianym zawartość tlenu jest niższa niż w powietrzu atmosferycznym. Dolna granica zawartości tlenu w powietrzu wynosi 15 do 16% i wdychanie powietrza powoduje wtedy zaburzenia w działaniu organów (cięższy oddech, bicie serca, osłabienie), a przy obniżeniu tlenu do 12—14% wywołuje w organizmie zjawiska anoksemii, tzn. „głodu tlenowego". Przy porażeniu z powodu anoksemii człowiek wpada w stan podobny do upicia. Przy wdychaniu powietrza o zawartości tlenu 10 do 12% następuje nagła utrata przytomności i śmierć; aby ratować, należy dostarczyć natychmiast świeżego powietrza.

Lampa benzynowa gaśnie przy 17% tlenu, a acetylenowa przy 12%. Gaśnięcie lampy benzynowej jest ostrzeżeniem dla ludzi o niebezpieczeństwie grożącym ich życiu.

Dlatego radzieckie przepisy bezpieczeństwa wymagają, ażeby powietrze kopalniane na robotach górniczych zawierało co najmniej 20% tlenu według objętości i nie więcej jak 0,5% dwutlenku węgla, a w ogólnym prądzie, wychodzącym zawartość dwutlenku węgla (CO_2) nie powinna być wyższa od 1%. Zawartość tlenku węgla w powietrzu może wynosić 0,02% pod warunkiem, że ludzie mogą przebywać w wyrobiskach z taką koncentracją nie dłużej jak godzinę.

W celu utrzymania takiej ilości tlenu w powietrzu oraz celem rozrzedzenia w nim pary i gazów szkodliwych do granic koncentracji bezpiecznych dla ludzkiego organizmu wprowadza się świeże powietrze do robót podziemnych. Proces ten nazywa się przewietrzaniem kopalni, które może być naturalne lub sztuczne. Przewietrza-

[1]) Patrz na wstępie „Przedmowa".

nie naturalne nie wymaga żadnych urządzeń do tłoczenia lub ssania powietrza z kopalni. Do przewietrzania sztucznego używa się wentylatorów.

Gazy spotykane w kopalni są następujące: tlenek węgla (CO), dwutlenek węgla (CO_2), siarkowodór (H_2S), dwutlenek siarki (SO_2), dwutlenek azotu (NO_2), metan (CH_4).

Tlenek węgla (CO, tzw. „czad") jest gazem trującym, bez koloru i bez zapachu, lżejszym od powietrza. Powinowactwo czerwonych ciałek krwi z tlenkiem węgla jest 250 razy większe niż z tlenem. Źródłami wydzielania się tlenku węgla są pożary kopalniane i roboty strzelnicze. Oznaki zatrucia następują szybko już przy 0,1% jego zawartości w powietrzu. Tlenek węgla jest gazem palnym i dlatego tworzy z powietrzem mieszaninę wybuchową. Wykrywaczami czadu są zwierzątka (myszy, ptaki), u których zatrucie ujawnia się wcześniej niż u człowieka. Obecność CO wykrywa się również odczynnikami chemicznymi (detektorami), jak np. pięciotlenkiem jodu (I_2O_5), który w obecności CO zmienia swą barwę szarą na zieloną.

Ludzi zatrutych tlenkiem węgla trzeba natychmiast wynieść do prądu świeżego powietrza i robić im sztuczne oddychanie. Poszkodowanemu należy dawać czysty tlen dla ułatwienia oddychania.

Dwutlenek węgla (CO_2) gaz bez koloru ze słabo kwaśnym zapachem i smakiem jest cięższy od powietrza, dlatego zwykle zbiera się przy spągu wyrobisk. Oddychania i palenia nie podtrzymuje, jest szkodliwy dla zdrowia i w granicach do 3% działa drażniąco na błonę śluzową oczu, nosa i ust. Zawartość dwutlenku węgla w powietrzu kopalnianym wzrasta wskutek oddychania ludzi i zwierząt, świecenia lamp, gnicia drewna, robót strzelniczych i naturalnego wydzielania się ze skał, bądź przez powolny wypływ z bardzo małych i niewidocznych dla oka porów i szczelin, bądź przez obfity wypływ ze szczelin, bądź też przez nagłe wydzielanie się w postaci wydmuchu CO_2.

Nagłe wydzielanie się dużych ilości CO_2 zdarza się w kopalniach węgla na Dolnym Śląsku (Nowa Ruda, Wałbrzych) i jest groźne tak dla kopalni, jak i zatrudnionych w niej ludzi, gdyż wyrobiska nagle zostają wypełnione CO_2, przy czym wydmuchom gazu towarzyszy wyrzucenie dużych ilości (kilka tysięcy ton) bardzo drobnego pyłu węglowego, zasypującego chodniki na znacznej długości. Celem zabezpieczenia się przed CO_2 zaopatruje się ludzi na dole w aparaty oddechowe, które muszą mieć podczas pracy obok siebie w przodku wyrobiska. Odpalanie strzałów, wyzwalające wybuch CO_2 odbywa się spoza mocnych tam żelaznych, po usunięciu wszystkich ludzi z kopalni. Po strzałach zwykle następuje wypływ CO_2 w większych ilościach i dopiero po jego usunięciu przez przewietrzanie praca w przodku może odbywać się normalnie.

CO_2 w niewielkich ilościach od 1 do 2% tylko nieznacznie podwyższa intensywność oddychania; przy 3% intensywność oddychania zwiększa się dwa razy; przy 5 do 6% występują objawy szumu w uszach, szybszego oddechu i osłabienia; przy 8 do 10% zwykle człowiek traci przytomność. Lampa benzynowa gaśnie przy 5 do 6% CO_2, co jest ostrzeżeniem dla pracujących.

Dwutlenek siarki SO_2 występuje w kopalniach bardzo rzadko. Jest to gaz silnie trujący i drażniący bez koloru, o ostrym zapachu i smaku. Nie pali się i nie podtrzymuje palenia. Jest znacznie cięższy od CO_2. Zbiera się przy spągu wyrobisk. W styczności z błoną śluzową dróg oddechowych SO_2 zamienia się w kwas siarczany H_2SO_4, który niszczy tkanki. Tworzy się podczas pożarów i podczas robót strzelniczych w skałach o dużej zawartości siarczków.

Siarkowodór H_2S gaz bezbarwny silnie trujący i drażniący, ma smak słodkawy i charakterystyczny zapach zgniłych jaj. Zawartość H_2S w powietrzu w ilości 0,05% powoduje śmierć. Zatruwa krew i działa drażniąco na błonę śluzową i drogi oddechowe. Powstaje w wyniku gnicia ciał organicznych, przy strzelaniu i przez rozkład w wodzie pirytu, gipsu i innych minerałów.

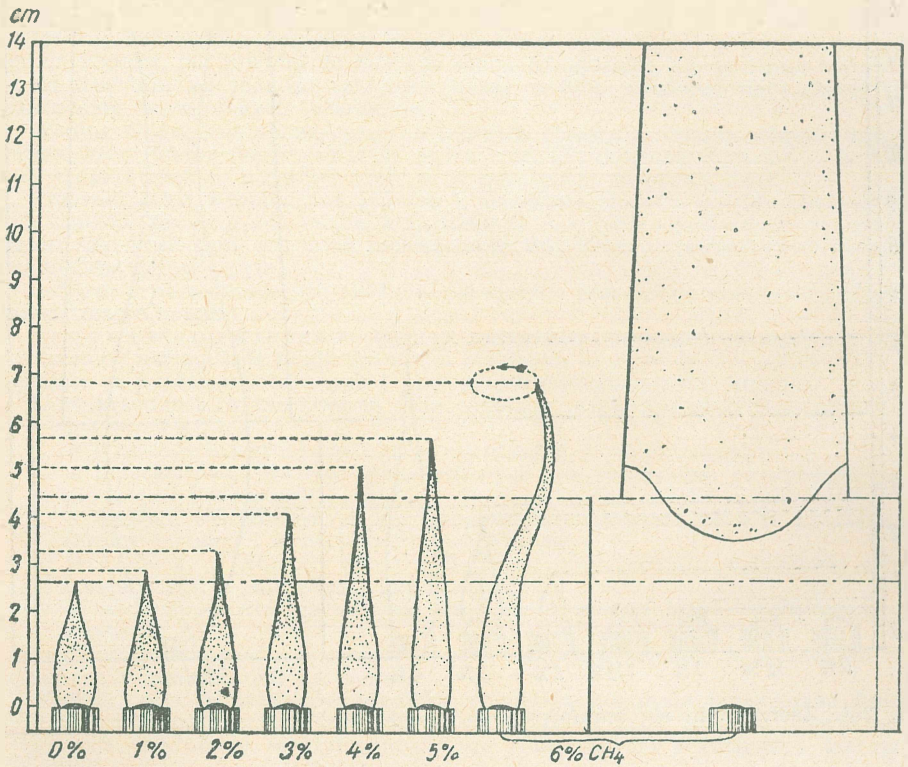
Dwutlenek azotu NO_2 gaz silnie drażniący błony śluzowe oczu, nosa, ust oraz dróg oddechowych i płuca. Przy zawartości 0,01 do 0,02% NO_2 jest niebezpieczny dla życia. Przy głębokim wdechu może nastąpić bardzo niebezpieczne oparzenie płuc, co grozi śmiercią. Powstaje przy strzelaniu materiałami wybuchowymi, zawierającymi nitroglicerynę. Toteż po wejściu do przodka po strzałach należy oddychać spokojnie i unikać gwałtownych ruchów. Zatrucie NO_2 może nie wystąpić w dniu zatrucia się, bo objawy wystąpią dopiero na drugi dzień. Często zatrucie takie kończy się śmiercią.

Metan CH_4 — gaz kopalniany, nie ma ani zapachu, ani smaku, jest bezbarwny i nietrujący, ale duszący. Jest prawie dwa razy lżejszy od powietrza (ciężar właściwy 0,55), wskutek czego zbiera się zawsze w górnych częściach wyrobisk, dlatego w kopalniach gazowych niebezpieczne są wyrwy i dzwony w stropie, jak również pędzenie wyrobisk (pochylń), szybików, dowierzchni (z dołu do góry).

Metan jest palny i tworzy z powietrzem mieszaninę wybuchową. Najsilniejszy wybuch następuje przy 9% metanu zmieszanego z powietrzem. Dolna granica wybuchu wynosi 5 do 6%, górna 14 do 16%.

$$\underset{\text{1 objętość}}{CH_4} + \underset{\text{10 objętości}}{2\,O_2 + 8\,N_2} = \underset{\text{9 objętości}}{CO_2 + 8\,N_2} + \underset{\text{2 objętości}}{2\,H_2O}$$

Z tego wzoru widać, że pełne spalanie się metanu lub największa siła wybuchu dla mieszaniny metanu z powietrzem jest określana stosunkiem 1 : 10. Teoretycznie najbardziej aktywna będzie mieszanina przy zawartości w niej metanu w objętości 1 : 11 według dokładniejszych obliczeń przy 9,5% metanu (przy mniejszej zawartości metanu w mieszaninie pozostaje nadmiar tlenu, a przy większej zawartości części metanu pozostanie niespaloną i siła wybuchu słabnie, ponieważ ciepło zużywa się na nagrzanie metanu lub nadmiaru tlenu).



Rys. 280. Zachowanie się pełnego płomienia lampy w atmosferze gazowej

Jednakowoż przy zapalaniu mieszaniny metanu z powietrzem przez iskry elektryczne najłatwiej zapala się mieszanina zawierająca 8,5% metanu.

W powietrzu o zawartości mniejszej od dolnej granicy CH_4 nie wybucha lecz spala się. Temperatura zapłonu wynosi około 700 C.

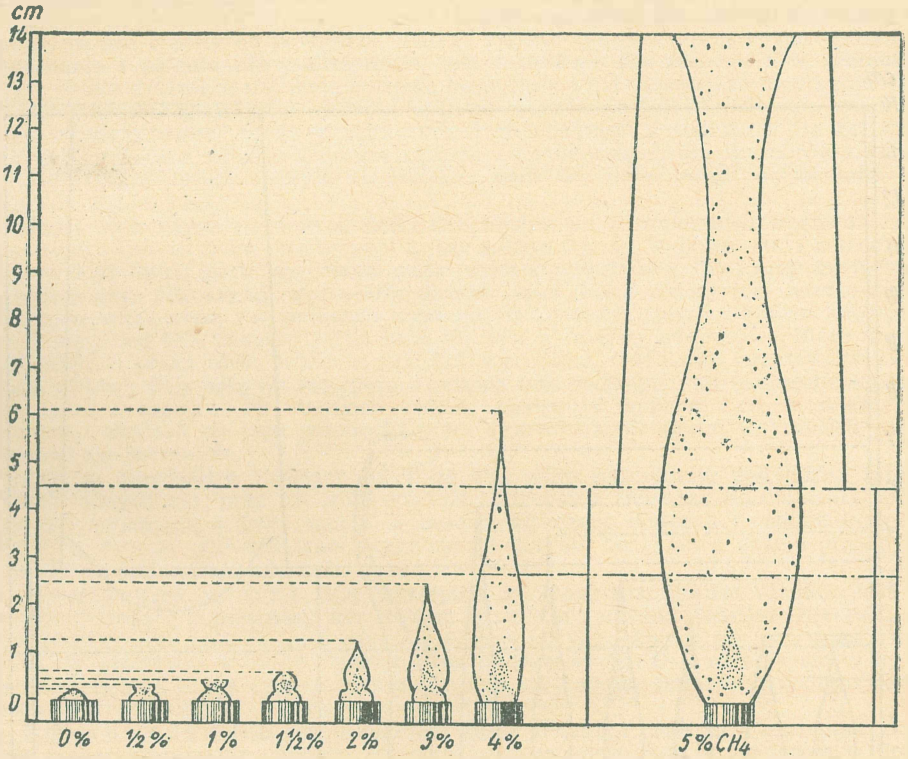
Po stwierdzeniu w wyrobisku obecności gazu powyżej 1% pracę należy przerwać i w myśl polskich przepisów bezpieczeństwa usunąć wszystkich ludzi z przodka oraz krzyżem z łat zagrodzić wszystkie dojścia (w ZSRR, gdy metan jest ponad 2%).

W przodku takim nie wolno prowadzić żadnych robót strzelniczych, nawet przy użyciu materiałów wybuchowych powietrznych, gdyż mogą łatwo zapalić metan i spowodować wybuch. W kopalniach gazowych, w których w prądzie wychodzącym stale stwierdza się ilość metanu powyżej 1% (Silesia) roboty strzelnicze są w ogóle zakazane.

Oznaczanie ilości CH_4 w powietrzu przeprowadza się albo za pomocą laboratoryjnej analizy chemicznej pobranej próby powietrza, albo na miejscu za pomocą benzynowej lampy bezpieczeństwa, co też najczęściej jest stosowane. Lampą tą bada się bądź przy pełnym jej płomieniu, bądź przy płomieniu zmniejszonym do wielkości groszka.

Przy badaniu pełnym płomieniem wydłuża się on zależnie od zawartości gazu w powietrzu, jak to uwidoczniono na rys. 280.

Przy badaniu zmniejszonym płomieniem powstaje dookoła niego błękitna aureola przy zawartości gazu od 1 do 5%, niewidoczna przy badaniu płomieniem pełnym.



Rys. 281. Zachowanie się zmniejszonego płomienia lampy w atmosferze gazowej

Jak widać z rysunku, przy zawartości CH_4 4,5 do 5% aureola (płomień) sięga pokrywy siatki, a więc może ją rozżarzyć i wywołać zapalenie gazu na zewnątrz lampy, która wtedy przestaje być bezpieczną.

Badanie płomieniem zmniejszonym jest dokładniejsze niż płomieniem pełnym i dlatego jest dosyć szeroko stosowane w praktyce.

Przy badaniu obecności gazu benzynową lampą bezpieczeństwa należy objąć dłonią zbiornik na dole i podnosić lampę powoli pionowo w kierunku stropu. Na-

chylenie lampy jest niebezpieczne, gdyż płomień może rozżarzyć jej siatkę i zapalić wskutek tego metan. Jeżeli przy podnoszeniu lampy stwierdzi się zawartość gazu około 3%, należy natychmiast lampę p o w o l i i o s t r o ż n i e o b n i ż y ć i przenieść do miejsca, gdzie nie ma gazu. Gdy lampa zostanie cała wypełniona płomieniem nie wolno gasić jej przez dmuchanie, ani nagle i raptownie wycofywać jej, należy ją natomiast ostrożnie i powoli opuścić i n i e d m u c h a j ą c n a n i ą szybko zgasić przez nakrycie siatki odzieżą, możliwie wilgotną lub takimiż szmatami.

Jeżeli lampa zgaśnie w czasie pomiaru gazu, nie należy jej zapalać w tym miejscu gdzie jest możliwe występowanie gazu, a trzeba odejść w miejsce bez gazu i tam ją dopiero zapalić.

P r ó b y p o w i e t r z a w k o p a l n i bierze się do analizy co pewien czas (1 do 6 miesięcy w myśl postanowień przepisów bezpieczeństwa). Najprostszym sposobem pobrania próby jest opróżnienie wypełnionej wodą butelki i zakorkowanie. Zwykle pobiera się próby do specjalnych pipet o pojemności od kilkuset cm^3 do 1 litra, zaopatrzonych z obu stron kurkami. Pipeta jest wypełniona wodą destylowaną, którą w miejscu brania próby, po uprzednim otworzeniu górnego kurka, wypuszcza się przez otworzenie dolnego. Na miejsce wody wchodzi powietrze.

§ 134. PRZEWIETRZANIE KOPALNI

Według radzieckich przepisów bezpieczeństwa ogólna ilość powietrza wchodzącego do kopalni, jak również do każdego osobnego oddziału, nie powinna być mniejsza od $3\ m^3/min$ na jednego człowieka licząc według założonej największej ilości jednocześnie zatrudnionych robotników.

Według dotychczas obowiązujących polskich przepisów bezpieczeństwa ilość powietrza, którą trzeba doprowadzić na głowę i minutę powinna wynosić: a. w kopalniach niegazowych co najmniej $2\ m^3$; b. w kopalniach gazowych $3\ m^3$.

Przewietrzanie kopalni jest jednym z najważniejszych i bardzo odpowiedzialnych działów prowadzenia ruchu kopalnianego, ponieważ niedbalstwo w przewietrzaniu (np. brak tam, ich duża nieszczelność itd.) może doprowadzić do katastrof i wybuchów gazów i pyłu.

Jednym z najważniejszych środków zaradczych jest dobre, sumienne i staranne przewietrzanie kopalni.

P r ę d k o ś ć p o w i e t r z a. Według radzieckich przepisów bezpieczeństwa są dopuszczalne następujące prędkości ruchu powietrza w wyrobiskach górniczych, obowiązujące w kopalniach czynnych i przy projektowaniu nowych kopalń:

1. w przodkach wybierkowych i na robotach przygotowawczych — nie więcej jak 4 m/sek;
2. w pozostałych wyrobiskach niewymienionych — niżej 6 m/sek;
3. w przecznicach głównych transportowych i w chodnikach wentylacyjnych — nie więcej jak 8 m/sek;
4. w szybach wentylacyjnych bez urządzeń wyciągowych, jak i w kanałach pomiędzy szybami i wentylatorami — 15 m/sek;
5. w szybach, w których odbywa się tylko opuszczenie i wyciąganie urobku i materiałów — nie więcej jak 12 m/sek;
6. w szybach, w których odbywa się zjazd i wyjazd ludzi — nie więcej jak 8 m/sek.

Prędkość ruchu prądu powietrza w wyrobiskach podziemnych w żadnym razie nie może być mniejsza jak 0,25 m/sek.

Według polskich przepisów prędkość powietrza nie może przekraczać 6 m/sek, ale z tym zastrzeżeniem, że nie odnosi się to do szybów, kanałów powietrznych i głównych chodników wentylacyjnych nie służących do regularnego transportu oraz jazdy.

Do pomiarów prędkości powietrza służą przyrządy zwane a n e m o m e t r a m i, których jest kilka konstrukcji. Najbardziej rozpowszechniony jest obracany prądem powietrza anemometr skrzydełkowy, którego urządzenie przypomina wiatraczek. Oś koła skrzydełkowego jest połączona za pomocą ślimaka z kołem ślimakowym licznika. Pomiary robi się zwykle w całym przekroju wyrobiska. W punktach, w których regularnie odbywają się pomiary, urządza się s t a c j e p o m i a r o w e, tj. chodniki obite szczelnie deskami na długości 4 do 6 m tak, ażeby cały prąd płynął przez stację.

Anemometrami można mierzyć prędkość od 0,25 do 5 m/sek. Gdy prędkość prądu jest większa, np. w kanale wentylatora, ustawia się dosyć skomplikowane przyrządy, tzw. wolumenometry, które wskazują od razu całą ilość przepływającego powietrza i jednocześnie notują to na przyrządach samopiszących.

Prędkość powietrza oblicza się ze wzoru:

$$v = \frac{n}{t} \text{ m/sek}, \tag{37}$$

gdzie: n — różnica pierwszego i drugiego odczytu
t — czas trwania pomiaru w sek.

Ilość przepływającego powietrza przez wyrobisko można obliczyć ze wzoru:

$$Q = v \cdot S \text{ m}^3/\text{sek}, \tag{38}$$

gdzie: v — prędkość ruchu powietrza w m/sek,
jak S — powierzchnia przekroju poprzecznego wyrobiska w m^2.

Przykład. Początkowy odczyt na liczniku jest 65189, końcowy 65389. Czas liczenia 80 sek. Znaleźć prędkość ruchu powietrza.

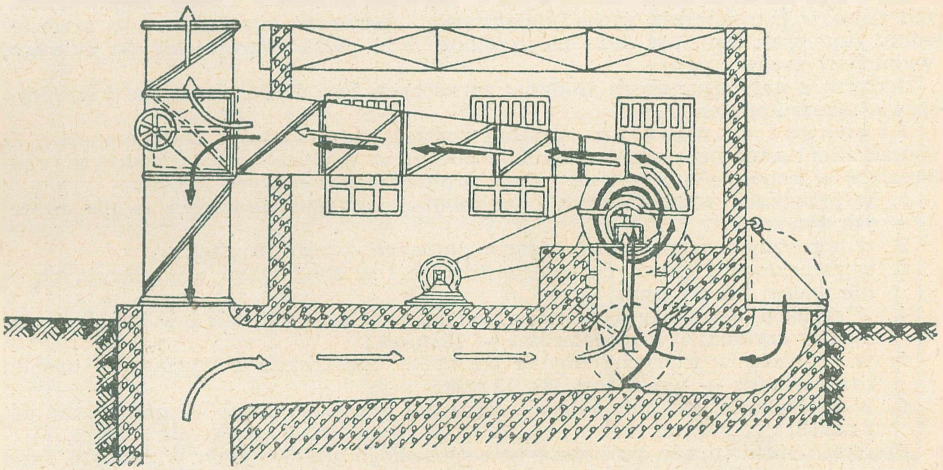
Znajduje się różnicę liczb pomiędzy początkowym i końcowym ich odczytem:

$$65389 - 65189 = 200.$$

Stąd prędkość ruchu powietrza:

$$v = \frac{n}{t} = \frac{200}{80} = 2{,}5 \text{ m/sek}.$$

Powietrze musi być stale dostarczane do wszystkich wyrobisk, w których odbywa się ruch ludzi i praca. W tym celu kopalnia musi mieć co najmniej dwa połączenia:



Rys. 282. Urządzenie do odwracania obrotów wentylatora

przez jedno powietrze świeże wchodzi (szyb wdechowy), przez drugie wychodzi zużyte (szyb wydechowy).

Potrzebne ilości powietrza dostarcza się do kopalni za pomocą wentylatorów głównych tłoczących lub ssących, ustawionych na powierzchni ziemi. Wentylator główny połączony jest z wylotem szybu za pomocą kanału wentylacyjnego. Wentylatory są dwóch rodzai: odśrodkowe i osiowe. Działanie wentylatora odśrodkowego polega na tym, że wskutek obrotu koła łopatkowego powietrze zostaje wyrzucone na zewnątrz siłą odśrodkową a w jego miejsce wchodzi znowu świeże

powietrze. Wentylatory osiowe posiadają skrzydła, które w czasie obrotu wywołują ruch powietrza w kierunku równoległym do osi obrotu.

Ażeby wentylator mógł tłoczyć lub ssać powietrze, musi wytwarzać różnicę ciśnienia przed sobą i za sobą, którą nazywamy depresją wentylatora. Mierzy się ją za pomocą zwykłego manometru wodnego, zwanego inaczej depresjomierzem.

Według radzieckich przepisów bezpieczeństwa instalacja wentylacyjna powinna obowiązkowo posiadać urządzenie do zmiany kierunku prądu powietrza. Schemat takiego urządzenia uwidoczniono na rys. 282.

Sprawność działania tego urządzenia musi się sprawdzać co najmniej raz w miesiącu, gdyż od sprawności i szybkości zmiany kierunku prądu powietrza w razie wybuchu i pożarów zależy życie setek ludzi. Czas potrzebny na zmianę prądu powietrza nie powinien być dłuższy jak 10 minut.

Ślepe przodki (chodniki, dowierzchnie itp.) przewietrzać trzeba za pomocą przewietrzania odrębnego, o czym mowa niżej w § 135.

Odpowiedni rozdział powietrza w kopalni zapewnia się za pomocą doboru przekrojów wyrobisk i depresji. Powietrze płynie zawsze drogami najmniejszego oporu. W warunkach kopalnianych potrzeba, ażeby przechodziło przez wszystkie wyrobiska, w których pracują ludzie, chociażby one były położone w dużej odległości od szybu.

Prawidłowe przewietrzanie każdej kopalni odbywa się według schematu wentylacji, który powinien być tak sporządzony, ażeby jak największa ilość oddziałów miała swoje niezależne przewietrzanie, co ma na celu, aby w razie potrzeby dowolny oddział kopalni można było łatwo wyłączyć z ogólnego schematu przewietrzania bez naruszenia wentylacji w pozostałych oddziałach.

Prąd powietrza w kopalni kieruje się do określonych wyrobisk za pomocą różnych urządzeń pomocniczych, jak tamy, drzwi, mosty wentylacyjne itp.

W tym celu stosuje się głównie tamy, którymi reguluje się ruch powietrza.

Przy organizacji przewietrzania wyrobisk należy przestrzegać następujących wymagań:

1. powietrze świeże przy opływaniu przodków powinno dochodzić z dołu do góry;
2. zabrania się dostarczania świeżego powietrza i usuwania zużytego z oddziałów roboczych przez zawały, z wyjątkiem przypadków, gdy roboty te są tymczasowe (gaszenie pożarów w filarach oporowych przy wyrobiskach transportowych itp.);
3. każdy przodek powinien być przewietrzany odrębnym prądem powietrza;
4. nie wolno korzystać z jednego wyrobiska (szyby, sztolnie i inne) dla prądu powietrza wchodzącego i wychodzącego z wyjątkiem przypadków zgłębiania szybów. ●

§ 135. PRZEWIETRZANIE PRZODKÓW W WYROBISKACH POZIOMYCH

Przy prowadzeniu wyrobisk poziomych przodki przewietrza się zwykle odrębnie ustawiając w tym celu nieduże wentylatory.

W tych przypadkach, gdy roboty są wykonywane na kopalniach eksploatujących, można je przewietrzać od głównego prądu powietrza, kierowanego do kopalni za pomocą głównego wentylatora ustawionego na powierzchni.

Jednakże z powodu skomplikowania i niedoskonałości przewietrzania przodka wyrobiska głównym prądem powietrza najczęściej stosuje się przewietrzanie odrębne (lokalne). To drugie zapewnia prostotę i pewność pracy urządzenia wentylacyjnego oraz możliwość szybiego przewietrzania przodka.

Odróżnia się trzy sposoby odrębnego przewietrzania wyrobisk:

a. przewietrzanie tłoczące,
b. przewietrzanie ssące,
c. przewietrzanie mieszane (kombinowane).

Najczęściej stosuje się przewietrzanie tłoczące, które ma następujące zalety w porównaniu z przewietrzaniem ssącym:

1. przewietrzanie tłoczące odbywa się intensywniej, ponieważ powietrze wychodzące z lutni wentylacyjnej mieszając się z gazami zmniejsza łatwo ich koncentrację;
2. skierowanie ruchu prądu powietrza z wyrobiska przy przewietrzaniu tłoczącym odpowiada ruchowi gazów wyrzucanych siłą wybuchu.

Ujemną stroną przewietrzania tłoczącego jest zwiększenie czasu na zupełne usunięcie gazów poza granice wyrobiska, co pociąga za sobą, że wcześniej przychodzący do pracy robotnicy są zmuszeni przechodzić przez atmosferę zanieczyszczoną gazami.

Przy przewietrzaniu wyrobisk poziomych, odgałęziających się od głównego wyrobiska z czynnym prądem powietrznym, wentylator ustawia się w świeżym prądzie w odległości nie mniejszej jak 5 m od miejsca połączenia wyrobiska.

Jeżeli wentylator ustawić na początku pędzonego wyrobiska albo bezpośrednio u jego końca, to przy pracy będzie on ssać powietrze zużyte nieodpowiednie do przewietrzania.

O ile wentylatora nie można ustawić we właściwym miejscu, należy przedłużyć lutnie od strony ssania albo od strony tłoczenia do miejsca skąd powietrze ma być ssane lub wytłaczane. Schemat przewietrzania odrębnego uwidoczniono na rys. 283*a*.

W celu zapewnienia czystego powietrza na całej długości wyrobiska stosuje się kombinowany schemat przewietrzania (tłoczenie i ssanie), co uwidoczniono na rys. 283*b*.

Według tego schematu lutnia ssąca swoim wolnym końcem w przodku przechodzi przez tamę *2*, przez którą przechodzi również druga lutnia krótka *3*. Dla przejścia ludzi do przodka są w tamie zrobione drzwi, które normalnie powinny być zamknięte. Powietrze za tamą jest tłoczone przez lutnię *3*. Z przodka powietrze jest ssane razem z gazami szkodliwymi przez lutnię *1* za pomocą wentylatora ustawionego w głównym wyrobisku.

W miarę postępu przodka lutnię *3* trzeba przedłużać, główna zaś lutnia zostaje na miejscu.

W celu intensywniejszego przewietrzania przodka wyrobisk o znacznej długości wstawia się do lutni dwa wentylatory kolejno jeden za drugim; oprócz tego dodaje się trzeci, tłoczący (rys. 283*c*). Wentylator *1* ustawiony przed tamą tłoczy przez lutnię *2* świeże powietrze do przodka wyrobiska, a wentylatory *3* i *5* usuwają zużyte powietrze przez lutnię *4*.

Ażeby wentylator *1* nie zasysał gazów, jest konieczne, aby wydajność każdego z wentylatorów *3* i *5* była o 25 do 30% większa od wydajności wentylatora *1*.

Oprócz tego dla usunięcia ponownego zasysania gazów w lutni przy kolejnej pracy dwóch wentylatorów zaleca się ustawienie wentylatora *5* w odległości około jednej trzeciej lutni od wentylatora *3*.

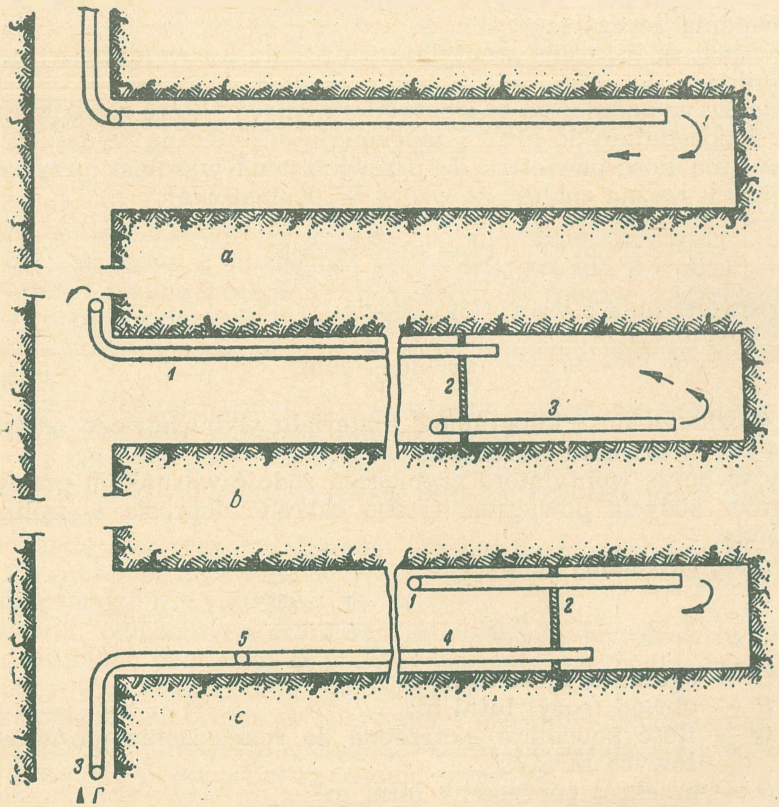
W celu skierowania powietrza do przodka wyrobiska czasami urządza się specjalne przegrody z desek i okładzin tzw. grodzie. Jednakże grodzie ustawione w wyrobisku zajmują dużo miejsca a poza tym przy pracy transportu często są rozbijane, wskutek czego wymagają stałej naprawy.

Wobec swej niedostatecznej szczelności grodzie są mało skuteczne, co wyklucza możliwość stosowania ich przy pędzeniu wyrobisk o znacznej długości.

Szczelne lutnie zapewniają lepsze dostarczanie powietrza do przodka i dlatego są powszechnie stosowane. Robi się je z blachy, płótna impregnowanego, forniru i z desek.

Najbardziej rozpowszechnione są lutnie blaszane z połączeniem kołnierzowym.

Rury lutniowe mają długość 2,5 do 3 m; grubość blachy 1 do 1,5 mm. Średnica rur lutni zależy od rodzaju prowadzonego wyrobiska. Na przy-



Rys. 283. Schemat przewietrzania odrębnego

kład, do przewietrzania chodników stosuje się lutnie o średnicy 250 do 350 mm; do przecznic, szybów pochyłych i sztolni o średnicy 400 do 600 mm, a do przewietrzania wyrobisk o dużym przekroju o średnicy do 1000 mm.

W celu uniknięcia uszkodzenia lutni blaszanych odstrzałami zwykle nie doprowadza się ich do samego przodka, lecz ostatnie ogniwo zawiesza się w odległości 20 do 25 m. W celu przedłużenia lutni bezpośrednio do przodka dołącza się do lutni blaszanych lutnie z płótna impregnowanego

lub gumowanego, które dzięki elastyczności dobrze opierają się niszczącemu działaniu odstrzałów.

Odległość od końca lutni do przodka przy przewietrzaniu tłoczącym określa się według wzoru:

$$l = 4\sqrt{S},$$

gdzie: S oznacza przekrój poprzeczny wyrobiska w m^2. Odległość od końca lutni do przodka nie powinna wynosić mniej jak 3 do 5 m, a więcej jak 10 m w ogóle nie jest dopuszczalna.

Do przewietrzania lutniami zwykle stosuje się w ZSRR wentylatory odśrodkowe typu „Sirokko", które zapewniają dostateczną ilość powietrza z odpowiednią depresją.

Najwięcej są używane wentylatory nr 4 do 8 o wydajności od 90 do 350 m^3/min.

Jednakże wygodniejsze są wentylatory osiowe, które mogą być wmontowane bezpośrednio do lutni i zapewniają dostateczną wydajność.

Niezbędną ilość powietrza do przewietrzania wyrobisk przy robotach strzelniczych można znaleźć ze wzoru W. Komarowa:

$$Q = 30\frac{A}{t}\ m^3/sek. \tag{39}$$

Czas przewietrzania z wzoru (39) będzie:

$$t = 30\frac{A}{Q}\ min,$$

gdzie: A oznacza ilość kilogramów materiału wybuchowego odstrzeliwanego na raz w przodku wyrobiska.

Przy wyborze wentylatora czyniącego zadość warunkom przewietrzania, oprócz zużycia powietrza, trzeba określić depresję w milimetrach słupa wody.

Depresję określamy ze wzoru:

$$h = \frac{\alpha \cdot P \cdot L \cdot Q^2}{S^3}, \tag{40}$$

gdzie: L — ogólna długość lutni m;
P — obwód (rury) lutni m;
Q — ilość powietrza, potrzebna do rozrzedzenia gazów odstrzałowych m^3/sek;
S — przekrój poprzeczny lutni m^2;
α — współczynnik, uwzględniający opór ruchu powietrza w lutniach (przyjmuje się 0,0004 dla rur blaszanych przy średnicach 300 do 400 mm; 0,00035 przy średnicach 500 do 600 mm; 0,0003 przy średnicy 1000 mm dla lutni drewnianych 0,00025 do 0,0004 i dla płóciennych 0,0003 do 0,0005).

Moc silnika wentylatora określa się ze wzoru:

$$N = \frac{Q \cdot h}{75\,\eta}, \tag{41}$$

gdzie: η — współczynnik sprawności urządzenia (przyjmuje się zwykle 0,8 do 0,9).

Przykład 1. Przy prowadzeniu chodnika odstrzeliwuje się równocześnie 12 otworów strzałowych; ładunek każdego otworu wynosi 0,8 kg amonitu. Ilość gazów trujących, sprowadzonych do tlenku węgla (CO) na 1 kg wynosi 100 litrów. Znaleźć niezbędną ilość powietrza, którą powinien przewiać wentylator, jeżeli przodek trzeba oczyścić z gazów w przeciągu 20 minut:

$$Q = 30 \frac{A}{t} = 30 \cdot \frac{9,6 \cdot 0,1}{20} = 1,44 \text{ m}^3/\text{sek} .$$

Przykład 2. Określić czas trwania przewietrzania przodka, w którym przy strzałach tworzy się 15 m³ tlenku węgla (CO) i jeżeli wydajność wentylatora $Q = 1,2$ m³/sek:

$$t = 30 \frac{A}{Q} = 30 \cdot \frac{1,5}{1,2} \approx 38 \text{ min} ,$$

§ 136. ORGANIZACJA ROBÓT PRZY PROWADZENIU WYROBISK POZIOMYCH

Wybór organizacji robót w przodku zależy od wymiarów wyrobiska, fizyko-mechanicznych własności skały, od sposobów wiercenia i usuwania urobku, jak również od żądanej prędkości pędzenia wyrobiska.

Najbardziej rozpowszechnione są następujące rodzaje organizacji prowadzenia robót górniczych: 1. praca według harmonogramu; 2. cykliczna organizacja pracy z wykonaniem na dobę jednego, półtora, dwóch lub trzech cykli.

Przy pracy według harmonogramu czas na wykonanie poszczególnych czynności prowadzenia wyrobisk nie jest ograniczony.

Drużyna składająca się z wiertaczy i ładowaczy wierci otwory strzałowe i usuwa urobek. Postęp wyrobisk przy takiej organizacji pracy jest zwykle nieduży.

Doskonalsza jest organizacja robót według harmonogramu, kiedy oddzielne czynności prowadzenia wyrobisk są wykonywane przez robotników o odpowiednich kwalifikacjach.

Wykonanie oddzielnych czynności prowadzenia wyrobisk (wiercenie, usunięcie urobku i obudowa) w jednym i drugim przypadku może co do czasu następować kolejno albo równocześnie.

Dzięki połączeniu procesów wiercenia i usuwania urobku czas trwania cyklu przy niezmienionych innych warunkach skraca się a co za tym idzie zwiększa się prędkość prowadzenia wyrobisk.

Połączenie robót przy prowadzeniu wyrobisk może polegać:

1. na zasadzie równoległego wiercenia i ładowania w jednym przodku;
2. na zasadzie kolejnego wiercenia w kilku przodkach.

Przy równoległym wykonywaniu czynności przodek powinien być wyposażony w mechanizmy i urządzenia do ładowania urobku i wiercenia otworów strzałowych.

Celem zapewnienia rytmu w pracy jest niezbędne, aby czas zużywany na podstawowe czynności w cyklu był ściśle określony i ustalony drogą wyliczeń.

W celu uniknięcia większej straty czasu na czynności przygotowawcze i końcowe należy zasadnicze czynności cyklu (wiercenie i ładowanie urobku) wykonywać w granicach całej zmiany albo w jej połowie.

Długotrwałość każdej z czynności cyklu można znaleźć drogą matematyczną z następujących wyrażeń:

1. czas na wiercenie kompletu otworów strzałowych:

$$t_1 = \frac{N \cdot l}{m\,v}, \tag{42}$$

gdzie: t_1 — czas trwania czynności wiercenia, godz;
N — ogólna ilość otworów strzałowych w jednym obwiercie;
l — przeciętna głębokość otworów strzałowych, m;
m — ilość wiertarek pracujących jednocześnie;
v — prędkość wiercenia na godzinę ogólnej pracy, m.

2. Czas załadowania i odstrzelenia otworów:

$$t_2 = N \cdot C, \tag{43}$$

gdzie: t_2 — czas trwania czynności nabicia i odstrzelenia;
C — czas na załadowanie jednego otworu w częściach godziny.

3. Czas na załadowanie skały z jednego odstrzału:

$$t_3 = \eta \cdot \frac{S \cdot l}{K \cdot p}, \tag{44}$$

gdzie: t_3 — czas na załadowanie skały, godz;
η — współczynnik wykorzystania otworów strzałowych;
K — ilość robotników pracujących równocześnie przy ładowaniu albo ilość ładowarek mechanicznych;
p — wydajność ładowania m^3/godz.

Czas przewietrzania przodka zgodnie z (radzieckimi) przepisami bezpieczeństwa wynosi 20 do 30 minut.

Przy kolejnym wykonywaniu czynności przyjmuje się czas obudowy nie dłuższy jak jedną zmianę.

Posługując się wzorami (42), (43) i (44) można wyznaczyć zasadnicze parametry cyklu, ustalić normy pracy cyklicznej (ilość cykli) i sporządzić harmonogram (cyklogram robót).

Niżej przytoczono wyniki prowadzenia wyrobisk na podstawie cyklicznej organizacji robót na kopalniach Związku Radzieckiego.

Przy pracy według harmonogramu dwucyklicznego prędkość prowadzenia sztolni w Zangiezurie wynosiła 75 do 80 mb miesięcznie. Przy trójcyklicznej organizacji robót przy prowadzeniu sztolni Mizurskiej osiągnięto prędkość 100 do 110 mb miesięcznie. Według tego harmonogramu przecznicę na kopalni Bakr-Uziak prowadzono z prędkością 95 mb miesięcznie.

W kopalniach boksytu na północnym Uralu w 1945 roku chodnik o przekroju 9 m^2 w skałach o współczynniku zwięzłości $f = 4$ do 8 był wykonany z prędkością 162,4 mb miesięcznie. Prędkość na dobę w poszczególnych dniach wynosiła 7,2 mb.

Prędkości te nie są graniczne, z literatury bowiem wiadomo, że w USA przy zastosowaniu całkowitej mechanizacji wszystkich czynności w cyklu można prowadzić wyrobiska z prędkością 300 do 400 mb miesięcznie. Na przykład sztolnię Carlton prowadzono z prędkością około 500 mb miesięcznie.

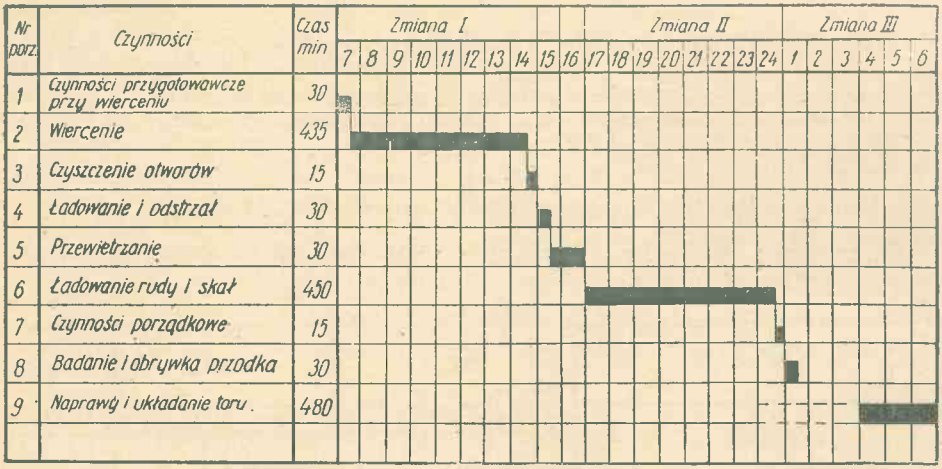
§ 137. TYPOWE HARMONOGRAMY PROWADZENIA WYROBISK POZIOMYCH

HARMONOGRAM JEDNEGO CYKLU NA DOBĘ

Na rys. 284 przedstawiono wzorcowy cyklogram robót na 1 cykl na dobę przy prowadzeniu wyrobiska poziomego o przekroju 5 do 6 m^2 w skałach o współczynniku zwięzłości $f = 12$ do 16.

Otwory strzałowe wiercono wiertarkami typu R-2 lub PB z nałożonymi na ostrza dłut twardymi spiekami RE-15.

Wskaźniki zasadnicze. Czas trwania zmiany roboczej 8 godzin; 2 godziny pomiędzy zmianami wykorzystywano na roboty strzel-



Rys. 284. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomnych jednym cyklem na dobę

nicze i przewietrzanie przodka. Wiercono i ładowano urobek kolejno w ciągu dwóch zmian.

W porze nocnej wykonywano roboty naprawcze i układano tory. Na zmianie pracowało dwóch wiertaczy. Ilość otworów strzałowych w obwiercie według obliczenia wynosiła od 14 do 15. Przeciętna głębokość otworów 2,25 m. Współczynnik najlepszego wykorzystania otworów 0,80. Postęp przodka po jednym odstrzale 2 mb. Postęp w ciągu miesiąca 52 mb.

Do obowiązków wiertaczy należały: obrywka przodka, ustawienie pomostów do wiercenia górnych otworów, czynności przygotowawcze i końcowe, wyznaczenie miejsca otworów strzałowych, wiercenie i przedmuchiwanie otworów.

Ładowacze ładowali skałę ręcznie do wozów, odstawiali je i wykonywali czynności pomocnicze, a to układali blachy, chronili wyrobiska przed wejściem do niego ludzi w czasie strzałów, układali tymczasowe tory itp.

Specjalni robotnicy ładowali otwory strzałowe, odstrzeliwali je, układali stałe tory i wykonywali obudowę.

Układanie stałych torów, obudowę i obrywkę przodka wykonywano po zakończeniu ładowania urobku (na zmianie nocnej).

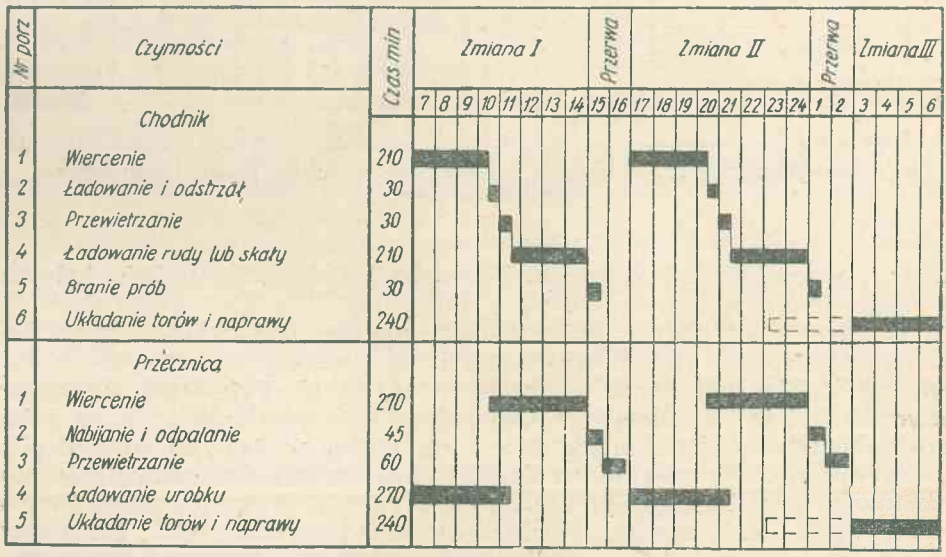
Ładunki odpalano elektrycznie z zastosowaniem zapalników czasowych; w razie ich braku włom odstrzeliwano lontem detonującym. Wyrobiska prowadzono z przewietrzaniem sztucznym.

Sprzęt podstawowy przy prowadzeniu wyrobisk

1.	Wiertarka powietrzna typu R-2 albo PB w pracy	2 szt.
2.	Wiertarka jako rezerwa	1 „
3.	Węże gumowe po 15 m	30 „
4.	Sprzęt potrzebny do wiercenia z przepłuczką	1 komplet
5.	Komplet dłut (żerdzi) ze zdejmowanymi koronkami albo bez nich	25 szt.
6.	Rurka do przedmuchiwania otworów strzałowych	1 „
7.	Komplet kluczy	2 „
8.	Oliwiarki	2 „
9.	Kilofy	3 „
10.	Łopaty	3 „
11.	Łomy	3 „
12.	Arkusze blachy o grubości 6 do 8 mm (wymiary 0,5 × 1,8 m)	8 „
13.	Przenośne przęsła torów szynowych	3 „
14.	Wentylator „Sirokko“ nr 4 lub nr 5 (z silnikami elektrycznymi i urządzeniami napędowymi) oraz lutnie powietrzne o średnicy 350 mm o grubości blachy 2 mm	1 „

HARMONOGRAM (CYKLOGRAM) NA DWA CYKLE

Na rysunku 285 podano wzorcowy harmonogram na dwa cykle w dobie przy jednoczesnym prowadzeniu dwóch wyrobisk.



Rys. 285. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomych dwoma cyklami na dobę

Wyrobiska o przekroju 6 do 8 m^2 prowadzono w skałach o współczynniku zwięzłości $f = 7$ do 8.

Otwory strzałowe wiercono wiertarkami typu NR-2. Do wiercenia używa się koronek ze stali spiekowej.

Wskazania podstawowe. Obydwa przodki obwierca się kolejno w ciągu 8 godzinnej zmiany. Przez pierwsze $3^1/_2$ godziny wierci się w pierwszym przodku. Następnie wiertacze przechodzą do drugiego przodka, który obwiercają do końca zmiany. W tym czasie, gdy obwierca się pierwszy przodek, w drugim ładuje się urobek i odwrotnie, gdy wierci się w drugim przodku, w pierwszym ładuje się urobek.

W ten sposób, w każdym przodku w ciągu doby przy pracy na dwie zmiany wykonuje się dwa cykle. Ilość otworów strzałowych w przodku wynosi 13 do 15 o przeciętnej głębokości 2 m. Współczynnik pożytecznego wykorzystania otworów strzałowych 0,92. Postęp przodka na odstrzał 1,85 mb. Postęp jednego przodka na dobę wynosi 3,7 mb. W ciągu miesiąca wykonano 100 mb każdego chodnika, a w obydwóch 200 mb. Skałę po strzelaniu ładowano ładowarką typu PML-3.

Organizacja robót. Dwa dobrane przodki prowadziła cała drużyna składająca się z dziesięciu ludzi: czterech wiertaczy, czterech wozaków i dwóch maszynistów obsługujących ładowarkę. Obowiązki wiertaczy te same, co w poprzednim przykładzie.

Maszyniści ładowarki doprowadzali ją do przodka, ładowali urobek do wozów i przeprowadzali ładowarkę do drugiego przodka.

Wozacy odstawiali urobek z przodka, chronili wyrobisko, układali tory tymczasowe itp. Specjalni robotnicy nabijali otwory strzałowe, odstrzeliwali je, układali stałe tory szynowe, układali mijanki i stawiali obudowę.

Odstrzeliwanie elektryczne.

Sprzęt podany w pierwszym przykładzie uzupełniono przez dodanie ładowarki PML-3 z kompletem węży i z dwoma posuwaczami automatycznymi.

HARMONOGRAM (CYKLOGRAM) NA TRZY CYKLE

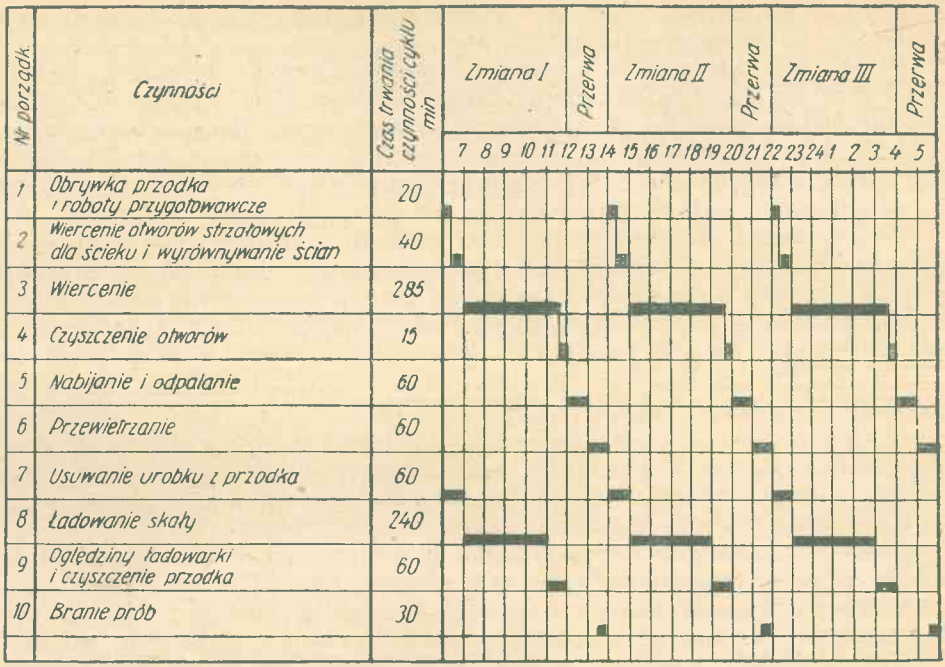
Trójcykliczną organizację robót można zalecać przy jednoczesnym wierceniu i ładowaniu urobku. Urobek powinien być ładowany zgarniarką albo ładowarką.

Praca według trójcyklicznego harmonogramu jest najwygodniejsza przy 6 godzinnej zmianie.

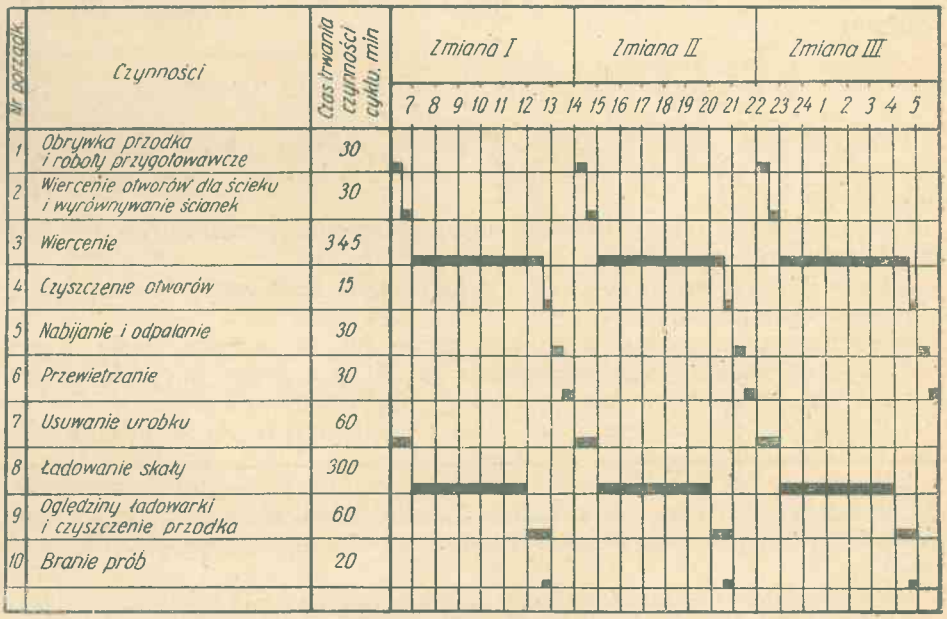
Na rys. 286 podano wzorcowy cyklogram na trzy cykle w dobie przy ładowaniu zgarniarką.

Wskazania podstawowe. Przekrój wyrobiska 5 do 8 m^2. Ilość otworów strzałowych w przodku 13 do 18 o przeciętnej głębokości 1,4 do 1,8 m; współczynnik pożytecznego wykorzystania otworów 0,8 do 0,85. Postęp przodka na jedno strzelanie w skałach o współczynniku zwartości mniejszej od 10, przy głębokości otworów 1,8 m, wynosi 1,45 mb; w skałach o współczynniku zwartości powyżej 10, przy głębokości otworów strzałowych 1,4 m, odpowiednio 1,1 mb. Prędkość prowadzenia wyrobisk 82 i 108 mb miesięcznie. Wydajność zgarniarki na godzinę wynosi 8 t.

Do ładowania urobku stosuje się zgarniarkę typu SG fabryki „Światło Górnika", albo ładowarkę fabryki Kysztymskiej z silnikiem o mocy 14,5 kW.



Rys. 286. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomych trzema cyklami na dobę



Rys 287. Wzorcowy harmonogram prowadzenia wyrobisk poziomych trzema cyklami do dobę (przy ładowaniu mechanicznym)

Jeżeli jest brak ładowarki, to kołowrót zgarniarki ustawia się na pomoście przenośnym.

Mijankę urządza się w odległości 20 do 35 m od przodka. Cyklogram wzorcowy na trzy cykle na dobę dla kopalń z 8 godzinnym dniem roboczym przy mechanicznym załadowywaniu urobku przedstawiono na rys. 287.

Trzeba zaznaczyć, że wada zasadnicza w organizacji robót według harmonogramu trójcyklicznego w danym przypadku polega na tym, że robotnicy w ciągu jednej godziny powinni być zatrudnieni na robotach pomocniczych.

§ 138. HIGIENA PRACY PRZY PROWADZENIU WYROBISK

Do normalnej pracy robotników w kopalni potrzeba:

1. Dobrego przewietrzania przodków. Atmosfera kopalniana co do zawartości w niej tlenu powinna być jak najwięcej zbliżona do warunków normalnych, w których ludzie znajdują się na powierzchni ziemi.
2. Dostatecznego oświetlenia miejsca pracy za pomocą sztucznych źródeł światła.
3. Czystego powietrza co do zawartości w nim pyłu produkcyjnego w stanie zawieszenia.

O ile się tych warunków nie przestrzega, wydajność pracy silnie spada, zwiększa się chorobowość robotników i kopalnia zaczyna obniżać wypełnienie swojego planu wydobycia.

Do zabezpieczenia normalnej pracy robotników w kopalni oświetlenie miejsca pracy powinno wynosić 15 do 25 luksów.[1])

● (Jedna lampa benzynowa daje oświetlenie nie większe jak 0,13 luksu, a akumulatora 0,56 luksu). ●

Niedostateczne oświetlenie sprzyja: 1. zwiększeniu się zachorowań na choroby zawodowe (oczopląs górniczy, czyli nystagmus); 2. zanieczyszczeniu miejsca pracy, co przy eksploatacji powoduje duże straty; 3. obniżeniu wydajności maszyn górniczych i mechanizmów.

Statystyka wykazuje, że 5 do 10% chorób i wypadków w zatrudnieniu jest spowodowanych słabym oświetleniem miejsc pracy. Potwierdza to statystyka robót wykonywanych na powierzchni, z której wynika, że w miesiącach zimowych wzrasta ilość wypadków, wtedy bowiem jest mało dni słonecznych i oświetlenie jest słabsze.

Należy zauważyć, że około 1% górników cierpi na oczopląs wskutek długiego przebywania w ciemności.

W kopalniach jest bardzo trudno walczyć z pyłem produkcyjnym.

● Pył węglowy[2]). W powietrzu kopalń węgla zawsze (w większej lub mniejszej ilości) unoszą się najdrobniejsze cząsteczki węgla i skał. Ten pył w czasie oddychania dostaje się do płuc i wywołuje cały szereg chorób płucnych, o czym mowa niżej.

---

[1]) *Luks* jest to jednostka oświetlenia powierzchni. Pod słowem luks należy rozumieć równomierne oświetlenie powierzchni 1 m², jaką daje strumień światła jednej świecy normalnej znajdującej się w odległości 1 m od oświetlanej powierzchni.

[2]) Patrz na wstępie „Przedmowa".

Biblioteka Techniczna
Zakładów G[illegible]
im. [illegible]

Głównym źródłem tworzenia się pyłu są w kopalniach węgla prace przy wierceniu otworów strzałowych, wrębieniu, strzelaniu, ładowaniu jak również transporcie.

Oprócz szkodliwego oddziaływania pyłu na organizm, pył węglowy i siarkowy grozi zapaleniem się i wybuchem, gdyż pyły ciał palnych, a więc i pył węglowy, mogą tworzyć z powietrzem mieszaniny wybuchowe.

Wiele ciał słabopalnych w stanie pyłu łatwo się zapala, a nawet wybucha (mąka, krochmal, brąz itd.), ponieważ po rozdrobnieniu znacznie wzrasta właściwość tych ciał do łączenia się z tlenem z powodu powiększenia powierzchni ich zetknięcia z powietrzem. Szczególnie znane są własności wybuchowe pyłu tych ciał, które przy nagrzewaniu wydzielają gazy palne. Do tych ciał przede wszystkim należy węgiel kopalny. Doświadczenia wykazały, że wybuchowość pyłu węglowego zależy nie tylko od jego rodzaju, ale i od ilości pyłu zawieszonego w powietrzu. W wybuchu bierze udział wszystek pył zaczynając od najdrobniejszego od średnicy 0,75 do 1 mm, ale właściwości wybuchowe ma tylko pył drobniutki, w dotknięciu aksamitny, o ziarnach mniejszych od 0,1 mm.

Zwiększenie popiołu i wilgoci w pyle zmniejsza jego właściwości wybuchowe; zdolność wybuchowa pyłu zwiększa się w miarę powiększenia zawartości części lotnych w węglu. Według radzieckich przepisów bezpieczeństwa pokłady węgla kamiennego zawierające powyżej 10% części lotnych zalicza się do niebezpiecznych co do pyłu.

Temperatura zapłonu drobnego, suchego pyłu węglowego jest nieco wyższa niż metanu (700 do 800 C).

Pył węglowy jest wybuchowy nie przy każdej jego ilości w powietrzu: przy zawartości 30 do 40 g w 1 m^3 powietrza pył staje się wybuchowy, a przy zawartości 1500 do 2000 g w 1 m^3 obłok pyłu przestaje być wybuchowy.

W obecności metanu granice wybuchowości pyłu się rozszerzają. Przy zwiększeniu zawartości pyłu kamiennego do 60 ÷ 70% albo wilgoci do 50% pył węglowy zatraca własności wybuchowe.

Normalna zawartość pyłu w powietrzu jest znacznie mniejsza od norm niebezpiecznych. Dlatego też największe niebezpieczeństwo wybuchu pyłu węglowego stanowią roboty strzelnicze, gdy pył węglowy pokrywający ściany wyrobisk, po strzałach unosi się w powietrze i tworzy obłok wybuchowy.

Pył węglowy tym łatwiej się zapala, im więcej zawiera w sobie części lotnych (węglowodorów). Przy zetknięciu się z ciałem płonącym pył węglowy zapala się i powoduje wybuch, wskutek czego podnosi się masa pyłu, z której wydziela się dużo gazów łatwopalnych i następuje drugi silniejszy wybuch itd. Wybuchy te następują bardzo szybko jeden po drugim, tak że zdaje się, iż to jest jeden wybuch, którego płomień przebiega raptownie głównie przez chodniki transportowe i powietrzne, w których zwykle znajduje się zawsze najwięcej pyłu. Po wybuchu, w którym brał udział pył węglowy, można stwierdzić, że spąg chodnika i obudowa są pokryte koksikiem tworzącym jakby cienką skorupę.

W celu zapobieżenia zapaleniu się pyłu i rozprzestrzenianiu się powstałego wybuchu wprowadzono w kopalniach pyłowych te same ograniczenia jak i w kopalniach gazowych co do używania otwartego światła (ognia), odkrytego sprzętu elektrycznego i robót strzelniczych. Oprócz tego w takich kopalniach stosuje się dodatkowe środki, mające na celu zapobieganie wybuchowi pyłu, przez: 1. zmniejszenie tworzenia się pyłu (zraszanie wodą wyrobisk i szczeliny wrębowej), 2. przeciwdziałanie tworzeniu się obłoku pyłu (wsysanie pyłu, zraszanie) i 3. zneutralizowanie właściwości wybuchowych pyłu (okresowe opylanie wyrobisk pyłem kamiennym) zwiększającym zawartość części niepalnych w pyle węglowym.

Opylać, tak jak i zraszać, należy te miejsca, gdzie gromadzi się pył węglowy, a więc spąg i ściany w wyrobiskach poziomych i pochyłych, w szybach, szybikach, na pod- i nadszybiach, sortowniach, brykietowniach, wysypach.

Oprócz opylania wyrobisk stosowane są również zapory pyłowe (półki) główne i pomocnicze, zbudowane w poprzek chodnika z nasypanym suchym pyłem kamiennym. W pokładach niegazowych zaliczonych do klasy B zagrożenia pyłowego zapory główne powinny zawierać 200 kg na 1 m^2 przekroju chodnika, a w gazowych 400 kg. Zapory pomocnicze powinny w pokładach niegazowych zawierać 100 kg pyłu na 1 m^2 przekroju chodnika, a w gazowych 200 kg jeżeli odległość zapory jest mniejsza od 70 m od miejsca wykonywania roboty strzelniczej. Niezależnie od tego w pokładach gazowych, w których są dozwolone roboty strzelnicze, należy opylać przodki przed strzelaniem tak, ażeby przy większej ilości strzałów wypadało co najmniej 5 kg pyłu,

licząc na cały przodek, a na jeden strzał w kopalniach gazowych ilość pyłu winna wynosić 3 kg.

W czasie wybuchu pyłu węglowego lub gazu fala powietrza wyprzedzająca płomień wybuchu strąca zapory z suchym pyłem kamiennym, który uniesiony w powietrze ochładza i gasi płomień.

Wiemy już, że najwięcej pyłu tworzy się przy wierceniu otworów strzałowych i ich odstrzeliwaniu. Jednakże i inne czynności, jak ładowanie urobku, wypuszczanie rudy lub węgla z wysypów itp. powodują również znaczne tworzenie się pyłu.

Nasycenie powietrza kopalnianego (szczególniej w przodkach) drobnym pyłem jest nadzwyczaj duże i wynosi 10 do 20 tysięcy cząstek pyłu w 1 cm^3 powietrza albo około 100 do 800 mg/m^3.

Tak np. na Południowo-koniewskiej kopalni wolframu na Uralu przy wierceniu w granitach jedną wiertarką unosiło się w powietrzu od 5 do 9 tysięcy cząsteczek pyłu w 1 cm^3. Na kopalniach Krzywego Rogu w czasie wiercenia w przodku kilkoma wiertarkami zapylenie powietrza było określone na 25 do 50 tysięcy cząsteczek pyłu w 1 cm^3. W godzinę po strzałach w przodku na kopalni tyrnyazuskiej w powietrzu znajdowało się 11 do 14 tysięcy cząsteczek pyłu w 1 cm^3.

Ładowanie urobku w przodku na kopalni nowoburanowskiej powodowało tworzenie się pyłu o zawartości około 5 tysięcy cząstek (drobin) w 1 cm^3 powietrza.

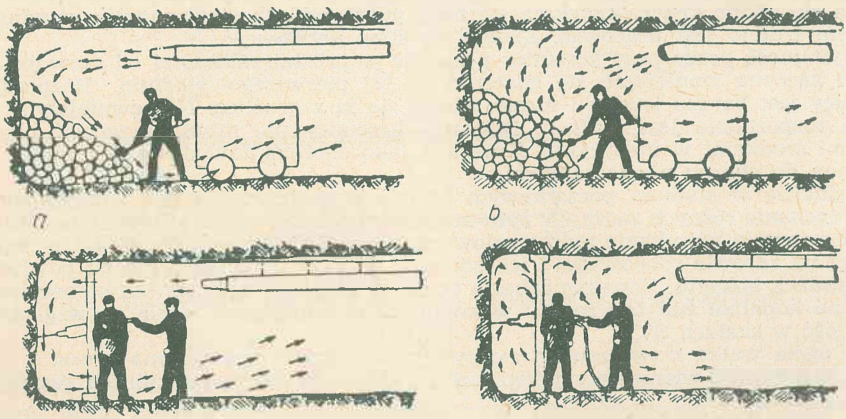
Pył unoszący się w powietrzu wchłaniają pracujący, co staje się często powodem poważnych zachorowań.

Szczególnie szkodliwy jest pył krzemienny.

Zapylenie przodka można nieco zmniejszyć przez urządzenie w przodku dyszy u otworu wylotowego lutni.

Na rys. 288 przedstawiono prawidłowe i nieprawidłowe urządzenie otworu wylotowego lutni z dyszą i bez dyszy.

Krzemica płuc (silikoza). Krzemica płuc jest jedną z chorób płucnych zwanych pylicami (pneumokonioza) a wywołaną przez wdychiwanie do płuc pyłu kwarcowego



Rys. 288. Urządzenie otworu wylotowego lutni:
a — urządzenie prawidłowe, *b* — urządzenie nieprawidłowe

(SiO_2). Zależnie od rodzaju pyłu wywołującego te choroby mają pylice nazwy różnego rodzaju, jak pylica węglowa, pylica azbestowa, pylica manganowa itd.

Krzemica (silikoza) jest rozpowszechniona przeważnie pomiędzy górnikami i robotnikami przedsiębiorstw obróbki rud (zakłady wzbogacające, zakłady wyrobów ogniotrwałych, huty i inne), ale szczególnie występuje na kopalniach węgla na robotach w kamieniu (piaskowce) oraz w przedsiębiorstwach związanych z wydobywaniem rud i skał zawierających wolny SiO_2 (krzemionkę).

Stwierdzono, że oddychanie przez dłuższy czas pyłem kwarcowym wywołuje zmiany w tkance płucnej, osłabia obronną siłę płuc i sprzyja rozwojowi w nich za-

każenia gruźliczego. Działanie krzemicy wskutek wdychiwania pyłu przez dłuższy okres czasu ma charakter stopniowy.

Najszkodliwsze dla płuc są części bardzo drobnego pyłku kwarcowego o wymiarach 0,2 do 5 (μ) mikronów, ponieważ omijając błonę śluzową nosa, dostają się do płuc. Większe cząsteczki (8 do 15 mikronów) są mniej szkodliwe, ponieważ przy oddychaniu zatrzymują się na błonie śluzowej przewodu nosowogardłowego.

Najdrobniejsze cząsteczki pyłu kwarcowego, rozpuszczając się w cieczy znajdującej się w płucach, mogą przenikać przez krew również do innych części organizmu i wpływają na nie szkodliwie.

Najniższą granicą zawartości krzemionki z punktu widzenia niebezpieczeństwa rozwoju silikozy jest 3 do 5%. Skały zawierające ponad 5 do 10% SiO_2 są źródłem zachorowań na krzemicę. Według prawa radzieckiego z 1946 roku, obowiązującego od stycznia 1948 roku, na wszystkich kopalniach, w których są rudy i skały z zawartością krzemionki, należy stosować wyłącznie wiercenie otworów strzałowych na mokro.

W warunkach kopalnianych krzemica zwykle przejawia się po 5 do 8 latach, a w przypadkach poszczególnych po 2 do 3 latach.

Według oznak choroby krzemica dzieli się na trzy stadia. Oznaki krzemicy w pierwszym stadium są bardzo nieokreślone: ogólne dreszcze, oddech nieco krótszy i lekko przyspieszony, kaszel rzadko, ale długotrwały. Osłabiona rozszerzalność klatki piersiowej. Można zauważyć ostrość i grubość głosu.

Drugie stadium charakteryzuje wyraźnie skrócony oddech i częsty ból w piersiach. Rano — kaszel suchy, niekiedy w połączeniu z wymiotami i pluciem krwią. Częste dreszcze następujące jedne po drugich. Obserwuje się zmniejszenie się zdolności do pracy, co jest wynikiem zmniejszenia powierzchni oddechu płuc wskutek zmian włóknistych. Klatka piersiowa staje się jeszcze mniej ruchoma, rozszerzalność jej jest mniejsza. Oddech taki jak w pierwszym stadium, ale z wyraźniejszym skróceniem i przyspieszeniem. W nocy występują poty.

W początkach trzeciego stadium oznaki choroby występują wyraźniej. Szczególnie oddech jest krótki z zatrzymywaniem oraz tępy ból w piersiach, kaszel wzmożony. Zjawia się plucie krwią. Zwiększa się bicie pulsu, oddech jest znacznie utrudniony, choremu trudno jest pracować. Zjawia się silna nerwowość.

Wydajność pracy przy krzemicy pozostaje w prostej zależności od rozwoju choroby i zaczyna zmniejszać się znacznie od jej pierwszego stadium. Rozpoznanie krzemicy jest bardzo trudne i często miesza się ją z gruźlicą. Najpewniejszym sposobem rozpoznania jest rentgen. Działania krzemicy nie można przerwać obecnie znanymi środkami w medycynie. Krzemica jako choroba zawodowa dotychczas jest zaliczana do chorób nieuleczalnych.

Jednakże w stadium początkowym rozwój krzemicy może być zatrzymany.

Wdychanie różnych rodzajów pyłu mineralnego działa niejednakowo na organizm. Np. długotrwałe wdychanie pyłu węglowego, jak wiadomo, wywiera mniejszy wpływ ujemny na zdrowie robotników i ich zdolność do pracy. To samo można powiedzieć o kopalniach boksytu. Kopalnie azbestu są co do krzemicy również tak niebezpieczne, jak inne kopalnie rud lub roboty w kamieniu w kopalniach węgla ze względu na zawartość w skałach SiO_2.

W ogóle walka z tworzeniem się pyłu powinna być prowadzona przez:

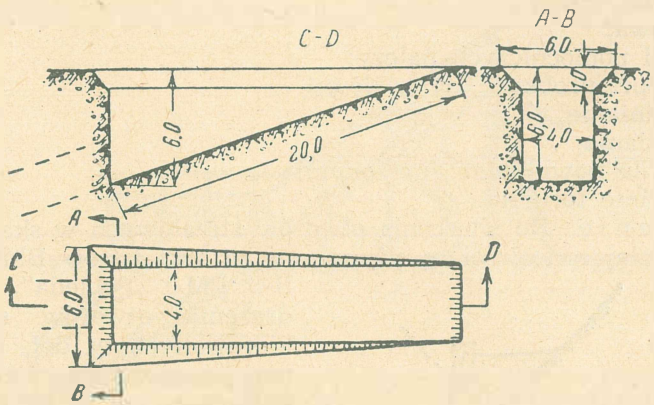
1. stosowanie wiercenia z przepłuczką i zraszanie miejsc, w których tworzy się pył;
2. neutralizację działania pyłu kwarcowego domieszkami ochronnymi (np. pudrem aluminiowym i innymi);
3. używanie specjalnych przyrządów oddechowych szczególnie respiratorów;
4. chwytanie pyłu za pomocą aparatów. ●

Rozdział XXII

PROWADZENIE WYROBISK POCHYŁYCH

§ 139. GŁĘBIENIE SZYBÓW POCHYŁYCH

Szyby pochyłe przy eksploatacji złóż rud można prowadzić w złożu rudnym i w skale płonnej. Np. jeden z większych szybów Krzywego Rogu — szyb im. Kirowa — był prowadzony w skałach płonnych i po leżącym boku złoża. Za pomocą szybów pochyłych został odkryty cały szereg złóż złota i miedzi w Azji Środkowej i na Syberii (Stiepniak, Karabasz), złóż boksytu na Północnym Uralu i innych.



Rys. 289. Wykonanie wykopów przy wylotach szybów pochyłych

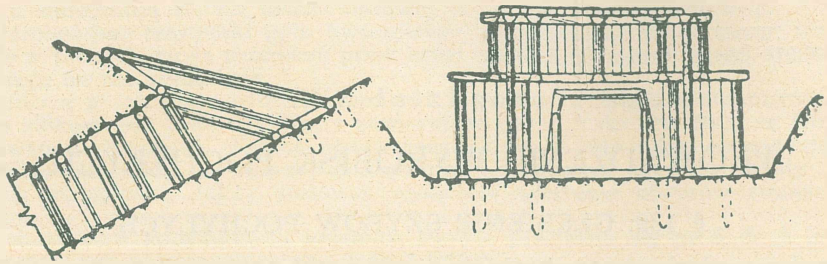
Sposoby wykonania i organizacji robót przy prowadzeniu szybów pochyłych mało różnią się od opisanych wyżej sposobów prowadzenia wyrobisk poziomych.

Szyby pochyłe mają najczęściej w przekroju poprzecznym kształt prostokątny. Wymiary zależą od całego szeregu czynników: od wydajności, od sposobu obudowy, od rodzaju ciągnienia i innych. Najbardziej rozpowszechnione są przekroje szybów od 4 do 8 m^2.

Prowadzenie szybów pochyłych zaczyna się od wykopania dołu dla wylotu szybu i obudowy wdzierki.

Na rys. 289 przedstawiono wykonanie dołu przy głębieniu szybu pochyłego w warunkach zwykłych. Schemat obudowy drewnem czołowego stoku pokazano na rys. 290. Obudowę betonem stoku czołowego u wylotu szybu pochyłego w miejscowości górzystej przedstawia rys. 291.

Skałę z dołu wybiera się zwykle ręcznie łopatami i kilofami. Po wykopaniu dołu obudowuje się wylot szybu. Gdy obudowa jest już wykonana, dół zasypuje się skałą i wyrównuje się. W ślad za tym przystępuje się do głębienia szybu.



Rys. 290. Obudowa drewniana wylotu szybu pochyłego

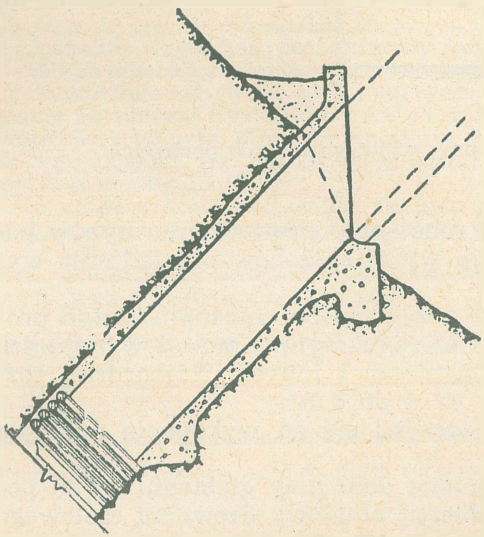
Przy prowadzeniu szybu pochyłego w skałach zwięzłych do czynności podstawowych należy:

1. wiercenie otworów strzałowych;
2. nabijanie i odstrzeliwanie;
3. przewietrzanie;
4. obudowa;

do czynności pomocniczych należy:

1. transport urobku i materiałów;
2. odwadnianie;
3. oświetlanie;
4. zasilanie powietrzem sprężonym;
5. układanie toru itd.

W i e r c e n i e. Do wiercenia otworów strzałowych w skałach zwięzłych i średniej zwięzłości są używane wiertarki typów BM-17, RP-17, R-2, PM i „Pobieda". W ogóle do drążenia otworów strzałowych, kierowanych w dół, najracjonalniej jest stosować wiertarki ręczne o ciężarze od 18 do 22 kg. Dłuta można stosować hartowane i zbrojone spiekami twardymi.



Rys. 291. Obudowa betonowa wylotu szybu pochyłego

Ilość wiertarek pracujących jednocześnie w przodku zależy od wymiarów przekroju poprzecznego. Szerokość przodka na jedną wiertarkę powinna wynosić od 1,2 do 1,5 m. Dla określenia ilości otworów strzałowych w przodku można stosować wzory (31) i (32) (dla wyrobisk poziomych). Głębokość otworów strzałowych należy określać na zasadzie warunków cykliczności, tak jak przy prowadzeniu wyrobisk poziomych.

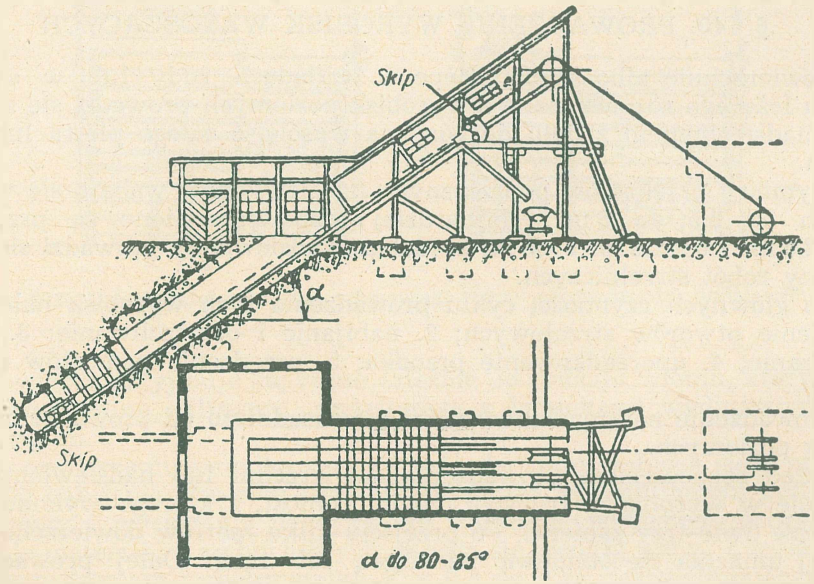
W tym celu należy ustalić czas trwania cyklu w ciągu zmian odpowiednio do możliwości przelotowej urządzenia wyciągowego, po czym głębokość otworów strzałowych określi się ze wzoru (35).

Głębokość otworów przy głębieniu szybów pochyłych przyjmuje się zwykle w granicach 1,2 do 2,5 m.

Obwiert przy głębieniu szybów pochyłych nie różni się od przyjętych typów obwiertów w wyrobiskach poziomych a wybiera się je zależnie od kierunku szczelinowatości, wymiarów poprzecznych przodka i innych.

N a b i j a n i e i o d s t r z a ł. Roboty nabijania i odstrzeliwania przy prowadzeniu szybów pochyłych nie różnią się od opisanych w rozdziale X. Jako materiałów wybuchowych można używać dynamitu i saletrzano-amonowych. Otwory strzałowe zwykle odpala się elektrycznie.

Ł a d o w a n i e u r o b k u. Tak jak przy prowadzeniu wyrobisk poziomych ładowanie urobku przy głębieniu szybów pochyłych należy do czynności długotrwałych i pochłaniających najwięcej pracy. Czas ładowania urobku przy ładowaniu ręcznym stanowi zwykle 60 do 75% czasu trwania cyklu. W Związku Radzieckim, jak również za granicą nie ma jeszcze dotychczas mniej lub więcej dogodnych ładowarek do ładowania skały w wyrobiskach pochyłych.



Rys. 292. Schemat głębienia szybu pochyłego z wyciągiem skipowym

Wydajność pracy robotnika zatrudnionego przy ładowaniu skały w wyrobisku pochyłym zależy od wysokości wozu albo skipu, odległości przerzutu, dopływu wody, zwięzłości i budowy skał, wielkości brył, stopnia oświetlenia i stanu przewietrzania.

Wydajność ładowania można zwiększyć, jeżeli ładuje się z arkuszy blach a dla zmniejszenia odległości przerzutu stosuje przenośne, nakładane końce szyn.

Poziom wody w przodku wywiera istotny wpływ na wydajność ładowania, które się szczególnie obniża, jeżeli temperatura wody wynosi poniżej 13 do 14 C.

Przy ładowaniu urobku w przodku może być zatrudnionych 4 do 5 ludzi, lecz nie więcej jak 1 człowiek na 0,8 do 1 m szerokości przodka.

Obudowę wykonuje się w ślad za urabianiem skały z nieznacznym odstępem od przodka, wynoszącym 1,5 do 2,5 m.

Ogólny schemat głębienia szybu pochyłego przedstawia rys. 292.

Organizacja robót prowadzenia szybów pochyłych przy ładowaniu ręcznym urobku oparta jest na harmonogramie z kolejnym wypełnianiem czynności cyklu.

Przy prowadzeniu szybów pochyłych z upadem od 15 do 20^0 stosuje się niekiedy ładowanie skały zgarniarkami, przenośnikami taśmowymi i ładowarkami typu przenośnikowego.

Zasada pracy ładowarki polega na tym, że urobek w przodku ładuje się na poziomie spągu na pochyły przenośnik, po którym podnosi się do góry i wysypuje do naczyń transportowych. Wydajność ładowania ładowarką wynosi od 35 do 45 t/godz.

§ 140. PROWADZENIE WYROBISK WZNOSZĄCYCH

Dowierzchnie albo szybiki ślepe w pokładach rudy lub w skałach ociosu leżącego rozpoczynane z wyrobisk poziomych prowadzi się zwykle tzw. nadsięwłomem z dołu do góry na wysokość całego piętra lub półpiętra.

Wymiary przekrojów poprzecznych nadsięwłomów wahają się w granicach od 2,5 do 8 m^2. Najbardziej rozpowszechnione są przekroje 1,2×2,5 m; 1,6×2,8 m; 2×3 m; 2×3,3 m. Nadsięwłomy prowadzi się przy pomocy robót strzelniczych.

Do głównych czynności cyklu prowadzenia tych wyrobisk należą: 1. wiercenie otworów strzałowych; 2. nabijanie i odstrzeliwanie; 3. przewietrzanie; 4. uporządkowanie przodka; 5. urządzenie pomostów i obudowa.

Prowadzenie nadsięwłomów różni się zasadniczo od prowadzenia wyrobisk poziomych.

Przed rozpoczęciem prowadzenia dowierzchni lub nadsięwłomu buduje się w wyrobisku transportowym pomost, z którego wykonuje się pierwsze dwie-trzy zabierki. Po przejściu kilku metrów dowierzchni wylot jej umacnia się obudową wieńcową lub inną. Dalej prowadzi się dowierzchnię z pomostu roboczego, ustawianego na tymczasowych rozporach w odległości 1,2 do 1,5 m od przodka. Przekrój dowierzchni dzieli się na dwa przedziały: rudny i drabinowy.

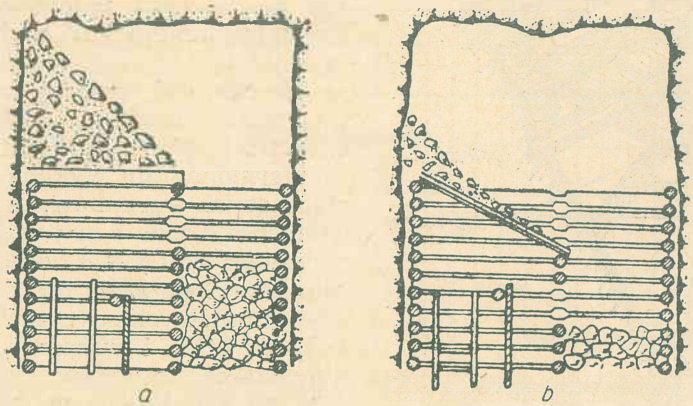
Przedział rudny wychodzi na chodnik w postaci niewielkiego tymczasowego komina zsypowego do opuszczania rudy. W przedziale drabinowym ustawia się drabiny żelazne lub drewniane służące do komunikowania się z przodkiem. Ażeby ruda przy odstrzeliwaniu nie wpadała do przedziału drabinowego, nakrywa się go pomostem ochronnym poziomym lub skośnym (rys. 293 *a* i *b*). Pomost jest przenośny i umocowuje się go na zwykłych zawiasach na jednej z rozpór po środku dowierzchni.

Przy strzałach skała z pomostu ochronnego wpada do przedziału rudnego. Żeby odstrzeliwaną rudą nie rozbić komina zsypnego, pozostawia się zawsze w przedziale rudnym pewną ilość zmagazynowanej rudy, która jest jakby ochronnym zderzakiem.

Otwory strzałowe wierci się zasadniczo wiertarkami teleskopowymi TP-2 fabryki Kysztymskiej albo fabryki „Komunista". Kolumnę teleskopową wiertarki opiera się przy tym o rozporę pomostu, wpuszczoną do ścian wyrobiska. W pracy mogą być dwie-trzy wiertarki, zależnie od wymiarów przekroju poprzecznego. Ilość otworów strzałowych może być określona według wzorów (31) i (32).

Przy prowadzeniu dowierzchni według danych z praktyki przyjmuje się przeciętnie od dwóch do trzech otworów strzałowych na 1 m^2.

Głównie w zależności od twardości skał i przekroju dowierzchni głębokość otworów strzałowych waha się zwykle w granicach od 1,2 do 1,8 m.



Rys. 293. Urządzenie pomostu ochronnego przy prowadzeniu nadsięwłomów

Obwierty przyjmuje się różne zależnie od rodzaju włomu, który może być piramidalny, klinowy, szczelinowy z ładunkami wydłużonymi lub skupionymi.

Po obwierceniu przodka cały sprzęt wiertniczy zabiera się i przystępuje do nabijania otworów strzałowych. Przed ich nabijaniem przedziały drabinowy i wyciągowy nakrywa się starannie pomostem ochronnym. Zużycie materiałów wybuchowych określa się według wzoru Laresa (§ 56) z wprowadzeniem współczynnika $K = 0{,}8$ do 0,85, uwzględniającym ciężar odbijanej skały, który ułatwia pracę wybuchu.

Praktycznie dla skał średniej twardości i twardych zużycie materiałów wybuchowych na 1 m^3 w caliźnie wynosi 1,5 do 2 kg. Odpala się elektrycznie za pomocą zapalników elektrycznych.

Przewietrzanie dowierzchni odbywa się za pomocą wentylatora ustawionego w przedziale wyciągowym. Powietrze doprowadza się do przodka lutniami. Prócz tego celem przyspieszenia przewietrzania zostawia się często w przodku otwarty zawór przewodu z powietrzem sprężonym, co znacznie skraca czas przewietrzania.

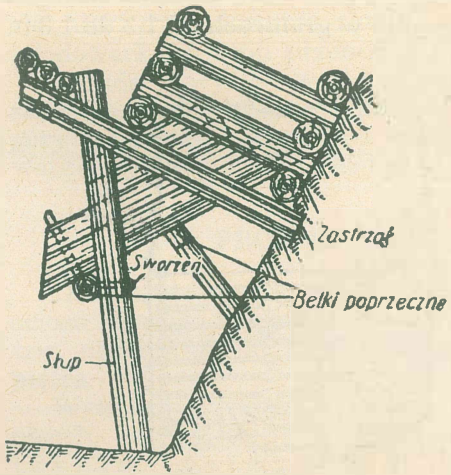
Po przewietrzeniu przodek obrywa się starannie ze zwisających kawałków skały, pomost ochronny oczyszcza się ze skały i zaczyna się stawiać obudowę.

W celu bezpiecznego prowadzenia robót zaopatruje się dowierzchnię w dwustronną sygnalizację dźwiękową.

Wysypy kominów zsypnych przy prowadzeniu wyrobisk po wzniosie robi się zwykle drewniane.

Wysyp komina zsypowego z zasuwami drewnianymi używany przy prowadzeniu nadsięwłomów przedstawia rys. 294.

Wysypy takie odznaczają się taniością i prostotą wykonania. Zasuwa wysypu składa się z jednej lub z dwóch desek poprzecznych, przytrzymywanych płaskownikami żelaznymi albo wkładanych w wycięcia, zrobione w bocznych ścianach wysypu.



Rys. 294. Wysyp komina zsypowego

Organizacja robót przy prowadzeniu dowierzchni polega zwykle na zasadzie kolejnego wykonywania czynności.

Na rys. 295 przedstawiono harmonogram robót prowadzenia dowierzchni jednym cyklem na dobę.

Harmonogram wykonano dla następujących warunków: przekrój dowierzchni 4,5 do 5 m^2; współczynnik zwięzłości skał $f = 8$ do 10. W przodku wierci się sześć do ośmiu otworów strzałowych, o przeciętnej głębokości 1,8 m i współczynniku wykorzystania otworów strzałowych 0,85 do 0,9. Postęp w cyklu 1,6 m. Drąży się wiertarką teleskopową TP-2 dłutami z koronkami odejmowanymi HSJZ ze stali spiekowej. Zużycie materiałów wybuchowych wynosi 2,3 kg na 1 m^3.

Prędkość prowadzenia dowierzchni dochodzi 35 do 50 mb miesięcznie.

§ 141. ORGANIZACJA TRANSPORTU PRZY PROWADZENIU WYROBISK POCHYŁYCH

Transport skały albo rudy przy prowadzeniu wyrobisk pochyłych odbywa się przenośnikami taśmowymi, wozami i skipami.

Przenośniki taśmowe do transportu urobku z przodka mogą być stosowane przy prowadzeniu dowierzchni niegłębokich o kącie upadu nie większym jak 18 do 20^0. Przy kątach upadu powyżej 20^0 z powodu niedostatecznego współczynnika tarcia pomiędzy kawałkami urobku i taśmy przenośnika skała zsuwa się z taśmy.

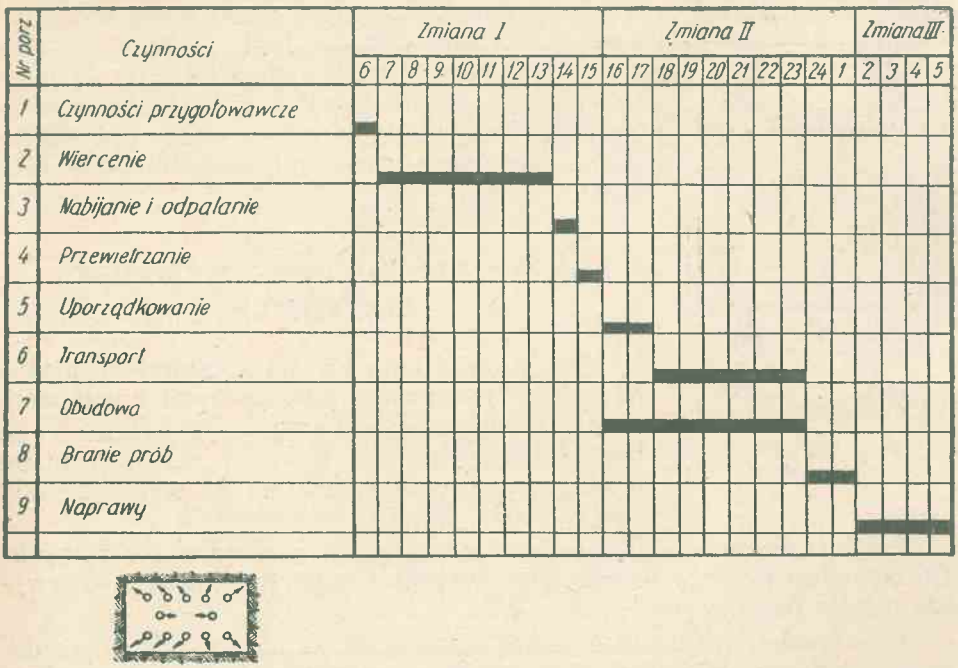
Skałę wydobytą przenośnikiem na powierzchnię wysypuje się do zasobników, z których przenośnikami lub wozami dostarcza się na hałdę. Transport w wozach wprost po szynach można stosować, gdy kąt upadu

nie przekracza 15 do 30°, a jeżeli jest większy, zachodzi niebezpieczeństwo wywracania się i wykolejania wozów, oprócz tego zmniejsza się współczynnik załadowywania wozów i transport taki staje się droższy. Przy większych upadach wozy stawia się na podwózkach.

Wozy w szybach pochyłych poruszają się po torach szynowych. W wyrobisku dwutorowym i z maszyną dwubębnową jeden wóz naładowany jedzie do góry, natomiast drugi pusty opuszcza się na dół bezpośrednio do przodka.

Skipy do ciągnienia urobku można stosować przy dowolnym kącie upadu szybu.

Wieża szybu pochyłego (rys. 292) nie ma specjalnego pomostu skipowego i przedstawia konstrukcję związaną z pomostem wyładunkowym do wywracania skipów.



Rys. 295. Wzorcowy harmonogram prowadzenia dowierzchni jednym cyklem na dobę

Skip wyładowuje się do zasobnika odbiorczego z zasuwą sektorową. Z zasobnika urobek ładuje się samoczynnie do wozów, które go wywożą na hałdę. Skipy mają kształt prostokątny z przednim końcem ściętym i nie mają przedniej ścianki.

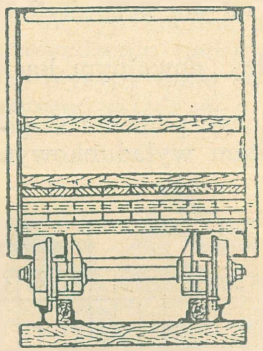
Dla wygody wyładowania kąt ścięcia na przednim końcu skipu jest równy kątowi upadu wyrobiska.

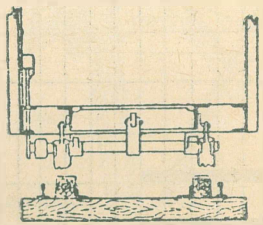
Zgarniarki (scrapery) są mniej dogodne w porównaniu z innymi środkami transportu. Zgarniarki te mogą być wyjątkowo stosowane w wyrobiskach o kącie upadu nie większym od 25 do 30° i o długości drogi 50 do 60 m.

Organizacja transportu rudy zgarniarką nie różni się od zwykłych sposobów pracy zgarniarki w wyrobiskach poziomych.

Przy transportowaniu w wyrobiskach pochyłych muszą być przedsięwzięte niezbędne środki ostrożności, których trzeba ściśle przestrzegać, ażeby zabezpieczyć od wypadków robotników pracujących w przodku.

W tym celu powinny być przede wszystkim przewidziane urządzenia uniemożliwiające staczanie się wozów i skipów w dół w razie zerwania liny. Ruch ludzi w wyrobiskach pochyłych w czasie transportu jest wzbroniony.





Rys. 296. Wóz z łapadłem

Do zjazdu i wyjazdu ludzi w wyrobiskach pochyłych stosuje się specjalne wozy zaopatrzone w urządzenia ochronne na wypadek zerwania się liny, tzw łapadła. Rys. 296 przedstawia wóz z łapadłem Szachtostroja dla jazdy ludzi w wyrobiskach pochyłych o kącie upadu od 5 do 25^0.

Oprócz tego dla przejścia robotników równolegle do dróg odstawowych powinno być odgrodzone przejście z poręczami, zaopatrzone w drabiny.

§ 142. ODWADNIANIE WYROBISK POCHYŁYCH

Przy prowadzeniu wyrobisk pochyłych można odwadniać naczyniami wyciągowymi i pompami.

Jeżeli dopływ wody nie przewyższa 2 do 3 m^3/godz, odwadniać powinno się naczyniami wyciągowymi, przeznaczonymi do wyciągu skały i rudy (wozy, skipy).

Przy dopływie wody powyżej 3 m^3/godz jest niezbędne pompowanie. Do odwadniania przy prowadzeniu wyrobisk pochyłych stosuje się zwykle pompy poziome.

Przy spadzistym upadzie pompę ustawia się na ramie drewnianej ułożonej na spągu wyrobiska. W miarę posuwania się przodka pompę okresowo przenosi się tak, żeby pionowa wysokość ssania nie była większa jak 6,5 do 7 m. Rury do pompowania wody dodaje się od dołu. Niekiedy pomiędzy rurami i pompą wstawia się giętki wąż metalowy.

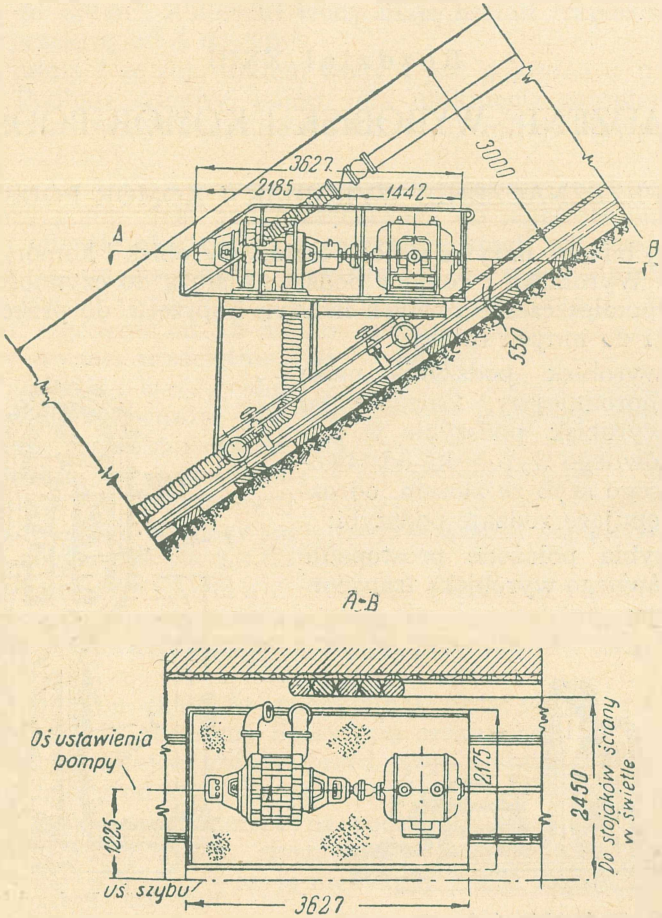
Wydajność pompy powinna być półtora do dwóch razy większa od normalnego dopływu wody.

Przy stosunkowo małym upadzie wyrobiska dla ustawienia pomp urządza się niekiedy specjalne nisze w bocznych ścianach wyrobiska. Przy upadzie znacznym i stromym pompy najczęściej ustawia się na pomostach przenośnych albo na specjalnych wozach (rys. 297).

Ten drugi sposób można stosować przy prowadzeniu wyrobisk dwutorowych; wtedy jeden tor służy do ciągnienia urobku, a drugi dla pompy.

Przy ustawianiu pomp na pomostach trzeba mieć koniecznie dwie pompy jednego typu; jedną w pracy, a drugą w zapasie.

Ustawienie pomp na specjalnych wozach (podwózki) jest najsłuszniejsze. Tutaj zmienia się miejsce pompy w miarę posuwania się przodka, co nie wymaga wiele czasu, pracy i środków.



Rys. 297. Ustawienie pompy na podwoziu

Rozdział XXIII

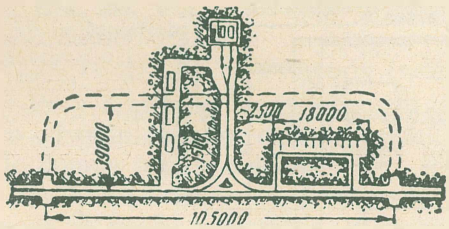
PROWADZENIE WYROBISK I KOMÓR PODSZYBIA

§ 143. PRZEZNACZENIE WYROBISK I KOMÓR PODSZYBIA

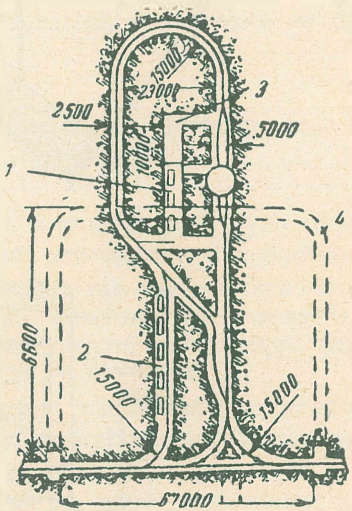
Podszybiem nazywa się całkształt wyrobisk i komór, położonych przy szybie. Wyrobiska i komory podszybia służą do czynności transportowych, do pomieszczenie różnych maszyn i sprzętu, do przechowywania materiałów i do innych celów.

Układ wyrobisk podszybia może być najróżnorodniejszy. Zależnie od położenia wyrobisk podszybia w stosunku do głównego wyrobiska odstawowego, łączącego szyb ze złożem, odróżnia się następujące rodzaje podszybi:

1. podszybia położone prostopadle do głównego wyrobiska transportowego;



Rys. 298. Podszybie jednostronne



Rys. 299. Podszybie dwustronne

2. podszybia położone równolegle do głównego wyrobiska transportowego.

Zależnie od schematu ruchu wozów na podszybiach, dzieli się je na podszybia jednostronne (rys. 298) i podszybia dwustronne (rys. 299).

§ 144. KSZTAŁT I WYMIARY KOMÓR PODSZYBIA

W wyrobiskach podszybia mieszczą się zwykle: komora pomp ze zbiornikiem wody, podstacja elektryczna, elektrowozownia, podziemny

warsztat mechaniczny, komora — poczekalnia, komora zasobnika urobku, komora materiałów wybuchowych i niektóre inne.

Komora pomp służy do pomieszczenia pomp centralnego odwadniania. Wymiary komór pomp zależą od gabarytów pomp; szerokość komór bywa zwykle w granicach od 2,8 do 4,5 m, a wysokość jest zależna od rodzaju obudowy i wynosi od 2,5 do 4,5 m. Objętość komory pomp wynosi 150 do 300 m^3. Zbiorniki wody mają kształt trapezowy lub sklepieniowy i przekrój od 4 do 8 m^2.

Komora pomp *1* ze zbiornikiem wody *4* jest położona w pobliżu szybu (rys. 298). Podłoga komory pomp (dla uniknięcia zatopienia wskutek nagłego dopływu wody) znajduje się 0,5 do 0,6 m powyżej poziomu podszybia.

Podstacja elektryczna *3* jest położona zwykle na przedłużeniu komory pomp. Jest ona przeznaczona do pomieszczenia instalacji odbierającej energię elektryczną z centralnej stacji na powierzchni i do zaopatrzenia w nią gospodarki elektrycznej na dole. Wymiary komory podstacji zależą od rodzaju umieszczanego w niej sprzętu i zmieniają się w granicach: szerokość od 3,5 do 5 m, a wysokość od 2,5 do 3,2 m. Objętość komory wynosi przeciętnie 150 do 200 m^2.

Elektrowozownia służy za miejsce postoju, oględzin i bieżących napraw elektrowozów, jak również jest miejscem ładowania akumulatorów (w razie stosowania elektrowozów akumulatorowych). Wozownia *2* zwykle jest umieszczona w oddzielnej komorze, urządzonej na przedłużeniu stacji rozrządowej podszybia lub w rozszerzonej części przecznicy (rys. 298). Komory mają zwykle kształt sklepiony i szerokość od 3 do 4,5 m a wysokość 2,8 do 3,5 m.

Warsztat podziemny służy do bieżących i planowo-zapobiegawczych napraw sprzętu kopalni. Komora warsztatowa najczęściej jest położona razem z elektrowozownią, na jej przedłużeniu. Objętość komory 40 do 50 m^3.

Poczekalnię (komorę poczekalną) urządza się na kopalniach o dużym wydobyciu rocznym. Służy ona czekającym na wyjazd na powierzchnię lub za miejsce zbiórki przed jazdą do miejsc pracy, jeżeli one znajdują się daleko od szybu a jest wprowadzony przewóz ludzi.

Oprócz wymienionych komór na podszybiu mogą być inne, jak dyżurnego ruchu (dyspozytora, dyspeczera); punkt lekarski; płuczka dla wiertarek i inne. Komory te mają niedużą objętość i małe wymiary przekroju poprzecznego.

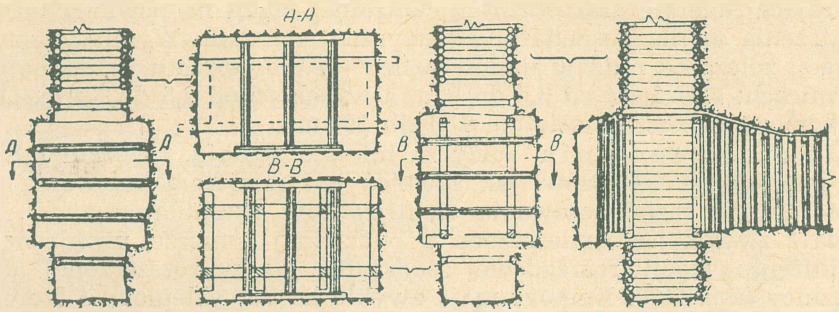
§ 145. PROWADZENIE PODSZYBIA

Podszybie w miejscu połączenia z szybem robi się o znacznie większych wymiarach w porównaniu z połączeniami z innymi wyrobiskami górniczymi. Szerokość podszybia w miejscu połączenia przyjmuje się przy szybach prostokątnych równą dłuższemu bokowi szybu, a przy szybach okrągłych równą średnicy szybu. Wysokość przyjmuje się taką, ażeby można było wygodnie wyładowywać z klatki różne materiały i sprzęt (szyny, rury, materiał do obudowy itd.). Zwykle wysokość podszybia przy

połączeniu z szybem przyjmuje się od 3 do 3,5 m przy obudowie drewnianej i 3,5 do 4 m przy betonowej.

Podszybie w skałach zwięzłych i stosunkowo twardych przy szybie o obudowie drewnianej prowadzi się jak następuje (rys. 300):

Gdy szyb jest już zgłębiony i ostatni odcinek powyżej połączenia z podszybiem jest obudowany, przystępuje się do głębienia odcinka, który przylega bezpośrednio do przyszłego podszybia. Tą część szybu prowadzi się z poszerzeniem 0,5 do 0,6 m w stronę krótkich boków przekroju szybu. Po tym na poziomie podszybia ustawia się w szybie podstawę „z oknami" w kierunku wyznaczonych wyrobisk. Przez te okna na powierzchni ścian szybu drąży się kilka krótkich otworów strzałowych, które się odstrzeliwuje małymi ładunkami materiałów wybuchowych. Przed strzałami stojaki podstawy chroni się zasłonami. Otwory strzałowe drugiej zabierki wierci się również o niedużej głębokości i nabija się je z takim wylicze-



Rys. 300. Prowadzenie podszybia przy obudowie drewnianej

niem, ażeby nastąpiło tylko niewielkie rozkruszenie skały. W miarę posuwu przodka głębokość otworów strzałowych zwiększa się i umieszcza się w nich ładunki materiału wybuchowego wielkości normalnej, po czym roboty odbywają się sposobem zwykłym.

Rozcięcie podszybia szybu o przekroju okrągłym prowadzi się zwykle przodkiem schodowym.

Wiercenie otworów strzałowych pierwszej zabierki prowadzi się przez „okna" tymczasowej obudowy żelaznej. Po tym, gdy przodek przedni zostanie wyprowadzony na 5 do 6 m, wykonuje się roboty w dolnym stopniu. Otwory strzałowe umieszcza się w kierunku schodzącym z niedużą linią najmniejszego oporu i odstrzały wykonuje się niewielkimi ładunkami materiałów wybuchowych.

Gdy wyrobisko zostało wyłamane, ustawia się szablony obudowy połączenia z podszybiem, co wykonuje się równocześnie z obudową szybu.

§ 146. SPOSOBY WYKONANIA KOMÓR

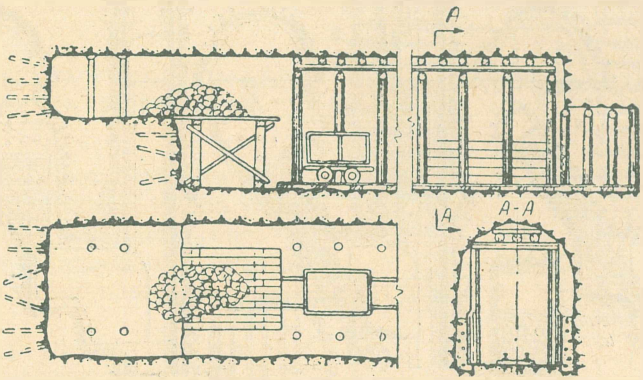
Komory na podszybiu mające wymiary poprzeczne powyżej 10 do 12 m^2 wykonuje się najczęściej przodkiem złożonym. Rozróżnia się następujące schematy prowadzenia robót przy wykonywaniu komór: 1. wykonanie komór w złożu rudy; 2. wykonanie komór w skale płonnej.

Sposób pierwszy wykonania komór w złożu rudnym spotyka się rzadko. Roboty polegają na tym, że początkowo na całej powierzchni komory wybiera się złoże rudy. Następnie w komorze przybiera się robotami strzelniczymi spąg i strop. Otwory strzałowe przy przybieraniu spągu kieruje się pionowo w dół, a w stropie poziomo albo z małym wzniesiem do góry. Rozszerzone wyrobisko zabezpiecza się z obudową tymczasową. Obudowę stałą wykonuje się zwykle po zakończeniu robót strzelniczych.

Drugi sposób wykonania komór w skałach płonnych spotyka się częściej. Roboty można prowadzić dwojako: za pomocą przodka złożonego i za pomocą przodka ścianowego.

Roboty przodkiem złożonym polegają na podziale całego przekroju komory na dwa poziome schody niezależne od siebie (rys. 301).

Górny schód zajmuje 35 do 40% powierzchni przekroju poprzecznego, a dolny pozostałą część przekroju komory. Taki stosunek powierzchni pierwszego i drugiego schodu zapewnia równomierność ich postępu. Prowadzenie górnego schodu odbywa się z wyprzedzaniem o 6 do 8 m, co



Rys. 301. Schemat drążenia komory przodkiem schodowym

pozwala na zupełną niezależność w robotach przy wypełnianiu głównych czynności pędzenia wyrobiska. Wszystkie roboty są prowadzone sposobem zwykłym.

Prowadzenie komór pełnym przekrojem nie różni się od prowadzenia innych wyrobisk głównych.

Do wiercenia otworów strzałowych w komorach stosuje się głównie wiertarki ręczne. Schematy obwiertów dobiera się zależnie od właściwości przecinanych skał i od organizacji robót wiercenia. Ilość otworów strzałowych w obwiercie określa się przez obliczenie.

Skałę z przodka czołowego ładuje się ręcznie albo zgarniarką.

Przy ładowaniu ręcznym skałę przerzuca się początkowo na pomost (rys. 301) i dalej bezpośrednio do wozu.

Taka organizacja ładowania skały pozwala na połączenie z wierceniem otworów strzałowych w schodzie dolnym.

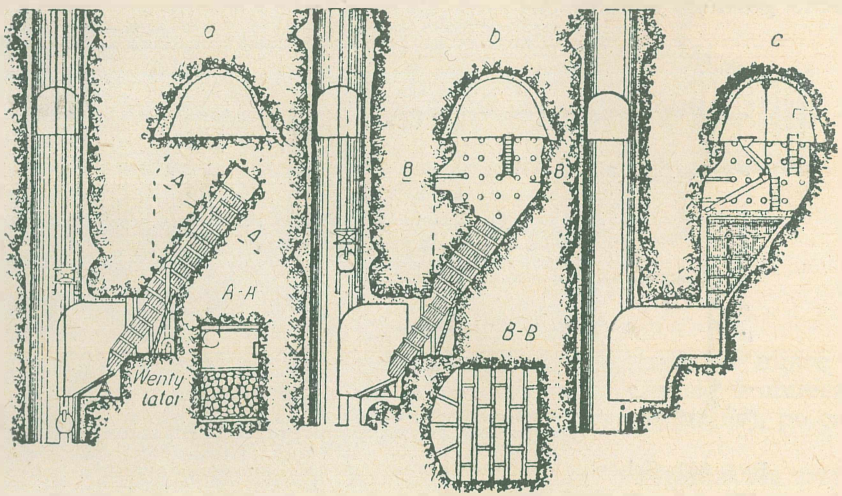
Przy ładowaniu zgarniarką skałę zrzuca się początkowo zgarniarką na spąg komory a następnie ładuje się do wozów ręcznie albo ładowarką. Jeżeli się ładuje ręcznie, to przed wyrzuceniem skały z przodka czołowego rozkłada się na spągu komory arkusze blachy.

§ 147. WYKONANIE KOMÓR ZASOBNIKÓW

Komory zasobników urobku dzielą się na dwa rodzaje: 1. z calizną pomiędzy komorą i szybem; 2. bez calizny.

Wykonanie zasobnika z calizną pomiędzy komorą a szybem stosuje się w skałach zwartych wytrzymałych. Zwykle komory te robi się o dużej pojemności. Schemat wykonania komory (w trzech okresach *a*, *b* i *c*) o dużej pojemności przedstawia rys. 302.

Wykonanie komory zasobnika rozpoczyna się od rozcięcia i od obudowy dolnej części komory. Dalej drąży się zasobnik nadsiębwłomem albo



Rys. 302. Wykonanie komory zasobnika w szybie okrągłym

od razu pełnym przekrojem, albo na dwa razy: z początku wyrobiska po wzniosie wąskim przodkiem i następnie z rozszerzeniem go z góry na dół.

Sposób wykonania komory zasobnika nadsiębwłomem jest prosty i ma następujące zalety: 1. uprzątanie skały jest ułatwione; 2. nie potrzeba urządzeń wyciągowych i odwadniania.

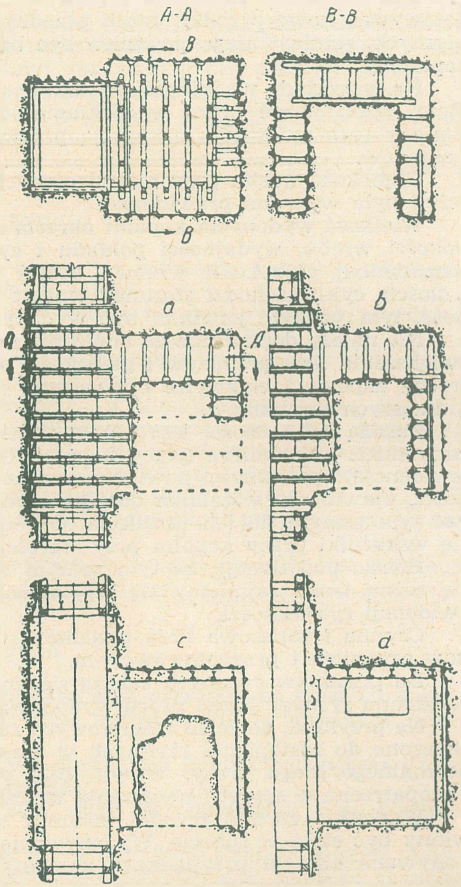
Wykonanie dowierzchni w niczym nie różni się od pędzenia zwykłych wyrobisk po wzniosie. Komorę poszerza się przodkiem schodowym.

W tym celu otwory strzałowe o głębokości 0,9 do 1,2 m rozmieszcza się w porządku zstępującym. Strzela się niedużymi ładunkami materiałów wybuchowych. Odstrzelona skała spada do przedziału rudnego dowierzchni a następnie przez komin zsypowy ładuje się ją do kubłów. Komorę przyszybową zasobnika obudowuje się z dołu do góry razem z danym odcinkiem szybu.

Wykonanie komory zasobnika (w czterech okresach *a*, *b*, *c* i *d*) o małej pojemności bez calizny pomiędzy nią a szybem przedstawia rys. 303.

Prace przy wykonywaniu komory o małej pojemności polegają na rozszerzeniu szybu w kierunku komory na poziomie podszybia. Poszerzenie wykonuje się przodkiem schodowo-spągowym o wysokości schodu nie większym jak 1 do 1,2 m. Głębokość otworów strzałowych wynosi 1,2 do 1,5 m. Ładunki materiałów wybuchowych daje się nieduże. Odstrzeloną skałę przerzuca się po schodach ręcznie, ładuje się do kubłów i wydaje na powierzchnię.

Komorę łącznie z szybem obudowuje się na stałe po ukończeniu wszystkich robót. W czasie prowadzenia robót w komorze wyrobisko podtrzymuje obudowa tymczasowa.



Rys. 303. Wykonanie komory zasobnika w szybie prostokątnym

§ 148. PODSTAWY TERMINARZA WYKONANIA PODSZYBIA

Wszystkie roboty górnicze przy prowadzeniu podszybia trzeba wykonywać według terminarza robót. Za podstawę do sporządzenia terminarza powinny służyć następujące założenia:

1. Plan powinien być tak obliczony, ażeby wszystkie wyrobiska podszybia były całkowicie wykończone i zaopatrzone w instalacje przed rozpoczęciem robót wydobywczych na danym piętrze.
2. Z wyrobisk i komór około szybu powinno się prowadzić w pierwszej kolejności te wyrobiska, które są niezbędne na samym początku pracy kopalni.
3. Żeby przyspieszyć wykonanie wyrobisk podszybia, roboty trzeba prowadzić jednocześnie w kilku przodkach (trzech-czterech) znajdujących się blisko siebie. Pożądane jest, ażeby wyrobiska o znacznej długości prowadzić przodkami z dwóch stron na spotkanie.

Zwykle na wykonanie wszystkich wyrobisk podszybia potrzeba co najmniej 6 miesięcy. Przeciętnie objętość skały do urobienia na każdą komorę ustala się miesięcznie na 450 do 500 m^3.

§ 149. ZASADY ROBÓT CYKLICZNYCH [1])

● Ilość cykli wykonywania różnych robót jest wszechstronnym miernikiem pracy całej kopalni. Dlatego ewidencja cykliczności powinna być tak ułożona, żeby z niej wynikała nie tylko ilość wykonanych cykli, ale i związek cykliczności z podstawowymi wskaźnikami określającymi wielkości, jak długość linii przodków, wydajność pokładów, głębokość wrębu.

Stały wzrost wydobycia i cykliczności można zapewnić pod warunkiem rozszerzenia frontu robót, tj. zwiększenia linii przodków. Ażeby nie dopuścić do zmniejszenia linii czynnych przodków i zapewnić jej wrost, jest niezbędne zawczasu przygotowywać nowe przodki. Jeżeli przodek wypada z ruchu wskutek przeszkód technicznych, zamiast niego powinien być natychmiast wprowadzony do pracy przodek zapasowy.

Na przykład, wydajność pokładów dla każdej kopalni zwykle jest wielkością stałą, jeżeli liczyć pracę w niedługim okresie czasu (pięciodniówka, dekada itd.). Zmiany tego wskaźnika następują przeważnie przy przejściu na wybieranie innych pokładów.

Głębokość wrębu przy niezmienionych warunkach pracy zmienia się też rzadko, jeżeli była wybrana prawidłowo.

Wielkość wydobycia kopalni określa się jako iloczyn długości linii przodka, głębokości wrębu, wydajności pokładu i cykliczności. Dla danej linii przodków przy niezmiennej głębokości wrębu i stałej grubości pokładów pomiędzy wydobyciem a ilością cykli zachodzi stosunek wprost proporcjonalny, tj. im wyższa jest cykliczność, tym większe powinno być wydobycie kopaliny użytecznej (węgla, rudy itp.).

Nie należy dopuszczać do obniżenia ilości cykli przy wzroście wydobycia kosztem zwiększenia linii przodków i głębokości wrębu. Nie dopuszczając do obniżenia cykli trzeba zapewnić całkowite opanowanie nowo wprowadzonych do ruchu przodków i dłuższych wrębników.

Zasadą cykliczności jest wzrost ilości cykli i wydobycia towarzyszący poprawie wszystkich wskaźników pracy kopalni. Odpowiednio do tego prawidłowe obliczenie (ewidencja) cykliczności powinno sprzyjać wykryciu i ujawnieniu fałszywej cykliczności, ujawnieniu wszelkich odstąpień od prawidłowego prowadzenia robót i pomagać tym samym do ich usunięcia. Oprócz tego powinno wskazywać jak polepszają się wskaźniki pracy kopalni przy wzroście cykliczności.

Biorąc pod uwagę, że tym samym wskaźnikom na różnych kopalniach nadaje się różną treść, zajmiemy się wyjaśnieniem zasadniczych pojęć, stosowanych przy ewidencji cykliczności.

Czynna i zapasowa linia przodków. Ogólna linia przodków składa się z przodków czynnych i przygotowawczych.

Do przodków czynnych zalicza się, np. wszystkie ściany, na których odbywa się codzienna systematyczna praca wydobywania.

Na przykład, do ścian rezerwowych zalicza się te wszystkie ściany, które są przeznaczone do zastąpienia czynnych w czasie ich zatrzymania albo zakłócenia w nich normalnego biegu pracy. W tym celu powinny być one całkowicie przygotowane i zaopatrzone w sprzęt i urządzenia włączając również przylegające do nich chodniki.

Wszystkie czynne przodki powinny mieć zaplanowane wydobycie węgla i powinny być stale w robocie. Wydobywanie w przodkach rezerwowych może być wykonywane albo w przypadkach zamiany przodków czynnych, albo w celu utrzymania samych przodków rezerwowych w stanie zapewniającym puszczenie ich w ruch w każdej chwili.

Wydobycie z przodków rezerwowych, których utrzymanie w ruchu jest niezbędne dla zapewnienia ich pełnej gotowości, włącza się do ogólnego planu wydobycia kopalni. Wybieranie może się odbywać okresowo lub też regularnie w zależności od warunków naturalnych i eksploatacyjnych.

Przy regularnym wybieraniu w przodkach rezerwowych wielkość wydobycia w każdym z nich nie powinna przewyższać 30% przeciętnego wydobycia takiego samego co do wielkości czynnego przodka; przy większym wydobyciu z przodka rezerwowego zalicza się go do czynnych.

Ilość i długość czynnych przodków nie powinny być mniejsze od ustalonych w planie.

---

[1]) Patrz „Przedmowa".

Przodki rezerwowe powinny stanowić 20% ogólnej ilości oraz długości przodków czynnych i powinny być przedstawione w całych liczbach, ale w przeliczeniu na ściany, nie mniej jak jedna ściana na każdej kopalni.

Ściany mogą być wyłączone z ilości czynnych według planu lub podczas wykonywania planu decyzją kierownictwa kopalni zatwierdzoną przez zjednoczenie:

a. wskutek wybrania zasobów w ustalonych granicach;
b. wskutek nienadawania się do dalszego wybierania ze względu na warunki naturalne;
c. ze względów technicznych — w celu uniknięcia podebrania zalegającego wyżej pokładu, zatopienia itp.;
d. wskutek zawałów, zatopienia, samozapalenia, wybuchu itp., przy których technicznie możliwy termin ponownego uruchomienia przodka przewyższa 5 dni.

Jeżeli przodek rezerwowy jest w normalnej eksploatacji bez przerwy dłużej niż 15 dni, to automatycznie zalicza się go do przodków czynnych.

Ściany przygotowane do wybierania pod względem górniczym, ale niezaopatrzone w sprzęt i w urządzenia, wskutek czego nie może być w nich rozpoczęta normalna eksploatacja w dowolnym czasie, ujmuje się oddzielnie i nie wlicza się ich do ogólnej linii przodka.

CYKLICZNOŚĆ

Za cykl na ścianach zmechanizowanych uważa się wybranie pasa, np. węgla na całej długości ściany na pełną głębokość jednego wrębu.

Przy urabianiu młotkami mechanicznymi i ręcznie za cykl uważa się wybieranie pasa o szerokości jednego pola obudowy wzdłuż całego przodka.

Do cyklu czynnych przodków włącza się wszystkie roboty związane z wybraniem jednego wrębu lub z wykonaniem jednego pola obudowy.

Przy prowadzeniu wyrobisk przygotowawczych w kopalinie użytecznej za cykl uważa się wybieranie tej kopaliny na całej długości przodka na pełną głębokość wrębu, szerokość pola obudowy lub na pełną głębokość pożytecznego wykorzystania otworów strzałowych, w każdym przypadku w zależności od rodzaju robót.

Przy prowadzeniu wyrobisk przygotowawczych w skale płonnej za cykl jest uważany postęp całego przekroju wyrobiska na pełną głębokość pożytecznego wykorzystania otworów strzałowych.

Przy prowadzeniu wyrobisk przygotowawczych w zawale za cykl jest uważany postęp całego przekroju wyrobiska o jedno pole obudowy.

WYDOBYCIE

Przy obliczaniu wydobycia należy za punkt wyjścia przyjmować przeciętną grubość pokładu wybieranej kopaliny odliczając część pozostawioną w kopalni w przerostach (grubość robocza).

Wydajność pokładu ustala się na podstawie sprawdzeń kontrolnych węgla i jego ciężaru objętościowego określonego laboratoryjnie.

Wydobycie wyliczone we wskazany sposób służy do planowania i do kontroli faktycznego wydobycia.

Przy określaniu faktycznych wskaźników pracy przodków i całych kopalń przyjmuje się do obliczeń (ewidencji) tylko rzeczywiste wydobycie z każdego przodka lub z całej kopalni.

§ 150. EWIDENCJA CYKLICZNOŚCI

Ewidencję cykliczności powinno prowadzić się oddzielnie dla przodków czynnych, rezerwowych i przygotowawczych, z podziałem ścian na „maszynowe", „młotkowe" i „ręczne".

Ilość cykli na zmianę określa się dzieląc powierzchnię wybraną przez powierzchnię jednego cyklu ustaloną w planie, po czym sprawdza się według wydobycia.

Długość przodka określa się w metrach, zaokrąglonych do całości, licząc w prostej linii po upadzie albo w kierunku zadanym, zależnie od łupliwości i innych warunków. Niedopuszczalne jest liczenie długości ścian po linii krzywej. Długość ściany mierzy się od dolnego chodnika (przecinki i calizny) do górnego chodnika (calizny).

Przeciętną długość każdej ściany w okresie obrachunkowym i rzeczywiście wybraną powierzchnię w metrach kwadratowych w każdym przodku określa się według pomiarów mierniczych za dany okres obrachunkowy.

Głębokość wrębu ustala się dla każdej ściany zależnie od długości wrębnika lub żerdzi i przyjmuje się 1,8 m przy długości wrębnika 2 m; 1,45 m przy długości wrębnika 1,65 m; oraz 1,3 m przy długości żerdzi 1,5 m.

Szerokość pola obudowy dla każdej ściany „młotkowej" i „ręcznej" ustala się odgórnie.

Postęp przodka określa się dzieląc liczby metrów kwadratowych wybranej powierzchni przez przeciętną długość przodka.

Ilość cykli na ścianie określa się dzieląc wielkość postępu ściany przez ustaloną głębokość wrębu albo dzieląc wybraną powierzchnię na ścianie przez powierzchnię jednego cyklu.

Cykliczność całej kopalni określa ogólna przeciętna długość ścian na kopalni, powstająca przez podsumowanie przeciętnych długości każdej ściany.

Przeciętną długość każdej ściany liczy się za całkowitą, jeżeli ściana w okresie obrachunkowym była zaliczona do czynnych, niezależnie od ilości dni jej rzeczywistej pracy.

Długość ścian zatrzymanych i ponownie wprowadzonych do eksploatacji oblicza się wychodząc z ilości dni, w których te ściany rzeczywiście były w pracy, co otrzymuje się mnożąc faktyczne długości ścian przez iloraz, otrzymany z podzielenia ilości dni pracy ścian w okresie do zatrzymania lub od początku uruchomienia przez ilość dni roboczych w okresie obrachunkowym.

Ogólną przeciętną długość ścian na kopalni można również obliczyć przez dodanie iloczynów rzeczywistej przeciętnej długości ściany i ilości dni jej pracy oraz przez podzielenie tej sumy przez ilość dni roboczych w okresie obrachunkowym. Obydwa te sposoby są zupełnie równoznaczne i dają jednakowe wyniki.

Powierzchnię rzeczywiście wybraną w kopalni w metrach kwadratowych określa się przez podsumowanie powierzchni wybranych na każdej ścianie.

Przeciętny postęp przodka w kopalni wyznacza się przez podzielenie ilości metrów kwadratowych powierzchni wybranej w kopalni przez przeciętną długość przodka.

Przeciętną głębokość wrębu i szerokość pola obudowy w całej kopalni określa się jako ogólną przeciętną z ilości wybranych metrów kwadratowych na każdej ścianie, co otrzymuje się dzieląc sumaryczną podwrębioną powierzchnię w kopalni przez sumę ilorazów dzielenia podwrębionej powierzchni w każdej ścianie przez ustaloną dla niej głębokość wrębu albo szerokość pola obudowy.

Ilość cykli w kopalni oblicza się dzieląc przeciętny postęp przez przeciętną głębokość wrębu albo szerokość pola obudowy.

Otrzymaną w ten sposób cykliczność sprawdza się z wydobyciem np. na ścianie w sposób następujący:

a. wydobycie z każdej ściany powinno odpowiadać postępowi przodka wymierzonemu przez mierniczych górniczych i przeciętnej grubości pokładu;
b. wydobycie na ścianie w ciągu jednego cyklu jest równe iloczynowi z powierzchni jednego wrębu przez wychód urobku z 1 m^2 pokładu;
c. ilość cykli wydobywania otrzymuje się dzieląc ogólne wydobycie ze ściany w okresie obrachunkowym przez wydobycie z jednego cyklu;
powinna ona dokładnie równać się ilości cykli otrzymanych w sposób wyżej wskazany (wychodząc z założenia powierzchni);
d. przeciętny wychód urobku z 1 m^2 pokładów kopalni uzyskuje się dzieląc sumaryczne wydobycie kopalni przez sumaryczną podwrębioną powierzchnię;
e. ogólną przeciętną grubość pokładów kopalni określa się dzieląc ogólny przeciętny wychód z 1 m^2 pokładów przez przeciętny ciężar objętościowy;
f. przeciętne wydobycie w ciągu jednego cyklu w kopalni otrzymuje się mnożąc przeciętną długość przodków przez przeciętną głębokość wrębu i przez przeciętny wychód z 1 m^2 pokładów.

Rozdział XXIV

PROWADZENIE PIONOWYCH WYROBISK GÓRNICZYCH

§ 151. RODZAJE SZYBÓW PIONOWYCH I ICH PRZEZNACZENIE

Dla wyciągania urobku, zjazdu i wyjazdu ludzi, prowadzenia rur powietrza sprężonego i odwadniania wystarczyłby w zasadzie jeden szyb, tzw. szyb główny (wyciągowy). Ponieważ kopalnia według przepisów bezpieczeństwa musi posiadać co najmniej dwa niezależne od siebie wyjścia na powierzchnię, przeto zwykle zgłębia się równocześnie drugi szyb, który jest przeznaczony do wentylacji, ewentualnie do zjazdu i wyjazdu ludzi i dostawy materiałów do obudowy wyrobisk. Szyb taki nazywa się wentylacyjnym (powietrznym) albo pomocniczym. Wyciąganie urobku szybem może odbywać się w klatkach lub w skipach.

Odpowiednio do tego (zależnie od rodzaju wyciągu) szyby dzielą się na k l a t k o w e i s k i p o w e.

W płaszczyźnie pionowej rozróżnia się w szybie trzy części:

1. W y l o t. Jest to górna część szybu bezpośrednio przylegająca do powierzchni ziemi i połączona z budynkiem nadszybowym;
2. Ż ą p. Jest to dolna część szybu poniżej poziomu ostatniego podszybia służąca za zbiornik wody oraz do pomieszczenia niektórych urządzeń;
3. „S t u d n i a“ s z y b u podzielona jest kratami zbrojenia, do których przymocowane są urządzenia w kilku przedziałach.

§ 152. KSZTAŁT I WYMIARY PRZEKROJU POPRZECZNEGO SZYBÓW

Najbardziej rozpowszechnionymi kształtami przekroju poprzecznego szybów, czyli tarcz szybowych są: prostokątny i okrągły. Niekiedy stosuje się również kształt eliptyczny lub krzywolinijny.

Wybór tarczy szybu zależy od jego przeznaczenia, czasu służby i właściwości fizyko-mechanicznych skał. Oprócz tego przy wyborze tarczy szybu należy uwzględnić: 1. dogodność eksploatacji; 2. koszty własne i prędkość głębienia szybu oraz 3. koszty utrzymania szybu w stanie roboczym.

W skałach zwięzłych i wytrzymałych najodpowiedniejsze są szyby o kształcie prostokątnym z obudową wieńcową drewnianą. Czas służby takich szybów może wynosić 10 do 15 lat i więcej. W kopalniach rud, w których skały otaczające złoże są zwięzłe, ten kształt szybów jest naj-

bardziej rozpowszechniony. Jeżeli skały są słabe i niewytrzymałe, stosuje się szyby o kształcie okrągłym z obudową betonową, żelbetową lub kamienną. Czas służby szybów o kształcie okrągłym wynosi 20 do 30 lat i więcej.

Szyby o ścianach krzywolinijnych i szyby kształtu eliptycznego spotyka się rzadko.

W szybach odróżnia się powierzchnię ogólną i użyteczną.

Powierzchnią użyteczną tarczy szybu nazywa się powierzchnia wykorzystana na pomieszczenie naczyń wyciągowych, rur, drabin i prowadników.

Najracjonalniej jest wykorzystana powierzchnia tarczy szybu w szybach prostokątnych.

Stosunek ogólnej powierzchni tarczy szybu do jego powierzchni użytecznej wynosi 1 dla szybów prostokątnych, 1,25 dla eliptycznych i 1,3 dla okrągłych. W ten sposób, w celu otrzymania jednej i tej samej powierzchni tarczy szybu, objętość wydobytej skały dla szybów okrągłych jest prawie o 30% większa niż dla prostokątnych.

Obudowa drewniana w szybach prostokątnych stawia większy opór ruchowi powietrza niż kamienna lub metalowa w szybach okrągłych. Przy jednakowej ilości przepuszczanego powietrza wymagana moc wentylatora dla szybów o przekroju prostokątnym jest mniej więcej cztery razy większa w porównaniu z wentylatorem szybu o przekroju okrągłym.

Organizacja wykonywania robót górniczych, wydobywania skały i obudowy w szybie o przekroju okrągłym jest prostsza niż w szybie prostokątnym, nie potrzeba bowiem specjalnie wyrabiać rogów szybu, ustalenie położenia boków szybu względem jego środka wykonuje się za pomocą jednego pionu itp.

Przy budowie nowych szybów głównych w Związku Radzieckim stosuje się kształt tarczy prostokątny i okrągły. Szybom o krótkotrwałym czasie pracy, szczególnie zaś zgłębianym w skałach zwięzłych, nadaje się zawsze kształt prostokątny. Takie szyby są stosowane do eksploatacji złóż rud na Uralu, na Syberii i w Kazachstanie.

Wymiary tarczy szybu wyciągowego określa się wychodząc z przepustowości przy wybranym typie i rozmiarach naczyń wyciągowych i sprawdzając przekrój według prędkości ruchu prądu powietrza. Przy tym należy się opierać na normach ustanowionych według przepisów bezpieczeństwa i przepisów eksploatacji technicznej, jak również trzeba kierować się praktyką budowy nowych szybów, a mianowicie:

1. największa prędkość ciągnienia szybem nie powinna przekraczać wielkości określonej ze wzoru:

$$v = 0{,}8\sqrt{H}, \tag{45}$$

gdzie H oznacza wysokość ciągnienia w m;

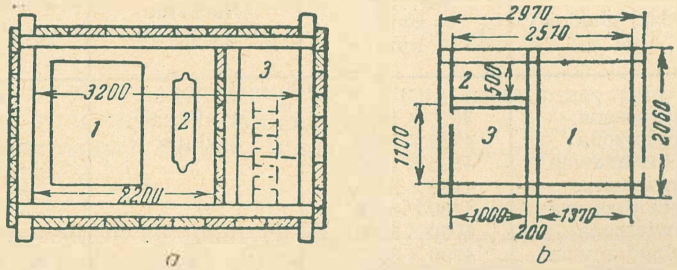
2. czas trwania przerwy na załadowanie i wyładowanie naczyń wyciągowych przyjmuje się: 8 sek dla skipów o pojemności do 6 t, i 10 sek powyżej 6 t, dla klatek wywrotowych 10 sek, dla zwykłych klatek jednopiętrowych 12 sek i dla dwupiętrowych 30 sek;
3. jeżeli nie ma szczególnych warunków, przyjmuje się 307 dni roboczych wydobycia w ciągu roku przy tygodniu roboczym z przerwami i 360 dni przy tygodniu bez przerw;

4. ilość godzin ciągnienia na dobę przy pracy na trzy zmiany wynosi dla wyciągu skipowego 21 godzin, a dla wyciągu klatkami $21\frac{1}{2}$ godzin;
5. współczynnik nierównomierności przy obecności jednego urządzenia wyciągowego urobku przyjmuje się równy 1,25;
6. przy rozmieszczaniu naczyń wyciągowych przyjmuje się odpowiednio do powierzchni tarczy szybu następujące najmniejsze wolne przestrzenie: pomiędzy naczyniem wyciągowym i belką zbrojenia, jeżeli do niej są przymocowane prowadniki tegoż naczynia, 70 do 100 mm; pomiędzy naczyniem wyciągowym i belkami zbrojenia, jeżeli do belki nie są przymocowane prowadniki naczynia wyciągowego, 100 do 150 mm; pomiędzy naczyniem wyciągowym a obudową szybu przy prowadnikach drewnianych 200 mm i przy metalowych 150 mm; pomiędzy dwoma naczyniami wyciągowymi bez belek zbrojenia pomiędzy nimi 200 mm;
7. grubość prowadników przyjmuje się według norm;
8. wymiary przedziału drabinowego powinny być nie mniejsze jak 500×500 mm. Szerokość drabiny 540 mm i kąt nachylenia 80^0;
9. grubość prowadnicy klatki przy prowadnikach drewnianych przyjmuje się na 15 do 25 mm, a przy szynowych 25 do 65 mm. Wolna przestrzeń pomiędzy prowadnicą i prowadnikiem drewnianym wynosi 100 mm, a pomiędzy prowadnicą i prowadnikiem szynowym 5 do 7 mm;
10. prędkość prądu powietrza w szybach nie powinna wynosić więcej jak 8 m/sek.

Przekrój poprzeczny szybu określa się w sposób graficzny zależnie od rodzaju i pojemności naczyń wyciągowych oraz ich rozmieszczenia.

Rozpatrzmy najbardziej rozpowszechnione rodzaje przekrojów szybów.

W szybach prostokątnych przedziały mogą być umieszczone w jednym rzędzie lub w dwóch rzędach.



Rys. 304. Przekrój poprzeczny szybu z dwoma przedziałami

Szyby z dwoma przedziałami stosuje się w praktyce zwykle tylko jako pomocnicze i przy niedużym wydobyciu oraz niewielkiej głębokości wyciągu.

Rys. 304*a* przedstawia przekrój szybu z dwoma przedziałami: wyciągowym i drabinowym. W przedziale wyciągowym są umieszczone: klatka *1* i przeciwwaga *2*, w drabinowym *3* drabiny i rury.

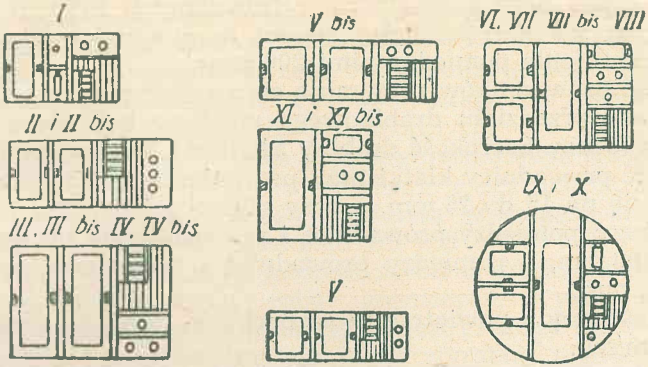
Na rys. 304*b* uwidoczniono szyb kopalni Sadońskiej, przeznaczony do opuszczania rudy z górnych poziomów złoża na poziom sztolni głównej i do

wyjazdu i zjazdu ludzi na tymże odcinku. Ogólna głębokość szybu około 400 m. Na klatce o wymiarach zewnętrznych 1,24 × 0,92 m mieści się wóz o pojemności 1 t rudy albo 0,7 t skały; w klatce może pomieścić się 5 ludzi. Roczne wydobycie przy przeciętnej głębokości opuszczania urobku 250 do 280 m wynosi do 60 tysięcy ton rudy i 15 tysięcy ton skały płonnej.

Szyby z dwoma przedziałami są dosyć szeroko rozpowszechnione na niedużych kopalniach złota w Syberii, w Kazachstanie i innych.

Szyby z trzema przedziałami są stosowane częściej. W takim szybie ciągnienie może odbywać się klatkami albo skipami. W trzecim przedziale mieszczą się drabiny i rurociągi.

Typowe przekroje szybów pionowych podano w tablicy 50. Schematy przekrojów typowych przedstawiono na rys. 305.



Rys. 305. Schemat przekrojów typowych szybów prostokątnych

Tablica 50

Typowe przekroje szybów pionowych w rudnym przemyśle górniczym Związku Radzieckiego *)

Typ szybu	Rodzaj obudowy	Wymiary w świetle mm	Naczynia wyciągowe	Pojemność, m³	
				skip	klatka (wózek)
I	zawieszona	3070 × 1800	1 klatka	—	0,38
II	zawieszona	4520 × 1800	2 klatki	—	0,38
II bis	pełnodrzewna	4520 × 1800	„	—	0,38
III	zawieszona	4480 × 2400	„	—	0,6
III bis	pełnodrzewna	4480 × 2400	„	—	0,6
IV	zawieszona	5000 × 3040	„	—	1,0
IV bis	pełnodrzewna	4990 × 3040	„	—	1,0
V	zawieszona	4790 × 1440	2 skipy	1,0	—
V bis	pełnodrzewna	4790 × 1600	„	1,0	—
VI	zawieszona	4795 × 3040	2 skipy i 1 klatka	1,0	1,2
VII	zawieszona	4795 × 3040	„	2,25	1,2
VII bis	pełnodrzewna	4795 × 3040	„	3,00	1,0
VIII	zawieszona	5035 × 3550	„	2,25	1,2
IX	betonowa	średnica 4,9	„	1,0	1,2
X	betonowa	średnica 5,4	„	1,50	1,2
XI	zawieszona	3055 × 3040	1 klatka	2,25	1,0
XI bis	pełnodrzewna	3055 × 3040	1 klatka	3,0	1,0

*) Tablica wzięta z książki N. Pokrowskiego „Prowadzenie wyrobisk górniczych".

Po ustaleniu wymiarów poprzecznych szybu w świetle i po sprawdzeniu ich co do warunków przewietrzania oblicza się grubość obudowy. Znając grubość obudowy łatwo jest określić powierzchnię przekroju poprzecznego szybu przy jego zgłębianiu.

§ 153. OKRES PRZYGOTOWAWCZY I URZĄDZENIE POWIERZCHNI

Okres przygotowawczy obejmuje wykonanie postanowień organizacyjnych i robót przedwstępnych poprzedzających początek zgłębiania szybu.

W y r ó w n a n i e p l a c u. Plac wydzielony dla budownictwa przemysłowego powinien być przede wszystkim opróżniony z niepotrzebnych budynków i oczyszczony z zalesienia. Następnie około zrębu szybu planuje się poziomy plac na rozmieszczenie budynków niezbędnych przy zgłębianiu i na tory kolejowe, decyduje się również o rozmieszczeniu hałd i odprowadzeniu wody kopalnianej.

Jednocześnie z rozplanowaniem powierzchni przeprowadza się drogi dojazdowe. Ilość materiałów dostarczonych na plac budowlany jest zwykle bardzo duża. Dlatego najbardziej celowe jest od razu doprowadzić do kopalni kolej żelazną normalnotorową, a szosę w okolicach oddalonych od głównej linii kolejowej.

Do przewożenia materiałów budowlanych i urządzenia powinno się mieć w pierwszym okresie budowy dostateczną ilość samochodów i traktorów. Niezależnie od samochodów trzeba posiadać również tabor konny.

Z a o p a t r z e n i e w w o d ę. Budowa szybu powinna być zabezpieczona w wodę. Woda niezbędna jest do celów technicznych (zasilanie kotłów, chłodzenia sprężarek, przyrządzanie zapraw, betonu itp.), do potrzeb gospodarczych (woda do picia, łaźnia, pralnia i inne) oraz do potrzeb straży pożarnej.

Zużycie wody przy zgłębianiu szybu określa się na 200 do 250 m^3 na dobę.

Woda do celów technicznych powinna mieć małą twardość w celu uniknięcia tworzenia się kamienia kotłowego i nie może zawierać domieszek przeżerających metale. Woda do picia powinna odpowiadać wymaganiom zdrowotnym.

Z a o p a t r z e n i e w e n e r g i ę. Moc niezbędnej energii zależy od ilości jednocześnie zgłębianych szybów, od zapotrzebowania oddzielnych odbiorników energii, jak również od geologicznych i hydrologicznych warunków zgłębiania.

Przy zgłębianiu jednego szybu potrzeba około 200 do 250 kW. Głównymi konsumentami energii są maszyny wyciągowe, pompy i sprężarki.

W razie braku elektrowni lub sieci wysokiego napięcia w pobliżu kopalni, urządza się w początkowym okresie budowy (2 do 3 mies.) nieduże przewoźne elektrownie po 50 kW z napędem od silnika traktoru. Trzy takie elektrownie wystarczą, ażeby zaopatrzyć w energię roboty zgłębiania szybów, wszystkie mechanizmy pomocnicze oraz inne urządzenia (warsztaty itp.).

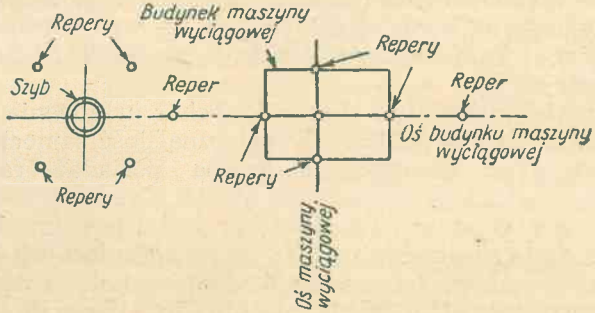
§ 154. WYKONANIE ZRĘBU SZYBU

Przed rozpoczęciem robót głębienia szybu przede wszystkim musi się dokładnie ustalić na powierzchni środek szybu. Tą odpowiedzialną pracę wykonuje mierniczy górniczy.

Na miejscu projektowanego szybu wbija się w jego środku kawałek zwykłej rury gazowej. Na obwodzie krawędzi rury, robi się wycięcia, przechodzące przez dwie wzajemne prostopadłe, których punkt przecięcia określa środek szybu.

Punkt określający środek szybu przenosi się i umocowuje za pomocą reperów poza granicami szybu. Takich reperów ustala się po cztery na każdej osi lub po dwa z każdej strony od środka szybu. Miejsca, w których są zakładane repery osiowe powinny znajdować się w odległości nie mniejszej jak 15 do 25 m od szybu. Nie można ich zabudowywać jakimikolwiek budynkami i nie wolno zasypać skałą.

Rys. 306 przedstawia schemat rozmieszczenia reperów naokoło szybu i wzdłuż osi maszyny wyciągowej.



Rys. 306. Ustawienie reperów przy głębieniu szybu

Po wykonaniu tych prac rozpoczyna się głębienie szybu. W tym celu kładzie się tymczasową ramę — szablon.

Wymiary wewnętrzne tej ramy powinny odpowiadać przyjętemu przekrojowi szybu.

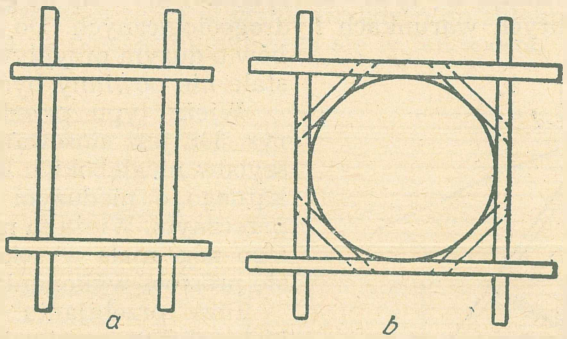
Dla szybów kształtu prostokątnego ramę wykonuje się z mocnych belek drewnianych (rys. 307*a*) w postaci prostokąta. Przy zgłębianiu szybu o przekroju okrągłym rama może być zrobiona z drewna albo z belek żelaznych w kształcie wielokąta (rys. 307*b*).

Rama — szablon służy do kontroli przekroju szybu przy zgłębianiu jego wylotu i do zawieszania części składowych obudowy tymczasowej.

Skałę urabia się na całą głębokość ssania pomp za pomocą robót kilofem i łopatą. Urobek wyciąga się w kubłach. W miarę zgłębiania ściany wylotu szybu zabezpiecza się obudową tymczasową.

Po ukończeniu zgłębiania szybu w warstwach napływowych zakłada się wieniec podstawowy w strefie skał rodzimych i zaczyna się wznosić do góry obudowę stałą.

Według radzieckich przepisów bezpieczeństwa wyloty szybów służących do wlotu powietrza powinny być obudowane materiałami ogniotrwałymi do głębokości co najmniej 10 m od powierzchni ziemi.



Rys. 307. Rama tymczasowa dla zgłębiania przy ujściu szybu

Obudowa u zrębu szybu zwykle jest o 15 do 20 cm grubsza niż w szybie, ponieważ musi wytrzymywać ciśnienie ze strony pomp i przejmować obciążenie wieży szybowej.

Jako materiału do obudowy zrębu szybu zwykle używa się betonu lub żelbetu, rzadziej kamienia i cegły.

§ 155. URZĄDZENIA DO ZGŁĘBIANIA SZYBU I WIEŻE

Do robót zgłębiania należą następujące urządzenia i maszyny:

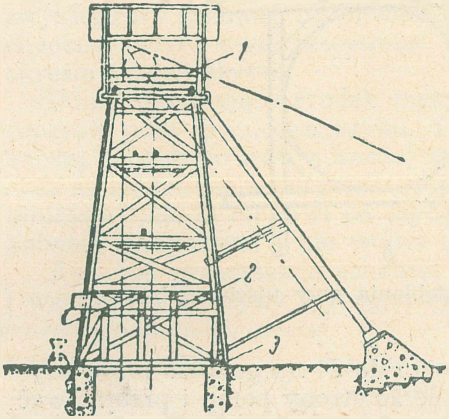
1. budynek z wieżą nadszybową do umocowania kół linowych wyciągu szybowego i odwadniania oraz do pomieszczenia pozostałego sprzętu i urządzeń;
2. maszyna wyciągowa, liny, koła linowe, kubły i inny sprzęt oraz urządzenia służące do ciągnienia urobku, zjazdu i wyjazdu robotników, opuszczania materiałów itp.;
3. pionowe pompy wiszące i liny do ich zawieszenia;
4. sprężarki powietrza sprężonego, zbiornik powietrzny i rury doprowadzające powietrze sprężone do szybu;
5. wentylator i komplet rur do przewietrzania przodka;
6. kołowroty do zawieszenia pomp, pomosty, liny prowadnicze, rury itp.;
7. wiertarki ręczne, węże i dłuta;
8. urządzenia i sprzęt elektryczny do oświetlenia;
9. urządzenie i zaopatrzenie warsztatów (mechanicznego, stolarskiego i do naprawy dłut).

W i e ż e. Wieża szybowa jest to budowla przeznaczona do umocowania kół linowych, naczyń wyciągowych, pomp, pomostów i rur oraz do rozmieszczenia innego sprzętu i urządzeń, mających na celu obsługę robót przy zgłębianiu.

Wieże przy zgłębianiu szybów ustawia się bezpośrednio nad wylotami szybów. Po ukończeniu głównych robót wieżę taką rozbiera się i stawia

na jej miejsce stałą wieżę szybową. W przypadkach poszczególnych od razu urządza się stałe wieże, które mogą być dostosowane do głębienia szybu i do wydobycia eksploatacyjnego.

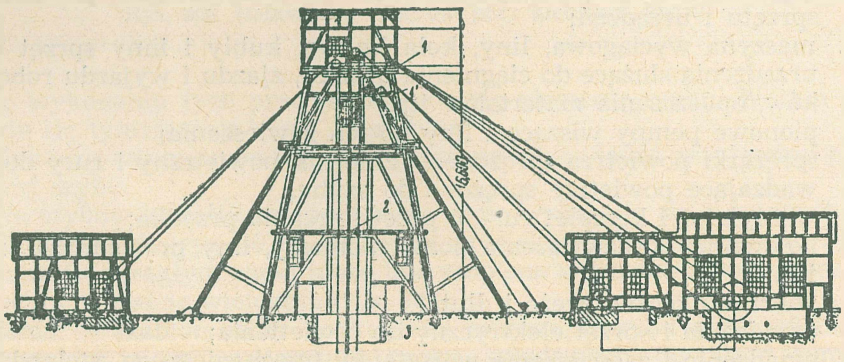
Wieże stałe nadają się tylko do szybów o niewielkiej głębokości, przy głębieniu w dobrych warunkach hydrogeologicznych. Do głębokich szybów o dużym przypływie wody wieże stałe nie powinny być stosowane.



Rys. 308. Wieża przy zgłębianiu szybu płytkiego

Wieża typu przedstawionego na rys. 308 jest stosowana do głębienia szybów niegłębokich kształtu prostokątnego o niedużym przekroju poprzecznym. Wieża ta ma nieduży rozstęp nóg, małą wysokość i wyróżnia się prostotą wykonania.

Przy przebijaniu szybów głębokich o dużym przekroju poprzecznym stosuje się wieże typu przedstawionego na rys. 309. Wieża tego typu ma wygląd czworograniastego ostrosłupa ściętego. Wysokość jej wynosi przeciętnie 20 do 24 m. Rozstęp nóg 12 do 46 m. Wieża składa się z wiązania, nóg oporowych, nóg podporowych ukośnych, pomostów do obsługi, kół linowych i odeskowania. Na wiązania i nogi podporowe skośne używa się belek o przekroju kwadratowym lub prostokątnym i o grubości od 240 do 350 mm. Wszystkie części są połączone śrubami z nadkładkami metalowymi. Nogi oporowe i podporowe ustawia się na fundamentach betonowych. Odeskowanie składa się z desek o grubości 25 mm.

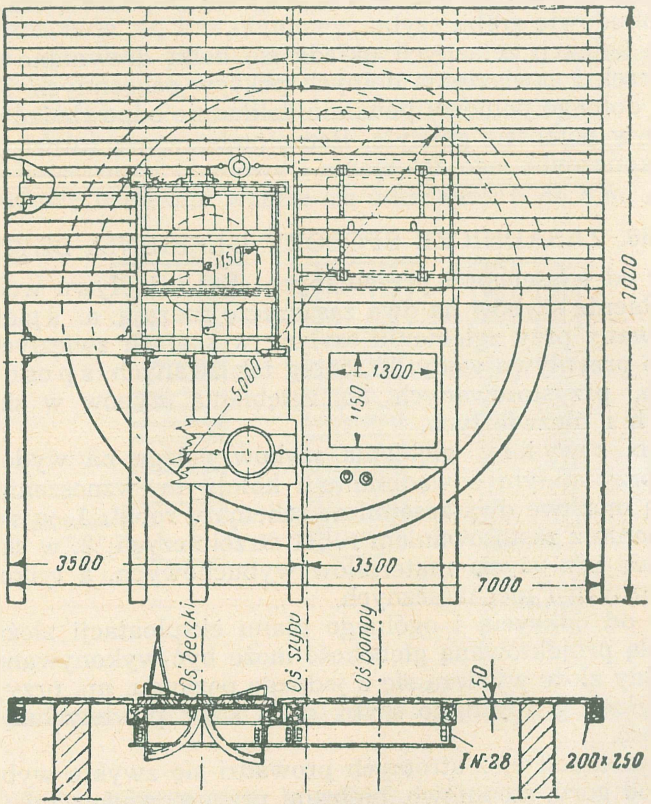


Rys. 309. Wieża przy zgłębianiu szybu głębokiego

W wieży są urządzone trzy pomosty: pod kołami linowymi *1*, górny wyładunkowy *2* i dolny odbiorczy *3* (rys. 308 i 309). W wieżach typu przedstawionego na rys. 309 urządza się zwykle pod kołami linowymi dwa pomosty *1* i *1'*. Na górnym pomoście *1* umieszcza się koło lin wyciągowych,

koło liny pomostu wiszącego, koło liny pomp i rurociągów, a na dolnym *1'* — koła prowadników linowych wyciągu w kubłach, zawieszenia rur powietrza sprężonego, lutni i drabin ratunkowych.

Wymiary i konstrukcję pomostu dla kół linowych wybiera się zależnie od warunków rozmieszczenia w szybie urządzeń do zgłębiania oraz na powierzchni. Koła na pomoście umieszcza się w ten sposób, ażeby owijające



Rys. 310. Rama podstawowa przy zgłębianiu szybu

je liny znajdowały się nad punktami zawieszenia urządzeń w szybie i ażeby kierunek ustawienia kół odpowiadał rozmieszczeniu maszyn wyciągowych i kołowrotów.

Górny pomost wyładunkowy urządza się wewnątrz wieży na wysokości 4 do 5 m od poziomu dolnego (zerowego) pomostu. Na tym poziomie odbywa się wyładunek kubłów z urobkiem do koryta. Korytem, mającym kąt nachylenia około 35 do 40^0, skałę zsypuje się do wozów i odwozi na hałdę.

Dolny pomost wyładunkowy stanowi dobrze ubita i starannie wyrównana powierzchnia ziemi naokoło zrębu szybu. Na pomoście tym układa się tory szynowe dla transportu do szybu materiałów, urządzeń i sprzętu.

Zjazd ludzi do szybu odbywa się z dolnego pomostu, który służy jednocześnie do wyjazdu ludzi z szybu.

W jednej płaszczyźnie z dolnym pomostem odbiorczym mieści się wieniec wchodowy z pokrywami, chroniącymi od wpadnięcia do szybu ludzi i różnych przedmiotów.

Rama podstawowa przy zgłębianiu szybu (rys. 310) jest najczęściej wykonana z belek dwuteowych, połączonych śrubami i nitami. Belki ramy podstawowej umocowuje się za pomocą śrub fundamentowych w obudowie zrębu szybu.

Na tych belkach żelaznych układa się belki drewniane dla ułożenia podłogi z desek i zawieszenia dolnych pokryw ochronnych. Rozmieszczenie pokryw dolnego pomostu powinno dokładnie odpowiadać rozmieszczeniu pokryw w pomoście górnym. Ramę podstawową usuwa się z wylotu szybu po ukończeniu jego zgłębiania.

§ 156. ZASADNICZE SPOSOBY GŁĘBIENIA SZYBÓW

Zależnie od właściwości przecinanych skał i dopływu wody dzieli się sposoby głębienia szybów na dwa zasadnicze rodzaje: a. sposób zwykły, stosowany przy zgłębianiu szybów w skałach zwięzłych, nie dających dużego przypływu wody; b. szereg tak zwanych sposobów specjalnych, przystosowanych do zgłębiania szybów w skałach silnie wodonośnych i niezwięzłych.

Sposób zwykły głębienia szybów polega na wydobyciu skały z przodka przy stałym odwadnianiu i kolejnym wznoszeniu obudowy. Przy tym są możliwe dwa zasadnicze schematy robót: 1. w skałach zwięzłych zgłębianie z zastosowaniem robót strzelniczych; 2. w skałach miękkich głębienie bez użycia materiałów wybuchowych, a tylko za pomocą narzędzi ręcznych i mechanicznych.

Zależnie od odkrycia i ogólnego planu eksploatacji złoża zgłębienie szybu na całą projektowaną głębokość może być wykonywane w różnym porządku. Gdy złoże wybiera się z jednego poziomu, np. przy złożach pochyłych i żyłach grubych, to szyby głębi się z powierzchni od razu na całą głębokość.

Przy eksploatacji złóż stromych prowadzi się zwykle wybieranie rozpoczynając od góry, stopniowo, piętrami przygotowawczymi (poziomami). W tym celu część szybu do pierwszego i do drugiego poziomu roboczego zgłębia się go od razu bezpośrednio z powierzchni, a następnie stopniowo, w miarę kończenia eksploatacji poszczególnych poziomów.

Zależnie od kolejności wykonania głównych czynności zgłębiania (wydobycie i obudowa) rozróżnia się następujące charakterystyczne sposoby głębienia szybów:

1. głębienie odcinkami z postępującym kolejno wykonywaniem robót urabiania skały i stałej obudowy;
2. głębienie z równoczesnym (w jednym odcinku) postępem urabiania skały i obudowy stałej;
3. głębienie z jednoczesnym urabianiem skały i obudową stałą w różnych odcinkach szybu.

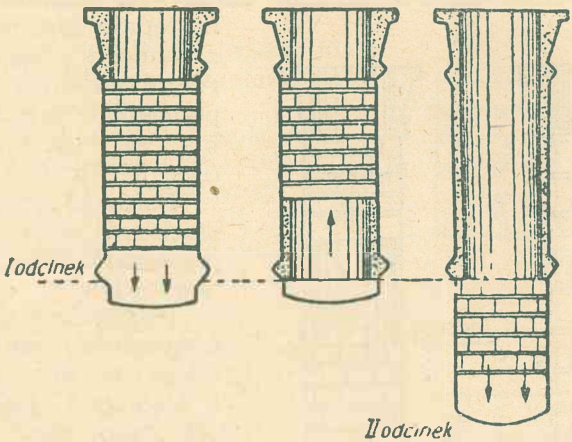
Pierwszy sposób głębienia szybów z prowadzeniem robót urabiania skały i obudowy stałej w różnym czasie jest najbardziej rozpo-

wszechniony. W danym przypadku cały szyb co do głębokości dzieli się na odcinki. W każdym odcinku, zaczynając od górnego, początkowo wydobywają skałę, a następnie wykonują obudowę stałą, prowadząc ją z dołu do góry.

Po ukończeniu robót przy wznoszeniu obudowy stałej pierwszego odcinka zaczyna się usuwanie skały w następnym odcinku itd. W celu podtrzymania skał bocznych przed zawaleniem się w czasie robót stosuje się obudowę tymczasową. Gdy skały są zwięzłe i mocne, odcinek w czasie zgłębiania pozostawia się bez obudowy.

Przy tym sposobie prowadzenia robót (rys. 311) wyciąganie skały z przodka trzeba zatrzymywać okresowo w czasie stawiania stałej obudowy każdego odcinka, co przedłuża czas zgłębiania szybu.

Wysokość odcinków przyjmuje się zależnie od wytrzymałości skał bocznych, od konstrukcji obudowy i od sposobu wykonywania robót. Na przykład, obudowę wieńcami wznosi się odcinkami 5 do 8 m, a jeżeli za-



Rys. 311. Sposób zgłębiania szybu odcinkami kolejno ze wznoszeniem obudowy

stosować obudowę tymczasową, wysokość odcinka może dochodzić do 50 m i więcej.

W warunkach przeciętnych dla różnych rodzajów obudowy wysokość odcinka waha się:

przy obudowie	drewnianej wieńcami na słupkach	5 do 20 m
„ „	zawieszonej	20 do 30 m
„ „	murowanej i betonowej	30 do 70 m
„ „	metalowej (tubingami)	20 do 50 m

Drugi sposób głębienia szybów z równoczesnym prowadzeniem robót głębienia w jednym odcinku, wyciąganiem skały i stawianiem obudowy stałej stosuje się zwykle przy wznoszeniu stałej obudowy z góry na dół, np. przy obudowie zawieszonej oraz przy obudowie tubingami.

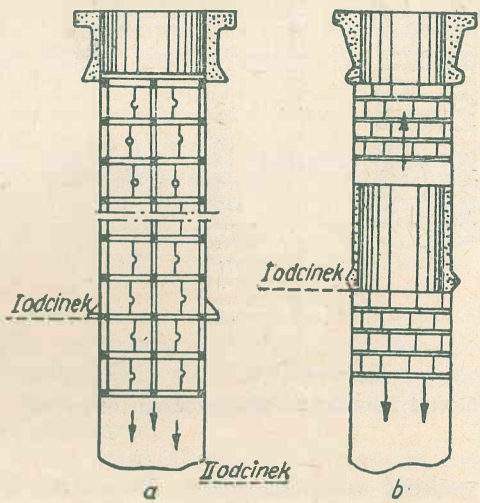
Roboty wyciągania skały i wznoszenia obudowy stałej wykonuje się wspólnie w ciągu jednego okresu zgłębiania i postępują one jedna za drugą w tym samym kierunku, tj. z góry na dół (rys. 312 *a*).

Organizacja robót przy tym sposobie jest następująca. Skałę urabia się z początku na głębokość odpowiadającą odległości pomiędzy dwoma sąsiednimi wieńcami obudowy zawieszonej albo na wysokość pierścienia obudowy tubingami. Potem wznosi się obudowę na odcinku, znajdującym się kilka metrów powyżej odcinka zgłębionego.

W przypadku stosowania obudowy zawieszonej może ona przy zgłębianiu w skałach zwięzłych postępować za przodkiem w odległości do 15 m.

Sposób trzeci zgłębiania szybów z jednoczesnym usuwaniem skały i ciągłą obudową w różnych odcinkach można stosować głównie przy głębieniu szybów o kształcie okrągłym, dużej średnicy i głębokości. Skałę usuwa się i wznosi stałą obudowę równocześnie w różnych odcinkach szybu. Wznoszenie obudowy opóźnia się o jeden odcinek w stosunku do wyjmowania skały.

Porządek robót przy tym sposobie jest następujący: po wyjęciu skały na 6 do 10 m poniżej kolejnego wieńca podstawowego buduje się nieruchomy pomost ochronny, z którego układa się wieniec podstawowy; następnie stawia się obudowę z pomostu wiszącego w kierunku z dołu do góry, a niżej pomostu w przodku skały urabia się sposobem zwykłym (rys. 312b).



Rys. 312. Sposób zgłębiania szybu:
a — przy równoczesnym posuwaniu przodka i obudowy; *b* — z równoczesnym wydobyciem skały i wznoszeniem obudowy

Porównując te trzy sposoby zgłębiania szybów można wyprowadzić następujące wnioski mianowicie:

Głębienie szybów przy wykonywaniu robót w różnym czasie co do urabiania skały i stawiania ciągłej obudowy jest najprostsze z punktu widzenia techniki i organizacji robót oraz wymaga najmniejszej ilości sprzętu, np. w porównaniu ze sposobem jednoczesnego wykonywania robót.

Ten sposób zgłębiania szybu można przyjąć przy szybach o przekroju poprzecznym, prostokątnym i okrągłym.

Głębienie szybu z równoczesnym urabianiem skały w jednym odcinku i ciągłym obudowywaniem stosuje się przy budowie szybów kształtu prostokątnego z obudową zawieszoną albo przy obudowie szybów okrągłych tubingami. Zaletą tego sposobu jest zbędność obudowy tymczasowej.

Głębienie szybu z jednoczesnym urabianiem skały i ciągłą obudową w różnych odcinkach w porównaniu z innymi sposobami jest najbardziej celowe przy następujących warunkach: 1. dużej głębokości szybu; 2. wytrzymałych skałach bocznych; 3. w szybach o kształcie okrągłym i średnicy od 5,5 m i więcej; 4. niedużym przypływie wody.

W porównaniu z prowadzeniem robót według pierwszego sposobu można zauważyć, że ten sposób przyspiesza zgłębianie o 15 do 25%. Jednakże dla urzeczywistnienia jednoczesnego urabiania skały i wykonania obudowy konieczne są dwie maszyny wyciągowe, z których jedna powinna obsługiwać ciągnienie skały z przodka, a druga opuszczanie na pomost wiszący materiałów do obudowy.

Przy zgłębianiu szybów sposobem zwykłym urabia się skały, jak wskazano wyżej, robotami wiertniczo-strzelniczymi.

Do cyklu głębienia szybu wchodzą następujące czynności: 1. wiercenie otworów strzałowych; 2. nabijanie i strzelanie; 3. przewietrzanie przodka; 4. ładowanie urobku.

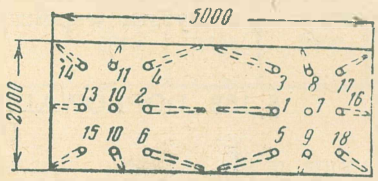
§ 157. WIERCENIE OTWORÓW STRZAŁOWYCH

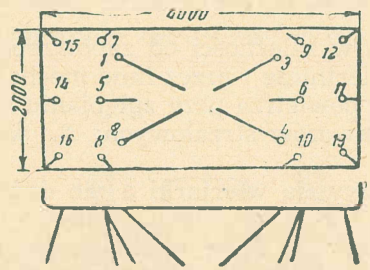
Przy zgłębianiu szybu ilość otworów strzałowych w obwiercie zależy od właściwości fizyko-mechanicznych skały i od powierzchni przekroju poprzecznego.

W praktyce przyjmuje się przeciętnie półtora lub dwa otwory strzałowe na 1 m^2 powierzchni przodka.

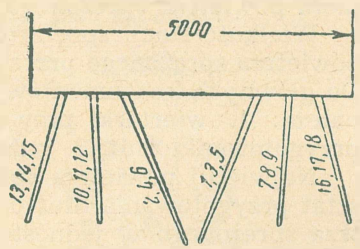
Przybliżoną ilość otworów można znaleźć według wzorów (31), (32) i (35).

Głębokość otworów strzałowych przy zgłębianiu szybów przyjmuje się zwykle od 1,5 do 2,5 m, najczęściej 1,8 do 2 m.





Rys. 313. Obwiert z włomem ostrosłupowym



Rys. 314. Obwiert z włomem

Rozmieszczenie otworów strzałowych w szybach prostokątnych mało różni się od rozmieszczenia ich przy prowadzeniu wyrobisk poziomych. Najbardziej typowe są obwierty z włomem ostrosłupowym (piramidalnym) (rys. 313) i włomem klinowym (rys. 314).

Przy zgłębianiu szybów okrągłych otwory strzałowe umieszcza się na obwodach kół współśrodkowych, opisanych różnymi promieniami ze środka szybu.

Otwory strzałowe pierwszego koła do środka szybu nazywają się w ł o m o w y m i. Drąży się je z nachyleniem 50 do 60° do pionowej osi szybu. Ilość otworów włomowych przyjmuje się od sześciu do ośmiu (zależnie od powierzchni przekroju poprzecznego szybu). Otwory strzałowe dru-

giego koła nazywa się pomocniczymi, trzeciego — ociosowymi (obwodowymi). Ilość otworów strzałowych w każdym kole waha się od 16 do 30 sztuk.

Kąt nachylenia pomocniczych otworów strzałowych do osi szybu wynosi 75 do 80°. Otwory strzałowe ociosowe wierci się zwykle z niedużym nachyleniem w stronę ścian szybu.

Ilość otworów strzałowych włomowych, pomocniczych i ociosowych pozostaje w stosunku 1:2:2,5 albo 1:2:3. Przy stromym upadzie skał przecinanych przez szyb środek okręgu otworów strzałowych włomowych przesuwa się nieco bliżej tej części szybu, w którą są nachylone skały. Otwory włomowe przy tym należy rozmieszczać w poprzek do płaszczyzn uwarstwienia skał.

Otwory strzałowe przy zgłębianiu szybów wierci się zwykle wiertarkami ręcznymi średniej wagi (od 18 do 22 kg). Z wiertarek wytwórczości radzieckiej do wiercenia w skałach twardych najbardziej nadają się wiertarki typu nr 2 (R-2) fabryki Kysztymskiej, UP-1 i BM-25 fabryki „Pneumatyka". W skałach średniej twardości można stosować wiertarki typu BM-17 i PM.

Pożądane jest używanie wiertarek jednego typu, gdyż ułatwia to naprawy i podwyższa współczynnik ich wykorzystania.

§ 158. DOPROWADZENIE POWIETRZA SPRĘŻONEGO DO WIERTAREK

Powietrze sprężone do prowadzenia robót górniczych wytwarza się zwykle w sprężarkach tłokowych dwustopniowych, z końcowym ciśnieniem powietrza sprężonego 7 do 8 at.

Wielkość stacji sprężarek ustala się w zależności od zapotrzebowania powietrza sprężonego przez maszyny wiertnicze i przez inne mechanizmy. Do głównych konsumentów sprężonego powietrza przy zgłębianiu szybów należą: 1. wiertarki przy wierceniu otworów strzałowych; 2. warsztat przygotowania dłut; 3. kuźnia.

Najwięcej powietrza sprężonego zużywają wiertarki a nie dużo warsztat przygotowania dłut oraz paleniska w kuźni. Ogólne zużycie powietrza sprężonego w jednostce czasu zależy od ilości równocześnie pracujących maszyn. Część ich, na przykład w związku ze zmianą dłut oraz przejściem od jednego otworu strzałowego do drugiego, wyłącza się i wtedy nie pracują. Zjawisko to nazywa się okresowością pracy wiertarek. Okresowość przy określaniu zużycia powietrza podaje współczynnik jednoczesności wiertarek, który przyjmuje się w granicach 0,7 do 0,9, a przeciętnie 0,8.

Straty powietrza wskutek nieszczelności w połączeniach rur, w zbiorniku powietrznym i w wężach wynoszą od 10 do 50% i więcej. Za normalne uważa się straty wynoszące 8 do 10%.

Dajmy na to, że przy zgłębianiu szybu o powierzchni przekroju poprzecznego 20 do 30 m^2 jest w pracy jednocześnie sześć wiertarek, to wtedy zużycie powietrza z uwzględnieniem współczynnika jednoczesności będzie się równało:

$$Q = 2{,}5 \cdot 0{,}8 \cdot 6 = 12\ m^3/min.$$

Zwiększając tę ilość powietrza o 2 m^3 potrzebne do przygotowywania dłut, otrzymamy zużycie powietrza 14 m^3/min. Jeżeli przy tym uwzględnić straty w rurociągu, to wydajność stacji sprężarek powinna wynosić 15 do 17 m^3/min.

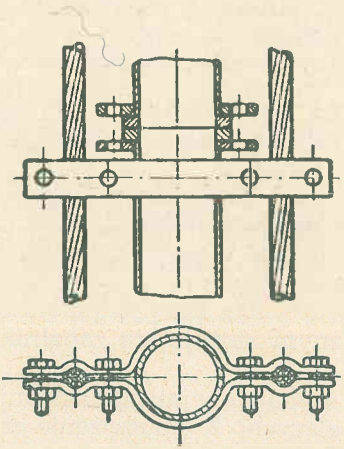
W tablicy 51 podano krótką charakterystykę sprężarek fabryki „Boriec", zalecanych przy zgłębianiu szybów.

Tablica 51

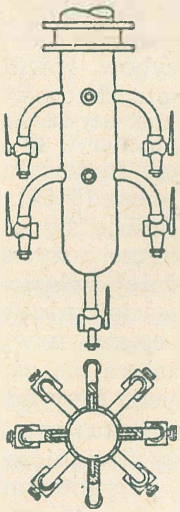
Charakterystyka sprężarek do robót prowadzenia wyrobisk, produkowanych przez fabrykę „Boriec"

Typ sprężarki	Ciśnienie powietrza sprężonego at	Wydajność m^3/min	Moc na wale KM	Wymiary, mm			Ciężar bez silnika kg
				szerokość	długość	wysokość	
KN64—550	7—8	14	110	2070	3135	1720	5300
KN64—625	7—8	20	150	2430	3740	1900	7000
400—2K	7—8	14—17	112—136	2290	3400	2000	5200
600—2K	7—8	28—35	210—250	5100	6200	2400	13200
WG—8	8	30	230—250	1913	2815	2305	5900

W pomieszczeniu sprężarek należy koniecznie ustawiać dwie sprężarki: jedną roboczą, drugą zapasową. Czasami umieszcza się dwie sprężarki robocze, które przy jednoczesnej pracy zapewniają pełne pokrycie zapotrzebowania sprężonego powietrza, a trzecia jest zapasową.



Rys. 315. Zawieszenie rur w szybie



Rys. 316. Urządzenie rozdzielcze powietrza

Powietrze wytwarzane przez sprężarkę zbiera się w zbiorniku powietrznym (akumulatorze), a następnie rurociągiem kierowane jest do szybu.

Przy zapotrzebowaniu powietrza 10 do 15 m^3/min zwykle używa się rur o średnicy 77 do 90 mm, przy zapotrzebowaniu 20 do 25 m^3/min stosuje się rury 100 do 125 mm.

W szybie umocowuje się rurociąg powietrza sprężonego na chomątach albo zawiesza się go na linach (rys. 315). Pierwszy sposób stosuje się najczęściej przy zgłębianiu szybów o przekroju prostokątnym, a drugi w szybach okrągłych z obudową murowaną lub betonową.

Przy zawieszeniu rur na linach podtrzymujące je chomąta wykonuje się z żelaza płaskiego. Chomąta obejmują szczelnie rury i liny. Liny do zawieszania rur o średnicy 25 mm przechodzą przez koła na wieży i są umocowane każda oddzielnie na kołowrotach ręcznych o nośności 5 do 10 t.

Przy umocowaniu rur chomątami do ścian szybu rury przedłuża się z dołu (z szybu), przy zawieszeniu zaś rur na linach z góry (z powierzchni). W tym przypadku rury rozłącza się u wylotu szybu i dodaje się nową rurę. Do końca przewodu powietrznego, znajdującego się w odległości 15 do 20 m od przodka, dołącza się urządzenie rozdzielcze, albo tzw. „pająk" (rys. 316), który posiada od pięciu do ośmiu i więcej kurków, na które nakłada się węże.

§ 159. MATERIAŁY WYBUCHOWE I SPOSOBY PROWADZENIA ROBÓT STRZELNICZYCH PRZY ZGŁĘBIANIU SZYBÓW

Do zgłębiania szybów z dopływem wody najbardziej nadają się materiały wybuchowe nitroglicerynowe, odporne na działanie wody.

Oprócz 62% dynamitu, dopuszczonego w Związku Radzieckim do użycia w robotach podziemnych mokrych, może być stosowany przy zgłębianiu szybów, również ziarnisty dynaftalit nr 1 i solwenity, przygotowane w otoczkach wodonieprzenikliwych.

● U nas używa się na podobnych robotach słabszych materiałów wybuchowych, jak barbaryt. ●

Zużycie materiału wybuchowego na 1 m^3 skały określa się według wzoru Laresa (§ 56). Współczynnik zaciskania odstrzeliwanego środowiska przyjmuje się w granicach $V = 1{,}5$ do 2.

Przeciętne zużycie dynamitu 62% na 1 m^3 skały można przyjąć dla skał średniej zwięzłości 1 do 1,2 kg, a dla zwięzłych 1,5 do 2 kg.

Najczęściej stosuje się ładunki wydłużone a nabój zapalczy umieszcza się jako ostatni u wylotu otworu strzałowego.

Nie zaleca się zapalania płomieniem lontu przy odpalaniu otworów strzałowych. Przy odpalaniu elektrycznym stosuje się zapalniki natychmiastowe i czasowe.

Roboty strzelnicze przy zgłębianiu szybów obejmują następujące czynności: 1. przygotowanie nabojów zapalczych; 2. opuszczenie materiałów do szybu; 3. nabijanie otworów i 4. odstrzeliwanie otworów.

Przygotowane na powierzchni naboje zapalcze i zwykłe naboje materiałów wybuchowych umieszcza się w osobnych skrzynkach albo w torbach i opuszcza się je do szybu w kuble. Następnie jeden lub dwóch strza-

łowych pod kierownictwem technika zmianowego nabija otwory strzałowe.

Materiały wybuchowe w otworach strzałowych rozmieszcza się zwykle w sposób następujący:

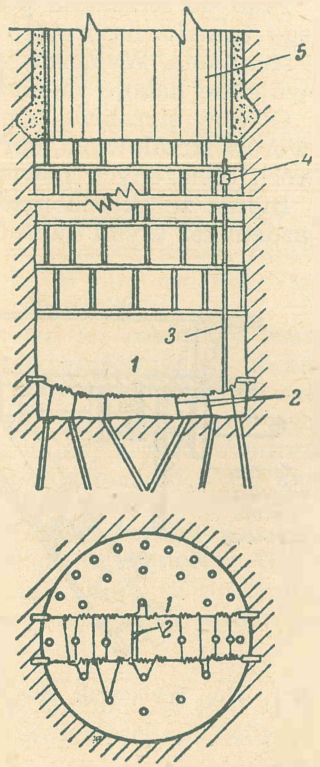
a. do otworów włomowych daje się największy ładunek materiałów wybuchowych, zwykle do 0,6 ÷ 0,65 długości otworów;
b. otwory strzałowe pomocnicze ładuje się normalnie do 0,5 długości otworów;
c. otwory strzałowe obwodowe ładuje się do 0,4 — 0,45 ich długości.

Dla ułatwienia ładowania odstrzelonej skały dąży się często do odrzucania skały przez strzały na którykolwiek z boków szybu i w tym celu otwory obwodowe (ociosowe) i pomocnicze przeładowuje się trochę z jednej strony, od strony natomiast przeciwnej nie doładowuje się.

Przy strzelaniu elektrycznym stosuje się połączenie szeregowe, równoległe i mieszane (grupowe).

Zastosowanie połączenia szeregowego ogranicza się do szybów prostokątnych o niewielkim przekroju poprzecznym. W pozostałych przypadkach stosuje się połączenia równoległe i grupowe.

Przy zastosowaniu w przodku równoległego i grupowego połączenia przewodów (rys. 317) napina się pod kątem prostym przewody zbiorcze *1*, końce których izoluje się i umacnia na kołkach drewnianych. Do przewodów zbiorczych dołącza się (równolegle) przewody łączące od zapalników elektrycznych *2*. Ażeby zapobiec uszkodzeniu przewodów łączących i zbiorczych, przed samym nabijaniem otworów podnosi się kubeł od dna przodka na wysokość 0,3 do 0,5 m.



Rys. 317. Schemat połączenia sieci przy strzelaniu elektrycznym

Do przewodów zbiorczych dołącza się główny przewód dwużyłowy *3* o długości 20 do 25 m i o przekroju 2,5 do 3 mm^2. Gołe końce przewodów głównych izoluje się starannie, ażeby uniknąć zwarcia z liną, kubłem itp. oraz w celu zabezpieczenia się przed prądami błądzącymi. Końce przewodów głównych usuwa się na pomost ochronny albo do kubła.

Za pomocą zabezpieczonego wyłącznika dwubiegunowego *4* umieszczonego w stalowym kadłubie łączy się przewód główny z kablem strzelniczym *5*. Do chwili połączenia głównego przewodu kabel strzelniczy i wyłącznik powinny być uziemione.

Używa się uzbrojonego kabla strzelniczego dwużyłowego o przekroju 2 do 10 mm^2. Jeżeli kabel strzelniczy nie jest przystosowany do zawieszenia pionowego, przymocowuje się go za pomocą uchwytów do cienkiej linki.

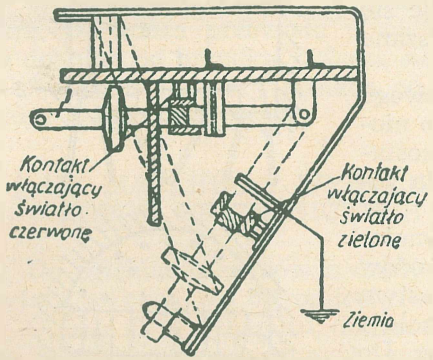
Koniec kabla przepuszcza się przez obwód bębna i zaopatruje w łącznik wtyczkowy.

Kawałek kabla dwużyłowego zaopatrzony na obu końcach w trójdzielny łącznik wtyczkowy (jedna część służy do uziemienia) łączy się z mufą i z ziemią, jak również z drugim łącznikiem wtyczkowym znajdującym się u głównego wyłącznika.

Prąd do strzelania pobiera się z sieci albo z niewielkiego jednofazowego transformatora (10 kVA — 3000/220 V), przeznaczonego wyłącznie do strzelania. Wyłącznik prądu mieści się w budynku, w którym przygotowuje się naboje zapalcze.

Otwory strzałowe odpala się kolejno, seriami, przy czym każdą serię otworów strzałowych, oprócz włomowych, odstrzeliwuje się przy istnieniu dwóch obnażonych powierzchni skały.

Biorąc ze składu materiały wybuchowe, strzałowy powinien przed zjazdem do szybu zabrać z sobą również klucze od skrzynki głównego wyłącznika i od osłon łączników wtyczkowych. Gdy otwory strzałowe są już nabite, włącza się główny przewód do wyłącznika na pomoście ochronnym, a wyłącznik się zamyka. Po wyjeździe na powierzchnię strzałowy otwiera skrzynkę przełącznikową najbliższą szybu i przesuwa widełki z gniazdka wtyczkowego uziemiającego do gniazdka wtyczkowego strzałowego. Potem otwiera na punkcie strzelniczym skrzynkę głównego wyłącznika i przesuwa korbkę łącznika dźwigniowego do pozycji strzelania.



Rys. 318. Wyłącznik dwubiegunowy

Rys. 318 przedstawia schemat wyłącznika dwubiegunowego. Korbkę łącznika dźwigniowego *1* w celu włączenia prądu podnosi się do góry w kierunku przeciwnym działaniu siły ciężkości. Dlatego wyłącznik pozostaje normalnie otwarty, a obwód jest uziemiony. Przy włączeniu łącznika dźwigniowego zaświeca się żarówka czerwona; gdy łącznik jest wyłączony i uziemiony świeci żarówka zielona. W celu uniknięcia wpływu prądów błądzących powinny być uziemione wszystkie konstrukcje metalowe przylegające do szybu.

§ 160. RĘCZNE UPRZĄTANIE SKAŁY

Pod pojęciem uprzątania skały w przodku należy rozumieć sortowanie skały, ładowanie jej i odtransportowanie urobku na pewną odległość.

Przed rozpoczęciem ładowania dno szybu musi się doprowadzić do stanu bezpiecznego. W tym celu sztygar (technik) zmianowy łącznie z dozorcą zjeżdżając powoli w kuble oglądają ściany szybu, pompy i ramę naprężającą oraz zrzucają na dół zarzucone od strzałów lub oderwane kawałki skały.

W ślad za oględzinami przodka maszynista pompy razem z elektrykarzem oświetlają przodek i zaczynają pompować wodę.

W większości przypadków skałę w szybie ładuje się ręcznie (roboty łopatowo-kilofowe).

Powierzchnia przodka na dnie szybu na jednego ładowacza w warunkach normalnych powinna wynosić nie mniej jak 2 do 3 m^2. Jeżeli powierzchnia jest mniejsza, to w przodku będzie ciasno i obniży się wydajność ładowacza.

Przy zwiększeniu wysokości załadowania wydajność na każde 30 cm zmniejsza się mniej więcej o 8 do 10%. Dlatego jest celowe używanie kubłów nie wyższych jak 1 do 1,2 m.

Do ładowania urobku używa się łopat ostrokątnych kształtu walcowego.

Wyższą wydajność osiąga się przy ładowaniu z płyt blaszanych.

Blachy bierze się o niedużych wymiarach (w przybliżeniu 50×50 i 50×60 cm). Przy ładowaniu jeden robotnik za pomocą kilofa zgarnia skałę na blachę, a drugi ładuje z niej do kubła. Wydajność ładowania z blachy jest większa od ładowania zwykłego o 25 do 30%.

Przy obecności wody w przodku i sączenia się jej robotnicy muszą pracować w wilgoci, mokrymi narzędziami, w mokrym obuwiu i ubraniu

Warunki stają się szczególnie niesprzyjające, gdy woda zaczyna zatapiać urobek, co znacznie obniża wydajność pracy. Ażeby uchronić robotników od działania kapiącej i sączącej się wody, należy zrobić urządzenia ujmujące wodę. Pompy powinny tak pracować, ażeby poziom wody znajdował się 10 do 15 cm poniżej powierzchni urobionej skały.

Uprzątanie skały powinno być tak zorganizowane, ażeby robotnicy w ciągu zmiany pracowali równomiernie z największą wydajnością. W tym celu niezbędne jest, ażeby robotnicy zmieniali się kolejno w pracy przy rozkruszaniu skały, przy jej ładowaniu oraz przy odbiorze i wydawaniu kubłów z przodka.

Przeciętna norma wydajności robotnika przy ładowaniu urobku sposobem ręcznym powinna wynosić 2 do 2,5 m^3 na zmianę dla skał zwięzłych i 2,8 do 3,5 m^3 na zmianę dla skał średniej zwięzłości i kruchych.

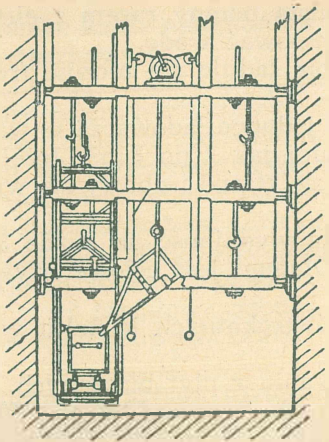
§ 161. ZMECHANIZOWANE ŁADOWANIE UROBKU

Dla mechanizacji ładowania urobku przy zgłębianiu szybów do chwili obecnej jeszcze nie wyprodukowano ani jednej maszyny mniej lub więcej odpowiadającej temu celowi. Dlatego zagadnienie zmechanizowanego ładowania pozostaje nierozwiązane.

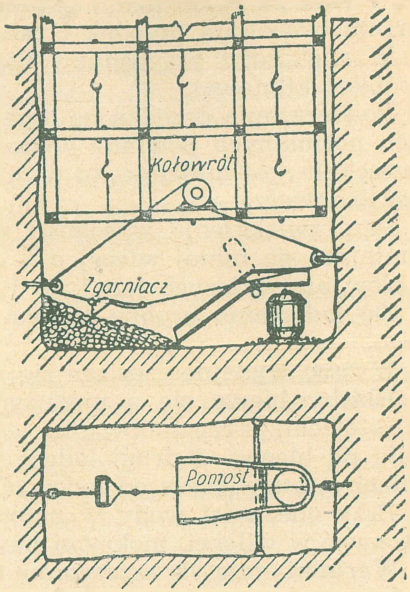
Istnieje kilka projektów i sposobów wypróbowywanych w skali przemysłowej.

Wszystkie praktykowane sposoby mechanizacji ładowania urobku przy zgłębianiu szybów można podzielić na dwie grupy.

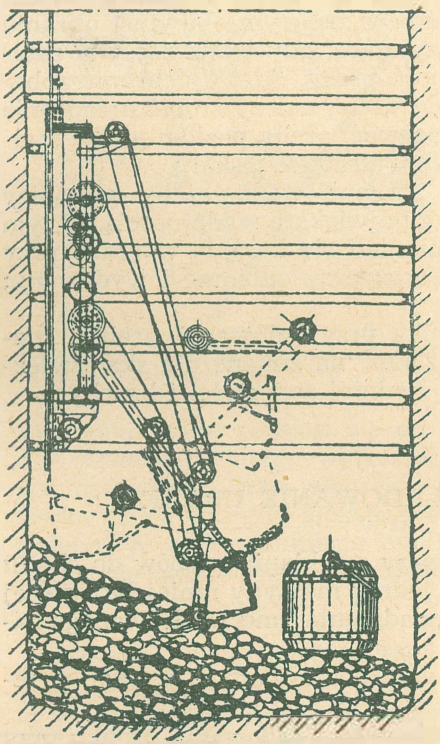
Do pierwszej należy ładowanie urobku za pomocą specjalnych skrzyń i przeładowaczy. Jest to tak zwana m a ł a m e c h a n i z a c j a. Do drugiej natomiast należy ładowanie urobku za pomocą zgarniarek, pogłębiarek i chwytaków.



Rys. 319. Ładowanie urobku za pomocą skrzyń walcowych



Rys. 320. Ładowanie urobku w szybie zgarniarką



Rys. 321. Ładowanie urobku w szybie za pomocą pogłębiarki

Ładowanie urobku skrzyniami polega na tym, że zamiast do zwykłych kubłów ładuje się skałę z początku do skrzyń walcowych, a potem za pomocą kołowrotu podnosi się i wywraca do kubłów. Rys. 319 przedstawia schemat ładowania urobku za pomocą skrzyń walcowych.

Sposób ten został z dobrymi wynikami zastosowany na kopalniach Zagłębia Donieckiego (szyb Kurachowski).

Przy ładowaniu tymi skrzyniami wydajność jest większa od ładowania ręcznego o 20 do 25%. Ładowanie to jest bardzo proste i może być łatwo wykonywane. Ładowanie skały za pomocą zgarniarki niczym się nie różni od podobnych sposobów ładowania urobku w wyrobiskach poziomych.

Rys. 320 przedstawia schemat ustawienia w szybie zgarniarki. Pojemność czerpaka zgarniarki wynosi 0,12 m^3. Do ładowania skały w szybach okrągłych o dużej średnicy zastosowano w Zagłębiu Donieckim po-

głębiarkę typu ER-2. Działanie jej jest podobne do jednoczerpakowej pogłębiarki podsiębiernej. Pogłębiarka ER-2 była używana na kopalni Nikitowska 4/5 przy zgłębianiu szybu o średnicy 8,4 m.

Pogłębiarkę przy pracy w szybie pokazano na rys. 321.

Zgarniarkę do ładowania urobku w szybie opracował po raz pierwszy w 1932 roku inż. A. Czugunow a wypróbowano ją w 1939 roku na kopalni Pietrowo-Lidjewka (Zagłębie Donieckie).

Oprócz zgarniarki inż. Czugunowa z późniejszych znane są zgarniarki SzM-1 i agregat zgarniarka PGA-2 (Uglemaszprojekt).

Wydajność ładowania skały zgarniarką waha się w granicach 15 do 25 m^3/godz.

§ 162. WYCIĄG SZYBOWY PRZY ZGŁĘBIANIU

Urządzenia wyciągowe przy zgłębianiu szybów służą do wydobycia skały, jazdy ludzi, opuszczania materiałów, a w przypadkach sporadycznych również do ciągnienia wody. Wszystkie te czynności wykonuje zwykle jedna, a rzadziej dwie maszyny wyciągowe.

Za naczynia wyciągowe przy zgłębianiu szybów służą głównie kubły, skipy, a niekiedy wozy, zawieszane na linie wyciągowej za pomocą łańcuchów.

Ciągnienie w kubłach i skipach. Odróżnia się dwa rodzaje ciągnienia kubłami: dwukubłowe i jednokubłowe. Ogólny widok ciągnienia dwukubłowego przedstawia rys. 322*a*. Dwa kubły przymocowane za pomocą zawiesi do liny maszyny wyciągowej są w ruchu: pierwszy — naładowany *1* zdąża do góry, a drugi — próżny *2* na dół. W tymże czasie trzeci kubeł *3* napełnia się w przodku szybu. Podczas wyładowywania kubła wyciągniętego na powierzchnię odczepia się próżny kubeł opuszczony do przodka szybu a zamiast niego przyczepia się naładowany skałą. Z kolei zaczyna się następujący cykl ciągnienia, w czasie którego ładuje się trzeci kubeł. W ten sposób przy wyciągu dwoma kubłami w ruchu stale są dwa kubły.

Sposób wyciągu jednym kubłem przedstawia rys. 322*b*.

W tym przypadku w ruchu jest tylko jeden kubeł, który wyładowuje się na powierzchni przez wywrót bez odczepiania od liny. W tym czasie w przodku ładuje się drugi kubeł, który zostanie przyczepiony do liny po nadejściu z góry próżnego kubła.

Z porównania obu sposobów ciągnienia można wysnuć następujące wnioski:

1. ciągnienie dwoma kubłami przy tej samej pojemności kubłów oraz głębokości szybu jest wydajniejsze od ciągnienia jednym kubłem;
2. moc napędu potrzebna do ciągnienia dwoma kubłami w warunkach równych jest do dwóch razy mniejsza od mocy potrzebnej przy ciągnieniu jednym kubłem.

Z drugiej strony przy ciągnieniu jednym kubłem zastosowanie kubła o dużej pojemności pozwala na zmniejszenie ilości ciągnień przy tej samej ilości skały, którą trzeba załadować. Dzięki temu czas ładowania

zwiększa się, co zwiększa wydajność pracy ładowania. Kubły o dużej pojemności pozwalają na zastosowanie mechanizacji ładowania urobku (np. pogłębiarka lub chwytacz).

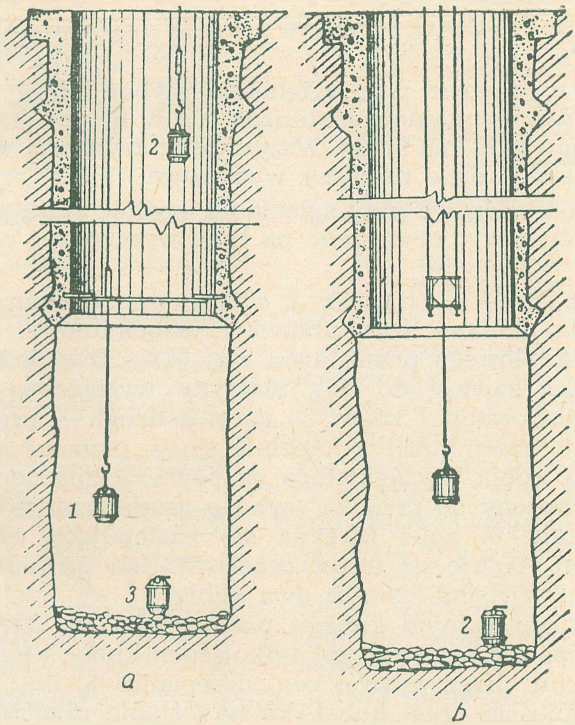
W ten sposób ciągnienie jednym kubłem może być celowo stosowane w następujących przypadkach:

a. przy zmechanizowanym ładowaniu urobku;
b. przy stałych maszynach wyciągowych.

Zastosowanie ciągnienia dwoma kubłami jest celowe:

a. w szybach o dużej głębokości;
b. przy ciągnieniu za pomocą specjalnych maszyn wyciągowych.

Ciągnienie skipami stosuje się przy znacznej głębokości szybów o przekroju prostokątnym z obudową zawieszoną.



Rys. 322. Wyciąg jedno- i dwukubłowy

Skipy przy zgłębianiu powinny mieć niedużą wysokość dla udogodnienia ręcznego ładowania, małą pojemność i bardzo wysoką ramę kierunkową, pozwalającą skipowi przy ustawianiu w przodku nie wychodzić w tym czasie z granic sztywnych prowadników linowych.

Porównując ciągnienie skipowe z kubłowym można zauważyć, że to drugie jest wygodniejsze do ładowania skały, ponieważ kubeł można ustawić w dowolnym miejscu przodka, co pozwala na zapewnienie obsługi dużego frontu ładowania. Kubły poza tym są przystosowane do opuszczania materiałów obudowy, i można w nich odbywać jazdę ludzi itp.

Wydajność wyciągu przy zgłębianiu szybów określa się ilością wyciągów w ciągu jednej godziny pracy i ładunkiem użytecznym, wyciąganym na raz.

Ilość wyciągów na godzinę zależy od prędkości ciągnienia, głębokości szybu i czasu potrzebnego na odczepienie próżnego kubła i doczepienie naładowanego w przodku szybu.

Prędkość ruchu kubłów w szybie zależy od głębokości przodka i określa się ją zgodnie z wymaganiami radzieckich przepisów bezpieczeństwa, a mianowicie:

„Przy wyciąganiu i opuszczaniu ładunku w kubłach z prowadnikami największa prędkość nie powinna być większa jak dwie trzecie norm, ustanowionych dla klatek. Przy braku prowadników prędkość ruchu kubłów z ładunkiem nie powinna przekraczać 2 m/sek."

„Przy zjeździe i wyjeździe ludzi w kubłach z prowadnikami maksymalna prędkość nie powinna być większa od jednej trzeciej prędkości wyjazdu ludzi w klatkach dla odpowiednich głębokości wyciągu, a przy braku prowadników prędkość wyciągu nie powinna przekraczać 1 m/sek".

W celu określenia prędkości ruchu kubła w szybie można korzystać z następującego wzoru:

$$v_{max} = \frac{2}{3} \cdot 0{,}8 \sqrt{H} = 0{,}5 \sqrt{H} \qquad (46)$$

Czas wyciągu kubła szybem określa się według G. Jełańczyka, przy wyciągu dwoma kubłami ze wzoru:

$$T_o = 4 \sqrt{H} + \frac{2h}{v_1} \qquad (47)$$

a przy wyciągu jednym kubłem:

$$T_o = 2 \cdot \left(4 \sqrt{H} + \frac{h}{v_1} \right), \qquad (48)$$

gdzie: H — wysokość wyciągu z prowadnikami, m;
h — wysokość wyciągu bez prowadników, m/sek.

Czas na manewrowanie kubłem w przodku szybu i na powierzchni przy wyładowaniu waha się w dosyć szerokich granicach. Dla warunków przeciętnych można przyjąć następujące normy czasu (w sekundach) na wykonanie poszczególnych czynności:

	sek
a. podnoszenie kubła od przodka, oczyszczenie dna kubła i wstrzymanie jego kołysania się	20 do 30
b. wyładowanie kubła na powierzchni	50 do 80
c. zatrzymanie w przodku opuszczanego kubła, wliczając czas na manewrowanie	10 do 15
d. odczepienie kubła	5 do 10
e. przyczepienie kubła	5 do 10
Razem:	90 do 145

Możliwą ilość wyciągów w ciągu zmiany określa się z następującego wzoru:

$$n = \frac{T}{K(T_o + t_o)} \tag{49}$$

gdzie: K — współczynnik nierównomierności wyciągu

($K = 1{,}25$ do $1{,}3$);

T — czas trwania pracy wyciągu na zmianę

($T = 6$ godzin);

t_o — czas manewrowania według obliczenia.

Ładunek użyteczny, podnoszony w jednym ciągnieniu, określa się według przyjętej organizacji cyklu przy zgłębianiu i objętości skały (urobku), otrzymywanej po strzałach w przodku. Pojemność kubła można znaleźć ze wzoru:

$$V_1 = \frac{V}{P \cdot n \cdot K_2} \tag{50}$$

gdzie: V — objętość skały, otrzymywanej przy jednym odstrzale, m^3;
P — ilość zmian w cyklu na załadunek skały;
n — ilość wyciągów na zmianę;
K_2 — współczynnik naładowania kubła ($K_2 = 0{,}9$).

Przy zgłębianiu szybów stosowane są maszyny wyciągowe stałe i tymczasowe. Najbardziej celowe są stałe maszyny wyciągowe przy zastosowaniu wyciągu z jednym kubłem, gdy szyb jest niegłęboki. Ustawienie tymczasowej maszyny przy zgłębianiu na krótki okres czasu jest niewygodne.

Stosowanie maszyny tymczasowej jest celowe przy wyciąganiu dwoma kubłami i przy znacznej głębokości szybu.

Do obliczenia mocy elektrycznej maszyny wyciągowej można korzystać z następujących wzorów:

przy dwóch kubłach:

$$N = \frac{Q_1 \cdot H_1}{102\, T_o} \cdot \rho \text{ kW}; \tag{51}$$

przy jednym kuble:

$$N = \frac{\left(Q_1 + Q_2 + \frac{PH}{2}\right) H_1}{102\, T_o} \cdot \rho \text{ kW}, \tag{52}$$

gdzie: Q_1 — wyciągany ładunek użyteczny, kg;
Q_2 — ciężar kubła z urządzeniem przyczepnym, kg;
P — ciężar 1 mb liny, kg;
H_1 — wysokość wyciągu w prowadnikach, m;
H — całkowita wysokość wyciągu, m;
T_o — czas ruchu kubła w prowadnikach, sek;
ϱ — współczynnik zwiększający (na rozruch mas) $\varrho = 2$.

W tablicy 52 przytoczono dane niektórych rodzai kołowrotów wyciągowych, wytwarzanych w Związku Radzieckim i używanych przy głębieniu szybów.

Tablica 52

Rodzaje kołowrotów, stosowanych przy głębieniu szybów

Rodzaj i typ	Wymiary bębna mm		Średnica liny mm	Największa długość liny m	Prędkość liny m/sek	Moc silnika kW
	średnica	szerokość				
Jednobębnowe						
TL — 3	1600	1200	22	260	2,74	60
TL — 4	1600	1200	22	260	3,74	75
TL — 7	2000	1500	26,5	315	2,6	115
TL — 8	2000	1500	26,5	315	3,0	130
TL — 9	2000	1500	26,5	315	3,8	175
Dwubębnowe						
PM — 10	2000	800	28	144	2,5	95
PM — 12	2000	800	28	144	3,0	100
PM — 20	2500	1000	27	235	3,8	110
PM — 25	3000	1000	34	226	3,72	175
PM — 30	3000	1263	34	302	4,61	230

Liny. Stosuje się liny wyciągowe stalowe: przy bobinach — płaskie; przy bębnach walcowych — okrągłe. Liny sporządza się ze stali tyglowej o wytrzymałości drutu na rozerwanie 120 do 200 kg/mm^2.

Liny wyciągowe okrągłe powinny posiadać wysoką wytrzymałość, odporność przeciw korozji i nie rozkręcać się w czasie pracy. Spomiędzy lin okrągłych najbardziej są rozpowszechnione liny zwite o skręcie dwukrotnym, składającym się ze splotek skręconych z oddzielnych drutów. Średnica drutu 1 do 3 mm.

Lina wyciągowa płaska składa się z parzystej liczby (sześciu lub ośmiu) cienkich lin okrągłych zszytych drutem. Sploty sąsiadujących z sobą lin okrągłych mają różny skręt (lewy albo prawy), dzięki czemu lina nie rozkręca się.

Koła linowe do lin wyciągowych wykonuje się jednolite, z wieńcem z lanego żelaza i piastą z wtopionymi w nią szprychami z żelaza okrągłego. Najwięcej są używane koła linowe o średnicy 1,2 do 2 m. W celu zmniejszenia niszczenia się lin rowek koła wykłada się drewnem.

Kubły wyciągowe. Skałę wyciąga się z przodka szybowego w kubłach. Według przeznaczenia kubły dzielą się na służące do wyciągania urobku, do zjazdu i wyjazdu ludzi oraz do opuszczania materiałów.

Według kształtu kubły bywają walcowe, beczkowe (dwustożkowe) i stożkowe.

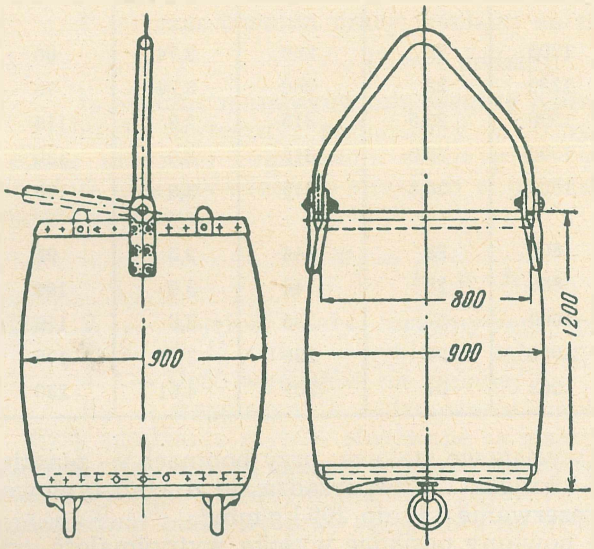
Najbardziej stateczne i bezpieczne są kubły o kształcie beczki. Taki kubeł rzadko zaczepia o wystające przedmioty i nie wywraca się.

Według sposobu wyładowania kubły dzielą się na wywracalne i niewywracalne.

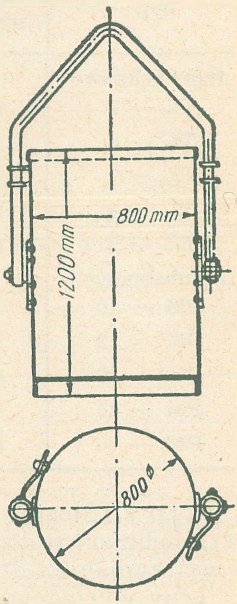
Kubły do wyciągania urobku wykonuje się niewywracalne (rys. 323), a do opuszczania materiałów wywracalne (rys. 324).

W kubłach niewywracalnych kabłąk połączony jest na stałe z kadłubem uchami, przytwierdzonymi do jego obwodu powyżej środka ciężkości kubła,co wyklucza możliwość samoczynnego wywracania się.

W kubłach wywracalnych kabłąk łączy się z kadłubem za pomocą czopów przymocowanych nadkładkami. Osie czopów są położone trochę



Rys. 323. Kubeł niewywracalny



Rys. 324. Kubeł wywracalny

poniżej środka ciężkości kubła, co pozwala na wywracanie go po odpięciu zatrzasku.

Pojemność kubła zmienia się w dużych granicach (od 0,3 m^3 do 2 m^3) i zależy od wielu czynników. Ważniejsze z nich są: wymiary przekroju poprzecznego szybu i jego głębokość, sposób ładowania urobku, rodzaj maszyny do zgłębiania i inne.

Przy ładowaniu ręcznym stosuje się zwykle kubły o pojemności nie większej jak 1 do 1,5 m^3; do ładowania zmechanizowanego odpowiedniejsze są kubły o dużej pojemności (do 2 m^3).

Tablica 53

Znormalizowane typy kubłów

Pojemność kubła m^3	Wysokość kubła mm	Wysokość kabłąka mm	Średnica kubła mm
0,35	1100	500	750
0,5	1100	600	900
1,0	1200	700	1200
1,5	1250	730	1300

Znormalizowane kubły mają pojemność 0,3; 0,5; 1 i 1,5 m^3.

W tablicy 53 podano wymiary znormalizowanych typów kubłów.

Kubły wyrabia się z blachy stalowej o grubości 6 do 8 mm, dno ze stali o grubości 8 do 10 mm, kabłąk ze stali okrągłej o średnicy 40 do 70 mm. Dla wypróżniania kubłów przymocowane są do dna kółka o średnicy 100 do 150 mm (patrz rys. 323).

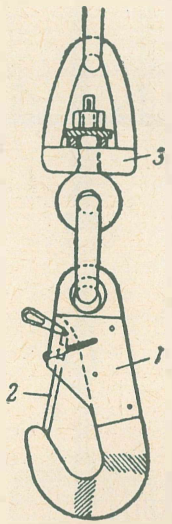
Zawiesie. Do połączenia kubła z liną wyciągową służy specjalne urządzenie przyczepne, które powinno spełniać następujące wymagania:

1. zabezpieczać przed dowolnym zeskakiwaniem kubła z haka zawiesia;
2. zapewniać wygodę, szybkość i bezpieczeństwo przyczepiania i odczepiania kubłów;
3. zapobiegać przy linie wyciągowej okrągłej obracaniu się kubła po jego zejściu z ramy prowadniczej.

Zawiesie składa się z następujących części: a. haka, b. głowicy (strzemienia).

Rys. 325 przedstawia zawiesie do liny okrągłej.

Hak *1* wykonany jest ze stali miękkiej. Hakowi nadaje się taki kształt, ażeby kabłąk kubła wchodził do niego tylko przy całkowicie (aż do końca) odciągniętym bezpieczniku — ochraniaczu *2*.



Rys. 325. Zawiesie

Najwygodniejszy jest hak zaopatrzony w głowicę *3* na łożysku kulkowym, co zapobiega kręceniu się kubła.

Głowicę tworzy strzemię, na poprzeczce którego mieści się łożysko kulkowe. Ciężar zawiesia wynosi 100 do 140 kg.

Prowadniki kierunkowe, ramy naprężające i prowadnicze. W celu usunięcia rozkręcania się lin, uniknięcia huśtania kubłów i zderzenia się ich służą prowadniki kierunkowe i ramy.

W szybach obudowanych betonem prowadnikami są liny naciągnięte w szybie i umocowane do ramy napinającej.

Używa się lin prowadniczych okrągłych (d = 20 do 25 mm), splecionych z grubych drutów o średnicy 2,2 do 2,8 mm.

Liny prowadnicze przechodzą przez koła z lanego żelaza o średnicy 350 do 500 mm i są umieszczone na drugim górnym pomoście wieży szybowej lub na specjalnej podstawie.

Kołowroty do naprężania lin prowadniczych są ręczne o nośności 3 do 5 ton.

Na powierzchni kołowroty powinny być umieszczone symetrycznie naokoło wieży w ten sposób, ażeby ich oddziaływania na wieżę wzajemnie się równoważyły.

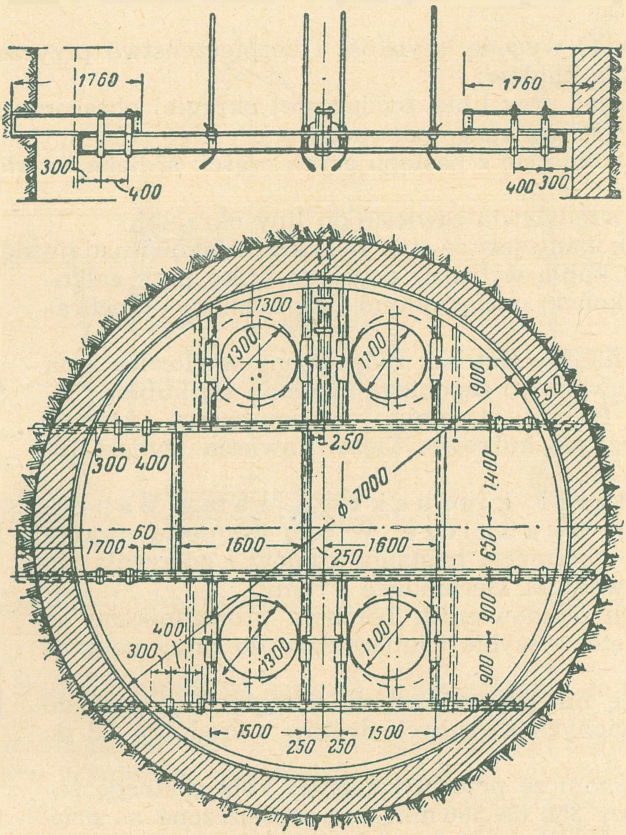
Rama naprężająca jest wykonana zwykle z dźwigarów korytkowych lub dwuteowych (rys. 326).

Rama składa się z dwóch podłużnych dźwigarów o wysuwanych końcach, które wpuszcza się do wgłębień przygotowanych w ścianach szybu i tam się je zamurowuje. Wysuwane końce połączone są z ramą uchwytami, które obejmują końce i podłużne dźwigary ramy oraz łączą się z nimi za pomocą śrub.

Do dźwigarów podłużnych przymocowane są dźwigary poprzeczne za pomocą kątowników, do których umocowuje się liny naprężające.

Końce lin są przepuszczone przez otwory w dźwigarach poprzecznych, a poniżej tych otworów są umocowane płytkami.

Dla kierowania kubłów są przymocowane do dźwigarów poprzecznych pasy (taśmy) sprężynowe, które przechodzą przez otwory w ramie i służą



Rys. 326. Rama naprężająca

również do złagodzenia uderzeń przy osadzaniu ramy prowadniczej na ramie naprężającej. Ramę naprężającą umieszcza się w odległości 20 do 30 m od przodka dna szybu.

Niekiedy ramę naprężającą zaopatruje się w podłogę, która służy za pomost ochronny dla robotników pracujących w przodku.

Przy ciągnieniu jednym kubłem zamiast lin prowadniczych i ramy naprężającej mogą być wykorzystane liny, na których jest zawieszony pomost wiszący.

W szybach prostokątnych odeskowuje się jeden z przedziałów szybu, w którym odbywa się ruch kubłami albo zawiesza się stałe prowadniki drewniane, wzdłuż których kubeł jest kierowany podczas ciągnienia.

Rama prowadnicza. Do prowadzenia kubła w prowadnikach linowych lub belkowych służy rama prowadnicza (rys. 327) o wysokości 1500 mm i szerokości od 1080 do 1580 mm. Wymiary jej zależą od pojemności kubła.

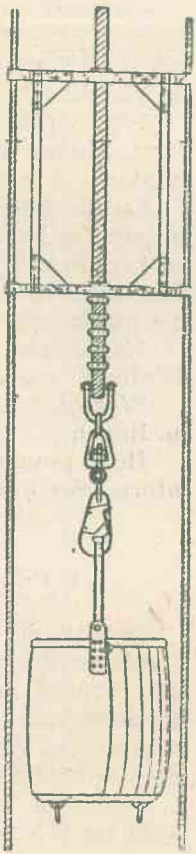
Rama prowadnicza jest wykonana z kątowników najczęściej jednak z płaskowników i jest zaopatrzona w cztery prowadnice i dwie tuleje. Tuleje swobodnie obchwytują linę wyciągową, a prowadnice ślizgają się po linach prowadniczych.

Budowa ramy prowadniczej powinna dopuszczać możliwość szybkiego i łatwego zdjęcia jej z prowadników i z liny wyciągowej. W tym celu tuleje i prowadnice przykręca się śrubami do ramy. Nad ramą jest umocowany okrągły daszek ochronny z blachy o średnicy 670 do 1350 mm.

Podczas odwrotnego ruchu kubła (od przodka na powierzchnię) przy zbliżeniu się kubła do ramy naprężającej ramę prowadniczą podchwytują zaciski liny wyciągowej.

W celu zabezpieczenia przed wpadaniem do przodka szybu obcych przedmiotów z powierzchni urządza się pomosty ochronne, na wypadek zaś uszkodzenia wyciągu w szybie jest urządzony przedział drabinowy, mający wyjście na powierzchnię.

Drabiny mogą być ruchome i stałe. Czasami zamiast drabin stałych stosuje się wiszące drabiny metalowe, zawieszone na oddzielnej linie.



Rys. 327. Rama prowadnicza

§ 163. SPOSOBY PRZEWIETRZANIA I URZĄDZENIA WENTYLACYJNE

Przy głębieniu szybów stosuje się trzy sposoby przewietrzania: tłoczący, ssący i mieszany. Sposób tłoczący jest najodpowiedniejszy z następujących powodów:

1. tworzące się przy strzelaniu gazy, dzięki swojej wysokiej początkowej temperaturze i kruszącej sile wybuchu, mają dążność do podnoszenia się w szybie do góry, a wentylacja tłocząca sprzyja takiemu naturalnemu ruchowi gazów;
2. ostygłe produkty gazowe odstrzałowe są w ogóle cięższe od powietrza, dlatego łatwiej je usunąć przez wypychanie, niż przez ssanie;
3. prędkość powietrza wtłaczanego przez rury jest większa niż przy przewietrzaniu ssącym, co sprzyja bardziej intensywnemu mieszaniu się z gazami szkodliwymi a także lepszemu usunięciu zużytego powietrza;
4. przy przewietrzaniu tłoczącym do szybu dostaje się przez rury suche powietrze, co stanowi przewagę nad przewietrzaniem ssącym, w czasie którego do przodka wchodzi powietrze nasycone wilgocią.

Ssący sposób przewietrzania stosuje się rzadko. Jest on celowy w przypadkach np. zgłębiania szybów sposobem zamrażania, ponieważ przy przewietrzaniu tłoczącym latem zbiera się wewnątrz rur woda ze skroplin.

Sposób przewietrzania mieszanego stosuje się w celu szybkiego oczyszczenia przodka z gazów szkodliwych. W tym celu w szybie montuje się dwa rurociągi: jeden dla tłoczenia, drugi dla ssania. Przy tym sposobie czas przewietrzania zmniejsza się z 30 do 10 minut. Jednakże sposób ten jest znacznie droższy, wymaga bowiem ustawienia dwóch instalacji wentylacyjnych.

Urządzenia wentylacyjne przy zgłębianiu szybów składają się z wentylatora, rur powietrznych (lutni) i zasłon przykrywających wylot szybu.

Najbardziej rozpowszechnionym typem wentylatora przy zgłębianiu szybów jest w Związku Radzieckim wentylator „Sirokko" o wydajności 400 do 600 m^3/min. Wentylatory napędzają silniki elektryczne o mocy 6 do 20 kW.

Wentylator łączy się z silnikiem elektrycznym przekładnią pasową, co przez zmianę kół napędowych pozwala łatwo zmieniać ilość obrotów wentylatora.

Lutnie stosuje się blaszane (lepiej ocynkowane) i łączy się je zwykle za pomocą kołnierzy, które mogą być ruchome lub stałe. Lepiej jest mieć na rurach z przedniej strony kołnierz nieruchomy, a z drugiej ruchomy. Dla zapewnienia szczelnego połączenia rur wkłada się pomiędzy kołnierze pierścienie z azbestu albo z tektury o grubości 4 do 5 mm.

Najczęściej używa się lutni o średnicy 500 do 700 mm. Długość oddzielnych rur według norm wynosi 2,4 i 4 m, grubość ścianek 1,5 do 3 mm.

W szybie lutnie przymocowuje się do obudowy albo zawiesza się je na linach.

Ilość powietrza potrzebnego do przewietrzania, wybór mocy wentylatora i średnicy lutni można określić posługując się wzorami (39) i (40).

§ 164. ODWADNIANIE PRZY ZGŁĘBIANIU SZYBÓW

Zgłębianiu szybów często towarzyszy pojawienie się wody w przodku.

Niewielki przypływ wody, nie przewyższający 1 do 2 m^3 na godzinę, nie utrudnia pracy a nawet trochę ułatwia ładowanie skały do kubła działając tak jak smar. Oprócz tego przeciwdziała tworzeniu się pyłu w przodku. W takim przypadku nie trzeba robić w szybie żadnych urządzeń odwadniających, gdyż wodę wydaje się w kubłach razem ze skałą.

Jednakże wzraz ze zwiększaniem się przypływu zgłębianie szybów staje się trudniejsze, co wpływa równocześnie na zmniejszenie prędkości głębienia.

Odwadniać można pompami przy dopływie wody do 30 ÷ 40 m^3/godz.

Pompy stosowane przy zgłębianiu dzielą się według zasady działania na wirnikowe (odśrodkowe) i tłokowe, a według sposobu ustawienia na poziome, umieszczane na pomostach i na pionowe wiszące.

Przy zgłębianiu szybów prostokątnych stosuje się pompy poziome i pionowe.

Przy zgłębianiu szybów okrągłych najczęściej stosowane są pompy pionowe wiszące.

Pompy elektryczne wirnikowe są najwygodniejsze i bardzo ekonomiczne. Pompy parowe i powietrzne wymagają dla doprowadzenia energii specjalnych rurociągów, co przy zgłębianiu jest bardzo niewygodne.

Pompy poziome stosowane przy zgłębianiu szybów ustawia się na specjalnych pomostach zawieszonych albo nieruchomych (rys. 328).

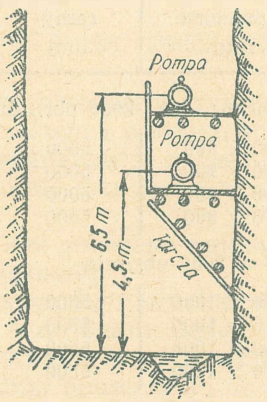
Według warunków ssania wody dopuszczalna wysokość pomostu nie powinna wynosić więcej jak 6,5 m. Jednakże takie położenie pompy grozi uszkodzeniem jej przy odstrzałach.

Celem ochrony pomp od kawałków odstrzelanej skały robi się tarczę, umieszczoną pod pewnym kątem. Pomost dla umieszczenia pompy buduje się z grubych belek i desek.

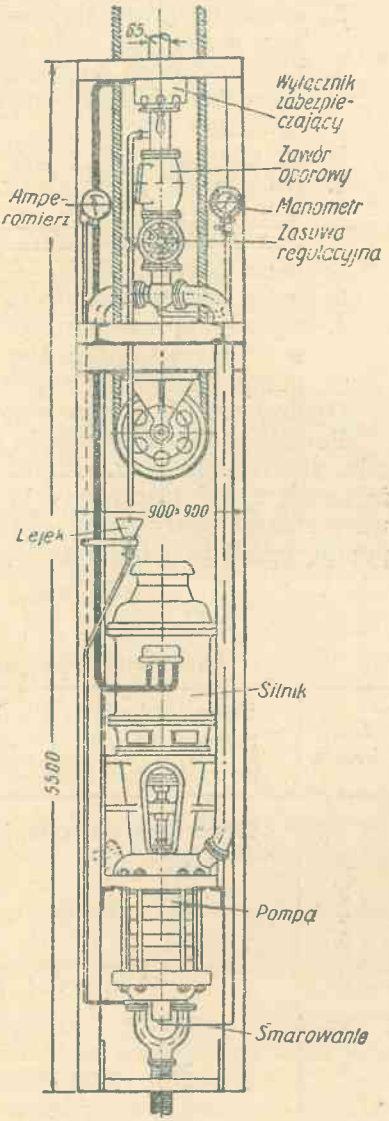
Przy używaniu dwóch pomp umieszcza się je na pomostach jedną nad drugą w odległości 4 do 5 m.

Elektryczne pompy wiszące bywają: 1. nurkowe i 2. wirnikowe (odśrodkowe).

Pompy elektryczne nurkowe z powodu pewnych braków nie mają zastosowania w praktyce. Główniejsze z tych braków są: 1. duże wymiary i ciężar; 2. niemożność regulowania pompy przy zmiennym przypływie wody; 3. bardziej skomplikowane doglądanie i obsługa.



Rys. 328. Ustawienie pomp na pomoście



Rys. 329. Schemat zawieszenia pompy na linie

Odwadnianie za pomocą pomp elektrycznych wirnikowych zawieszonych jest powszechnie stosowane.

Do dodatnich właściwości tych pomp należy:

1. duża wydajność i wysokość tłoczenia przy stosunkowo małej powierzchni zajmowanej przez nie w szybie;
2. spokojna praca (bez wstrząsów), w wyniku czego rury odwadniające wymagają mało napraw;
3. przy pompach odśrodkowych potrzeba tylko jednego rurociągu zamiast trzech przy pompach parowych, co znacznie ułatwia ich montowanie.

Braki wirnikowych pomp elektrycznych są następujące:

1. tracą wodę przy odsłonięciu otworów w ssawie pompy;
2. wymagają bardziej uważnego obchodzenia się i starannego doglądania wskutek trudniejszego regulowania w porównaniu z pompami parowymi;
3. mają bardziej złożoną budowę w porównaniu z pompami parowymi;
4. wymagają specjalnego ogrzewania przodka, jeżeli szyb zgłębia się w temperaturze niskiej (w zimie) co jest zbędne przy zastosowaniu pomp parowych, zapewniających zawsze zwiększoną temperaturę.

Ogólny widok pompy elektrycznej wirnikowej przedstawia rys. 329.

Pompa zawieszona składa się z następujących głównych części: 1. silnika elektrycznego, 2. rurociągu ssącego, 3. rurociągu tłoczącego, 4. ramy żelaznej, 5. kół linowych i 6. pomostu dolnego chroniącego pompę przed uderzeniami skały przy odstrzałach oraz pomostu górnego, chroniącego pompę przed przedmiotami spadającymi z góry.

Tablica 54

Charakterystyka pomp wiszących fabryki Gorłowskiej

Ilość komór	Pełne ciśnienie manometryczne m	Moc silnika kW	Wymiary poprzeczne mm	Długość ramy mm	Ciężar pompy kg
25 m³ godz. na jedną komorę $H = 50$ m; $n = 2950$ obr/min					
2	100	20	900 × 900	5000	797
3	150	29	900 × 900	5000	859
4	200	38	900 × 900	5000	921
5	250	47	900 × 900	5000	983
50 m³/godz.; $H = 60$ m; $n = 2950$ obr/min					
2	120	42	1000 × 1000	5500	809
3	180	59	1000 × 1000	5500	894
4	240	76	1000 × 1000	5500	979
5	300	93	1000 × 1000	5500	1064
200 m³/godz.; $H = 70$ m; $n = 2950$ obr/min					
2	140	84	1200 × 1200	6000	1289
3	240	119	1200 × 1200	6000	1395
4	280	154	1200 × 1200	6000	1501
5	350	189	1200 × 1200	6000	1607

Pompy elektryczne zawieszone napędza silnik asynchroniczny z wirnikiem krótkozwartym. Ponieważ silniki krótkozwarte przy włączeniu bezpośrednim do sieci wymagają do uruchomienia prądu sześć do ośmiu razy większego od normalnego, wstawia się w celu osłabienia szarpnięcia przy zapuszczaniu silnika pomiędzy silnik a sieć transformator z wyłącznikiem automatycznym.

Silniki chłodzone są albo tylko wodą (silniki o średniej mocy), albo wodą i powietrzem (silniki o dużej mocy). W tym drugim przypadku silnik jest opancerzony.

Silniki pracują najczęściej na napięciu 3000 V.

Ilość obrotów pomp zawieszonych wynosi zwykle 1450 do 1480 i 2900 do 3100 na minutę.

Gorłowska fabryka budowy maszyn wytwarza do zgłębiania szybów pompy wirnikowe wiszące, typu sekcyjnego.

Charakterystykę techniczną pomp podano w tablicy 54.

§ 165. OŚWIETLENIE SZYBÓW

Na dobre i racjonalne oświetlenie należy zwracać dużą uwagę, gdyż wpływa ono w znacznym stopniu na zwiększenie wydajności pracy i chroni robotników przed chorobami zawodowymi.

Miejsce pracy w przodku szybu zwykle oświetla się jedną lub kilku silnymi lampami elektrycznymi o łącznej sile światła do 500 i więcej świec. Lampy w oprawie wodoszczelnej zaopatruje się w silne reflektory.

W szybie zawiesza się dodatkowo kilka niedużych lamp, np. koło pomostu wiszącego, w przedziale drabinowym itp. Na wypadek wyłączenia prądu powinno być w szybie kilka przenośnych lamp karbidowych lub akumulatorowych.

§ 166. URZĄDZENIA SYGNALIZACYJNE

Pomiędzy przodkiem szybu i powierzchnią w czasie głębienia oraz pomiędzy pomostem i powierzchnią przy wznoszeniu obudowy stałej zaprowadza się sygnalizację dwustronną.

Odróżnia się trzy rodzaje sygnalizacji: dźwiękową, elektryczną i telefoniczną.

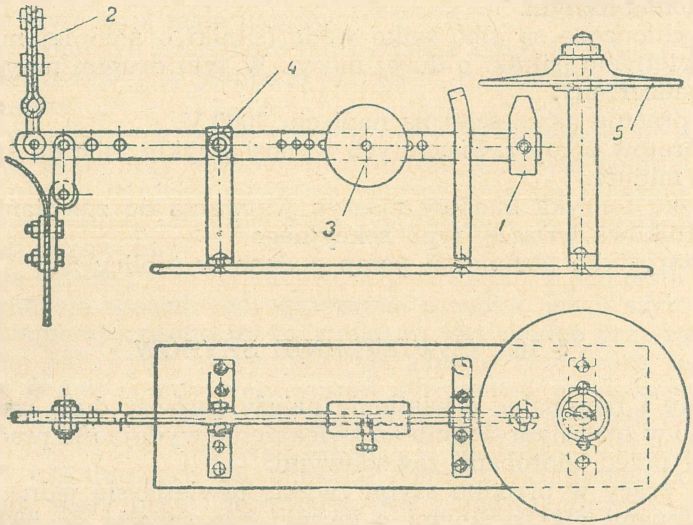
Na rys. 330 pokazano najbardziej rozpowszechnione urządzenie sygnalizacji dźwiękowej.

Młotek sygnału *1* uruchamia się za pomocą linki stalowej drucianej *2* o średnicy 4 do 5 mm. Jeden koniec linki jest przymocowany do końca trzonka młotka, a drugi przez krążek jest opuszczony do szybu.

Ciężar linki opuszczonej do szybu równoważy się z ciężarem *3* umocowanym na przeciwnym końcu młotka, dla którego punktem oporu jest łożysko wałkowe *4*.

Takie urządzenie przez kolejne naprężenie i zwalnianie linki pozwala na wybijanie sygnałów dźwiękowych młotkiem *1* na dzwonie sygnałowym *5*. Ażeby mieć pewniejszą sygnalizację dźwiękową, urządza się dwa równoległe urządzenia typu młotkowego.

Stosownie do rodzaju wyciągu i kierunku ruchu naczynia wyciągowego w szybie opracowuje się system sygnałów. Na przykład, wyjazd ludzi — trzy dzwonki, opuszczanie pompy — pięć dzwonków itd. Tablicę ustalonych sygnałów wywiesza się wewnątrz wieży w pobliżu szybu.



Rys. 330. Urządzenie sygnalizacji dźwiękowej

W polskich przepisach bezpieczeństwa ustalone są takie sygnały wykonawcze: jedno uderzenie — stać; dwa uderzenia — jechać do góry; trzy uderzenia — opuszczać na dół. Inne sygnały ustala kierownik głębienia szybu.

Przy zgłębianiu głębokich szybów celowe jest stosowanie sygnalizacji elektrycznej dźwiękowej i świetlnej.

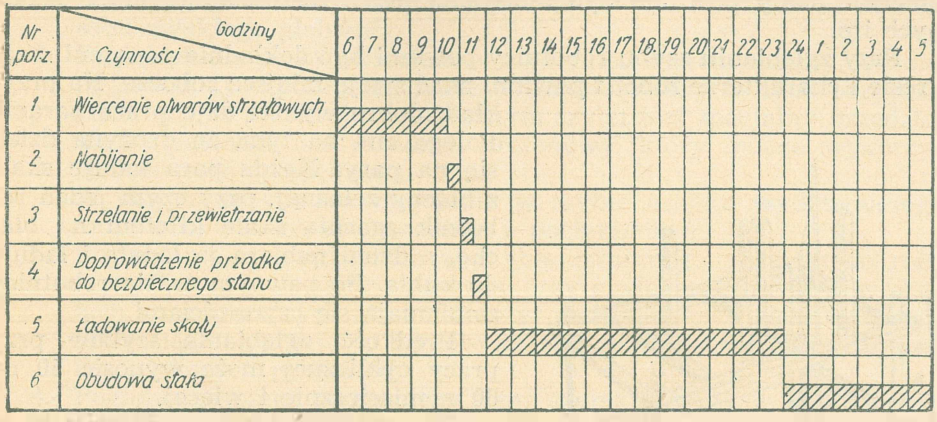
Lepszym połączeniem pomiędzy przodkiem szybu i powierzchnią jest połączenie telefoniczne.

§ 167. WYKONANIE ROBÓT ZGŁĘBIANIA WEDŁUG HARMONOGRAMÓW

W organizacji robót przy głębieniu szybów, tak jak i przy prowadzeniu robót poziomych, decydującym czynnikiem jest wdrożenie w robotników harmonogramu pracy cyklicznej.

Pod tym względem pozostaje w mocy wszystko to, co było powiedziane wyżej o cykliczności. Jak wykazuje praktyka przemysłu górniczego prędkość zgłębiania szybów przy pracy w najkorzystniejszych warunkach wynosi miesięcznie 15 do 20 mb. Prawidłowa cykliczna organizacja robót przy odpowiednim zaopatrzeniu w energię i materiały jest niezbędnym warunkiem przyspieszenia zgłębienia szybu. Rozpatrzymy niektóre harmonogramy organizacji pracy cyklicznej.

Przy zgłębianiu szybów o przekroju poprzecznym prostokątnym i zastosowaniu obudowy zawieszonej najbardziej celowy będzie harmono-



Rys. 331. Harmonogram zgłębiania szybu jednym cyklem na dobę

gram o czterozmianowym trwaniu cyklu zgłębiania (rys. 331). Zgodnie z tym harmonogramem, jeżeli przyjąć głębokość otworów strzałowych na 1,8 do 2 m, można zgłębić około 45 m miesięcznie.

W skałach zwięzłych przy kolejnym sposobie zgłębiania szybu, szczególnie gdy wiercenie głębokich otworów strzałowych jest utrudnione,



Rys. 332. Harmonogram zgłębiania szybu dwoma cyklami na dobę

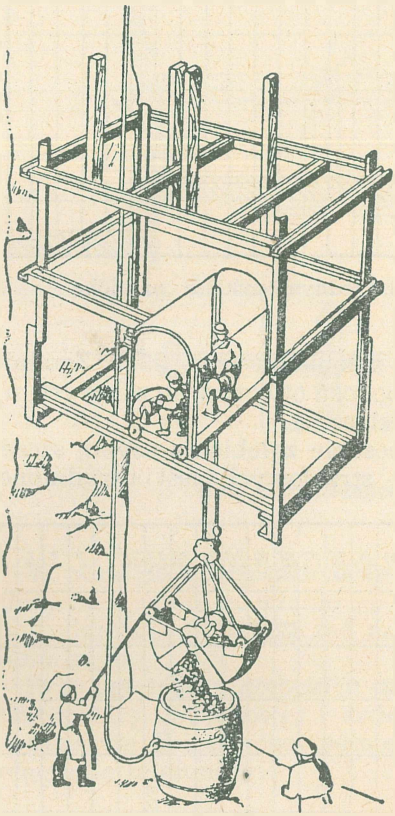
można ustalić wykonanie cyklu na dwie zmiany (rys. 332). W skałach średniej zwięzłości przy zgłębianiu szybów okrągłych celowy okazuje się cykl trwający dobę.

Z harmonogramów widać, że najdłużej trwającą czynnością w cyklu jest uprzątanie skały. Dlatego na wykonanie tej czynności należy zwracać szczególną uwagę.

Praca cykliczna według harmonogramu powinna być zabezpieczona przez przygotowanie miejsca roboczego, prawidłowe rozstawienie ludzi

i wykorzystanie w ciągu doby siły roboczej i mechanizmów oraz przez zaopatrzenie bez przerw w powietrze sprężone i narzędzia wiertnicze. Ładowanie skały powinno być ułatwione przez zastosowanie blach żelaznych itp.

Przy zgłębianiu szybu robotnicy powinni być dokładnie pouczeni o zakresie i charakterze robót i powinni znać swoje miejsce robocze. Na przykład, dobre wyniki daje praca parami. Polega ona na tym, że drużyna dzieli się na pary. Każda para ładuje skałę z blachy żelaznej, przy czym jeden robotnik zgarnia skałę kilofem na blachę, a drugi nabiera ją łopatą i ładuje do kubła. Po pewnym czasie robotnicy zamieniają się czynnościami.



Rys. 333. Ładowanie urobku chwytakiem

Prędkość zgłębiania szybów przy pracy cyklicznej może wynosić 50 do 60 m miesięcznie i więcej.

Np., na Filipinach w Parakejle w 1941 roku zgłębiono szyb o przekroju 2,4 × 5,7 m z prędkością 57 mb miesięcznie. Roboty były prowadzone według harmonogramu cyklicznego. Ładowanie skały odbywało się ręcznie do skrzyni, którą następnie wyładowywano do wózka.

W stanie Ohio (USA) na kopalni Barberton były zgłębione dwa szyby głębokości 700 m, przy czym prędkość przeciętna głębienia w ciągu doby wynosiła 2 do 2,5 m. Ładowanie urobku odbywało się za pomocą chwytaka (rys. 333).

W Związku Radzieckim w 1939 roku zgłębiono szyb Pietrowo-Lidjewka (Zagłębie Donieckie) z prędkością 45 mb miesięcznie. Jeszcze wyższe tempo głębienia (do 50 mb miesięcznie) osiągnięto przy zgłębianiu szybu Proletarskaja-Krutaja (Zagłębie Donieckie).

§ 168. POGŁĘBIANIE SZYBÓW

Przedłużenie szybu może się odbywać z góry na dół bezpośrednio z żąpia szybu czynnego albo z dołu do góry (nadsiębwłomem) z wyrobiska poziomego położonego o piętro niżej a poprowadzonego od szybu sąsiedniego albo od jakiegokolwiek innego wyrobiska.

Szyb można pogłębiać z góry na dół następującymi czterema sposobami:

1. Pogłębienie pełnym przekrojem bez pozostawienia w istniejącym szybie calizny (półki) ochronnej albo bez urządzenia specjalnego

pomostu. Zastosowanie tego sposobu jest możliwe wtedy, gdy w szybie nie odbywają się czynności wyciągowe niezwiązane z samym pogłębianiem. Wtedy pogłębianie nie różni się niczym od sposobu zwykłego głębienia.

2. Pogłębianie z pozostawieniem w szybie pod żąpiem calizny ochronnej ze skały. Sposób ten może być zastosowany w tych przypadkach, gdy w przekroju poprzecznym szybu jest specjalny przedział dla pogłębiania lub przedział drabinowy, który można wykorzystać do robót pogłębiania.
   W danym przypadku ciągnienie w szybie urobku wydobywczego może odbywać się równocześnie z pogłębianiem.
3. Pogłębianie z urządzeniem w szybie sztucznego pomostu ochronnego. Ten sposób należy stosować przy pogłębianiu szybów w skałach szczelinowatych i bez należytej wytrzymałości. Przy tym sposobie ciągnienie urobku wydobywczego może się również odbywać bez większych przeszkód.
4. Pogłębianie przez pomocniczy ślepy szybik, wybity w pobliżu szybu. Ten sposób pogłębiania stosuje się zwykle, gdy na poziomie roboczym szybu nie ma wolnej przestrzeni do rozmieszczenia urządzeń wyciągowych i sprzętu do pogłębiania.

Pogłębianie szybu nadsiębwłomem, czyli z dołu do góry może być wykonane również kilku sposobami:

1. Pogłębianie nadsiębwłomem pełnym przekrojem z jednoczesnym wznoszeniem obudowy w ślad za przebijaniem szybu. Sposób ten jest rozpowszechniony głównie przy pogłębianiu szybów prostokątnych.
2. Pogłębianie nadsiębwłomem pełnym przekrojem z zastosowaniem obudowy tymczasowej i z magazynowaniem urobku oraz z kolejnym wznoszeniem obudowy z góry na dół. Sposób ten może być stosowany wyjątkowo w skałach zwięzłych i wytrzymałych.
3. Pogłębianie szybu nadsiębwłomem małym przekrojem, a następnie z poszerzeniem go z góry na dół do pełnego przekroju. Zastosowanie tego sposobu jest najbardziej celowe przy pogłębianiu szybów nadsiębwłomem w skałach niewytrzymałych.

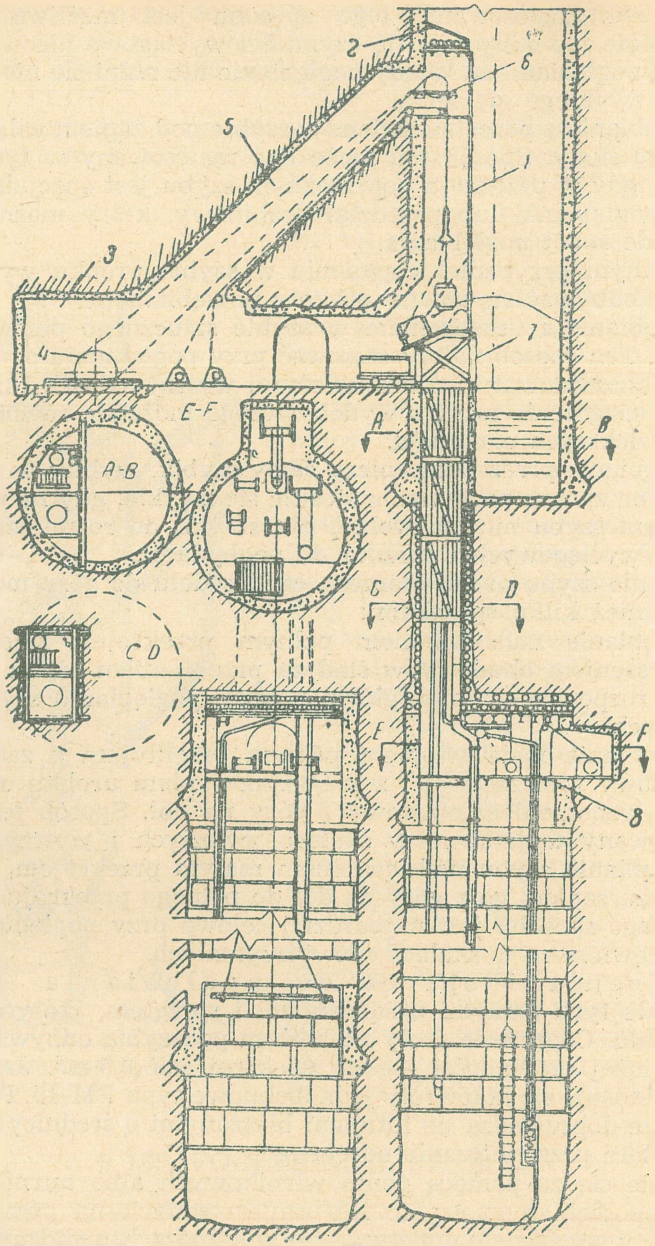
Urządzenia i sprzęt do pogłębiania. Pogłębia się szyby zwykle tymi samymi urządzeniami i sprzętem, których używa się przy głębieniu. Ciągnienie skały na poziom podszybia odbywa się w kubłach o niedużej pojemności — nie większej jak 0,5 m^3. Jako maszyny wyciągowe stosuje się kołowroty jednobębnowe typu PM-15, PM-18 i inne.

Powietrze doprowadza się lutniami blaszanymi o średnicy 0,3 do 0,5 m od wentylatora przewietrzania odrębnego.

Odwadnia się za pomocą pomp wirnikowych albo nurnikowych, wiszących w pogłębianym szybie lub umieszczonych na pomostach.

Kołowroty wyciągowe umieszcza się w komorach urządzonych na podszybiu. Kołowroty do zawieszania pomp, pomostu zawieszonego, drabin ratunkowych i innych, umieszcza się na pomoście, położonym poniżej calizny ochronnej albo w osobnych komorach wybitych w ścianach szybu.

Pogłębianie szybu z góry na dół z pozostawieniem calizny ochronnej (półki skalnej) prowadzi się w następującej kolejności. Z przedziału drabinowego szybu przeznaczonego do pogłębiania usuwa



Rys. 334. Schemat pogłębiania szybu pod półką skalną

się drabiny powyżej podszybia na wysokość 12 do 20 m i przedział odgradza się za pomocą przegródki z desek *1* od przedziałów wyciągowych szybu (rys. 334). W górnej części przedziału umieszcza się pochyły pomost

ochronny 2, chroniący przy ciągnieniu od spadania kawałków skały lub rudy z naczyń wyciągowych.

Na poziomie podszybia znajduje się specjalna komora 3, w której umieszcza się kołowrót wyciągowy 4. Celem przepuszczenia lin wyciągowej i kierunkowej z komory do szybu robi się pochyłe przejścia 5.

W górnej części przedziału służącego do pogłębiania montuje się pomost dla kół 6, na którym ustawia się koło kierunkowe dla liny ciągnącej i koła dla lin prowadniczych.

Na wysokości 2,5 do 3 m nad poziomem podszybia w przedziale pogłębianym urządza się pomost odbiorczy 7, który zaopatruje się zasłonami i rynną pochyłą dla wyładunku kubłów ze skałą.

Poniżej poziomu podszybia przejście (przekrój $A — B$) oddziela się od żąpia szybu płaską ścianką wodoszczelną, zwykle żelbetową o grubości 0,25 do 3 m.

Następnie na odcinku półki skalnej przystępuje się do głębienia komina (przejścia) o wymiarach poprzecznych (w świetle): po stronie długiej 1,7 do 3 m, po krótkiej 1 do 1,5 m (przekrój $C — D$). Ten odcinek obudowuje się obudową całodrzewną z okrąglaków.

Wysokość ochronnej półki skalnej (calizny) wynosi 8 do 10 m. Przejście-komin dzieli się za pomocą rozpór na dwa przedziały: kubłowy i drabinowy. Przedział kubłowy odeskowuje się ze wszystkich stron. W przedziale drabinowym ustawia się drabiny dla stałej łączności z przodkiem, umieszcza się lutnie, rurociąg powietrza sprężonego, kable itd. Czasami przedział rurowy wydziela się jako przedział niezależny.

Gdy przejście-komin w strefie calizny ochronnej jest ukończony, przystępuje się do rozszerzenia szybu do przekroju normalnego i do głębienia go średnicą 4 do 6 m.

Następnie wstrzymuje się pogłębianie i przystępuje się do założenia wieńca podstawowego i do obudowy. Na obudowie układa się dźwigary dwuteowe (nr 26 do 32). Na dźwigarach układa się kilka wzajemnie prostopadłych rzędów okrąglaków, ze starannym ich rozklinieniem klinami drewnianymi.

Cztery do pięciu metrów poniżej calizny ochronnej (półki skalnej) urządza się pomost 8, na którym umieszcza się kołowroty do pogłębiania (przekrój $E—F$).

Następnie przystępuje się do właściwego pogłębiania szybu, co wykonuje się analogicznie do zgłębiania szybu w warunkach zwykłych.

Pogłębianie szybu z obudową zawieszoną nie różni się od opisanego sposobu pogłębiania szybu o przekroju okrągłym.

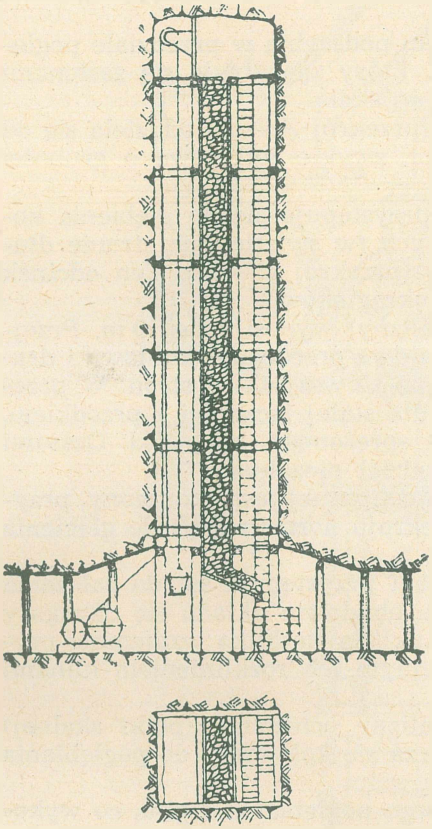
Po zakończeniu pogłębiania półkę skalną usuwa się w kierunku z góry na dół albo z dołu do góry. Urabianie półki z dołu do góry jest niebezpieczniejsze aniżeli z góry na dół; dlatego nie zaleca się tego sposobu.

Organizacja robót jest następująca: 1 do 1,5 m poniżej poziomu podszybia urządza się tymczasowy pomost ochronny z dwuskrzydłową klapą dla przejścia kubła. Następnie odpompowuje się wodę z żąpia, rozbiera się ściankę żelbetową i przystępuje się do wiercenia otworów strzałowych.

Otwory wierci się płytkie (0,5 do 1 m); równocześnie odpala się nie więcej jak sześć do siedmiu otworów strzałowych. Część odstrzelonej skały spada na dolny pomost 8, część zostaje na caliźnie. Ładuje się ją do kubłów i wyciąga na podszybie.

Pogłębianie z góry na dół z urządzeniem w szybie pod żąpiem pomostu ochronnego odbywa się analogicznie do opisanego wyżej pogłębiania z naturalną półką skalną (calizną ochronną). Pomosty ochronne wykonuje się z drewna, żelaza i betonu 10 do 20 m poniżej poziomu podszybia.

W zbiorniku na wysokości 2 do 2,5 m od jego dna układa się dodatkowo kilka belek; na nich umieszcza się faszynę, która powinna trochę wystawać z wody.



Rys. 335. Pogłębianie szybu nadsiębłomem

W ten sposób w razie spadnięcia naczynia wyciągowego uderzenie w pierwszej kolejności przyjmie faszyna, a następnie woda. Połączenie faszyny i wody daje dostateczną sprężystość a żelbet i dwa rzędy belek dwuteowych zapewniają trwałość pomostu ochronnego.

Pogłębianie z góry na dół przy pomocy ślepego szybiku pomocniczego stosuje się w praktyce stosunkowo rzadko. Używa się tego sposobu, gdy kopalnia ma jeden szyb bez specjalnego przedziału do zgłębiania albo nie ma wolnego miejsca na rozmieszczenie sprzętu i urządzeń niezbędnych do pogłębiania.

Szybik ślepy zgłębia się z góry na dół na głębokość 15 do 20 m. Od tego szybiku do środka przyszłego szybu prowadzi się chodnik w skale, z którego pogłębia się szyb w sposób niczym nie różniący się od zwykłego zgłębiania szybu.

Szyb pogłębia się z dołu do góry wtedy, gdy nie ma możliwości pogłębienia szybu z góry na dół z powodu braku wolnego miejsca w szybie na rozmieszczenie niezbędnych urządzeń, albo gdy wydobycie kopalni nie pozwala na pogłębianie z góry na dół.

Pogłębianie szybu z dołu do góry jest możliwe tylko wtedy, gdy nowy poziom będzie uprzednio przygotowany przez jakiekolwiek wyrobisko górnicze: szyb powietrzy, szyb ślepy, upadową.

Pogłębianie szybu z dołu do góry pełnym przekrojem wykonuje się w sposób następujący: Szyb dzieli się na trzy części rozporami tymczasowymi. Część środkowa służy do magazynowania urobionej skały, a części skrajne dzieli się rozporami poprzecznymi na szereg przedziałów pomocniczych: drabinowy, wyciągowy i inne (rys. 335).

Przedział z urobkiem jest zawsze napełniony skałą, którą wypuszcza się przez wysyp do wozów w miarę pogłębiania.

Otwory strzałowe w przodku wierci się wiertarkami teleskopowymi. Głębokość otworów strzałowych wynosi 1,5 do 2 m. Na 1 m^2 powierzchni przodka przyjmuje się od 0,7 do 0,9 otworu strzałowego. Przed odstrzałami układa się nad przedziałami pomocniczymi nakrycie ochronne z okrąglaków. Po strzałach skałę częściowo się magazynuje, a nadmiar opuszcza się w dół przez przedział urobkowy.

Gdy przodek zbliży się na 6 do 8 m do żąpia szybu, wstrzymuje się roboty pogłębiania i robi się pomocnicze przejście-komin z poziomu podszybia; po urządzeniu przejścia przystępuje się do wzniesienia stałej obudowy szybu.

Obudowę stałą wznosi się odcinkami w kierunku z góry na dół, a w danym odcinku z dołu do góry. W tym celu opróżnia się przedział z urobku na wysokość jednego odcinka i ustawia się wieniec podstawowy.

Pogłębianie z dołu do góry z równoczesnym wznoszeniem obudowy stosuje się w skałach jednorodnych i zwięzłych.

Materiał do wzniesienia obudowy stałej dostarcza się z dolnego poziomu do przodka kołowrotem w kubłach. Obudowę wznosi się odcinkami na wysokość 5 do 6 m urządzając pomiędzy nimi wieńce podstawowe. Ten sposób pogłębiania niczym nie różni się od pogłębiania z magazynowaniem skały (patrz rys. 335).

W skałach nie posiadających dostatecznej wytrzymałości, pogłębia się czasami z dołu do góry małym przekrojem z następnym poszerzeniem z góry na dół.

W tym celu prowadzi się nadsięwłom i obudowuje się wieńcami drewnianymi. Gdy przodek nadsięwłomu zbliży się do żąpia na odległość 6 do 8 m, wstrzymuje się dalszą robotę.

Na poziomie górnym oczyszcza się żąp i przez półkę skalną wykonuje się przejście. Dalej poszerza się szyb tak, jak podano przy sposobie pogłębiania z góry na dół (patrz rys. 334).

Wszystkie inne roboty prowadzi się sposobem zwyczajnym. Pogłębianie z dołu do góry ma następujące zalety:

1. unika się chłonącego dużo pracy ładowania skały do naczyń wyciągowych. Skała pod wpływem własnego ciężaru opuszcza się szybem i z wysypu ładuje się ją do wozów,
2. odpada konieczność robienia urządzeń odwadniających i wyciągowych,
3. zerwanie klatek w czynnej części szybu nie zagraża ludziom zatrudnionym przy pogłębianiu szybu,
4. prace przy pogłębianiu nie przeszkadzają wyciąganiu urobionej skały,
5. zwiększa się skuteczność robót strzelniczych dzięki sile własnego ciężaru skały, co zmniejsza zużycie materiałów wybuchowych i zwiększa prędkość pogłębiania.

Szyby pochyłe można pogłębiać takimi samymi sposobami jak szyby pionowe.

Na rys. 336 podano schemat pogłębiania z dołu do góry szybu pochyłego na jednej z kopalń miedzi na Uralu.

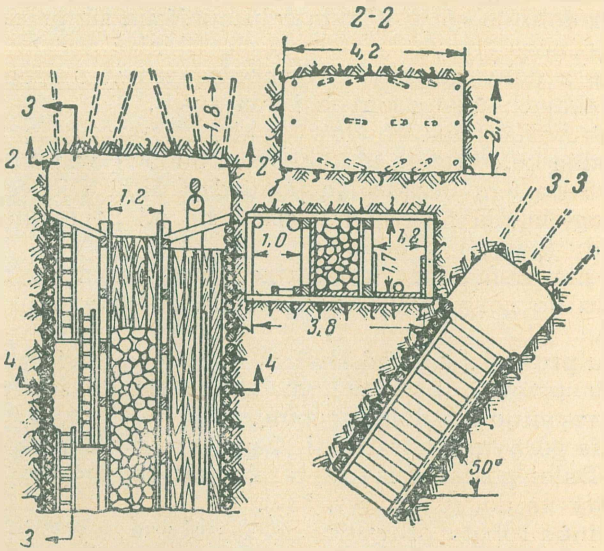
Szyb był głębiony w złożu rudnym o współczynniku zwięzłości 6 do 8. Kąt nachylenia szybu 50^0. Przekrój poprzeczny szybu w świetle $1,7 \times 3,8$ m, w wyłomie $2,1 \times 4,2$ m.

Otwory strzałowe wiercono wiertarkami teleskopowymi i dłutami uzbrojonymi w twarde spieki RE-12. W przodku o czole 8,8 m^2 wiercono 18 otworów strzałowych o głębokości 1,8 do 2 m.

Obwierty odstrzeliwano w dwóch seriach: naprzód sześć otworów włomowych, a następnie pozostałych dwanaście otworów ociosowych.

Zmagazynowaną skałę ładowano z komina bezpośrednio do wozów, które ciągnął kołowrót jednobębnowy typu kolumnowego ustawiony w niszy na nowym poziomie. Lina kołowrotu była przerzucona przez krążek umocowany w przodku.

Obudowę stałą wznoszono w ślad za posuwaniem się przodka.



Rys. 336. Schemat pogłębienia szybu pochyłego nadsiębwłomem

W celu przyspieszenia robót pogłębiania zgłębia się szyby w ostatnich czasach jednocześnie dwoma przodkami (z góry na dół i z dołu do góry). W ten sposób pomyślnie pogłębiono szyb „Kapitalny" na kopalni Czerwonogwardyjskiej na Uralu. Pogłębianie z góry na dół wykonywano pełnym przekrojem, a z dołu do góry zrazu małym przekrojem, po czym go poszerzono.

§ 169. OBSŁUGA MIERNICZA PRZY ZGŁĘBIANIU SZYBÓW

Obsługa miernicza przy zgłębianiu szybów polega na:

1. wyznaczeniu środka szybu w terenie i utrwaleniu jego osi;
2. przeniesieniu środka szybu do przodka;
3. prowadzeniu bieżącej kontroli kierunku zgłębiania szybu, wznoszenia obudowy stałej oraz zbrojenia szybu itp.

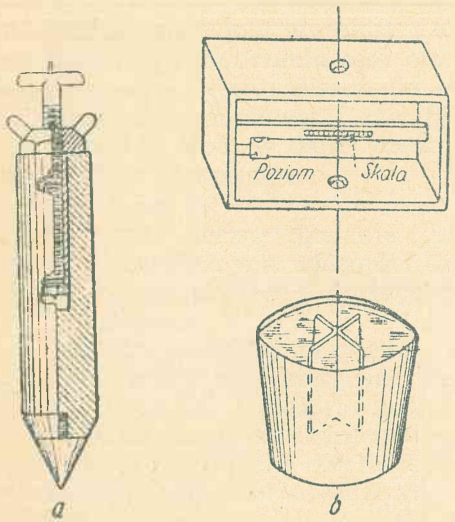
Przed rozpoczęciem zgłębiania wyznacza się środek i utrwala oś szybu (patrz rys. 306).

Mierniczy górniczy wyznacza według planu punkt odległy o 15 do 20 m od środka projektowanego szybu i nawiązuje go do najbliższego punktu triangulacyjnego. Po przeprowadzeniu ciągu poligonowego pomiędzy punktem triangulacyjnym a punktem wybranym utrwala się punkt w terenie wbijając równo z ziemią odcinek rury gazowej o średnicy około 50 mm i o długości 1 m.

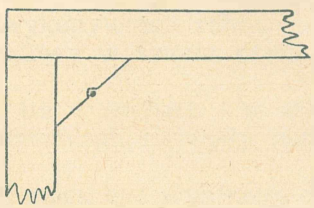
Koniec rury wbijany do ziemi zaostrza się, a na obwodzie górnego końca rury robi się wycięcia wzajemnie prostopadłe. Przecięcie linii przeprowadzonych przez te wycięcia daje punkt szukany.

Po wyliczeniu według współrzędnych środka szybu i utrwalonego punktu azymutu i długości linii łączącej te punkty zaznacza się w terenie środek szybu. Wyznaczony środek szybu utrwala się tymczasowo przez wbicie do ziemi wyżej wspomnianego odcinka rury gazowej. Następnie przystępuje się do podziału osi szybu i do utrwalenia w sposób wskazany w § 154.

Środek szybu bezpośrednio w szybie ustala się za pomocą teodolitu. W tym celu w wylocie szybu umocowuje się belkę z żelaza korytkowego. W punkcie środka szybu wyznaczonym na tej belce przewierca się otwór o średnicy 5 do 6 mm, przez który przepuszcza się pion.



Rys. 337. Pion



Rys. 338. Pomiar pionami bocznymi w szybach prostokątnych

W szybach prostokątnych środkowy pion umieszcza się na przecięciu się przekątnych. Przy pomocy środkowego pionu sprawdza się prawidłowość prowadzenia wyrobiska i symetryczność obudowy szybu.

Do zawieszenia pionu bierze się linkę drucianą o średnicy 9 do 10 mm. Pion robi się zwykle w kształcie walca metalowego, którego jeden koniec jest obtoczony w postaci stożka, a drugi ma pętlę (rys. 337).

W celu uspokojenia wahań przy ustalaniu środka szybu pion pogrąża się zwykle w wiadze z olejem lub z wodą (rys. 337*a*).

Przy sprawdzaniu przekrojów prostokątnych trzeba koniecznie sprawdzić nie tylko odległość od pionu do ścian szybu, ale obowiązkowo należy sprawdzić również p r o s t o k ą t n o ś ć przekroju. W tym celu trzeba

zmierzyć przekątne dopuszczając odchylenia nie większe jak 2 do 3 cm i dążyć do tego, ażeby różnice pomiędzy przekątnymi były bliskie zera.

Pionowość zgłębiania w szybach prostokątnych sprawdza się w sposób następujący: w rogach szybu (u jego zrębu) nabija się drewniane kątowniki o rozmiarach 15 do 20 cm, w których robi się wycięcia dla sznura (drutu) pionu. Odległość mierzy się od tego wycięcia do rogu szybu i do jego ścianek (rys. 338), do tak zwanej „klamry". Zawieszone w tych punktach piony dają możność ustalenia i sprawdzania obudowy i zbrojenia szybu.

Rozdział XXV

PRZEBUDOWA WYROBISK KOPALNIANYCH

§ 170. PRZYCZYNY ZAWAŁÓW WYROBISK GÓRNICZYCH

Przy prowadzeniu wyrobisk i w czasie eksploatacji obserwuje się często miejscowe zaburzenia skał otaczających wyrobisko. Pociągają one za sobą różnego rodzaju niszczenie obudowy i zawalenia wyrobisk.

Zniszczenia obudowy i zawały powodują częściowe lub całkowite wstrzymanie robót w danej części lub w całej kopalni. Przyczyny mogą być bardzo różnorodne.

Głównymi są:

1. Niedostateczne zbadanie i przestudiowanie geologicznych i fizyko-mechanicznych własności skał.
2. Zmiana przyjętej w projekcie konstrukcji jak również rozmiarów obudowy.
3. Odstąpienie od przyjętego sposobu wykonywania robót.
4. Niewykonanie bieżących napraw obudowy w swoim czasie.
5. Niedbałość i niesprawność w pracy.
6. Uszkodzenie mechanizmów (zerwanie lin w szybach i w wyrobiskach pochyłych), działanie strzałów, przerwanie się wody, pożar itp.
7. Osiadanie skał nadległych.

Oprócz tego zawały wyrobisk górniczych mogą być wynikiem działań wojennych w górniczych okręgach kraju. Niemieccy najeźdźcy faszystowscy dokonali olbrzymich zniszczeń na kopalniach Krzywego Rogu, Zagłębia Donieckiego, Zagłębia Podmoskiewskiego i innych.

Naprawa obudowy i przebudowa wyrobisk górniczych (szczególnie po dużych zawałach) technicznie jest bardzo skomplikowaną pracą i wymaga dużego doświadczenia, uwagi i ostrożności.

§ 171. PRZEBUDOWY BIEŻĄCE WYROBISK GÓRNICZYCH

Utrzymanie wyrobisk górniczych w zupełnym porządku to jeden z warunków normalnej pracy kopalni.

Do przebudów bieżących w wyrobiskach górniczych należą następujące prace:

1. Zamiana poszczególnych odrzwi i wieńców obudowy drewnianej i ich części składowych.
2. Częściowa wymiana obudowy całymi odcinkami.
3. Przybierka spągu, wymiana podkładów i szyn na oddzielnych niewielkich odcinkach wyrobisk.

Dla zapewnienia systematyczności i planowości wykonania przebudów bieżących niezbędne jest prowadzenie codziennej kontroli ich stanu.

Kontrola powinna obejmować: 1. przekrój wyrobiska; 2. stan obudowy i dróg przewozowych.

W celu ułatwienia obserwacji stanu wyrobisk dzieli się je na odcinki. Zależnie od właściwości skał długość każdego odcinka przyjmuje się od 25 do 50 m.

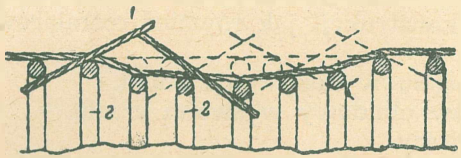
W wyrobiskach wykonanych w skałach słabych długość odcinka powinna być jak najmniejsza. Odrzwia obudowy w każdym odcinku wyrobiska poziomego lub wieńce w szybach należy numerować kredą.

Numeruje się zwykle od wylotu wyrobiska i w każdym odcinku zaczyna się od nr 1. Odcinki oznacza się za pomocą tablic żelaznych lub drewnianych, na których jest wypisany numer odcinka.

Oprócz tego każde wyrobisko powinno mieć swoją kartę (paszport), co ułatwia ewidencję robót naprawczych i daje dokładny obraz stanu wyrobisk w kopalni.

Przebudowa bieżąca wyrobisk poziomych. Wymiana części odrzwi w skałach mocnych nie przedstawia trudności; gorzej jest wykonywać te prace w skałach słabych i zruszonych.

Jeżeli trzeba wymienić tylko jedną stropnicę, to wpierw dla utrzymania okładzin rozpiera się stojaki o odrzwia sąsiednie, następnie wyjmuje się starą stropnicę i wymienia ją na nową.



Rys. 339. Kolejność wymiany zaciśniętych odrzwi

Przy wymianie stojaków podbija się pod stropnicę tymczasowe stojaki. Następnie wymienia się jeden, a potem drugi stojak i na nich osadza się stropnicę.

Całe odrzwia zwykle wymienia się po postawieniu obok nowych. Przy obudowie całodrzewnej odrzwia mogą być wymienione po podbiciu podpórek tymczasowych pod odrzwia sąsiednie.

Przy osiędnięciu lub połamaniu kilku odrzwi przed wymianą ich spuszcza się wpierw zruszoną skałę, po czym stawia się nowe odrzwia.

Dlatego w takich przypadkach przede wszystkim trzeba postawić podpórki tymczasowe pod stropnice wygięte i pod stropnice sąsiednich mocnych odrzwi. Potem w okładzinach stropu wyrębuje się szczeliny nad usuwanymi odrzwiami (rys. 339), przez które wbija się kołki (króciaki) *1*, kierowane przez stropnice odrzwi tymczasowych.

Skałę oddzieloną od calizny wbijanymi króciakami usuwa się i w tej wyrobionej przestrzeni stawia się odrzwia. Jeżeli w sposób opisany nie można wymienić obudowy, to dla usunięcia zruszonej skały stosuje się obudowę wbijaną. Przy tym sposobie króciaki pozostają jako okładziny.

Naprawa bieżąca szybów. Bieżące naprawy wykonuje się z pomostu tymczasowego albo z urządzeń wyciągowych (klatki, skipy).

Wymianę wieńców obudowy słupkowej wykonuje się w następujący sposób: wyjmuje się słupek górny a za nim krótki bok wieńca; następnie usunąwszy zgniłą lub połamaną część wieńca i zastąpiwszy ją nową, ustawia się słupek na poprzednim miejscu.

Długie części obudowy wyjmuje się zwykle kawałkami. Nowe elementy obudowy wykonuje się również z dwóch połówek, które przy ustawianiu łączy się z żelaznymi klamrami.

Obudowę wieńcową całodrzewną wymienia się również częściami; oddzielne części wypiłowuje się, a w ich miejsce wstawia się nowe belki lub okrąglaki i umocowuje się je klamrami.

Rozpory i przyściennice (wandruty) wymienia się wtedy, gdy przyściennice tymczasowe zostały postawione i wzmocnione zastrzałami.

Równocześnie można jednak wymieniać tylko jedną parę przyściennic z rozporami. Dla wzmocnienia rozluźnionych przyściennic stosuje się klamry żelazne.

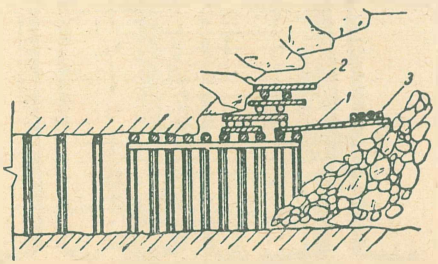
Jeżeli trzeba wymienić obudowę na niewielkim odcinku szybu, wyrębuje się jeden lub kilka wieńców i wymienia się na nowe. Ażeby zapobiec przy tym opuszczeniu się pozostałej obudowy, pod ostatnie wieńce stawia się podkładki i robi się opinkę pomiędzy dolnym a górnym rzędem wieńców. Obudowę wymienia się z dołu do góry.

§ 172. SPOSOBY UPRZĄTANIA ZAWAŁÓW I ODBUDOWY WYROBISK

Zawały wyrobisk mogą mieć dowolną długość (od 1 lub 2 m do dziesiątków setek metrów). Wysokość zruszenia skał zwykle znajduje się w granicach sklepienia ciśnienia.

Prace przy usuwaniu i przebudowie zawałów prowadzi się w różny sposób zależnie od wielkości zawału i właściwości skał.

Przy zawałach o zasięgu 2 do 4 m prace organizuje się następująco: przed rozpoczęciem robót na granicy z zawałem podbija się podpórki pod ocalałe odrzwia i stawia się odrzwia pośrednie, przez co dąży się do zapobieżenia możliwości rozszerzenia się zawału. Następnie przystępuje się do usuwania oberwanej skały.



Rys. 340. Schemat uprzątania zawałów

W ślad za usuwaniem zawału wznosi się obudowę stałą. Pustki nad obudową podsadza się starym drewnem.

Przy usuwaniu dużych wysoko sięgających zawałów roboty prowadzi się za pomocą obudowy kasztami (rys. 340). W tym celu, wybrawszy skałę ile tylko można, na stropnicach ocalałych odrzwi układa się wzdłuż wyrobiska kilka okrąglaków lub połowic *1*, które drugimi końcami opierają się na oberwanej skale. Potem połowice klinuje się za pomocą kaszt *2*, a na ich drugim końcu w poprzek wyrobiska układa się okrąglaki *3*. W ten sposób wykonuje się coś w rodzaju pomostu ochronnego, pod którym robotnicy usuwają oberwaną skałę.

W miarę usuwania zawału stawia się odrzwia wzmocnione. Pustki nad obudową podsadza się drewnem, które układa się w kaszty (stosy).

§ 173. PRZEBUDOWA I ODBUDOWA (REKONSTRUKCJA) SZYBÓW

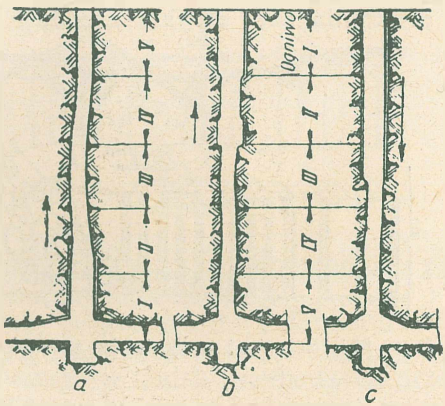
Obudowę szybów można odbudować albo przebudować dwoma sposobami:

1. Bez uprzedniego podsadzania szybu:
   a. oddzielnymi odcinkami z dołu do góry (rys. 341 *a*);
   b. oddzielnymi odcinkami z góry na dół, a w granicach odcinka z dołu do góry (rys. 341 *b*);
   c. oddzielnymi odcinkami z góry na dół (rys. 341 *c*).
2. Z uprzednim zapełnieniem szybu podsadzką.

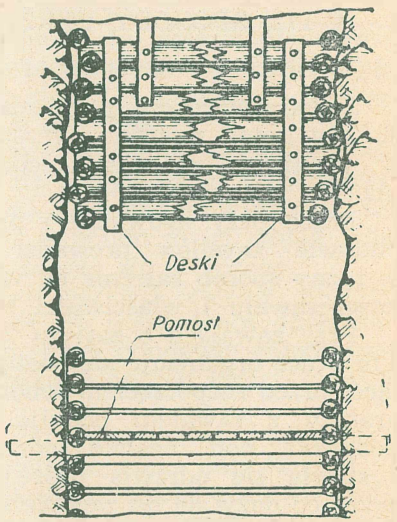
Sposób odbudowy szybu oddzielnymi odcinkami z dołu do góry stosuje się głównie w szybach, w których została zastosowana obudowa wieńcowa całodrzewna. Pracę rozpoczyna się z poziomu podszybia odcinkami od 5 do 8 m.

Przed przystąpieniem do usunięcia starej lub połamanej obudowy drewnianej odeskowuje się ją lub spina klamrami (rys. 342).

Czasami obudowę zawiesza się na starych linach. Wymianę starych wieńców zaczyna się od dołu: wyrębuje się siekierą



Rys. 341. Schematy obudowy szybów
I—V są to poszczególne odcinki



Rys. 342. Umocowanie wieńców przy przebudowie szybu

dwa — cztery wieńce, obrywa się zluzowaną skałę i stawia nowe wieńce.

Początkowo wykonuje się pracę z pomostu głównego a następnie z pomostów przenośnych, które ustawia się na obudowie wieńcowej i przenosi się w miarę przebudowy szybu.

Jeżeli stan obudowy szybu nie pozwala na ciągnienie do góry, wówczas starą obudowę i obsuniętą skałę opuszcza się na poziom podszybia.

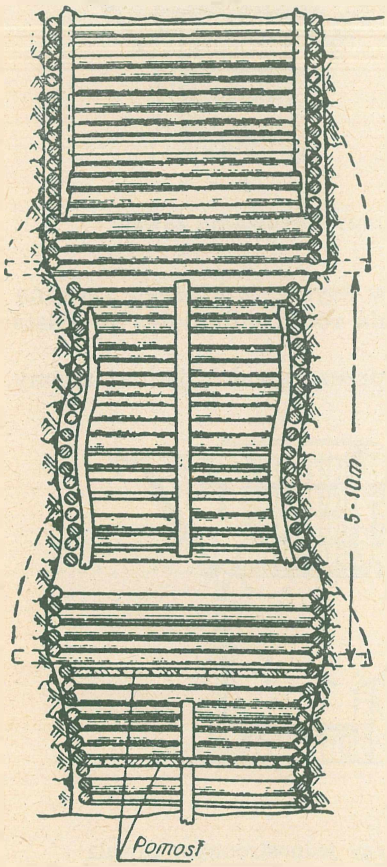
Przebieg wymiany obudowy szybowej sposobem z góry na dół a w granicach odcinków z dołu do góry mało różni się od wyżej rozpatrzonego. Wielkość odcinka wynosi 5 do 8 m. Prace zaczyna się od urządzenia jednego lub dwóch dostatecznie mocnych pomostów ochronnych, umieszczo-

nych poniżej wieńca podstawowego tego odcinka, który jest przeznaczony do przebudowy.

Kolejność wzniesienia obudowy tym sposobem przedstawia rys. 343.

Przebudowę odcinkami z góry na dół wykonuje się z pomostu przenośnego, ale częściej z pomostu zawieszonego. Wieńce starej obudowy stopniowo wyrębuje się, a w ich miejsce układa się nowe i umocowuje się je klamrami do wyżej leżących wieńców. Sposób ten jest stosowany w skałach słabych i szczelinowatych.

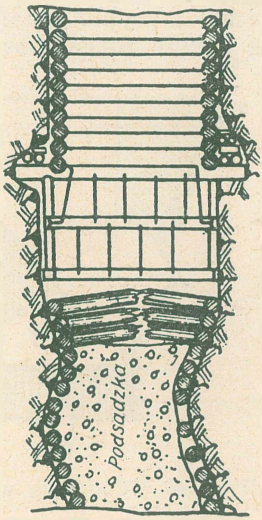
Jeżeli wymiana wieńców obudowy szybu stwarza poważne niebezpieczeństwo zawalenia się ociosów, szyb podsadza się uprzednio piaskiem, żużlem, skałą lub innymi materiałami sypkimi (rys. 344), po czym obudowę wymienia się w sposób zwykły.



Rys. 343. Przebudowa szybu z pomostu z dołu do góry

Uprzątanie obwałów szybowych. W praktyce możliwe są następujące typowe przypadki obwałów szybu:

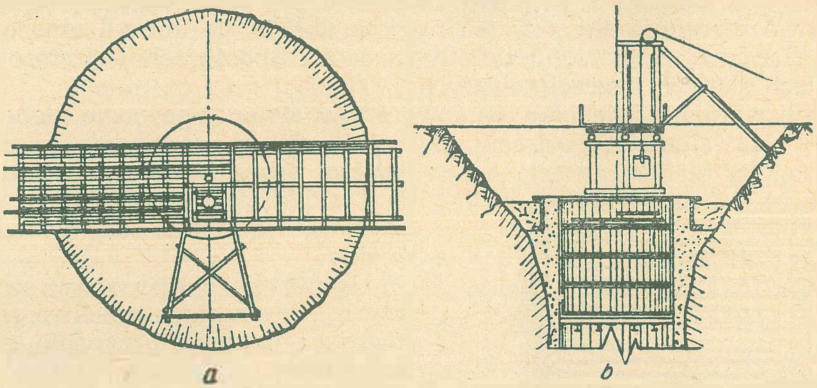
a. na powierzchni utworzył się naokoło szybu lej wskutek zawalenia się skał;
b. na powierzchni nastąpiło osiadanie z jednej strony szybu;



Rys. 344. Obudowa szybu z uprzednim podsadzaniem go skałą

c. w wylocie szybu nastąpiło lokalne zawalenie się bez naruszenia powierzchni koło szybu;
d. nastąpiło zawalenie się skał na całym obwodzie szybu;
e. nastąpiło zniszczenie obudowy w szybie z jednego jego boku;
f. została naruszona obudowa na połączeniu szybu z podszybiem.

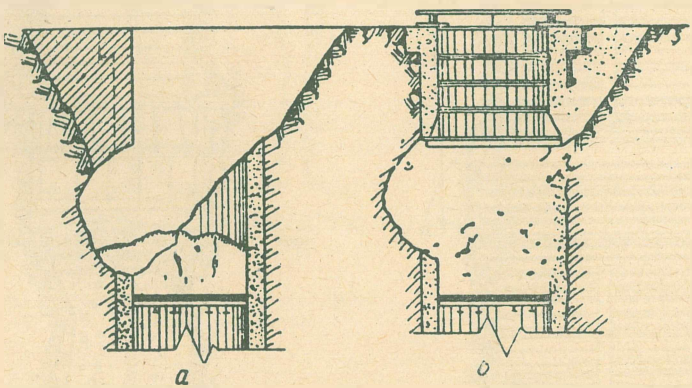
Gdy wskutek zawalenia się skał na powierzchni został utworzony lej, odbudowuje się szyb z dołu do góry. W tym celu nad szybem stawia się na słupach pomost drewniany, na którym umieszcza się niedużą podstawę dla koła maszyny wyciągowej i urządza pomost odbiorczy. Następnie



Rys. 345. Odbudowa wylotu szybu przy całkowitym zawale

przystępuje się do urządzenia pomostu w szybie, z którego zaczyna się wznoszenie obudowy. Kolejność wykonania robót odbudowy przedstawia rys. 345 *a* i *b*.

Jeżeli wylot szybu został naruszony przez zawał z jednej strony, to odbudowę można zorganizować dwojako:



Rys. 346. Odbudowa wylotu szybu przy jednostronnym zawale

a. wyciągając z szybu niezniszczone części obudowy i zamieniając je na nowe; b. pozostawiając bez wymiany niezniszczone części obudowy w szybie.

W przypadku pierwszym, gdy skały są mocne, odbudowę prowadzi się w sposób następujący. Poniżej wylotu nienaruszonej części obudowy robi się mocny pomost (rys. 346 *a*), z którego wykonuje się rozbiórkę obudowy, obrywkę ociosów i wznosi nową obudowę.

W przypadku drugim, gdy skały są za słabe do utrzymania pomostu, opuszcza się z powierzchni podsadzkę w takiej ilości, żeby wypełniła strefę zawału do poziomu pozostałej nienaruszonej części obudowy (rys. 346 b). Na podsadzce umieszcza się podwójny pierścień z dźwigarów korytkowych, który zawiesza się na powierzchni na linach przymocowanych do ramy metalowej. Następnie oczyszcza się obudowę w miejscach przebić i szczelin, odeskowuje ją a potem przystępuje się do betonowania górnego odcinka obudowy.

Przestrzeń za zewnętrznym pierścieniem deskowania podsadza się skałą płonną.

Przebudowę samego szybu wykonuje się ze stałego pomostu, zrobionego niżej strefy zburzenia.

Rozdział XXVI

PROWADZENIE WYROBISK W TRUDNYCH WARUNKACH NATURALNYCH

§ 174. KLASYFIKACJA SPECJALNYCH SPOSOBÓW ZGŁĘBIANIA SZYBÓW

Zależnie od rodzaju obudowy odróżnia się następujące specjalne sposoby zgłębiania szybów w trudnych warunkach naturalnych:

1. Obudową wbijaną i z odgrodzeniem okładzinami.
2. Obudową opuszczaną i kesonami.
3. Ze stosowaniem obniżenia poziomu wód podziemnych.
4. Sposobem ubijania (tamponowania).
5. Sposobem chemicznego wzmocnienia skał sypkich.
6. Sposobem zamrażania.

Wybór danego sposobu zgłębiania zależy od właściwości skał i grubości warstw wodonośnych przebijanych szybem.

Skały, w których mogą być zastosowane specjalne sposoby zgłębiania szybów, dzielą się na następujące klasy:

1. Skały wodoprzepuszalne, sypkie i płynne piaski (25 do 30% porów i pustek), otoczaki, zlepieńce wodonośne, piaskowce, wapienie trzeciorzędowe i inne.
2. Skały wodoprzenikliwe szczelinowate, jak wapienie, piaskowce, sól kamienna i inne.
3. Skały wodonieprzepuszczalne, np. skały krystaliczne (osadowe i wybuchowe), szkliste granity i gnejsy, gliny, margle, grunt gliniasty (przy obecności nie więcej niż 25 do 30% cząstek piasku).

W celu prowadzenia robót górniczych w skałach wodoprzepuszczalnych sypkich i płynnych na głębokości od powierzchni ziemi, nie przewyższającej 30 do 40 m i grubości ich nie większej jak 5 do 8 m mogą być stosowane z większym lub mniejszym powodzeniem następujące sposoby zgłębiania:

1. obudowa wbijana;
2. obudowa opuszczana;
3. zgłębianie kesonami.

Przy prowadzeniu robót w skałach wytrzymałych, ale szczelinowatych izolacja dużego dopływu wody może być osiągnięta różnymi sposobami tamponowania skał. Sztuczne zamrażanie skał jest skuteczne we wszystkich skałach wodonośnych.

Klasyfikację różnych sposobów zgłębiania szybów, zależnie od właściwości skał, głębokości położenia warstwy wodonośnej i obfitości wody podano w tablicy 55.

Tablica 55

Klasyfikacja sposobów głębienia szybów w zależności od warunków naturalnych

Lp.	Sposób	Głębokość graniczna zgłębiania, m	Rodzaj przecinanych skał	Największy dopływ wody m^3/godz
1.	Zwykły sposób głębienia szybu	dowolna	skały wytrzymałe	poniżej 40 m^3/godz
2.	Obudowa wbijana	około 20	słabe piaski gliny, kurzawki	umiarkowany
3.	Obudowa opuszczona z odwadnianiem	do 40	kurzawki	„
4.	Obudowa opuszczona bez odwadniania	do 50	„	dowolny
5.	Głębienie przy pomocy kesonów	do 50	słabe	„
6.	Głębienie ze sztucznym obniżeniem wód podziemnych	około 100	słabe płynne piaski z niewielką zawartością iłu	„
7.	Głębienie z tamponowaniem skał cementem, gliną i bituminami	dowolna	twarde, szczelinowate	powyżej 40 m^3/godz
8.	Głębienie sposobem chemicznego wzmocnienia skał	do 30 — 40	słabe, kurzawki	dowolny
9.	Głębienie sposobem zamrażania	do 600	skały dowolne	„
10.	Wiercenie szybu:			
	a) sposób Kinda-Chaudrona	do 300	niezwięzłe, wytrzymałe	„
	b) sposób Honigmana	do 100	słabe	„
	c) sposób Mańkowskiego	około 150	niezwięzłe	„
	d) sposób Kaliks	„ 150	twarde	„
	e) sposób Iwanowa-Szczepotjewa	„ 150	„	„

§ 175. OBUDOWA WBIJANA

Obudowa wbijana dzieli się: na drewnianą i metalową.

Obudowa wbijana drewniana jest stosowana w szybach prostokątnych przy przebijaniu piasków wodonośnych lub kurzawek o niewielkiej grubości.

Zależnie od kierunku części ubijanych dzieli się ją na dwa rodzaje:

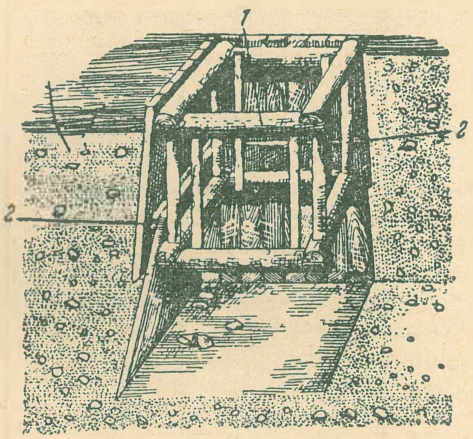
1. na obudowę wbijaną ukośnie i
2. na obudowę wbijaną pionowo.

Głównymi częściami składowymi obudowy wbijanej drewnianej są okładziny sporządzone z oberzniętych desek o grubości 50 do 75 mm i szerokości 150 do 200 mm.

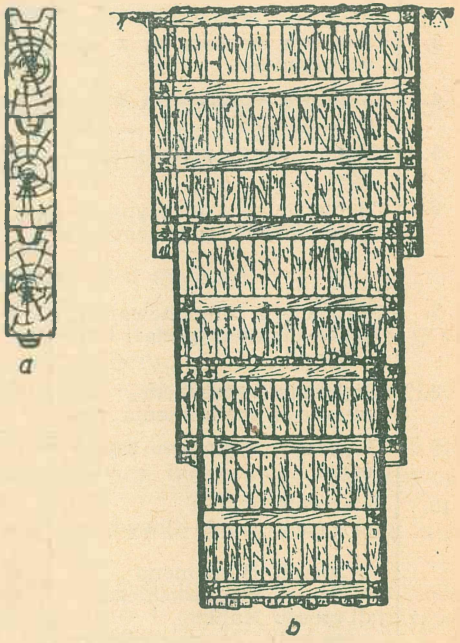
Zgłębianie szybów obudową wbijaną ukośnie wykonuje się w sposób następujący.

Nie dochodząc do kurzawki na 1,5 do 1,7 m (rys. 347) zakłada się w szybie wieniec oporowy *1* i wieniec pomocniczy *2* rozparty klinami w ten sposób, ażeby pomiędzy nim a wieńcem oporowym pozostała szczelina określonej wielkości. W tę szczelinę stopniowo wbija się okładziny, które tworzą skrzynię bez dna o kształcie piramidy uciętej, chroniącą boki szybu od obwału.

Okładziny należy wbijać młotami drewnianymi zaczynając od naroży z równoczesnym wyjmowaniem kurzawki z dna szybu w ten sposób, ażeby dolne końce okładzin były zagłębione w kurzawce około 25 do 30 cm. Grubość okładziny wynosi 5 do 8 cm, długość 2 do 3 m. Końce okładzin zaostrza się skośnie. Okładziny narożne mają kształt ostrosłupa ściętego.



Rys. 347. Obudowa wbijana ukośnie



Rys. 348. Obudowa wbijana pionowo

Ze wszystkich rodzajów obudowy specjalnej obudowa wbijana ukośnie jest najprymitywniejsza i niedoskonała i stosuje się ją zwykle wtedy, gdy grubość kurzawki nie przekracza 3 do 5 m. Obudowę taką spotyka się przy zgłębianiu wyrobisk pionowych na Syberii, przy eksploatacji głębokich piasków złotonośnych i innych.

Obudowę wbijaną pionowo (rys. 348*b*) wykonuje się z desek (okładzin) grubości 50 do 75 mm i szerokości 200 do 250 mm. Odzielne okładziny łączy się ze sobą wiązaniem w sposób pokazony na rys. 348*a*.

Wyższość obudowy wbijanej pionowo nad obudową wbijaną ukośnie polega na: 1. lepszej szczelności odgrodzenia szybu od kurzawki (szczególnie w rogach); 2. prostocie jej wykonania.

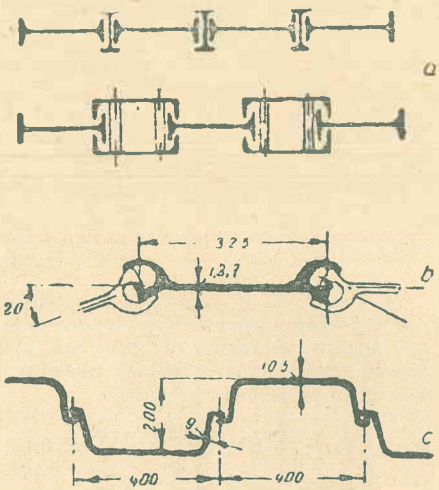
Wadą tej obudowy jest zmniejszenie przekroju poprzecznego szczególnie wtedy, gdy kurzawki o dużej grubości zgłębiane są na trzy lub cztery odcinki (odsadzenia).

Obudowa wbijana żelazna. Przy obudowie wbijanej pionowo zamiast okładzin drewnianych robi się szczelne ściany żelazne różnych systemów: ściany z żelaza profilowego (rys. 349*a*) Simona, ściany Lakowana (rys. 349*b*), Larsena (rys. 349*c*), ściany z rur Haasego i inne.

Przy głębieniu szybów z żelazną obudową wbijaną wykonuje się następujące czynności: 1. zakłada się pierścienie kierunkowe w wykonanej tymczasowo części szybu; 2. ustawia i wbija ściany; 3. usuwa kurzawkę; 4. obudowuje szyb obudową stałą.

Żelazna obudowa wbijana może być stosowana przy głębieniu szybów okrągłych i prostokątnych w kurzawkach o grubości około 10 do 12 m, zalegających nie głęboko od powierzchni. Ściany wbija się babami parowymi albo młotami specjalnymi.

Główne dane obudowy wbijanej można znaleźć z wyliczenia. Niżej podano przykład obliczenia obudowy wbijanej przy zgłębianiu szybów.



Rys. 349. Różne rodzaje konstrukcji ścian metalowych

Przykład. Szyb o przekroju prostokątnym 4,8 × 2,2 m jest podzielony rozporami na trzy przedziały. Na głębokości od powierzchni $h_1 = 3{,}5$ m przecina on słabe skały wodonośne o grubości $h_2 = 5$ m, dla przejścia których należy zastosować obudowę wbijaną pionowo. Na jednym odcinku zalecono stosować deski drewniane o szerokości 15 cm i grubości 7,5 cm, a dla wieńców belki sosnowe o wymiarach 26 × 26 cm.

Ciężar objętościowy skał napływowych $\gamma_1 = 1{,}8$ t/m^3. Ciężar objętościowy kurzawki $\gamma_2 = 1{,}6$ t/m^3. Skała spągowa o przeciętnej zwięzłości gliny ma $\gamma_3 = 2{,}0$ t/m^3 i kąt tarcia wewnętrznego $\varphi_3 = 40^0$. Należy określić odległość pomiędzy wieńcami i sprawdzić obciążenie okładzin.

1. Określamy maksymalną wielkość ciśnienia na obudowę szybu według wzoru:

$$P = \gamma_2 \left(h_2 + \frac{\gamma_1}{\gamma_2} h_1 \right) \cdot A = 1{,}6 \left(5 + \frac{1{,}8}{1{,}6} \cdot 3{,}5 \right) 0{,}5 = 7{,}15 \text{ t/m}^3,$$

lub 0,715 kg/cm^2, gdzie $A = 0{,}5$ jest współczynnikiem naporu kurzawki.

2. Znajdujemy największy moment zginający dla wieńca podstawowego:

$$M_z = W \cdot K = \frac{26^3}{6} \cdot 90 = 264\ 100 \text{ kg/cm}^2,$$

gdzie K — dopuszczalne naprężenie na zginanie drewna 90 kg/cm^2;

$W = \frac{h^3}{6}$ — moment wytrzymałości belki o przekroju kwadratowym.

3. Ustalamy odległość pomiędzy wieńcami oporowymi:

$$M_z = \frac{P \cdot l^2 \cdot L}{8},$$

stąd $$L = \frac{8 \cdot M_z}{P \cdot l^2} = \frac{8 \cdot 264\,100}{0{,}715 \cdot 220^2} = 62.5 \text{ cm},$$

przyjmujemy 60 cm.

4. Sprawdzamy dopuszczalność długości 60 cm jako przęsła dla wbijania okładziny.
   Przyjmujemy, że okładziny są równomiernie obciążone:
   a. obciążenie na 1 mb okładziny będzie: $P = L \cdot a = 0{,}715 \cdot 15 = 10{,}7$ kg, gdzie a — szerokość okładziny;
   b. moment wytrzymałości okładziny:

$$W = \frac{ab^2}{6} = \frac{15 \cdot 7{,}5^2}{6} = 141 \text{ cm}^3,$$

   gdzie a — szerokość deski;
   b — grubość deski;
   c. rzeczywista wytrzymałość na zginanie okładziny:

$$K_1 = \frac{P \cdot L_1}{8\,W} = \frac{10{,}7 \cdot 60^2}{8 \cdot 141} = 34{,}2 \text{ kg/cm}^2,$$

   $K_1 < K_2$ tj. $34{,}2 < 60$, a zatem długość przęsła (odcinka) jest zupełnie pewna.
5. Sprawdzamy możliwe wypieranie końców deski wewnątrz szybu przy zagłębieniu okładziny w glinę na 1 mb długości:
   a. znajdujemy wielkość nacisku gruntu na okładzinę, licząc na 0,15 mb według wzoru:

$$D = 0{,}15 \cdot \frac{\gamma}{2} \cdot H^2 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^0 + \varphi}{2} = 0.15 \cdot \frac{2{,}0}{2} \cdot 1 \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^0 + 40^0}{2} = 0.69 \text{ t} = 690 \text{ kg};$$

   b. znajdujemy wielkość odporu na końcu deski:

$$R = \frac{P \cdot L}{2} = \frac{10{,}7 \cdot 100}{2} = 535 \text{ kg},$$

   ale ponieważ $D > R$; $690 > 535$, nacisk jest większy od nieuniknionego odporu, czyli wypieranie końców okładziny nie będzie miało miejsca.

§ 176. OBUDOWA OPUSZCZONA I DZWONOWE (KESONOWE) ZGŁĘBIANIE SZYBÓW

O b u d o w a o p u s z c z o n a w odróżnieniu od wbijanej pogrąża się w skałach przecinanych nie częściami (okładzinami albo deskami) lecz całym swym sztywnym zespołem.

Obudowa opuszczona ma zwykle kształt walcowaty i jest wykonywana z cegły, betonu, betonitów, żelbetu a czasami z tubingów żelaznych.

Wybór rodzaju materiału jest podyktowany głównie warunkami naturalnymi. Tak na przykład do 10 m głębokości opuszczania obudowy stosuje się przeważnie obudowę z betonu lub cegły, ponieważ materiały te dają największy ciężar, najczęściej dostateczny do opuszczania obudowy na wskazaną głębokość.

Przy głębokości opuszczania obudowy powyżej 10 do 30 m jest pożądane stosowanie żelbetu. Objaśnia się to tym, że dla pokonania dużych sił tarcia boków obudowy o otaczające skały należy zwiększać jej ciężar, wykonując bardzo grubą obudowę, albo należy stosować sztuczne wciskanie jej przy pomocy dodatkowego obciążenia.

Obudowę opuszczoną ustawia się na krającym bucie żelaznym, który zagłębia się łatwo w skały wodonośne i ułatwia opuszczanie się obudowy (rys. 350).

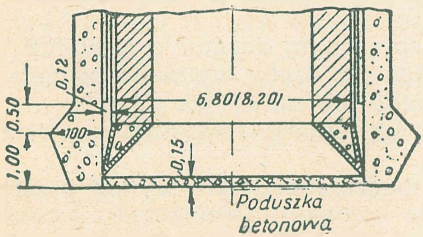
But sporządza się z segmentów z żelaza lanego, których ilość w pierścieniu wynosi od 8 do 16, zależnie od średnicy szybu. Zwykłe wymiary segmentu są: szerokość od 0,6 do 1 m, wysokość 0,8 do 1,2, grubość ścianek z żelaza lanego 40 do 60 mm.

But żelazny ma w przekroju kształt trójkąta o kącie zaostrzenia od 30 do 45°. W celu zmniejszenia tarcia przy opuszczaniu obudowy strona zewnętrzna buta ma nachylenie od środka o 2 do 3°. Ciężar buta wynosi przeciętnie około 20 do 25 t. Przy obudowie opuszczonej żelbetowej but krający przygotowuje się równocześnie z obudową; dolną krawędź krającą uzbraja się stalą korytkową i kątownikami.

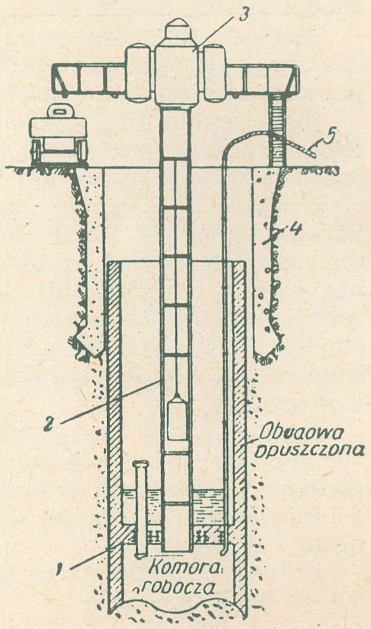
Przeciętna prędkość opuszczania obudowy bez uwzględnienia przerw wynosi 0,5 do 0,75 m na dobę (mniej więcej 12 do 15 m miesięcznie).

Dzwony czyli kesony. Zgłębianie szybów z użyciem powietrza sprężonego zamkniętego pod dzwonem jest dalszym rozwinięciem sposobu obudowy opuszczonej. Dzwony (kesony) mają żelazne wieko (pułap) ruchome albo nieruchome.

Głębienie dzwonowe z pułapem ruchomym odbywa się jak następuje (rys. 351). Po zgłębieniu i obudowaniu szybu pomocniczego *4* przystępuje się do wzniesienia obudowy opuszczonej żelbetowej. W odległości 2,6 do 3 m od buta krającego obudowę opuszczoną pokrywa się bardzo szczelnym pułapem *1* nieprzepuszczającym powietrza na całym przekroju szybu tworząc pomiędzy pułapem i przodkiem zgłębienia tak zwany dzwon powietrzny, który jest komorą roboczą. W pułapie tej komory umacnia się żelazną rurę szybową kształtu owalnego *2*, w górnej części której (już na powierzchni) umocowuje się urządzenie śluzowe *3*. Rura szybowa i urządzenie śluzowe służą do połączenia komory roboczej z powierzchnią. Komora robocza, rura szybowa i urządzenie śluzowe są pod działaniem powietrza sprężonego doprowadzanego rurką *5*, które równoważy ciśnienie kurzawki i umożliwia prowadzenie robót na dnie szybu.



Rys. 350. Obudowa opuszczona



Rys. 351. Dzwon (keson)

Ciśnienie powietrza sprężonego w przodku nie powinno przekraczać 3 do 3,5 at, wyższego bowiem ciśnienia organizm ludzki nie może wytrzymać. Warunek ten określa zatem głębokość zastosowania sposobu dzwonowego, która może wynosić najwyżej 35 m poniżej poziomu piezometrycznego wód podziemnych, co odpowiada ciśnieniu 3,5 at.

Pod działaniem powietrza sprężonego skały w przodku osuszają się, po czym się je urabia zwykle łopatami. W miarę pogłębiania przodka dzwon opuszcza się razem z rurą szybową i urządzeniem śluzowym. Skałę wydaje się w kubłach przez rurę szybową do urządzenia śluzowego, a następnie przez nie na powierzchnię. W miarę opuszczania dzwonu przedłuża się ściany szybu i rury.

Przy zgłębianiu szybu sposobem dzwonowym z pułapem nieruchomym obudowę przedłuża się z dołu osobnymi pierścieniami.

Zgłębianie szybu sposobem dzwonowym rozpoczyna się zwykle z pułapem ruchomym, a gdy zgłębianie w kurzawce jest już utrudnione, przechodzi się na sposób pracy z pułapem nieruchomym.

Komora robocza dzwonu (kesonu) ma wysokość 2,5 do 3 m. Pułap dzwonu wykonuje się z żelbetu o grubości 0,8 do 1 m. Ściany dzwonu są jednocześnie ścianami opuszczanego walca.

Rury szybowe są z blachy kotłowej o grubości δ do 10 mm. Powierzchnia przekroju rur około 1,5 m^2, długość 1,5 do 2,5 m. W rurze są dwa przedziały: wyciągowy dla urobku i drabinowy dla ludzi.

Urządzenie śluzowe służy do połączenia przodka z powierzchnią. Składa się ono z kilku komór, które zwykle są następujące: centralna dla przyjęcia ludzi i urobku z przodka i dwie lub trzy mniejsze komory, nazywane przedsionkami roboczymi i pasażerskimi. Przez przedsionek roboczy wydaje się z komór urobek na zewnątrz, a przez pasażerski wychodzą ludzie. Komora centralna zawsze jest pod ciśnieniem, a w przedsionkach następuje przejście od normalnego ciśnienia do podwyższonego i odwrotnie.

Dzwon zasila się powietrzem sprężonym rurami o średnicy 75 do 100 mm. Dla pracy normalnej wymaga się, ażeby wymiana powietrza na godzinę wynosiła na jednego człowieka nie mniej jak 20 m^3.

Powierzchnia robocza w dzwonie na jednego robotnika powinna wynosić 4 do 6 m^2.

Prędkość zgłębiania szybów sposobem dzwonowym wynosi przeciętnie 0,4 do 0,5 m na dobę.

§ 177. SZTUCZNE OBNIŻENIE POZIOMU WÓD PODZIEMNYCH

Obniżenie poziomu wód podziemnych polega na tym, że naokoło miejsca przyszłego szybu wierci się szereg otworów, przez które za pomocą specjalnych pomp wypompowuje się wodę z warstw wodonośnych.

W wyniku pompowania na zasadzie praw hydrauliki poziom wód podziemnych obniża się, skutkiem czego następuje osuszenie odcinka skał ograniczonego powierzchnią depresyjną ABB_1C (rys. 352).

Wyższość tego sposobu osuszenia skał w porównaniu ze zwykłym odwadnianiem polega na tym, że tu osuszenie wykonuje się zawczasu i samo zgłębianie prowadzi się potem już w skałach suchych.

Urządzenie do obniżenia poziomu wód podziemnych składa się ze specjalnych rur dziurkowanych (filtrów), rurociągów, pomp i silników.

Do filtrowania używa się zwykle rur żelaznych o średnicy wewnętrznej 150 do 200 mm. Dolna część powierzchni rury w granicach 3 do 4 m ma okrągłe otwory, rozmieszczone w szachownicę. Z zewnątrz naciąga się na rurę tkaninę filtrową z siatki metalowej o otworach od 0,3 do 0,8 mm, zależnie od wymiarów cząsteczek filtrowanego gruntu.

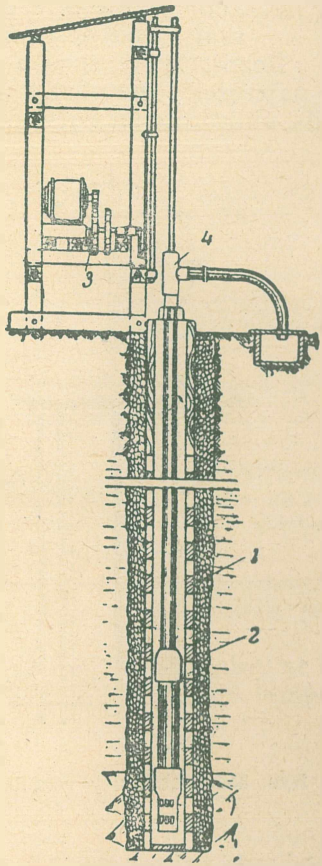


Rys. 352. Schemat obniżenia poziomu wód gruntowych

W warstwach gliniastych zamiast rur żelaznych mogą być stosowane rury drewniane z filtrem żwirowym.

Rys. 353 przedstawia schemat urządzenia do obniżenia poziomu wód podziemnych, stosowanego przy budowie Metra Moskiewskiego.

Urządzenie otworu oraz instalacji pomp składa się z rur filtrujących *1*, z filtra żwirowego *2* grubości 7 do 8 cm, kołowrotu do pomp z silnikiem *3* i pompy żerdziowej *4*. Wydajność pompy 0,3 do 2 l/sek; moc silnika 2 kW.



Rys. 353. Urządzenie studni do obniżenia poziomu wód podziemnych

§ 178. TAMPONOWANIE SKAŁ

Tamponowaniem (zatykaniem) nazywa się sztuczne wypełnienie pustek i szczelin w masywie skalnym specjalnymi materiałami w celu przeszkodzenia dopływowi wody do szybu.

Jako wypełniaczy przy tamponowaniu skał używa się wyższych gatunków cementu, gliny i bituminów.

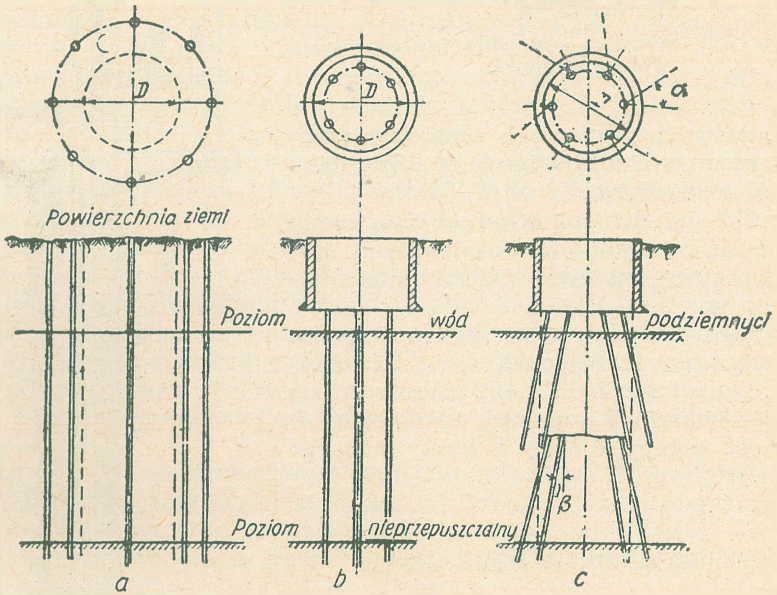
Zależnie od rodzaju stosowanego materiału odróżnia się: 1. cementowanie; 2. glinowanie; 3. bituminowanie (to ostatnie nie jest stosowane w górnictwie).

Istota cementowania polega na następujących czynnościach: naokoło odcinka wyznaczonego do zgłębiania wierci się szereg otworów, które powinny przeciąć całą grubość skał wodonośnych, następnie w te otwory pod ciśnieniem tłoczy się mleko (roztwór) cementowe, które przenika do

szczelin i pustek, wypełnionych przeważnie wodą, osadza się w nich i wiąże się ze skałami tworząc caliznę wodoszczelną. W skałach zacementowanych zgłębianie może być wykonywane zwykłym sposobem. W praktyce są rozpowszechnione dwa zasadnicze schematy cementowania: (rys. 354).

a. cementowanie bezpośrednio z powierzchni *a* albo z szybu pomocniczego *b* do głębokości całej wodonośnej grubości skał, gdy skały podlegające zatykaniu leżą niedaleko od niej;
b. cementowanie z przodka szybu *c* odcinkami po 15 do 25 m, gdy skały wodonośne zalegają na dużej głębokości od powierzchni.

Rozpatrzymy sposób cementowania z przodka, jako skomplikowany i najczęściej spotykany w praktyce. Polega on na: 1. wierceniu otworów dla umieszczenia rurek kierunkowych; 2. ustawieniu rurek i urządzeniu



Rys. 354. Schematy rozmieszczenia otworów naokoło szybu przy cementowaniu

poduszki ochronnej; 3. wierceniu otworów dla cementowania; 4. tłoczeniu cementu.

Rurki kierunkowe są stalowe o długości 1,5 do 2 m, o średnicy wewnętrznej 50 do 60 mm. Po urządzeniu betonowej poduszki ochronnej wierci się otwory przez te rurki.

Poduszkę ochronną układa się na spągu przodka w odległości kilku metrów (2 do 3 m) od warstwy wodonośnej. Grubość poduszki przyjmuje się przeciętnie 0,8 do 1,5 m.

Otwory o średnicy 40 do 50 mm rozmieszcza się w przodku zgłębionego szybu na jednym lub dwóch obwodach współśrodkowych.

Ilość otworów zależy od charakteru skał oraz od średnicy szybu i przeciętnie wynosi 16 do 30.

Otworom nadaje się najczęściej dwojakie nachylenie: pod kątem α dla lepszego przecięcia szczelin w skałach, i pod kątem β dla utworzenia pierścienia cementowego naokoło szybu (rys. 354c).

Wielkość kąta β zawartego między rzutem otworu na płaszczyznę poziomą a kierunkiem promienia przechodzącego przez rzut wylotu otworu na tę płaszczyznę przyjmuje się zwykle 110 do 135^0, przy czym w celu wygodniejszego wiercenia wyloty otworów rozmieszcza się na obwodzie koła o średnicy o 1 m mniejszej od średnicy szybu w świetle. Głębokość otworów przyjmuje się przeciętnie 15 do 20 m i wierci się je ciężkimi wiertarkami.

Urządzenie do cementowania umieszczone zwykle w oddzielnym budynku na powierzchni składa się ze zbiornika o pojemności 2 do 3 m^3 dla przygotowania mleka cementowego i z pomp do tłoczenia cementu do otworów.

Do tłoczenia mleka cementowego używa się podwójnych pomp nurnikowych o wydajności od 100 do 500 l/min i o ciśnieniu do 200 at.

Mleko cementowe tłoczy się rurociągami o średnicy 50 do 75 mm.

Zwykle zaczyna się tłoczyć 3 do 5% roztwór, następnie, zależnie od okoliczności, zwiększa się jego gęstość do 30 — 50%. W celu opóźnienia wiązania się dodaje się do cementu od 0,1 do 1% celulozowego siarczanu ługu.

Przy istnieniu dużych szczelin w skałach należy dodawać do mleka cementowego 3% sody, która zwiększa lepkość mleka cementowego i przyspiesza jego tężenie.

Gdy szczelina jest już zatkana, pozwala się mieszaninie cementowej na wiązanie. Ażeby następnie upewnić się czy wszystkie szczeliny są zacementowane, otwór ponownie się przewierca, a jeżeli przy tym dopływ wody okaże się większy od 1,5 m^3/godz, cementuje się powtórnie.

W skałach mających szczelinowatość większą niż 10% z widocznymi oznakami pustek zastosowanie cementu w charakterze zapełniacza jest niecelowe.

Takie warunki spowodowały, że przy zgłębianiu szybu „Kapitalny nr 1" w mieście Kizeł na Uralu w 1930 roku zastosowano nowy sposób tamponowania z użyciem gliny jako zapełniacza.

§ 179. CHEMICZNE WZMOCNIENIE SKAŁ

Sposób chemicznego wzmocnienia polega na tym, że do skał kruchych tłoczy się kolejno dwa roztwory o różnym składzie chemicznym, wydzielające w wyniku wzajemnego oddziaływania szczególny osad, którym zapełniają się istniejące w skale pory i szczeliny.

Różnica między sposobem chemicznym a tampowaniem polega na tym, że tłoczone do skały chemikalia nie są mieszaninami mechanicznymi, lecz rzeczywistymi lub koloidalnymi roztworami, które przenikają do najmniejszych porów i szczelin i zdolne są do uszczelniania i wzmacniania skał kruchych.

Chemikalia te powinny czynić zadość warunkom następującym: a. powinny łatwo rozpuszczać się w wodzie i dawać roztwory o niedużej gęstości; b. w wyniku wzajemnego oddziaływania powinny dawać połączenia długotrwałe, nierozpuszczalne ani w wodzie, ani w roztworach solnych

spotykanych często w skałach; c. proces chemiczny pomiędzy roztworami nie powinien podlegać wpływowi zmian temperatury i nie powinien zależeć od obecności słodkiej lub kwaśnej wody.

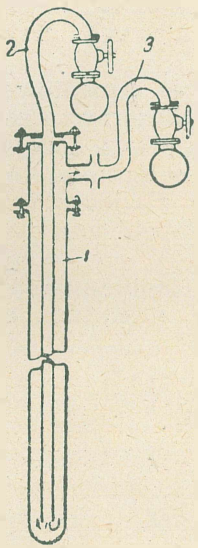
Do takich roztworów, które mniej więcej odpowiadają tym warunkom i zostały zbadane w praktyce, należą, wodne szkło sodowe $Na_2O_nSiO_2$ i wodne szkło potasowe $K_2\ O_nSiO_2$.

Jako drugiego odczynnika używa się wodnych roztworów chlorku wapnia $CaCl_2$ i chlorku glinu (aluminium) $AlCl_3$. Wiadomo, że przy wzajemnym oddziaływaniu, np. $CaCl_2 + Na_2\ O_nSiO_2 = 2\ NaCl + CaO_nSiO_2$, otrzymujemy chlorowy związek alkaliczny — połączenie rozpuszczalne w wodzie i krzemian wapnia — główny materiał wiążący, nierozpuszczalny w wodzie i zawierający częściowo wolny kwas krzemionkowy, który właśnie wzmacnia kruche skały.

Roztwory tłoczy się do skały poprzez rury o dziurkowanych i specjalnie wzmocnionych okuciach i wbija się do skały na głębokość 1 do 3 m.

§ 180. ZGŁĘBIANIE SZYBÓW SPOSOBEM ZAMRAŻANIA

Sposób zgłębiania szybów za pomocą zamrażania polega na następujących czynnościach. Naokoło wylotu szybu w pewnej odległości od ścian, podobnie jak przy cementowaniu, wierci się szereg otworów wiertniczych, którymi przecina się całą grubość skał kruchych i wodonośnych.



Rys. 355. Układ rur do zamrażania

Otwory rozmieszcza się zwykle wokół szybu pierścieniowo w jednym lub w dwóch rzędach w odległości 0,8 do 1 m jeden od drugiego.

Do tych otworów opuszcza się zamknięte hermetycznie od dołu stalowe rury (rys. 355) bez szwu 1 o średnicy 100 do 150 mm i o grubości ścianek 6 do 8 mm. W górnej części tych rur mieszczą się dwie rury gazowe: zasilająca 2 i odprowadzająca 3. Średnica tych rur wynosi 25 do 38 mm.

Rura zasilająca jest otwarta u dołu i nie sięga do końca rury zamrażającej na 50 do 70 cm.

Przebieg zamrażania polega na tym, że przez rury zasilające wtłacza się do kolumny zamrażającej roztwór ochłodzony o temperaturze —25 *C* do —40 *C*, który wracając przez rurę o dużej średnicy, odbiera ciepło od otaczających skał i od wody. W wyniku stopniowego obniżania temperatury naokoło każdego otworu tworzy się zamrożona calizna.

Wewnątrz zamarzniętego walca zgłębia się szyb zwykłym sposobem pod ochroną zamrożonej ściany.

Jako roztworów przy zamrażaniu skał używa się roztworów chlorku wapnia $CaCl_2$, chlorku sodu NaCl i chlorku magnezu $MgCl_2$, tzw. ługów.

Celem ochłodzenia tych roztworów stosuje się amoniak gazowy i dwutlenek węgla. Urządzenie do zamrażania składa się ze sprężarki, kondensatora, pomp, oziębialników, rurociągów i innych. Poniżej podaje się obliczenie urządzenia zamrażającego.

Przykład. Obliczyć zgłębianie szybu sposobem zamrażania w warunkach Solikamskiej kopalni soli potasowych. Średnica szybu 5,8 m w wyłomie. Według danych z poszukiwań geologicznych charakterystyka skał i ich właściwości w stosunku do ciężaru objętościowego i zawartości wody są następujące (tablica 56).

Tablica 56

Charakterystyka skał w szybie kopalni Solikamskiej

Skały	Głębokość zalegania m	Grubość pokładów m	Zawartość wody %	Ciężar objętościowy skał t/m³	Przeciętna temperatura skał °C
Nadkład (nanosy)	0 — 4,2	4,2	8	1,6	7
Wapienie płytowe	4,2— 96,9	92,7	13	2,5	
Margle gliniaste	96,9—164	67,1	9	2,3	
Gliny gipsonośne	164 —184	20,0	4	2,4	
Razem	—	184	—	—	

A. Wyliczenie ilości kalorii, potrzebnych do zamrażania 1 m³ skały:

1. Znajdziemy przeciętną procentową zawartość wody w skale z wyrażenia:

$$K_{przec} = \frac{K_1h_1 + K_2h_2 + K_3h_3 + K_4h_4}{h_1 + h_2 + h_3 + h_4} =$$

$$= \frac{0{,}08 \cdot 4{,}2 + 0{,}13 \cdot 92{,}7 + 0{,}09 \cdot 67{,}1 + 0{,}04 \cdot 20}{4{,}2 + 92{,}7 + 67{,}1 + 20} = 11{,}2\%.$$

2. Przeciętny ciężar objętościowy skał w strefie przecinanej będzie równy:

$$\gamma_{przec} = \frac{\gamma_1h_1 + \gamma_2h_2 + \gamma_3h_3 + \gamma_4h_4}{h_1 + h_2 + h_3 + h_4} =$$

$$= \frac{1{,}6 \cdot 4{,}2 + 2{,}5 \cdot 92{,}7 + 2{,}3 \cdot 67{,}1 + 2{,}4 \cdot 20}{4{,}2 + 92{,}7 + 67{,}1 + 20} = 2{,}4 \text{ t/m}^3.$$

3. Określamy przeciętną zawartość wody w 1 m³ skały według ciężaru:

$$W = \frac{\gamma_{przec} \cdot K_{przec}}{100} = \frac{2400 \cdot 11{,}2}{100} = 270 \text{ kg}.$$

4. Ciężar skały bez wody w 1 m³ wyniesie:

$$P = \frac{\gamma_{przec}\ (100 - K_{przec})}{100} = \frac{2400 \cdot (100 - 11{,}2)}{100} = 2030 \text{ kg}.$$

5. Określenie ilości ciepła, które przy zamrażaniu należy odebrać od 1 m³ skały. Przyjmujemy:
przeciętna temperatura skał i wody w strefie przecinanej $t_1 = +7\ C$
temperatura końcowa zamrażania $t_2 = -10\ C$

pojemność cieplna wody $C = 1$
pojemność cieplna skał $C_1 = 0{,}2$
pojemność cieplna lodu $C_2 = 0{,}5$
ciepło utajone tajania lodu $Q = 79$ kcal.

Przebieg zamrażania może być podzielony na cztery następujące stopnie:

I stopień — ochłodzenie skał Ct_1 do t
II „ — ochłodzenie wody Ct_1 do 0 C
III „ — zamrożenie wody przy 0 C
IV „ — ochłodzenie utworzonego lodu od 0 C do t_2.

Stąd ilość ciepła Σq odbierana od 1 m³ skały przy zamrażaniu albo inaczej ilość udzielanych jemu minusowych kalorii (frigorii) określa się:

I stopień . . $q_1 = P \cdot C_1 (t_1 — t_2) = 2130 \cdot 0{,}2 (7+10) = 7250$ kcal
II „ . . $q_2 = W \cdot C (t_1 — 0^0) = 270 \cdot 1 (7+0) = 1900$ kcal
III „ . . $q_3 = W \cdot Q = 270 \cdot 79 = 21\,350$ kcal
IV „ . . $q_4 = W \cdot C_2 (0^0 — t_2) = 270 \cdot 0{,}5 (0+10) = 1195$ kcal

czyli $\Sigma q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4 = 31\,850$ kcal na 1 m³ skały.

B. Określenie grubości zamrażanej calizny lub pierścienia walcowego strefy ochronnej.

Przyjęte dane: a. średnica szybu w świetle 5 m; b. średnica szybu przy zgłębianiu 5,8 m; c. głębokość zamrażania $H = 184$ m; d. średnica wewnętrzna pierścienia zamrażanego $D_1 = 6{,}3$ m.

1. Teoretyczną grubość zamrażanej ściany walca znajdujemy z wzoru:

$$\varepsilon = \frac{D_1 \cdot P}{\frac{K_{cz}}{m} - 2P} = \frac{630 \cdot 1{,}6}{\frac{50}{5} - 2 \cdot 1{,}6} = 148 \text{ cm},$$

gdzie P — największe naprężenie skał (zgodnie z wyliczeniami wynosi 1,6 kg/cm³);
K_{cz} — przejściowa wytrzymałość ścianki zamrożonej calizny (przyjmujemy 50 kg/cm³);
m — współczynnik bezpieczeństwa (przyjmujemy 5);
D_1 — średnica wewnętrzna pierścienia.

Uwzględniając 1% odchylenia otworów od pionu na głębokość H, tj. $184 \cdot 0{,}01 = 1{,}84$ m, otrzymamy rzeczywistą grubość ścianki, która równa się:

$$\varepsilon_1 = 1{,}48 + 1{,}84 = 3{,}32 \text{ m},$$

przyjmujemy $\varepsilon = 3{,}40$ m.

C. Wybór instalacji zamrażającej i określenie czasu zamrażania szybu.

1. Określenie objętości skał podlegających zamrażaniu na całą głębokość szybu:

$$V = \frac{\pi}{4} (D_H^2 — D^2) H = \frac{3{,}14}{4} (13{,}1^2 — 6{,}3^2) 184 = 19\,100 \text{ m}^3,$$

gdzie D_H — średnica zewnętrzna zamrażanego pierścienia:

$$D_1 + 2\varepsilon = 6{,}3 + 2 \cdot 3{,}4 = 13{,}1 \text{ m}.$$

2. Określenie ilości kalorii potrzebnych do odjęcia ciepła w objętości całej skały podlegającej zamrażaniu:

$$Q = \Sigma q \cdot V = 31\,850 \cdot 19\,100 = 600 \text{ milionów kcal.}$$

Na straty wskutek promieniowania na powierzchni i oddawanie ciepła skałom poza strefę zamrażania przyjmuje się 40% ustalone przez praktykę.
W ten sposób potrzebna ilość kalorii wyniesie:

$$Q_1 = 1{,}4 \cdot Q = 1{,}4 \cdot 600 = 840 \text{ milionów kcal.}$$

3. Określenie czasu na przedwstępne zamrażanie skał: a. przyjmujemy dla urządzenia oziębiającego trzy sprężarki amoniakalne, każda o wydajności 300 000 kcal/godz. Przy tym dwie z nich pracują stale, a jedna jest w rezerwie; b. czas zamrażania wyniesie:

$$T = \frac{Q}{2 \cdot 300\,000 \cdot 24} = \frac{840\,000\,000}{2 \cdot 300\,000 \cdot 24} = 59 \text{ dni}.$$

Przyjmujemy $T = 2$ mies.

D. Określenie wymiarów rur zamrażających i zasilających.

1. Określenie ilości otworów koniecznych do zamrażania szybu. Przyjmujemy odległość pomiędzy otworami na obwodzie koła 1 do 1,2 m. Otwory rozmieszczamy na obwodzie koła o średnicy przeciętnej:
$D_{przec} = D_1 + \varepsilon = 6{,}3 + 3{,}4 = 9{,}7$ m
wtedy ilość otworów będzie:

$$N_1 = \frac{\pi D_{przec}}{l} = \frac{3{,}14 \cdot 9{,}7}{1{,}2} = 25 \text{ otworów}.$$

Przyjmujemy 15% na dopuszczalne skrzywienia przy wierceniu i trzy otwory kontrolne.
A zatem wszystkich otworów podlegających zamrażaniu będzie:

$$N_2 = 1{,}15 \cdot N_1 = 1{,}15 \times 25 = 29 \text{ otworów.}$$

Ogólna ilość otworów, które trzeba będzie wywiercić, z uwzględnieniem otworów kontrolnych, wyniesie:

$$N_{og} = 29 + 3 = 32 \text{ otworów.}$$

2. Obliczenia sumarycznej powierzchni rur zamrażających.
Przyjmujemy oddawanie ciepła 1 m^2 powierzchni rury na 225 kal/godz. Stąd niezbędna powierzchnia rur wyniesie:

$$F_s = \frac{600\,000}{225} = 2630 \text{ m}^2,$$

a powierzchnia jednej zamrażającej rury wyniesie:

$$F_z^1 = \frac{F_s}{N_2} = \frac{2630}{29} = 90 \text{ m}^2.$$

3. Średnica zewnętrzna rury zamrażającej przy tym będzie:

$$D_{zz} = \frac{F_z^1}{\pi \cdot H} = \frac{90}{3{,}14 \cdot 184} = 0{,}15 \text{ m} = 150 \text{ mm}.$$

4. Średnica wewnętrzna rury zamrażającej przy grubości ścianki 6 mm będzie:

$$D_{zw} = D_{sz} - 2 \cdot 6 = 150 - 12 = 138 \text{ mm}.$$

5. Przekrój wewnętrzny rury zamrażającej:

$$P_{zw} = \frac{\pi D^2_{zw}}{4} = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}138^2}{4} = 0{,}0108 \text{ m}^2.$$

6. Określenie ilości roztworu przechodzącego przez jeden otwór na sekundę.
Do tłoczenia roztworu przyjmujemy dwie pompy o wydajności po 50 m^3/godz (po jednej dla każdego oziębialnika).
Wtedy przez jeden otwór na sekundę będzie przechodziło:

$$q_{przec} = \frac{Q}{N_2 \cdot 3600} = \frac{2 \cdot 50}{29 \cdot 3600} = 0{,}00096 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

7. Określenie przekroju wewnętrznego rury zasilającej.
Przyjmujemy prędkość przepływu roztworu przez rury zasilające

$$v = 0{,}8 \text{ m/sek}.$$

Wtedy przekrój rury powinien wynosić:

$$P_{sw} = \frac{q_{przec}}{v} = \frac{0{,}00096}{0{,}8} = 0{,}0012 \text{ m}^2.$$

8. Określenie średnicy wewnętrznej i zewnętrznej rury zasilającej:

$$D_{sw} = \sqrt{\frac{4 \cdot P_{sw}}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0{,}00012}{3{,}14}} = 39 \text{ mm},$$

przyjmujemy $D_{sw} = 40$ mm.
Przy grubości ścianek rur zasilających równych 4 mm średnica zewnętrzna będzie:

$$D_{sz} = D_{sw} + 2{,}4 = 40 + 8 = 48 \text{ mm},$$

czemu odpowiada przekrój rury $P_{sz} = 0{,}0018 \text{ m}^2$.

9. Określenie prędkości podnoszenia się roztworu w rurach zamrażających:
   a. przestrzeń pierścieniowa pomiędzy ściankami rury zasilającej i ściankami wewnętrznymi rur zamrażających równa się:

$$S_{pierśc.} = P_{zw} - P_{sz} = 0{,}0108 - 0{,}0018 = 0{,}0090 \text{ m}^2;$$

   b. prędkość podnoszenia przy tym wyniesie:

$$v_1 = \frac{q_{przec}}{S_{pierśc}} = \frac{0{,}00096}{0{,}0090} = 0{,}107 \text{ m/sek};$$

   otrzymana prędkość jest zupełnie wystarczająca i znajduje się w dopuszczalnych granicach;
   c. stosunek prędkości ruchu roztworu w rurach zasilających i zamrażających wynosi:

$$m = \frac{V_{zas}}{V_{zamr}} = \frac{0{,}8}{0{,}107} = 7{,}5,$$

   co jest w zupełności dopuszczalne.

§ 181. WIERCENIE SZYBÓW O DUŻEJ ŚREDNICY

SPOSÓB KINDA I CHAUDRONA

Wiercenie szybów w skałach zwięzłych wodonośnych było zastosowane za granicą według metody Kinda i Chaudrona w 1849 roku.

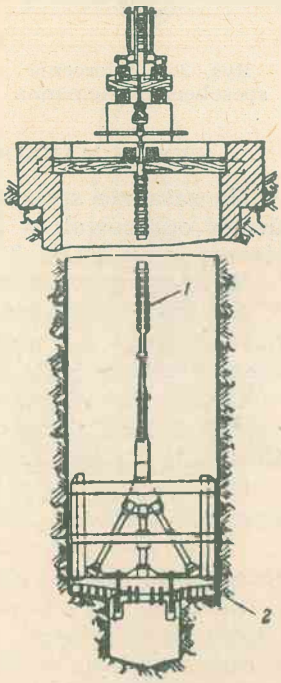
W czasie od 1852 do 1916 roku przewiercono tym sposobem w Belgii, w Niemczech i we Francji ponad 50 szybów o głębokościach od 75 do 325 m. Sposób Kinda i Chaudrona polega na tym (rys. 356), że do żerdzi wiertniczych *1* zawiesza się kolejno dłuto małe i duże *2*, które za pomocą cylindra parowego wykonują pracę udarową. Tłok cylindra silnika za pomocą wahacza przenosi ruch pionowy wahadłowy na żerdzie i dłuto.

Dłuto 2 rozkrusza skałę podnosząc się nad przodkiem i opuszczając się o 25 do 40 cm. Po każdym uderzeniu dłuta obracają się o kąt od 5 do 20^0. Ilość uderzeń 12 do 30 na minutę. Wymiary i ciężary dłut: dużego — szerokość od 4 do 5 m i ciężar około 25 t; małego — szerokość 1,4 do 2,5 m i ciężar do 10 t.

Żerdzie do wiercenia drewniane. Urobek usuwa się z przodka za pomocą dwuklapowej łyżki o pojemności do 6 m^3.

Obudowa szybu tubingami.

Ze względu na dużą komplikację urządzenia wiertniczego i małej prędkości wiercenia sposób Kinda i Chaudrona nie jest obecnie stosowany.



Rys. 356. Wiercenie sposobem Kinda i Chaudrona

SPOSÓB HONIGMANNA

Do wiercenia szybów w skałach kruchych i sypkich zastosowano sposób Honigmanna po raz pierwszy w 1895 roku. Od tego czasu do 1930 roku według tego sposobu zgłębiono zagranicą 18 szybów.

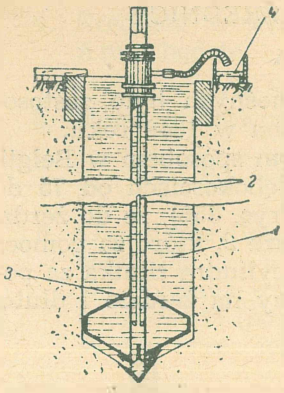
Wiercenie sposobem Honigmanna wykonuje się nie od razu pełną średnicą, lecz w kilku etapach kompletem dłut o średnicach: 0,7; 2; 3 m itd. Wiercenie jest obrotowe z napędem od silnika ustawionego na powierzchni (rys. 357).

Osobliwością tego sposobu jest to, że przodek (dno) szybu wypełnia się gliniastym roztworem *1* w celu wzmocnienia ścianek i przeciwdziałania ich obwalaniu się.

Oprócz tego roztwór gliniasty zapobiega przeniknięciu do szybu wód podziemnych z otaczających skał.

Usuwanie urobku otrzymywanego przy wierceniu tym sposobem odbywa się wskutek krążenia roztworu iłowego, który tłoczy rurami wiertniczymi pompa Mamut.

Rurą *2* przechodzącą wewnątrz żerdzi wiertniczych *3*, wtłacza się powietrze pod ciśnieniem 2 do 3 at, które przechodząc przestrzenią międzyrurową razem z roztworem iłowym unosi do góry również urobek.



Rys. 357. Wiercenie sposobem Honigmanna

Roztwór ten ponownie zbiera się na powierzchni w osadnikach *4*, w których oddziela się od niego drobiazg wiertniczy, po czym znowu płynie do szybu.

Objętość iłu (gliny) dodawanego do wody wynosi 15 do 30%.

Po zgłębieniu szyb obudowuje się żelaznymi pierścieniami lub tubingami. Obudowę montuje się na powierzchni i stopniowo opuszcza się ją do roztworu iłowego. Pierwszy pierścień ma but krający i dno betonowe. Gdy obudowa zostanie opuszczona do przodka, cementuje się przestrzeń pomiędzy obudową i ściankami szybu.

Prędkość wiercenia szybów sposobem Honigmanna wynosi od 8 do 30 m miesięcznie.

SPOSÓB MAŃKOWSKIEGO, MIESZCZERAKOWA I OGANIESOWA

Na zasadzie sposobu Honigmanna Mańkowski, Mieszczerakow i Oganiesow opracowali w Związku Radzieckim konstrukcję przyrządu wiertniczego typu MOM 33-35.

Według tego sposobu zgłębiono kilka szybów o głębokości do 75 metrów.

Przebieg wiercenia dzieli się na trzy czynności: 1. wiercenie otworu kierunkowego o średnicy 600 mm; 2. poszerzenie go do 2 i 3,5 m; 3. wykonanie obudowy żelaznej.

Otwór kierunkowy wierci się dłutem typu RX o średnicy 600 mm w rurach 150 milimetrowych i kończy się na głębokości 75 m, po czym dłuto RX i rury wiertnicze wyjmuje się na powierzchnię.

Odwiercana skała wypływa na powierzchnię razem z roztworem iłowym wtłaczanym przez pompy błotne do przestrzeni za rurami.

Po wywierceniu otworu kierunkowego, montuje się urządzenie do poszerzenia otworu do 2 m.

Zależnie od zwięzłości skał poszerzacze mogą być kuliste, tarczowe i typu zgrzebłowego. Poszerzenie otworu wykonuje się przy obecności w nim roztworu iłowego.

Odwiercona skała unosi się jako emulsja z roztworem iłowym pod działaniem powietrza sprężonego, które wchodzi rurami wiertniczymi. Prędkość ruchu poszerzacza wynosi około 30 obrotów na minutę.

Ostatnim stadium wiercenia według metody MOM — jest poszerzenie otworu do 3,5 m. Po ukończeniu poszerzenia otworu zakłada się obudowę stałą. Obudowę żelazną zestawioną na powierzchni z dnem betonowym i krawędziami krającymi opuszcza się stopniowo do szybu napełnionego roztworem iłowym. Opuszczanie obudowy trwa do czasu, dopóki cała obudowa nie pływa w roztworze. W odległości 1 m od przodka do dna betonowego zatrzymuje się obudowę, a pomiędzy ściany obudowy i szybu opuszcza się kolumnę rur i wykonuje się cementowanie wolnej przestrzeni za obudową.

Gdy cement stwardnieje, wypompowuje się wodę z wnętrza obudowy opuszczonej i na tym kończy się przebieg zgłębiania.

Przeciętna miesięczna prędkość zgłębiania szybu tym sposobem wynosi około 20 metrów.

SPOSÓB KALIKS

Do wiercenia śrutem otworów o dużej średnicy używa się specjalnego przyrządu wiertniczego składającego się z silnika elektrycznego o mocy 60 do 80 kW z przekładnią *1*, połączonego za pomocą pionowego sworznia *2* z dłutem kolumnowym *3*, na końcu którego znajduje się główka wiertnicza Kaliks *4* (rys. 358).

Śrut jest dostarczany przez sworzeń *2* na powierzchnię wiertniczą główki.

Woda przy wierceniu krąży dzięki działaniu pompy iłowej Kaliks i unosząc ił z główki wiertniczej do odbieralnika *5* zapewnia w ten sposób normalną pracę przy wierceniu.

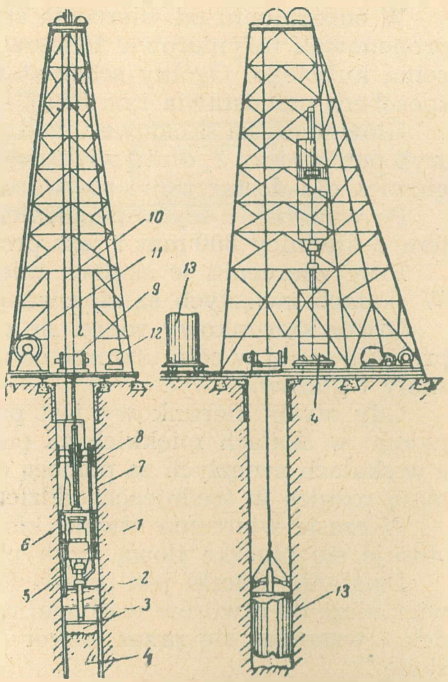
Z odbieralnika ił wydaje się na powierzchnię za pomocą pompy *6*. Silnik i przekładnia są zamknięte w ciężkim pancerzu. W górnej części pancerza jest umocowany sworzeń kwadratowy *7* o długości około 6 m. Ten sworzeń przechodzi przez uchwyt zaciskowy *8*, który za pomocą czterech płyt naciskowych szczelnie rozklinowuje się pomiędzy ścianami otworu.

Uchwyt zaciskowy nie pozwala na obrót kwadratowego sworznia, ale pozwala na podnoszenie i opuszczanie przyrządu wiertniczego.

Cały przyrząd wiertniczy jest zawieszony na linie i za pomocą kołowrotu wyciągowego *9* o nośności 25 do 30 t może być wyciągnięty na powierzchnię.

Energia do przyrządu wiertniczego dochodzi za pomocą giętkiego kabla *10*, który na powierzchni jest nawinięty na kołowrót *11*.

Do wyciągania urobku z dna otworu, zjazdu i wyjazdu ludzi służy specjalny kołowrót 12.



Rys. 358. Wiercenie śrutowe szybów sposobem Kaliks

Przyrząd w czasie pracy jest obsługiwany w przodku przez dwóch robotników, którzy kierując się wskazaniami elektrycznych przyrządów pomiarowych określają nacisk główki wiertniczej na przodek.

Wiercenie odbywa się dopóty, dopóki całe dłuto kolumnowe nie wejdzie do pierścieniowego wycięcia rdzenia.

Następnie przyrząd wiertniczy wraz z silnikiem, przekładnią i urządzeniem pomocniczym wyciąga się na powierzchnię za pomocą kołowrotu. Na dno opuszcza się odrywacz rdzenia, po czym jeden z robotników zjeż-

dża do otworu i umieszcza w luce pierścieniowej pomiędzy odrywaczem rdzenia i słupem skały nieduży ładunek materiału wybuchowego (zwykle $^1/_2$ do 1 naboju). Po odstrzeleniu ładunku rdzeń odłamuje się od calizny. Robotnik znowu zjeżdża do otworu wiertniczego i wierci w rdzeniu *13* nieduży otwór, w który wkłada sworzeń śruby z uszkiem klinowym i przyczepia do liny wyciągowej dla wydobycia rdzenia na powierzchnię.

Obecnie wiercenie śrutowe otworów w USA jest stosowane w dosyć szerokim zakresie, szczególnie w celu wiercenia otworów stosowanych do przewietrzania głębokich kopalń.

W 1937 roku został zgłębiony sposobem Kaliks otwór o średnicy 1,67 m do głębokości 362 m, przy czym przeciętna miesięczna prędkość zgłębiania wynosiła 92,4 m. Koszt zgłębiania 1 mb wynosił 65 dolarów.

SPOSÓB IWANOWA I SZCZEPOTJEWA

W odróżnieniu od wiercenia śrutowego otworów o dużej średnicy zaproponowali inżynierowie Iwanow i Szczepotjew tak zwany sposób wiercenia kulistego. Ogólny schemat urządzenia do wiercenia otworów tym sposobem przedstawia rys. 359.

Główne części składowe urządzenia są następujące: wieża wiertnicza *1*, szyb pomocniczy *2*, dłuto wielostopniowe *3*, obciążnik *4*, rury wiertnicze *5*, głowica dla dostarczania roztworu *6* i wirnik *7*.

Po wykonaniu szybu pomocniczego wiercenie otworu zaczyna się dłutem o średnicy 600 mm i jest prowadzone do projektowanej głębokości.

Przy wierceniu w skałach miękkich stosuje się dłuta trójpiórowe. W skałach zwięzłych są stosowane dłuta kuliste.

Otwór kierunkowy wierci się do głębokości o 15 do 20 m większej od projektowanej w celu utworzenia żąpia szlamowego dla dużych kawałków skały i głazów.

Gdy otwór kierunkowy jest przebity, przystępuje się do jego poszerzenia: w skałach miękkich za pomocą stopniowych trójpiórowych dłut, a w skałach zwięzłych za pomocą czterostopniowych dłut kulistych. Dłuta mają różnicę w średnicach oddzielnych stopni 600, 900, 1200 i 1500 mm.

W czasie wiercenia otworu kierunkowego i w czasie jego poszerzania stosuje się płuczkę iłową, czyli płukanie roztworami iłowymi.

Działanie płuczki jest proste. Pompa błotna tłoczy roztwór przez rury wiertnicze do otworów w dłucie; roztwór wychodząc z dłuta omywa przodek i wznosząc się przez otwór wiertniczy wynosi z sobą rozkruszoną skałę.

Prędkość normalną wypływu płuczki iłowej, przy której jest zapewnione oczyszczenie kulek, przyjmuje się na 10 do 12 m/sek. Prędkość ruchu płuczki iłowej w otworze o średnicy 2,1 m wynosi od 0,01 do 0,115 m/sek. Ciśnienie pomp błotnych wynosi od 20 do 24 at, a ciężar właściwy roztworu iłowego wynosi 1,25 do 1,3.

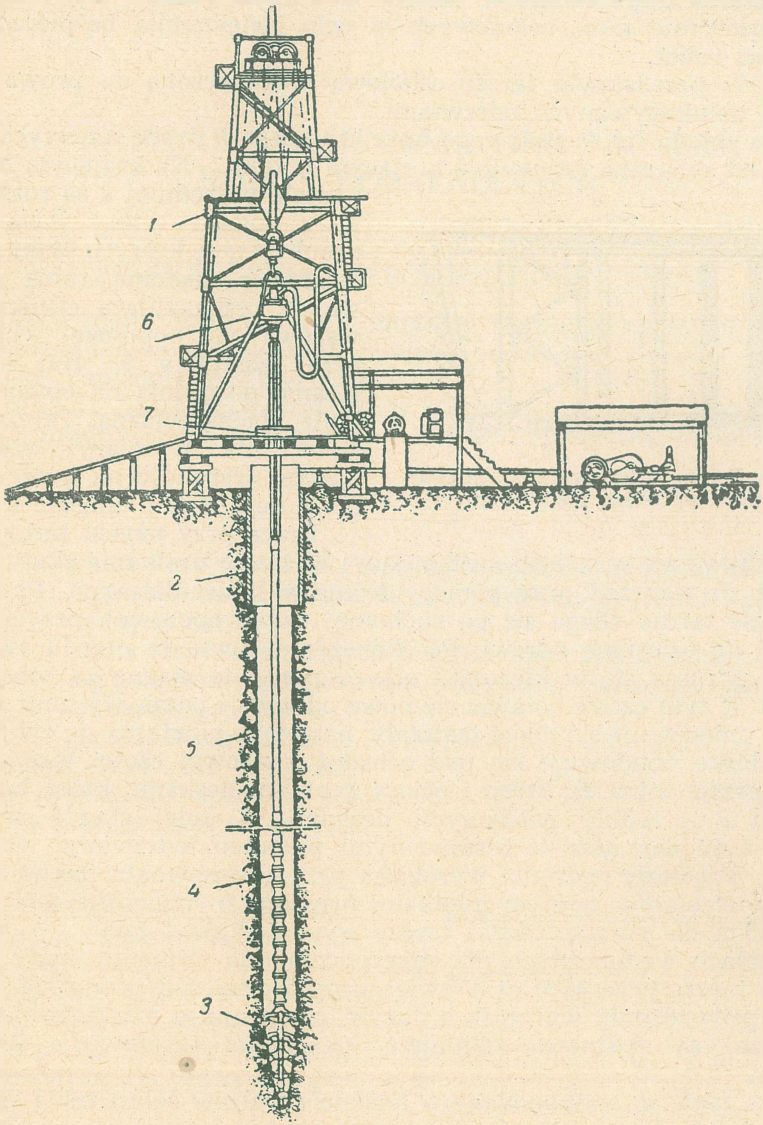
Ciśnienie na dno dłuta zależy od zwięzłości skał, od ilości kulek albo ostrzy biorących udział w pracy i od stopnia ich stępienia.

Ciśnienie na dłuto jest wywierane przez ciężar obciążników umieszczonych na dole kolumny wiertniczej.

Do wzmocnienia otworów jest używana obudowa żelazna w postaci rur wiertniczych. Przebieg wznoszenia obudowy jest taki sam, jak przy wierceniu szybów przyrządem MOM 33-35.

Prędkość wiercenia otworów sposobem Iwanowa — Szczepotjewa o średnicy 1,5 m wynosi 60 do 65 m miesięcznie.

Koszt orientacyjny zgłębiania i obudowy 1 mb otworu według danych z praktyki wynosi 3000 do 3500 rubli.



Rys. 359. Wiercenie szybów sposobem Szczepotjewa i Iwanowa

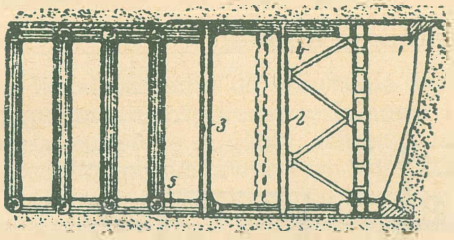
Wiercenie otworów o dużej średnicy powinno znaleźć szerokie zastosowanie w przemyśle górniczym, szczególnie dla przewietrzania, odwadniania, opuszczania podsadzki itp.

§ 182. SPOSÓB OSŁONOWY PROWADZENIA WYROBISK POZIOMYCH

Przy prowadzeniu wyrobisk o niedużym przekroju poprzecznym (4 do 6 m^2) kształtu trapezowego w skałach kruchych, piaszczystych możliwe jest zastosowanie tarcz osłonowych w celu zwiększenia bezpieczeństwa i prędkości robót.

Rys. 360 przedstawia tarczę osłonową przeznaczoną do prowadzenia wyrobisk obudowywanych odrzwiami.

Tarcza składa się ze stalowego buta krającego *1* i ram stalowych *2* i *3*. Rama *2* jest związana sztywnie z krającym butem *1*. Na krającym bucie *1* i ramie pośredniej *2* są rozstawione w rogach cztery lewary hydrauliczne *4*, których tłoki są połączone z ruchomą ramą oporową *3* przekazującą ciśnienie lewarów na obudowę chodnika przez zastrzały *5*. But krający i rama pośrednia na obwodzie są obite blachą żelazną. Tarcza osłonowa ma wymiary: wysokość 2,25 m, szerokość na górze 1,8 m, a na dole 2 m i długość 2,3 m.



Rys. 360. Tarcza osłonowa przy prowadzeniu wyrobisk poziomych

Praca przy użyciu tarczy osłonowej odbywa się w sposób następujący: W czasie urabiania skały tarczę przesuwa się naprzód przy pomocy lewarów hydraulicznych. Przy tym tylna część tarczy ślizga się po ruchomej ramie oporowej, przyciśniętej lewarami do ostatnich odrzwi. Po skończeniu suwu do przodu sworznie lewarów porusza się w kierunku odwrotnym i te ciągną za sobą ramę ruchomą. W tym czasie ustawia się nowe odrzwia i pomiędzy nimi a ramą ruchomą umocowuje się nowe zastrzały; następnie powtarza się cykl robót.

Wyrobisko obudowuje się pod ochroną końcowej części tarczy, przy czym naprzód opina się strop i ociosy grubymi deskami, które łączy się na wpust z uprzednio położonymi deskami. Z kolei stawia się nowe odrzwia i między nimi a postawionymi przedtem odrzwiami wbija się zastrzały. Prędkość pędzenia wyrobiska przy zastosowaniu tarczy osłonowej przy urabianiu ręcznym młotkami mechanicznymi można przyjąć na 2,5 do 3,5 m na zmianę. Ciężar tarczy wynosi około 2 tony.

W skałach wodonośnych dla przeciwdziałania ciśnieniu wody można stosować tarcze pracujące przy zwiększonym ciśnieniu powietrza.

Przy prowadzeniu wyrobisk o dużym przekroju w moskiewskiej kolei podziemnej są stosowane silniejsze urządzenia tarczowe o kształcie okrągłym.

Tarcze takie są wykonywane w kształcie walców żelaznych i służą do wznoszenia obudowy tubingowej.

Sposób prowadzenia robót z tarczą osłonową może znaleźć zastosowanie przy przebudowie zawałów, eksploatacji napływowych złóż złota robotami podziemnymi, przy budowie kolei podziemnej (metra) oraz w innych przypadkach.

Rozdział XXVII

OGÓLNE ZAGADNIENIA ORGANIZACJI ROBÓT KOPALNIANYCH

§ 183. PODSTAWOWE WYTYCZNE PRZY ORGANIZACJI PROWADZENIA WYROBISK GÓRNICZYCH

Wysokie tempo prowadzenia i obudowy wyrobisk, na równi z szybkim wprowadzaniem do eksploatacji nowych oddziałów stwarza możliwość znacznego obniżenia kosztów robót.

Według L. Szewiakowa całkowity koszt prowadzenia 1 mb wyrobisk (szybu) znajduje się z wyrażenia:

$$c = a + \frac{b}{x},$$

gdzie a — koszt 1 mb wyrobiska według kosztów bezpośrednich (proporcjonalne do ilości przebitych metrów); w jednostkach monetarnych rubli;

b — suma wszystkich innych kosztów ogólnych związanych z prowadzeniem wyrobisk, na jednostkę czasu, (w jednostkach monetarnych rubli;

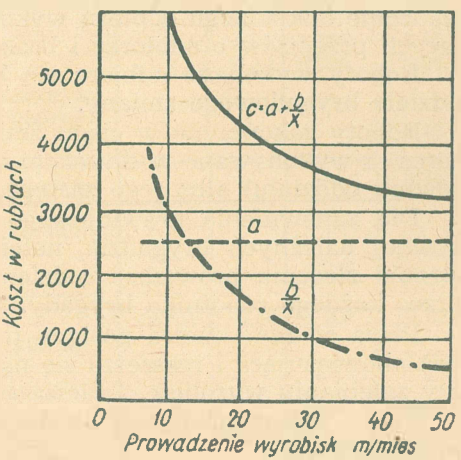
x — prędkość prowadzenia wyrobisk w jednostce czasu, w metrach.

Stosunek wielkości wchodzących w wyrażenie kosztów jest przedstawiony graficznie na rys. 361.

Ze wzoru i wykresu jest widoczny wyłączny wpływ prędkości prowadzenia wyrobiska na koszt 1 mb.

Szczególnie silnie uwidacznia się on w okresie budowy kopalni, gdy wszystkie koszty związane z czasem obciążają jeden lub dwa przodki.

Całkowity koszt 1 mb wyrobisk jednakowych i prowadzonych w jednorodnych warunkach geologicznych w okresie robót przygotowawczych i w okresie eksploatacyjnym różni się rażąco.



Rys. 361. Wykres kosztów prowadzenia wyrobisk w zależności od prędkości

§ 184. ORGANIZACJA SIŁY ROBOCZEJ I ZAPŁATY ZA PRACĘ

Podstawową formą organizacji pracy na robotach górniczych przy prowadzeniu wyrobisk są brygady zbiorowe, mające w swoim składzie robotników różnych specjalności, związanych ze sobą jednym miejscem pracy i jednym zadaniem technologicznym.

Brygada rekrutuje się zwykle z robotników pierwszej i drugiej kategorii zatrudnionych przy prowadzeniu wyrobisk. Na czele brygady stoi brygadowy wyznaczony przez administrację kopalni.

Cała brygada jest rozbita na cztery lub pięć zmian, z których trzy lub cztery pracują co dobę, a czwarta (lub piąta) kolejno odpoczywa.

Obliczenie roboty brygady i poszczególnych robotników odbywa się po zmianie. Dane o wykonanej pracy wpisuje się do raportu zmianowego.

Wskaźniki pracy zmianowej brygad i dane o ich wydajności i zarobku wywiesza się na tablicach socjalistycznego współzawodnictwa, które powinny być umieszczone w miejscach widocznych.

Obok tablicy ze wskaźnikami jest wywieszona tablica honorowa, na której wpisuje się nazwiska członków brygady, którzy mają najlepsze wskaźniki.

Dla zapewnienia sprawnego kierownictwa procesem wydobywczym sztygar zmianowy albo dozorca przed rozpoczęciem pracy dostaje od kierownika oddziału zlecenie do wykonania robót w ciągu zmiany, a w końcu miesiąca zadanie wydobywcze na miesiąc następny.

Zadanie jest układane na podstawie wykresu pracy cyklicznej, przy czym bierze się pod uwagę rzeczywisty stan w oddziale, ustalony przed początkiem zmiany roboczej.

Sztygar (technik) zmianowy lub dozorca przekazuje zlecenie brygadowym i robotnikom swojej zmiany oraz wskazuje miejsce i rodzaj roboty. Równocześnie technik (sztygar) zmianowy albo dozorca poprzedniej zmiany odnotowuje w zleceniu stan przygotowania przodka i jakość pracy wykonanej na poprzedniej zmianie.

Dla zapewnienia nieprzerwanej pracy w oddziale jest niezbędne wprowadzenie dokładnego odbioru wykonanych robót stosownie do obowiązujących przepisów o odbiorze i brakowaniu.

Roboty wykonane odbiera się bezpośrednio na miejscu pracy przy udziale brygadowego zmiany.

Roboty zakończone w ciągu zmiany odbiera sztygar zmiany albo dozorca, a wykonywane w dłuższym okresie czasu sztygar oddziałowy (kierownik oddziału) albo jego zastępca.

Dla zapewnienia prawidłowego obliczenia zarobku i premii progresywnej należnych brygadzie, należy koniecznie w tabeli na odwrotnej stronie zlecenia prowadzić codziennie obliczenia czasu odpracowanego przez każdego robotnika brygady.

Płaca od m^3 i metra postępu przy prowadzeniu wyrobisk górniczych jest obowiązująca i rozszerza się na wszystkie zawody przy prowadzeniu, czy zgłębianiu wyrobisk.

Praca wykonana ponad ustaloną normę opłacana jest według premii progresywnej.

Doliczenie tej premii powinno być zrobione dla każdego robotnika osobno według wyników jego pracy za cały miesiąc.

Tablica 57

Przykładowa kalkulacja jednostkowa prowadzenia przecznicy

L.p.	Nazwa	Kategoria	Podstawa	Jednostka miary	Koszt jednostkowy rubli	Na 1 m³	
						Ilość	Suma
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Wiertacze	9	informator GUMP[1]) t. V, tablica 130 0,33 × 7 × 0,98	robotnikozmiany	23,21	0,220	5,29
2	Strzałowi	10	wg obliczeń kosztorysu 10% od wiertacza	„	22,05	0,022	0,50
3	Ładowacze	7	wg tablicy 135 0,052 × 0,7 × 1,33 × 2,6	„	17,54	0,150	2,63
4	Wozacy	3	wg tablicy 136 0,02 × 0,7 × 2,6	„	15,24	0,0361	0.56
5	Nosiciele wierteł	3	1 człowiek na cztery przodki	„	8,31	0,044	0,37
6	Kołowrotowi na upadowej	4	wg obrachunku	„	11,49	0,0364	0,42
7	Roboty pomocnicze	5	wg obliczeń kosztorysu 5% od poprzednich wydatków	„	9,57	0,026	0,25
			razem	—	—	—	9,98
	Materiał						
1	Dynaftalit		informator GUMP t. V, tablica 132 1,825 × 1,15 × 0,93	kg	2,93	2,06	6,04
2	Zapalniki elektryczne		2,5 × 0,98	szt	0,29	2,45	0,71
3	Przewód strzałowy		5,08 × 0,98	m	0,11	4,94	0,54
4	Stal wiertnicza		0,86 × 0,98	kg	0,72	0,850	0,61
5	Smary		0,09 × 0,98	kg	0,46	0,088	0,04
6	Inne		wg obliczeń kosztorysowych 5% od poprzednich wydatków	—	—	—	0,40
			razem	—	—	—	8,34
1	Powietrze sprężone		informator GUMP tablica 132 147,5 × 0,98	m³	—	145	—
2	Energia elektryczna		wg obliczeń kosztorysowych	kWh/t	0,35	2,0	0,70
3	Amortyzacja urządzeń		wg typowych kalkulacji Giprocwietmetu	rub	—	—	1,27
4	Naprawy i smary		wg praktyki obliczeniowej	rub	—	—	0,64
			ogółem wg kalkulacji	—	—	—	20,93

[1]) GUMP — Główny Zarząd Przemysłu Metalurgicznego.

Brygadowy za kierownictwo brygadą otrzymuje, oprócz swojego zarobku akordowego, dodatkowo od 20 do 35% swojego podstawowego zarobku akordowego (bez premii progresywnej).

§ 185. OBLICZANIE JEDNOSTKI KOSZTU ROBÓT GÓRNICZYCH PROWADZENIA WYROBISK

Za jednostkę kosztów robót górniczych przy prowadzeniu wyrobisk przyjmuje się koszt prowadzenia 1 mb wyrobiska albo wybranie 1 m^3 skały. Dlatego obliczenie zestawia się dla przeprowadzonego 1 mb wyrobiska i wybranego 1 m^3 skały.

Tablica 58

Wykaz ogólny kosztów na 1 mb i na 1 m^3 prowadzenia

Składniki kosztów	Koszty w rublach	
	na 1 m^3	na 1 mb
Płaca zarobkowa	9,98	56,89
Materiały	8,34	47,64
Energia	0,70	3,99
Amortyzacja	1,27	7,24
Naprawy i smary	0,64	3,65
Ogółem według kalkulacji	20,93	119,31

Koszt jednostki składa się z następujących części: płacy zarobkowej, materiałów, energii, amortyzacji, napraw i zużycia materiałów smarowniczych i palnych.

Jako przykład podano w tablicach 57 i 58 obliczenie kosztów prowadzenia przecznicy przy następujących warunkach:

Przekrój wyrobiska $2,25 \times 2,5 = 5,7$ m^2; współczynnik zwięzłości skał $f = 8$ do 10; wiercenie wiertarkami R-2; ładowanie urobku ręczne na wysokość 1,4 m; odstawa na 50 m; wyrobisko bez obudowy. Na poziom przewozu elektrowozami urobek jest wyciągany upadową z głębokości 50 metrów.

§ 186. OGÓLNE WIADOMOŚCI O PLANIE GENERALNYM POWIERZCHNI KOPALNI

Plan generalny powierzchni kopalni zawiera całość budynków i budowli górniczo-technicznych oraz urządzeń transportowych zapewniających najbardziej skuteczny plan wytwórczy kopalni pod względem techniczno-ekonomicznym.

Zwykle przy zgłębianiu szybów początkowo buduje się tymczasowe budynki i budowle służące tylko do celów prowadzenia wyrobisk:

1. techniczne: wieża do zgłębiania szybu, budynki maszyny wyciągowej, kołowroty o wolnym biegu, pomieszczenie dla sprężarek, warsztaty elektromechaniczne, podstacje elektryczne i inne;
2. gospodarcze: składy (drzewny, materiałowy, materiałów wybuchowych, smarów i materiałów oświetlenia), kolonia mieszkalna i inne.

Przy układaniu generalnego planu powierzchni trzeba uważać na to, że:

a. rozmieszczenie składów materiałów, szczególnie masowych, (piasek, kamień, tłuczeń i inne) powinno być tak ujęte, ażeby drogi

przenoszenia materiałów i ilość przerzucań oraz przeniesień była jak najmniejsza;

b. budynki i urządzenia tymczasowe powinny być rozmieszczone w taki sposób, ażeby nie zajmowały powierzchni przeznaczonej dla budynków stałych (za wyjątkiem osobnych urządzeń dla zgłębiania, np. tymczasowej wieży i innych, rozmieszczenie których jest uzasadnione procesem technologicznym);

c. pomiędzy budynkami tymczasowymi, jak również pomiędzy tymczasowymi i wznoszonymi stałymi budynkami, powinny być zachowane przerwy przeciwpożarowe.

Budowa budynków tymczasowych wymaga dużych wydatków. Koszty te mogą być nieco zmniejszone, jeżeli niektóre z zastosowanych rozbieralnych budynków tymczasowych przeniesie się i następnie wykorzysta ponownie.

Z drugiej strony tymczasowe budynki komplikują stan na powierzchni i niekiedy utrudniają wznoszenie budynków i urządzeń stałych.

Stąd wynika, że we wszystkich przypadkach należy w miarę możności zmniejszać ilość budynków tymczasowych, ograniczając się tylko do koniecznych i korzystając ze stałych budynków, które powinny być w tym celu zbudowane przed rozpoczęciem zgłębiania szybu.

Bez jakichkolwiek urządzeń dla celów zgłębiania mogą być wykorzystane następujące budynki stałe: warsztaty, sprężarkownia, stolarnia, składy, magazyny i inne.

Budynki dla kołowrotu wyciągowego do zgłębiania, kołowrotów wolnobieżnych, szopy (cementowa i inne), pomieszczenia dla betoniarek buduje się jako tymczasowe.

Czas użytkowania wszystkich budynków i pomieszczeń potrzebnych przy zgłębianiu jest krótki, nie dłuższy jak 1 do $1^1/_2$ roku. Dlatego wybór głównego materiału do ich budowy określają wymagania bezpieczeństwa ogniowego, a gdzie potrzeba — izolacji cieplnej.

Z drugiej strony konstrukcja budynków powinna być możliwie jak najprostsza, dogodna do ich łatwej rozbiórki i postawienia.

Rozmieszczenie budynków i pomieszczeń stałych oraz tymczasowych jest zasadniczo określone przez kierunek dojazdowej bocznicy kolejowej, którą doprowadza się do szybu początkowo jako tymczasową. Od niej rozgałęziają się tory do składów (drewna, materiałów). Bocznica kończy się przy szybie dworcem, odpowiadającym wymaganej zdolności przepustowej.

Trasa kolei dojazdowej powinna być ustalona na podstawie badań przedwstępnych rzeźby terenu w celu uniknięcia dużej ilości robót ziemnych przy jej budowie.

Jeżeli warunki na to pozwalają, trasę kolei dojazdowej wybiera się w poprzek rozciągłości złoża z podejściem toru do szybu od strony boku leżącego, gdyż wtedy można uniknąć pozostawienia filarów ochronnych pod koleją żelazną albo można pozostawić je o niewielkich wymiarach.

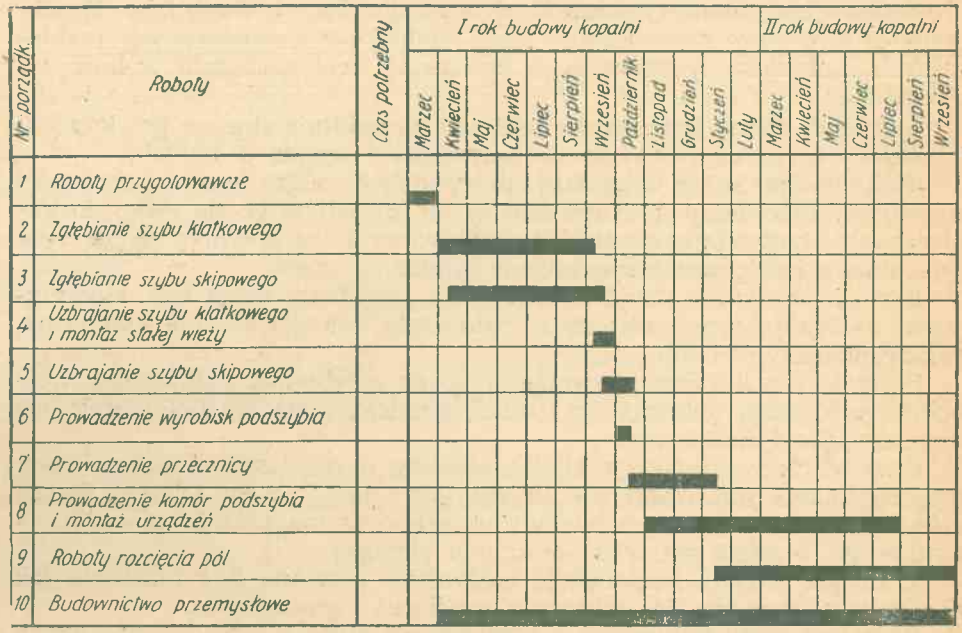
Celowe jest również wziąć pod uwagę, ażeby trasa kolei dojazdowej zbiegała się z kierunkiem osi podszybia albo była do niej prostopadła, gdyż to upraszcza rozmieszczenie budynków przyszybowych.

Drugim warunkiem mającym znaczenie przy rozmieszczeniu budynków i pomieszczeń jest p o ł o ż e n i e o s i w y c i ą g u s z y b o w e g o.

Po tej osi z obydwóch stron szybu umieszcza się najsilniejsze kołowroty: wyciągowy i dla pomostu zawieszonego. Przy takim rozwiązaniu wieża szybowa jest obciążona w przybliżeniu jednakowo z obydwu stron przeciwległych.

Lepsze rozwiązanie zagadnienia rozmieszczenia tymczasowych budynków i pomieszczeń otrzymuje się wtedy, gdy osie wyciągu szybowego i kolei dojazdowej są równoległe.

W tym przypadku można bardzo wygodnie ułożyć pomiędzy koleją i szybem stosy materiałów potrzebnych przy zgłębianiu.



Rys. 362. Wzorcowy harmonogram budowy kopalni

Tymczasowe budynki i pomieszczenia nie przeszkadzają budowie budynków stałych wtedy, gdy osie wyciągów szybowych tymczasowego i stałego będą wzajemnie prostopadłe. Jest to możliwe wtedy, gdy teren jest równy i spoziomowany.

Jeżeli zaś omawiane osie zbiegają się, to prawie nieuchronnie budynki i pomieszczenia tymczasowe zajmują miejsca przeznaczone dla budynków stałych.

W każdym poszczególnym przypadku zagadnienie rozmieszczenia tymczasowych budynków i pomieszczeń należy rozwiązywać z uwzględnieniem warunków miejscowych.

Przy tym musi być obowiązkowo ułożony z góry główny plan powierzchni, do którego powinny być dostosowane wszystkie tymczasowe budynki.

Budowę kopalni prowadzi się według harmonogramu, którego schemat uwidoczniono na rys. 362.

DODATEK

JEDNOLITA KLASYFIKACJA SKAŁ POD WZGLĘDEM WIERCENIA W NICH I STRZELANIA

(SUCHANOW I INNI)

Klasa skał	Urabialność		Skały		
	wiertnicza	strzelnicza	Nazwa skały	Charakterystyczne cechy co do wiercenia	Charakterystyczne cechy co do strzelania
1	2	3	4	5	6
1	Skały w najwyższym stopniu trudne do wiercenia	Skały w najwyższym stopniu trudne do strzelania	kwarc w najwyższym stopniu zwięzły i twardy, bez siarczków; zwięzłe jaspisy i mikrokwarcyty; oliwinowe i labradorowe bazalty; w wyższym stopniu zwięzłe rogowce	—	—
2			w wyższym stopniu zwięzłe kwarcyty, żelaziste rogowce, bazalty, diabazy, porfiryty, kwarcowe porfiry, ceratofiry nieszczelinowate bez najmniejszych śladów wietrzenia i wyługowania; bardzo zwięzły kwarc bez siarczków	—	—
3			w wyższym stopniu zwięzłe, kwarcyty, porfiryty, magnetyty, żelaziste rogowce, andezyty, diabazy zawierające ślady łupkowe, nie zmienione mikrogranity, sjenity; złoto-cynkowo-molibdeno-wolframowy zwięzły kwarc żyłowy	bardzo twarde i zwięzłe kwarcyty, żelaziste rogowce, bazalty	—
4	Skały bardzo trudne do wiercenia	Skały bardzo trudne do strzelania	bardzo zwięzłe kwarcyty, żelaziste rogowce, andezyty, bazalty i diabazy; drobnoziarnisty granit; bardzo ścisłe drobnoziarniste dioryty, sjenity, gabro; bardzo zwięzłe granato-piroksenowe mineralizowane (wolframowe, molibdenowe i inne)	—	bardzo twarde i zwięzłe kwarcyty, żelaziste rogowce, bazalty
5			kwarcowy porfir; w wyższym stopniu zwięzła drobnoziarnista magnetytowa ruda żelazna, porfiryt; zwięzłe andezyty, bazalty i diabazy; granito- gnejsy; kwarc żyłowy z siarczkami; w wyższym stopniu zwięzłe drobnoziarniste okwarcowane piaskowce; zwięzłe gnejsy i trachity; średnioziarniste granity i sjenity; niezmienione zawierające platynę dunity; granato-piroksenowe skały z kalcytem i innymi minerałami	—	—

wiercenia w nich i strzelania (Suchanow i inni)

Ilość zużytych wierteł i dłut na 1 mb otworu strzałowego N		Postęp otworu w mm w ciągu 1 minuty czasu wiercenia dłutami i wiertłami l		Ilość wywierconych otworów w mb na na 1 stępienie wierteł (dłut) $\frac{1}{N}$		Czas samego wiercenia dłutami 1 mb otworu w 1 minucie $\frac{100}{l}$		Ilość zużycia amonitu N 2 na 1 m³ skały w caliźnie w kg q	Ilość mb otworu na 1 m³ skały w caliźnie w kg h	Objętość odstrzelonej skały w caliźnie w m³	
stalowych	zbrojonych w spieki	stalowymi	zbrojonymi w spieki RE-15	stalowe	uzbrojone w spieki	stalowymi	uzbrojonymi w spieki RE-15			przez 1 kg amonitu N 2 $1/q$	na 1 mb próbotworów $1/h$
7		8		9		10		11	12	13	14
50	1,00	11	28	0,020	1,0	90	35	8,3	8,0	0,120	0,125
37	0,75	15	40	0,025	1,5	67	25	6,7	7,3	0,149	0,137
25	0,50	20	50	0,040	2,0	52	20	5,3	6,7	0,189	0,149
17	0,35	25	65	0,060	2,5	40	17	4,2	5,7	0,238	0,175
11	0,23	30	75	0,090	3,0	33	13	3,8	5,0	0,263	0,200

Dalszy ciąg Dodatku

Klasa skał	Urabialność		Skały		
	wiertnicza	strzelnicza	Nazwa skały	Charakterystyczne cechy co do wiercenia	Charakterystyczne cechy co do strzelania
1	2	3	4	5	6
6	Skały bardzo trudne do wiercenia	odstrzelenia	w wyższym stopniu zwięzła magnetytohematytowa ruda żelazna; zwięzłe kwarcyty; bardzo zwięzły piaskowiec krzemowy, okwarcowane wapienie; bardzo zwięzła równomiernie ziarnista chromowa ruda; zawierający złoto okwarcowany berezyt; okrzemieniałe limonity; słabo zwietrzałe skały: trachity, sjenity, andezyty, bazalty, porfiryty, diabazy, proterobazy, gruboziarniste gnejsy, granodioryty, dioryty, perydotyty, skały kwarcowo - turmalinowe, kwarcowe porfiry, ceratofiry, gabro, piroksenity; mikowe, zawierające cynę skały pegmatytowe; konglomerat ze skał wybuchowych z lepiszczen krzemienistym; skały zwięzłe ołowiano-cynkowe i antymonowe z kwarcem; piryt; zwięzłe miedziano-niklowe rudy	zwięzłe mało szczelinowate kwarcyty; bardzo zwięzłe okrzemieniałe łupki chlorytowe, serycytowe, mikowe i inne	zwięzła magnetytowo-hematytowa ruda żelazna
7	Skały trudne do wiercenia	odstrzelenia	zwięzły gruboziarnisty granit i skały granitowe; bardzo zwięzła gruboziarnista magnetytowo-hematytowa ruda żelazna; zwięzłe kwarcowe piaskowce; gruboziarnisty sjenit; bardzo zwięzłe okwarcowane dolimity; bardzo zwięzłe żelaziaki brunatne; pentlandytowe i pirotynowe miedziano-niklowe rudy; łupki chlorytowe wzbogacone pirytem, chalkopirytem, pirotynem i innymi siarczkami; zwięzłe serpentyny i serpentynity; miedziano-porfirowe rudy; rudy siarczanowe ołowiano-cynkowe; serpentynity, zawierające nikiel; konglomeraty otoczakami ze skał wybuchowych z cementem wapiennym	zwięzła megnetytowo-hematytowa ruda żelazna	bardzo zwięzłe okrzemieniałe łupki chlorowe, serycytowe, mikowe i inne; marmur

Ilość zużytych wierteł i dłut na 1 mb otworu strzałowego N		Postęp otworu w mm w ciągu 1 minuty czasu wiercenia dłutami i wiertłami l		Ilość wywierconych otworów w mb na 1 stępienie wierteł (dłut) $\frac{1}{N}$		Czas samego wiercenia dłutami 1 mb otworu w 1 minucie $\frac{100}{l}$		Ilość zużycia amonitu N 2 na 1 m³ skały w caliźnie w kg q	Ilość mb otworu na 1 m³ skały w caliźnie w kg h	Objętość odstrzelonej skały w caliźnie w m³	
stalowych	zbrojonych w spieki	stalowymi	zbrojonymi w spieki RE-15	stalowe	uzbrojone w spieki	stalowymi	uzbrojonymi w spieki RE-15			przez 1 kg amonitu N 2 $1/q$	na 1 mb prób. otworów $1/h$
7		8		9		10		11	12	13	14
7	0,15	40	90	0,145	6,5	25	10	3,0	4,5	0,335	0,220
4,5	0,10	53	111	0,220	10,0	19	9	2,4	3,9	0,420	0,260

Dalszy ciąg Dodatku

Klasa skał	Urabialność: wiertnicza	Urabialność: strzelnicza	Skały: Nazwa skały	Charakterystyczne cechy co do: wiercenia	Charakterystyczne cechy co do: strzelania
1	2	3	4	5	6
8	Skały trudne do wiercenia	odstrzelenia	ścisłe piaskowce, wapienie, dolomity, iskrzyk miedzi, hematytowo-martytowa ruda żelazna, berezyty; zwięzła równomiernie ziarnista ruda hromitowa w serpentynitach; słabo zwietrzałe dioryty, granity, gabrosjenity, diabazy, proterobazy, andezyty, liparyty, porfiry kwarcowe; łupki: mikowe, chlorytowe, serycytowe ze znaczną zawartością kwarcu; skrzyk miedzi, iskrzyk arsenowy; arkozowe piaskowce miedziane,	szczelinowata hematytowa ruda żelazna; zwięzłe berezyty; marmur; ruda tytanowa	—
9	Skały powyżej średniej trudności wiertniczej	odstrzelenia	piaskowce; zwietrzałe granity, gnejsy, sjenity, gabro, dioryty, skały kwarcowo - turmalinowe; bardzo zwietrzałe diabazy, proterobazy, andezyty, amfibolity, liparyty, kwarcowe, porfiry; chromitowe rudy w serpentynitach; kwarcowe rudy żylne z przewagą siarczków; skały kwarcowo-węglanowe, syderyt; magnezyt; serpentyn otalkowany; wapień; baryty zwięzłe, zawierające złoto; słabo zwietrzały zmineralizowany kwarcyt; rudy martytowe	słabo zwietrzałe, szczelinowate zmineralizowane kwarcyty	—
10			słabo zwietrzałe berezyty; rudy apatytonefelinowe; zwięzłe boksyty; bezkwarcowe łupki chlorytotalkowe, talkowo-serycytowe, chlorytowo-serycytowe, serycytowe i inne	zbity margiel	szczelinowata hematytowa ruda żelazna; słabo zwietrzałe szczelinowate zmineralizowane kwarcyty
11	Skały o średniej trudności wiertniczej	odstrzelenia	piaskowiec z cementem wapiennym; zwietrzałe zmineralizowane kwarcyty; zwietrzałe rudy iskrzykowe; boksyty; piaskowce łupkowe; gruboziarniste siarczkowe rudy cynkowo-ołowiane; zwietrzałe dunity, perydozyty i serpentyny; zwietrzałe berezyty; porowate żelaziaki brunatne; konglomeraty z otoczkami ze skał osadowych z cementem krzemienistym i wapienno-krzemienistym	zwietrzałe zmineralizowane, silne zmineralizowane kwarcyty	zwięzła sucha zbita glina (stwardniała)

Ilość zużytych wierteł i dłut na 1 mb otworu strzałowego N		Postęp otworu w mm w ciągu 1 minuty czasu wiercenia dłutami i wiertłami l		Ilość wywierconych otworów w mb na 1 stępienie wierteł (dłut) $\frac{1}{N}$		Czas samego wiercenia dłutami 1 mb otworu w 1 minucie $\frac{100}{l}$		Ilość zużycia amonitu N 2 na 1 m^3 skały w caliźnie w kg q	Ilość mb otworu na 1 m^3 skały w caliźnie w kg h	Objętość odstrzelonej skały w caliźnie w m^3	
stalowych	zbrojonych w spieki	stalowymi	zbrojonymi w spieki RE-15	stalowe	uzbrojone w spieki	stalowymi	uzbrojonymi w spieki RE-15			przez 1 kg amonitu N 2 $1/q$	na 1 mb prób. otworów $1/h$
7		8		9		10		11	12	13	14
3	0,07	75	150	0,335	14,0	13	7	2,0	3,5	0,500	0,285
2	0,05	100	200	0,500	20,0	10	5	1,5	3,2	0,665	0,310
1,4	0,03	120	230	0,715	25,0	8	4,5	1,25	2,9	0,800	0,345
1,0	0,03	150	250	1,0	33,0	6	4,0	1,0	2,5	1,000	0,400

Dalszy ciąg Dodatku

Klasa skał	Urabialność: wiertnicza	Urabialność: strzelnicza	Skały: Nazwa skały	Charakterystyczna cecha co do: wiercenia	Charakterystyczna cecha co do: strzelania
1	2	3	4	5	6
12	Skały o średniej trudności wiercenia	odstrzelenia	silnie zwietrzałe rdzenne skały: dioryty, granity, sjenity, porfiry, gabro, berezyty; siarczkowo-kwarcowe silnie zwietrzałe skały; zwietrzałe łupki: mikowe, chlorytowe, serycytowe; czapa żelazna; lite antracyty z zawartością pirytu	zbity margiel	zwietrzałe, zmineralizowane silnie szczelinowate kwarcyty łupek gliniasty; sól kamienna
13	Skały poniżej średniej trudności wiertniczej	do odstrzeliwania	mocno zwietrzałe zmineralizowane kwarcyty; kreda, zwykły margiel, zupełnie zwietrzały piaskowiec, otoczaki i żwir na lepiszczu wapiennym, grunt kamienisty; zupełnie zwietrzałe (kaolinizowane) rdzenne skały: granity, dioryty, sjenity, porfiryty i inne; gliniaste, gruboziarniste piaskowce; zwietrzałe porowate wapienie; zamarznięte ścisłe gliny; spoiste lite antracyty	łupek gliniasty; sól kamienna	glina piaszczysta
14			grunt tłuczeniowy; zupełnie zwietrzałe łupki: węglowe, talkowo-chlorytowe, mikowe, rudy cerusytowe; kaolinizowane produkty wietrzenia; ruda apatytowa o wyglądzie cukru; wyługowany iskrzyk; sypki piryt; zwięzłe węgle kamienne:, antracyty; konglomeraty z otoczakami ze skał osadowych na cemencie wapienno-gliniastym	zwięzła, sucha zbita glina (stwardniała)	—
15	Skały łatwe do wiercenia	odstrzeliwania	gips, konglomeraty ze słabych skał osadowych na lepiszczu gliniastym; zamarzły gruboziarnisty piasek, zwięzły małowodny ił, węgle kamienne z dobitnie wyraźnym kliważem; węgle brunatne bez oznak kliważu	glina piaszczyta	—
16			pumeks, tuf i miękkie skały kredowe; ruda żelazna ilasta; całkowicie zwietrzałe skały tłuczeniowe; zwietrzałe węgle brunatne	—	—

Ilość zużytych wierteł i dłut na 1 mb otworu strzałowego N		Postęp otworu w mm w ciągu 1 minuty czasu wiercenia dłutami i wiertłami l		Ilość wywierconych otworów w mb na 1 stępienie wierteł (dłut) $\frac{1}{N}$		Czas samego wiercenia dłutami 1 mb otworu w 1 minucie $\frac{100}{l}$		Ilość zużycia amonitu N 2 na 1 m^3 skały w caliźnie w kg q	Ilość mb otworu na 1 mb skały w caliźnie w kg h	Objętość odstrzelonej skały w caliźnie w m^3	
stalowych	zbrojonych w spieki	stalowymi	zbrojonymi w spieki RE-15	stalowe	uzbrojone w spieki	stalowymi	uzbrojonymi w spieki RE-15			przez 1 kg amonitu N 2 $1/q$	na 1 mb prób. otworów $1/h$
7		8		9		10		11	12	13	14
0,7	0,03	200	350	1,43	30,0	5	3	0,8	2,2	1,250	0,445
0,5	0,03	250	400	2,00	30,0	3,5	2,7	0,6	2,0	1,665	0,500
0,35	0,03	400	600	2,85	50,0	2,5	2,0	0,5	1,8	2,000	0,555
0,2	0,02	500	600	5,00	80,0	2,0	1,7	0,4	1,6	2,500	0,625
0,1	0,01	600	650	10,00 i więcej	100 i więcej	1,4	1,3	0,3	1,4	3,355	0,715