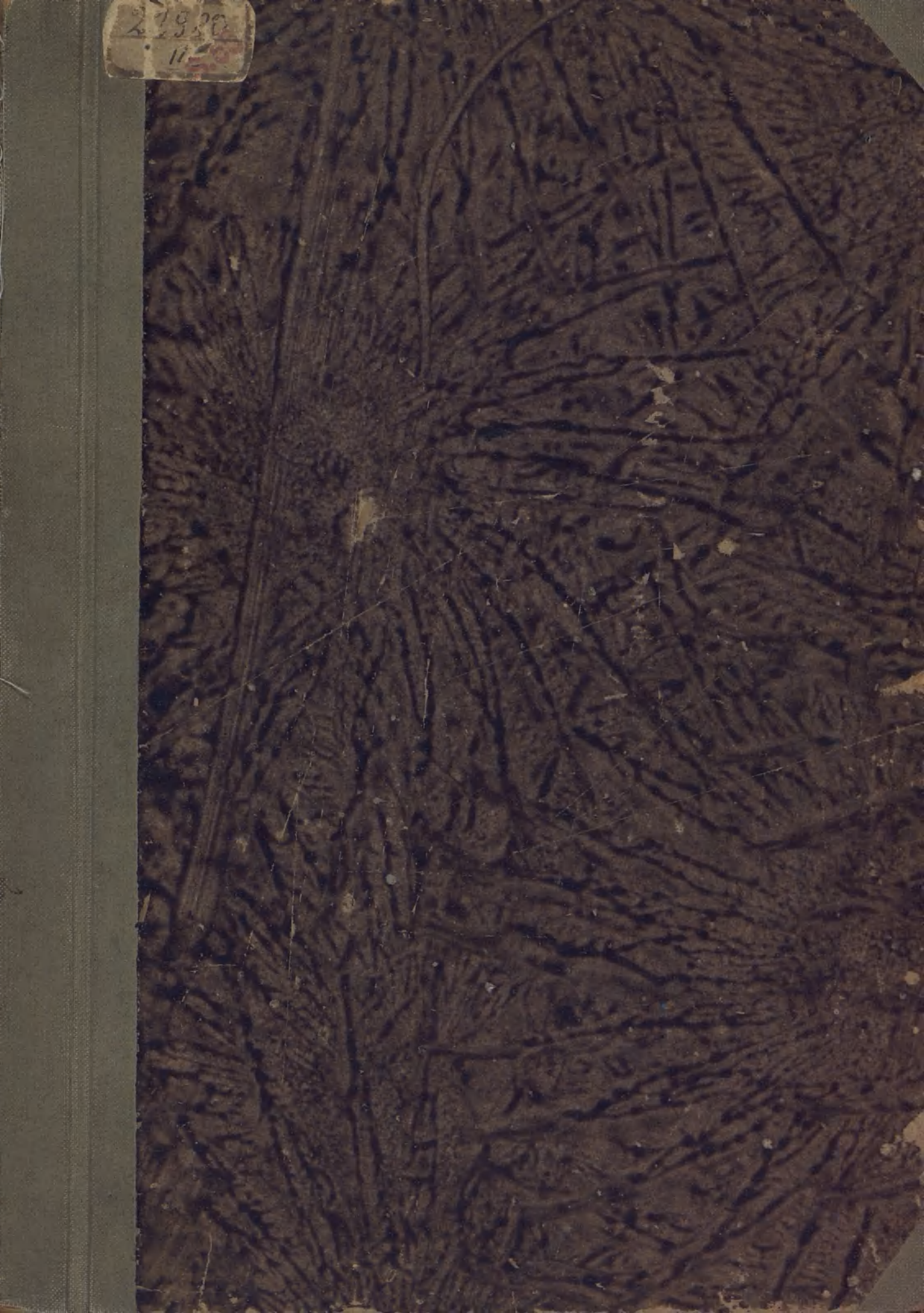


27920
11



AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA W KRAKOWIE

PROF. DR INŻ. WITOLD BUDRYK

GÓRNICtwo I

O b e j m u j e :

Poszukiwania złóż i ich zasoby.
Udostępnienie i odbudowa złóż.
Urabianie skał. — Przewietrzanie
kopalni. — Pożary podziemne.
Ratownictwo i oświetlenie górnicze.



1 9 5 0

PAŃSTWOWE ZAKŁADY WYDAWNICTW SZKOLNYCH

Wydane za zgodą Delegata Komitetu Wydawnictw Naukowych i Podręczników dla Szkół Wyższych Ośrodków
Pismo Nr 110 z dnia 3. VII. 1950 r.

~~22980/nr~~

Oddano do wykonania 30. IX. 1950 r.

M-1-11578

Arkuszy druku 24. — Papier drukowy kl. V, 61×86, 80 g — Zam. Nr 118.

Nakład 1550 egz

Wykonano w Powielarni skryptów pod zarządem PZWS w Krakowie.

P R Z E D M O W A.

Już po pierwszej wojnie światowej, zawdzięczając przyłączeniu w roku 1921 Górnego Śląska, Polska zajęła pod względem produkcji górniczej jedno z czołowych miejsc w świecie. Byliśmy wówczas na trzecim miejscu pod względem wydobywania rud cynkowych, na piątym pod względem wydobywania węgla, szóstym - soli, dziesiątym - ołowiu, i dwunastym - ropy naftowej. Światowa pozycja Polski i jej możliwości produkcyjne w dziedzinie górnictwa podniosły się jeszcze bardziej z chwilą odzyskania po ostatniej wojnie Ziemi Zachodnich, a zwłaszcza zachodniej części Śląska Górnego oraz Śląska Dolnego. W związku z tym stanęliśmy wobec niezmiernie ważnego zagadnienia dostarczenia w możliwie najkrótszym czasie naszemu przemysłowi górniczemu setek tysięcy inżynierów i tysięcy techników górniczych, stanęliśmy wobec zagadnienia dostarczenia uczącej się młodzieży niezbędnych dla nauki podręczników.

Jeżeli chodzi o podręczniki górnictwa, to już przed ostatnią wojną odczuwany był u nas dotkliwie ich brak. Nakład wydanego bezpośrednio po pierwszej wojnie światowej podręcznika H. Kondratowicza został już dawno wyczerpany; o nowym jego wydaniu nie mogło być nawet mowy chociażby ze względu na konieczność gruntownego przerobienia tekstu i dostosowania do ogromnego postępu, jaki poczyniła technika górnicza w ostatnich kilkunastu latach. Opieranie się na cudzoziemskich podręcznikach górnictwa nie doprowadziłoby również w całej pełni do pożądanego celu, a to ze względu na odrębny charakter górnictwa polskiego.

Podręcznik niniejszy opracowany został przez autora w okresie okupacji, opierając się na wykładach Górnictwa I na Akademii Górniczej w Krakowie, siłą więc rzeczy dostosowany on jest przede wszystkim do warunków kopalni, które już przed wojną należały do Polski. W pracy niniejszej pominięta została zasada wyczerpującego oparcia całości przedmiotu na wywodach teoretycznych, gdyż autorowi chodziło w danym wypadku przede wszystkim o podanie praktycznego kursu, z którego mogliby korzystać zarówno uczniowie technicznych szkół górniczych, jak i - po wprowadzeniu odpowiednich uzupełnień teoretycznych - studenci Akademii Górniczej.

Podręcznik niniejszy nie obejmuje bynajmniej całości tak obszernego przedmiotu, jakim jest górnictwo, lecz jedynie tylko te jego działy, które wchodzi w zakres programu Górnictwa I na Akademii Górniczej w Krakowie.

WITOLD BUDRYK

S P I S R Z E C Z Y:

	Str.
W S T Ę P	1
1. Przedmiot górnictwa	1
2. Użyteczne ciała kopalne czyli minerały użyteczne	1
3. Skały płonne	1
4. Złoże użytecznych ciał kopalnych	1
5. Złoże przemysłowe	3
6. Roboty i wyrobiska górnicze	3
I. POSZUKIWANIA ZŁÓŻ	
1. ZASADY OGÓLNE	4
a) Cel poszukiwań górniczych	4
b) Podział robót poszukiwawczych	4
c) Zasady prowadzenia robót poszukiwawczych	5
2. POSZUKIWANIA ZŁÓŻ POKŁADOWYCH I ŻYLNÝCH	6
a) Linia poszukiwawcza	6
b) Rowy poszukiwawcze	6
c) Szybiki poszukiwawcze	7
d) Szybiki z przecznicami	8
e) Sztolnie poszukiwawcze	9
f) Płytkie wiercenia	9
g) Głębokie wiercenia	10
h) Przekrój geologiczny	10
i) Poszukiwania w kierunku rozciągłości	10
k) Mapa pokładowa	11
3. POSZUKIWANIA ZŁÓŻ GNIAZDOWYCH, SZTOKOWYCH I OKRUCHOWYCH	11
a) Złoże gniazdowe	11
b) Złoże sztukowe	13
c) Złoże okruchowe	13
4. BRANIE PRÓB NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZYCH	14
a) Rodzaje prób	14
b) Branie prób chemicznych	14
c) Branie prób technicznych	15

	Str.
d) Przygotowanie prób	15
e) Rozdrabianie prób	16
f) Mieszanie	16
g) Pomniejszanie	17
h) Najmniejsza dopuszczalna ilość próby	18
i) Schemat pomniejszenia	18

II. ZASOBY ZŁOŻA

1. Zasoby całkowite i przemysłowe	20
2. Straty użytecznego ciała kopalnego	20
3. Filary oporowe	21
4. Filary ochronne	21
5. Wpływ odbudowy na powierzchnię	21
6. Uniknięcie ruchu powierzchni	23
7. Kąt zasięgu	23
8. Wyznaczenie filarów ochronnych	24
9. Straty przy odbudowie	25
10. Obliczanie objętości złoża	25
11. Oznaczanie ciężaru właściwego	26
12. Klasyfikacja zasobów	26
13. Przemysłowe szacowanie kopalni	27
14. Szacowanie wartości złóż	29

III. UDOSTĘPNIENIE ZŁOŻ

1. Zasady ogólne	31
2. Sztolnie	32
3. Szyby	32
a) Szyby pochyłe	32
b) Szyby pionowe	33
4. Sztolnia w połączeniu z innymi wyrobiskami	34
5. Szyb w połączeniu z innymi wyrobiskami	35
6. Przekroczenie uskoku	37
7. Wybór miejsca dla szybu	38
8. Wyznaczenie wydajności szybu wydobywczego	42
9. Przekroje szybów	43
10. Poziomy i piętra	45
11. Odbudowa na upad	46

IV. ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE

1. Określenie robót przygotowawczych	47
2. System pojedynczych wyrobisk przygotowawczych	47
3. System podwójnych wyrobisk przygotowawczych	48
4. Rodzaje robót przygotowawczych	50

V. ODBUDOWA ZŁÓŻ

1. Wyrobiska odbudowy	53
2. Zachowanie się stropu przy odbudowie	57
3. Klasyfikacja systemów odbudowy	59
4. Wybór systemu odbudowy	60
5. Odbudowa odkrywkowa	65
6. Systemy odbudowy odkrywkowej	66
7. Rentowność odbudowy odkrywkowej	70
8. Podziemna odbudowa pokładów węgla	71
9. Odbudowa ścianowa podłużna na zawał	72
10. Odbudowa ścianowa podłużna z podsadzką suchą	83
11. Odbudowa ścianowa z podsadzką płynną	87
a) Podsadzka płynna	87
b) Odbudowa ścianowa podłużna	90
c) Odbudowa ścianowa poprzeczna	91
12. Odbudowa filarowa ubierkowa na zawał	94
13. Systemy długich zabierek z podsadzką płynną	97
14. Śląski system odbudowy	100
15. Systemy krótkich filarów	104
16. Odbudowa warstwami	107
a) Zasady ogólne	107
b) Odbudowa warstwami równoległymi do uławicenia	109
c) Odbudowa warstwami poziomymi w poprzek uławicenia.	110
17. Odbudowa złóż rudy	116
a) Systemy komorowe	116
b) Systemy ubierkowe	117
c) System schodowo-stropowy	120
d) Systemy zabierkowe	121
18. Odbudowa złóż soli	122
a) Odbudowa komorowa	122

	Str.
b) Odbudowa z ugięciem się stropu	126
c) Urabianie, odbudowa i podsadzanie	127
19. Górnieza odbudowa złóż ropy	128

VI. CIŚNIENIE SKAŁ

1. Ciśnienie w skałach nienaruszonych	129
2. Strefa odprężona	130
3. Ciśnienie eksploatacyjne	131
4. Sklepienie ciśnień	132
5. Fała ciśnień	133
6. Wyciskanie spągu	135
7. Tępania	136
8. Kierunki najmniej wytrzymałości skał przy prowadze- niu robót górniczych	137
9. Wykorzystanie kierunków najmniej wytrzymałości skał przy prowadzeniu robót górniczych	138

VII. URABIANIE SKAŁ

1. Klasyfikacja skał pod względem urabialności	140
2. Urabianie ręczne skał sypkich i miękkich	141
3. Robota kilofem	142
4. Robota klinowa	143
5. Robota maszynowa	144
6. Młotki odbudowy	145
7. Wykonanie wrębu	146
8. Wrębówki udarowe	149
9. Wrębówki żłobiące	151
a) Mechanizm żłobiący	151
b) Wrębówki tarczowe	152
c) Wrębówki żerdziowe	154
d) Wrębówki łańcuchowe	155
e) Porównanie żłobiących maszyn wrębowych	157
10. Obrótowe wiercenie otworów strzelniczych	158
a) Wiercenie ręczne obrotowe	158
b) Wiercenie maszynowe	160
11. Udarowe wiercenie otworów strzelniczych	161
a) Dłuto	161

	b) Wiercenie ręczne udarowe	Str. 163
	c) Wiercenie maszynowe	167
12.	Maszynowe urabianie skał na robotach odkrywkowych ...	170
	a) Urabianie za pomocą pługa	170
	b) Urabianie za pomocą zgarniaczy	171
	c) Urabianie za pomocą czerparek	172
13.	Urabianie za pomocą wody	176
	a) Dynamiczne działanie wody	176
	b) Fizyczne działanie wody	176
	c) Chemiczne działanie wody	177

VIII. PRZEWIETRZANIE KOPALNI

1.	Składniki powietrza kopalnianego	177
	a) Skład powietrza atmosferycznego	177
	b) Tlen	178
	c) Azot	179
	d) Dwutlenek węgla	179
	e) Tlenek węgla	181
	f) Inne gazy trujące	182
	g) Gaz kopalniany	183
	h) Oznaczenie zawartości gazu kopalnianego	185
2.	Branie prób powietrza z kopalni	189
3.	Pył węglowy	190
4.	Ciśnienie powietrza	194
5.	Temperatura powietrza	195
6.	Wilgotność powietrza	199
7.	Cieplne warunki pracy	203
8.	Ciężar właściwy powietrza	205
9.	Prędkość powietrza	206
	a) Anemometry	207
	b) Rurki Pitota	210
	c) Manometry i mikromanometry	212
	d) Wolumenometry i depresjomierze	214
	c) Katatermometry	216
	f) Inne sposoby pomiaru prędkości	217
10.	Potrzebna ilość powietrza	217

11. Ruch powietrza w kopalni	218
a) Przewietrzanie za pomocą wentylatorów	219
b) Przewietrzanie naturalne	223
c) Pomiar depresji całości kopalni	227
d) Pomiar depresji części kopalni	231
12. Opory ruchu powietrza w wyrobiskach	233
a) Opory wywołane tarciem powietrza o ściany wyrobi= ska	233
b) Wielkość współczynnika oporu	234
c) Opór tamy regulacyjnej	235
d) Inne opory ruchu	236
13. Otwór równoznaczny	237
14. Opór sieci wentylacyjnej	239
a) Opór połączenia szeregowego	239
b) Opór połączenia równoległego	239
c) Klasyfikacja systemów przewietrzania	241
d) Schematy przewietrzania	242
e) Opór systemu normalnego	244
f) Opór systemu przekątnego	245
15. Kierunki prądów powietrza w bocznicach systemów wen= tylacyjnych przy jednym wentylatorze	246
16. Kierunki prądów powietrza przy dwóch lub więcej wenty= latorach	248
17. Rozprowadzanie powietrza w kopalniach	250
a) Zasady ogólne	250
b) Tamy i przegrody wentylacyjne	253
c) Drzwi i okna wentylacyjne	257
d) Mosty wentylacyjne	259
e) Lutnie wentylacyjne	260
18. Projektowanie przewietrzania kopalni	264
a) Określenie oporów bocznic systemu	264
b) Równania spadków naporu	265
c) Rozwiązywanie układu równań spadków naporów	267
19. Wybór wentylatorów	271
a) Charakterystyka wentylatora	271
b) Wpływ zmiany liczby obrotów i wymiarów wentylatora	274
c) Regulacja pracy wentylatorów	276

	Str.
20. Kanały wentylacyjne	276
21. Zamknięcia szybów wentylacyjnych	279

IX. POŻARY PODZIEMNE

1. Powstawanie pożarów podziemnych	281
a) Przyczyny powstawania pożarów podziemnych	281
b) Proces samozapalenia węgla	282
c) Czynniki sprzyjające samozapaleniu	284
d) Miejsca powstawania pożarów wskutek samozapalenia	287
2. Wybuchy w czasie pożarów	288
3. Zapobieganie pożarom w starych zrobach	289
4. Zapobieganie pożarom w miejscach nagromadzenia miazgu	292
5. Zapobieganie pożarom w caliznie węglowej	293
a) Zapobieganie pożarom przez izolowanie szczelin ..	294
b) Zmniejszenie dopływu powietrza do szczeliny za pomocą środków wentylacyjnych	295
c) Zapobieganie pożarom przez odwracanie kierunków prądu w szczelinie	301
6. Oznaki pożaru podziemnego	302
7. Odszukiwanie miejsca pożaru i dojście do niego	304
8. Pożary we wznoszącym się prądzie powietrza	306
a) Zabezpieczenie kopalni przed zadymieniem	306
b) Usunięcie zadymienia	307
c) Odszukanie miejsca pożaru	309
9. Pożary w schodzącym prądzie powietrza	310
a) Zabezpieczenie kopalni przed zadymieniem	310
b) Usunięcie zadymienia	312
c) Odszukanie miejsca pożaru	312
10. Sposoby tłumienia pożarów	313
a) Usunięcie materiału palnego	314
b) Gaszenie wodą	314
c) Gaszenie ciałami stałymi	316
d) Gaszenie przez zamulanie	317
e) Gaśnice	318
f) Gaszenie gazami	319
g) Gaszenie przez otamowanie	319

	Str.
11. Otamowanie	320
a) Wybór miejsca dla tam	320
b) Rodzaj tam	321
c) Rozmieszczenie tam	323
d) Kolejność zamykania tam	324
e) Bezpieczeństwo ludzi przy otamowaniu	325
f) Stacje pożarowe	327
12. Nadzór nad tamami ogniowymi	328
13. Otwieranie otamowanych pól	329

X. RATOWNICTWO GÓRNICZE

1. Aparaty do oddychania	331
2. Izolowanie dróg oddechowych od otaczającego powietrza	332
a) Hełm	332
b) Maski	332
c) Ustnik	333
3. Pochłaniacze	333
a) Filtry mechaniczne	334
b) Pochłaniacze adsorpcyjne	334
c) Pochłaniacze zasadowe	334
d) Pochłaniacze wydzielające tlen	335
e) Pochłaniacze tlenku węgla	335
4. Respiratory	336
5. Przyrządy z doprowadzeniem świeżego powietrza za pomocą przewodu	337
a) Przyrządy z ssaniem powietrza siłą płuc	337
b) Przyrządy z tłoczeniem powietrza	338
6. Przyrządy tlenowe	339
a) Klasyfikacja przyrządów tlenowych	339
b) Przyrządy zbiornikowe	339
c) Pneumatogeny	342
d) Przyrządy regeneracyjne z tlenem w stanie gotowym	342
7. Napełnianie butelek tlenem	345
8. Utrzymanie i kontrola przyrządów ratowniczych	346
9. Przyrządy stosowane przy udzielaniu pierwszej pomocy	348
10. Organizacja ratownicza	350

XI. OŚWIETLLENIE GÓRNICZE

1. Sposoby oświetlania wyrobisk podziemnych	351
2. Lampy zwykłe acetylenowe	352
3. Lampy bezpieczeństwa	354
a) Zasady płomiennych lamp bezpieczeństwa	354
b) Zbiornik materiału oświetleniowego	355
c) Szkło ochronne	355
d) Siatki ochronne	356
e) Zamknięcia lamp	357
f) Zapalniki	358
g) Doprowadzenie powietrza do lampy	359
h) Benzynowe lampy bezpieczeństwa	359
i) Acetylenowe lampy bezpieczeństwa	360
4. Elektryczne lampy akumulatorowe	360
5. Oświetlenie prądem z sieci	361
6. Lampiarnie	362
a) Lampiarnie dla zwykłych lamp acetylenowych	362
b) Lampiarnie dla benzynowych lamp bezpieczeństwa ...	363
c) Lampiarnie dla lamp elektrycznych	364

---0000000000---

W S T Ę P . .

1. Przedmiot górnictwa. Przedmiotem górnictwa jest odszukiwanie i wydobywanie użytecznych ciał kopalnych, ześrodkowanych w skorupie ziemskiej pośród skał.
2. Użyteczne ciała kopalne czyli minerały użyteczne stanowią minerały i skały, które w tej lub innej postaci są użyteczne dla ludności.

Większość użytecznych ciał kopalnych znajduje się w przyrodzie w stanie stałym, jak np. węgle mineralne w różnych ich odmianach, a więc antracyt, węgiel kamienny, węgiel brunatny, torf; rudy różnych metali, sole, materiały budowlane itd. Niektóre jednak ciała kopalne mamy w postaci ciekłej, jak np. ropa naftowa, solanki, wody mineralne i artezyjskie, a nawet i w stanie gazowym, jak np. gaz ziemny, używany do oświetlenia i na opał.

3. Skały płonne są to skały, pośród których zalegają użyteczne ciała kopalne, a które nie stanowią bezpośredniego przedmiotu eksploatacji.

Jedna i ta sama skała może być w jednym wypadku kopaliną użyteczną, w innym znowu - skałą płonną. Np. wapień, który przy eksploatacji węgla kamiennego lub rud traktujemy jako skałę płonną, staje się kopaliną użyteczną, jeżeli wydobywamy go jako materiał budowlany lub dla otrzymania wapna.

4. Złoża użytecznych ciał kopalnych. Część skorupy ziemskiej, w której skupiony jest minerał użyteczny, nazywamy złożem użytecznego ciała kopalnego.

Zależnie od kształtu złóż dzielimy je na f o r e m n e i n i e f o r e m n e . Do złóż foremnych zaliczamy pokłady i żyły, do nieforemnych - składy, gniazda i złoża okruchowe.

Pokładem nazywamy złożę, zajmujące znaczną przestrzeń w dwu kierunkach i ograniczone dwiema mniej lub więcej równoległymi płaszczyznami, które stanowią miejsce zetknięcia się danego pokładu z dwoma sąsiednimi pokładami utworzonymi z innych skał.

Skałę, leżącą bezpośrednio pod danym pokładem, nazywamy jego spągiem, pokładem lub spodem; skałę, zalegającą bezpośrednio pod danym pokładem, nazywamy stropem, nadkładem lub piętrem.

Odległość między spągiem i stropem pokładu nazywamy grubością pokładu, czyli miąższością. Kąt (fig 1), pod jakim pokład nachylony jest do poziomu, nazywamy upadkiem pokładu. Kierunek linii

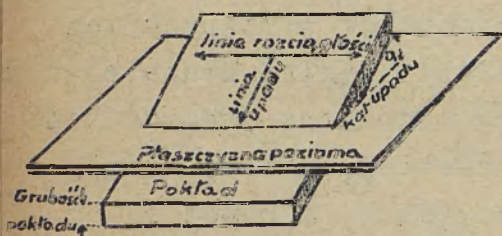


Fig. 1.

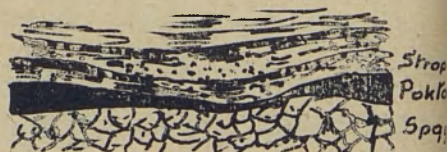


Fig. 2.

przecięcia się pokładu z płaszczyzną poziomą nazywamy jego rozciągłością. Przecięcia się pokładu z powierzchnią ziemi, lub z powierzchnią formacji, w której występuje pokład, nazywamy wychodem pokładu.

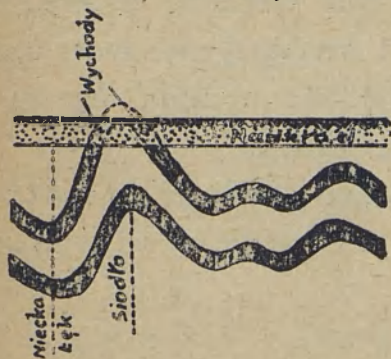


Fig. 3.

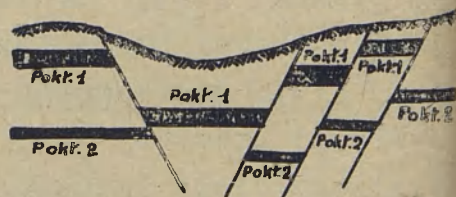


Fig. 4.

Regularność zalegania pokładów jest b. często zakłócona przez ich wyklinienie (fig.2), pofałdowanie (fig. 3) i uskoki (fig.4).

Żyły (fig.5) są to szczeliny w skałach, wypełnione masą mineralną odmienną od tej, jaką żyła przecina. Grubość żyły jest na ogół bardziej zmienna, aniżeli grubość pokładu. Żyły, podobnie jak i pokłady, mają swoją rozciągłość i upad.



Fig. 5.

te osiągają niejednokrotnie kilka kilometrów długości i szerokości.

Złóża okruchowe składają się ze żwiru, piasku, gliny oraz ckruchów różnych części mineralnych, powstałych skutkiem wietrzenia skał; zajmują one przeważnie doliny rzek i potoków.

5. Złóża przemysłowe. Nie każde złóżo nadaje się do eksploatacji górniczej; znaczenie gospodarcze i wartość przemysłową posiadają tylko takie złóża użytecznych ciał kopalnych, które mogą być eksploatowane z korzyścią ekonomiczną. Złóża takie nazywamy krótko z ł o ż a m i p r z e m y s ł o w y m i. Postęp nauki i techniki przyczynia się zarówno do ułatwienia eksploatacji, jak i do obniżenia kosztów własnych oraz do podniesienia wartości minerału (np. przez jego wzbogacenie). Powoduje to, że złóża, które dawniej nie opłacało się eksploatować, które uważane były jako nieprzemysłowe, dziś lub w przyszłości mogą być z korzyścią eksploatowane, a więc mogą stać się złóżami przemysłowymi. Przedmiotem górnictwa są wyłącznie złóża przemysłowe.

6. Roboty i wyrobiska górnicze. Zarówno odszukanie złóż, jak i ich eksploatacja, wymagają przeprowadzenia w skałach szeregu robót specjalnych, które nazywamy robotami górniczymi. Roboty te polegają na urabianiu skał czyli na odrywaniu ich od caizny. Na skutek robót górniczych powstają w skałach puste

przestrzenie, zwane wyrobiskami górnictwami.

A więc wyrobiska górnicze są to puste przestrzenie, utworzone w skale przez jej urabianie.

Zależnie od tego, czy wyrobiska znajdują się na powierzchni ziemi, czy też pod ziemią, dzielimy je na wyrobiska odkryte i podziemne.

W każdym wyrobisku wyróżniamy: spód czyli spąg wyrobiska, piętro czyli strop oraz boki (ściany boczne wyrobiska).

Płaszczyzna wyrobiska, która w czasie jego pędzenia tzn. w czasie urabiania skały posuwa się naprzód, nazywa się przódkiem.

Do wyrobisk odkrytych zaliczamy rowy i wykoppy. Wyrobiska podziemne możemy podzielić na korytarzowe (o znacznej długości w stosunku do przekroju poprzecznego) i komorowe (mające stosunkowo nie-dużą długość przy większych jednocześnie wymiarach poprzecznych). Do wyrobisk korytarzowych zaliczamy szyny pionowe i pochyłe, sztolnie oraz rozmaitego rodzaju chodniki podziemne.

I. POSZUKIWANIA ŻŁÓŻ

1. Zasady ogólne

a) Cel poszukiwań górniczych

Celem poszukiwań górniczych jest odnalezienie złóż użytecznego ciała kopalnego, ustalenie jego użyteczności lub też zbadanie warunków jego zalegania.

b) Podział robót poszukiwawczych

Przeprowadzenie robót poszukiwawczych jest czynnością bardzo kosztowną. W celu zmniejszenia kosztów poszukiwań rozpoczyna się je robotami najmniej kosztownymi i w miarę otrzymania pozytywnych wyników przystępuje się do robót co-

raz bardziej kosztownych.

Powoduje to, że w poszukiwaniach złóż wyróżnić można trzy okresy :

1. Roboty geologiczno - poszukiwawcze, czyli wywiadowcze, których głównym celem jest odszukanie złoża użytecznego. Roboty te prowadzone są w zasadzie przez geologów, przy użyciu przez nich przyrządów do badań polowych. Roboty górnicze w tym okresie są stosowane tylko czasami i tylko w małym zakresie. Droga poszukiwań geologicznych zostaje ustalona obecność złoża albo jego użyteczność przemysłowa, ale tylko z mniejszym lub większym prawdopodobieństwem, nie dając pod tym względem nigdy zupełnej pewności.
2. Górnicze roboty poszukiwawcze wstępne mają na celu definitywne ustalenie użyteczności złoża. W tym okresie wykonywane już są roboty górnicze (rowy, szybiki, otwory itp.) zdążające do określenia wielkości i kształtu złoża, jego ciągłości oraz do wzięcia prób dla badań chemicznych z różnych części złoża. Materiał, zebrany podczas robót poszukiwawczych wstępnych, umożliwia mniej lub więcej dokładne określenie zasobów złoża pod względem jego objętości i zawartości w nim substancji użytecznej.
3. Roboty poszukiwawcze szczegółowe mają na celu bardziej dokładne zbadanie rzeczywistych zasobów złoża oraz warunków jego zalegania. Umożliwia to ostateczne przemysłowe oszacowanie złoża oraz racjonalne zaprojektowanie robót górniczych.

c) Zasady prowadzenia robót poszukiwawczych.

Planowe prowadzenie robót poszukiwawczych polega na tym, że w każdym ich stadium na podstawie posiadanych materiałów staramy się odtworzyć przypuszczalny obraz złoża, który następnie kontrolujemy za pomocą dalszych robót poszukiwawczych.

Nie należy pędzić wyrobisk poszukiwawczych w miejscach, gdzie nie spodziewamy się znaleźć interesujących nas skał, względnie tam, gdzie otrzymane pozytywne nawet wyniki nie są dla nas niezbędne lub mogą wpłynąć tylko w niewielkim stopniu na dokładność ostatecznego wyniku.

Mając możliwość zbadania złoża za pomocą płytszych i tańszych robót poszukiwawczych, nie należy decydować się na roboty bardziej kosztowne, zanim nie znajdzie istotna tego potrzeba. Z tego też względu nie należy nigdy rozpoczynać robót poszukiwawczych od głębokich partii złoża, lecz - przeciwnie - od najpłytszych, a więc w miarę możliwości nawet od zbadania wychodu.

Dokładność oznaczania wysokości punktów nie powinna być mniejsza od 1 m przy robotach geologicznych, 0,5 m - przy wstępnych i 0,25 m - przy szczegółowych. Odpowiednie dokładności pomiarów odległości między punktami wynoszą: 3 - 5 m, 1 m i 0,5 m.

2. POSZUKIWANIE ZŁÓŻ POKŁADOWYCH I ŻYLNÝCH.

a) Linia poszukiwawcza.

Przedewszystkim wyznacza się roboty, mające na celu określenie kierunku rozciągłości i upadu pokładu. Na podstawie otrzymanych wyników wyznacza się w kierunku poprzecznym (prostopadłym) do rozciągłości tzw. l i n i ę p o s z u -
k i w a w c z ą, wzdłuż której rozmieszcza się roboty poszukiwawcze i na ich podstawie wykreśla się przekrój geologiczny. Roboty powinny być prowadzone w taki sposób, ażeby żaden z pokładów nie zostałopuszczony. Punkty założenia wyrobisk poszukiwawczych powinny być naniesione na planie i zaniwelowane.

b) Rowy poszukiwawcze.

Przy małej grubości nadkładu stosowane są poszukiwania

za pomocą rowów, kopanych wzdłuż linii poszukiwawczej (fig.6). Sposób ten jest najbardziej przejrzysty, gdyż rów odsłania wszystkie pokłady na badanym terenie. Dla odsłonięcia jednej i tej samej ilości pokładów rów wypada tym krótszy, a więc i tańszy, im większy jest upad pokładów.

Rów musi przeciąć całą grubość nadkładu i zagłębić się do skał badanych na 0,2 do 0,6 m. Ścian rowów przy małej ich głębokości zwykle się nie obudowuje. Przy skałach słabych, większej głębokości rowów lub przy dłuższym czasie ich istnienia obudowuje się je deskami i rozporami. Szerokość rowów u góry 0,75 - 1 m, u dołu 0,5 - 0,75 m; głębokość nie przekracza zwykle 2 m i wyjątkowo dochodzi do 4 m.

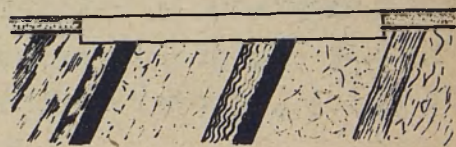


Fig.6.

Jak z powyższego wynika, poszukiwania za pomocą rowów nadają się najlepiej przy stromym upadzie pokładów i małej grubości nadkładu.

Przy kopaniu rowów robotnicy muszą być tak rozmieszczeni, ażeby w czasie pracy nie przeszkadzali sobie wzajemnie, t.j. w odległości 2 - 6 m.

W miejscu napotkania przez rów pokładu użytecznego ciała kopalnego pogłębia się w nim szybik, oraz prowadzi się również rów po rozciągłości.

c) Szybiki poszukiwawcze

Zwykle szybiki poszukiwawcze są prostokątne (obudowa drzewna) o przekroju 0,7 X 1,5 m i głębokości 2 - 25 m. W skałach bardzo wytrzymałych nadaje się im kształt okrągły o średnicy około 1 m i pozostawia się bez obudowy. Dłuższe boki szybików prostokątnych powinny być prostopadłe do rozciągłości pokładów.

Odległość między szybikami powinna być taka, ażeby każ-

dy następny szybik (fig.7), założony w linii poszukiwawczej, napotkał w swej górnej części pokład, w którym zatrzymane zostało zgłębianie szybika poprzedniego.



Fig.7.

Ilość szybików będzie tym mniejsza, im większa jest ich odległość, a

więc im mniejszy jest kąt upadu pokładów oraz im mniejsza jest grubość nadkładu, a wskutek tego poszukiwania za pomocą szybików nadają się przede wszystkim przy łagodnym upadzie pokładów i małej grubości nadkładu.

d) Szybiki z przecznicami

Przy większej grubości nadkładu i przy dużym kącie upadu jest korzystniejsze stosowanie szybików z przecznicami. Przecz-
nice P (fig.8) pędzi się albo całkowicie w bada-
nych skałach, albo też na granicy nadkładu (0,3 - 0,7 m w badanych skałach).

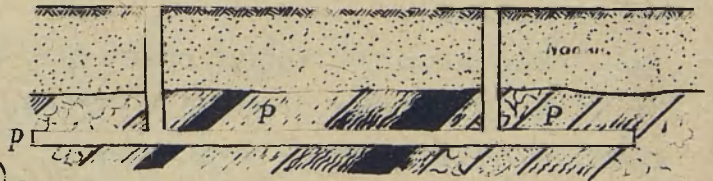


Fig.8

Szerokość przecznicy około 1 m, wysokości 1 - 1,5 m, długość 20 - 40 m.

Przy poszukiwaniach złóż żylnych wobec stromego upadu stosuje się zwykle szybiki w połączeniu z krótkimi przecznicami (fig.9),

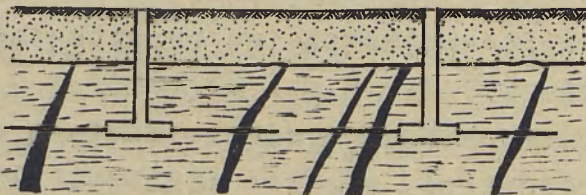


Fig.9

z których dla zmniejszenia kosztów wierci się otwory poziome o długości 100 - 150 m.

e) Sztolnie poszukiwawcze

W miejscowościach górzystych przy stromym upadzie pokładów stosowane są sztolnie poszukiwawcze (fig.10).

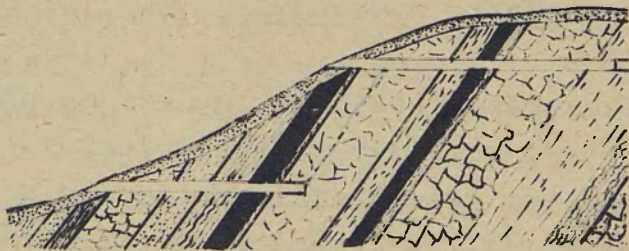


fig. 10.

f) Płytkie wiercenia

Sposób poszukiwań za pomocą płytkich wierceń na ogół mało się różni od poszukiwań szybikami, daje on jednak wyniki mniej pewne i dokładne.

Kierunek rozciągłości i upadu pokładów, a więc i kierunek linii poszukiwawczej, określa się na podstawie trzech otworów rozmieszczonych w wierzchołkach trójkąta o bokach 10 - 30 m. Wszystkie te trzy otwory muszą być dowiecone do jednej i tej samej ściśle określonej powierzchni np. do miejsca zetknięcia się pokładów różnej twardości (żupek i piaskowiec).

Ze względu na mniejszą pewność wyników poszukiwań za pomocą otworów wiertniczych wskazane jest, aby każdy następny otwór przecinał w górnej swej części jeden lub kilka pokładów przeciętych już przez otwór poprzedni w jego dolnej części. Pokłady użytecznych ciał kopalnych, jeżeli tylko przedstawiają pewną wartość, należy koniecznie przebijać dwoma otworami. Czasami przy wyznaczaniu odległości między otworami przyjmuje się ją dwa razy mniejszą od tej, jaka potrzebna jest przy szybikach.

Srednica otworów zwykle 50 - 70 mm, głębokość 10 - 50 m.

Przy znacznej grubości nadkładu płytkie wiercenia wypadają o wiele taniej, aniżeli szybiki. Wobec tego poszukiwania za pomocą płytkich otworów najbardziej nadają się przy większej grubości nadkładu i małym upadzie pokładu.

g) Głębokie wiercenia

Przy poziomym zaleganiu pokładów lub bardzo małym ich upadzie ($2 - 3^{\circ}$) jedynym możliwym sposobem poszukiwań są głębokie wiercenia. Poza tym poszukiwania za pomocą głębokich wierceń stosowane są wtedy, gdy znane są górne partie pokładów lub żył, a chodzi jedynie tylko o dokładniejsze zbadanie głębszych części złoża (poszukiwania szczegółowe).

h) Przekrój geologiczny

Miejsce każdego wyrobiska poszukiwawczego nanosi się na planie miejscowości. Na odnośnym przeniwelowanym profilu linii poszukiwawczej wykreśla się w przekroju wszystkie skały, napetkane przez wyrobiska. W ten sposób powstaje przekrój geologiczny danej miejscowości. Przy wykreślaniu przekroju przyjmuje się, że pokłady są równoległe do siebie, że odległość ich pozostaje stałą i że zaobserwowana zmiana upadu jednego pokładu rozciąga się na inne w kierunku prostopadłym do pokładu.

Jeżeli zachodzi przypuszczenie możliwości uskeku, zakłada się szybiki pośrednie dla zbadania rozciągłości i upadu szczeliny uskokowej.

Na przekroju oznacza się rzeczywiste grubości pokładów, ich upad oraz upad szczelin uskokowych.

i) Poszukiwania w kierunku rozciągłości

Każdy godny uwagi pokład bada się w kierunku rozciągłości przez kopanie rowu wzdłuż wychodu lub zgłębianie szybików albo otworów, tak by trafiły one na wychód pokładu. Jeżeli zostanie stwierdzony przy tym duży uskok, zwykle dalsze robo-

ty poszukiwawcze po rozciągłości zatrzymuje się i wyznacza się w części zauskckowej nową linię poszukiwawczą.

k) Mapa pokładowa

Po naniesieniu na mapie topograficznej danej miejscowości wszystkich wyrobisk poszukiwawczych i po wykreśleniu wychodów każdego ze zbadanych po rozciągłości pokładów i szczelin uskckowych, otrzymuje się mapę geologiczno-poszukiwawczą. Uzupełnia się ją poza tym wykreśleniem warstwic spągu pokładu oraz odnotowaniem w odpowiednich punktach jego grubości.

3. POSZUKIWANIA ŻŁÓŻ GNIAZDOWYCH, SZTOKOWYCH I OKRUCHOWYCH .

a) Żłóża gniazdowe

Żłóża gniazdowe zwykle są podporządkowane pokładom albo żyłom. Dlatego też pierwszy okres poszukiwań sprowadza się do odszukania danego pokładu lub żyły.

Gdy zostało wyjaśnione zalegania pokładu, któremu podporządkowane są gniazda, przystępuje się do robót poszukiwawczych w celu odnalezienia , a następnie w celu szczegółowego zbadania gniazd. Poszukiwania prowadzi się za pomocą szybików lub częściej za pomocą otworów wiertniczych, które rozmieszcza się wzdłuż równoległych linii poszukiwawczych (przy gniazdach wydłużonych w określonym kierunku) lub regularnie na całym badanym terenie w postaci sieci poszukiwawczej. Zwykle otwory lub szybiki rozmieszcza się w kwadrat.

Roboty poszukiwawcze należy rozpoczynać od tych miejsc terenu, gdzie zachodzi największe prawdopodobieństwo zalegania żłóż gniazdowych, i - zależnie od otrzymanych wyników - przechodzić z robotami do dalszych części terenu lub w ogóle

je zaniechać.

Pierwsze stadium robót poszukiwawczych za pomocą otworów polega na założeniu rzadkiej sieci zasadniczej (fig.11, otwory I, II itd.), mającej na celu tylko odnalezienie takich gniazd, które pod względem wielkości nadają się do eksploatacji. Odległość między otworami winna odpowiadać tej wielkości gniazd.

W drugim stadium zakłada się sieć poszukiwawczą (fig.11, otwory 1,2,3 itd.) celem bardziej szczegółowego zbadania gniazd, napotkanych przez otwory sieci zasadniczej. W tym celu w środku między otworem, który napotkał gniazdo (np. VI) i sąsiednimi (I, II, III, VII itd.) zakłada się dodatkowe otwory (8,1,3,2 itd.) ; jeżeli żaden z nich nie trafi na rudę, będzie to dowodem, że badane gniazdo jest małe i nie nadaje się

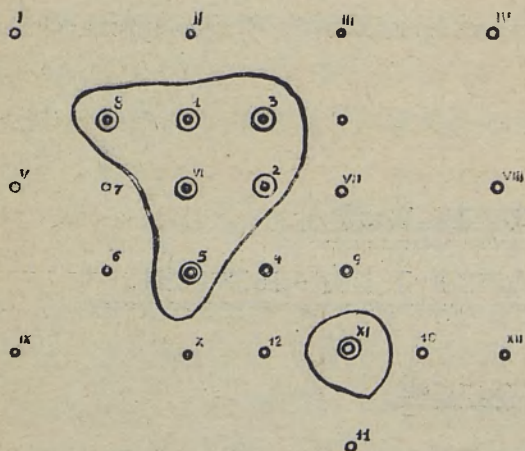


Fig. 11

do eksploatacji. Jeżeli niektóre z tych nowych otworów trafią na rudę, badania prowadzi się dalej według tej samej zasady, że dalsze otwory należy zakładać tylko między takimi dwoma, z których w jednym napotkano ciało kopalne, w drugim zaś nie.

Przy poszukiwaniach gniazd podporządkowanych żył, zgłębia się szyb poszukiwawczy S (fig.12), od którego prowadzi się szereg przecznicy P w odległości odpowiadającej wielkości gniazd, których odbudowa się opłaca.

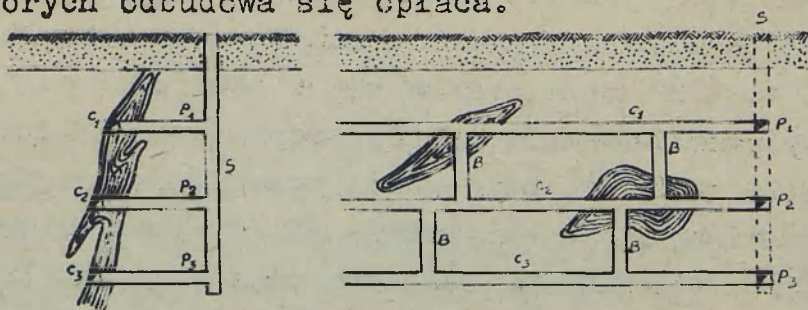


Fig. 12

Od miejsca przecięcia się przecznice z żyłą pędzi się chodniki poszukiwawcze C w kierunku rozciągłości, łącząc je ze sobą w odpowiednich odstępach za pomocą przecinek B. Zwykle z chwilą napotkania gniazda przystępuje się do jego eksploatacji, a wyrobiska, które dotychczas były poszukiwawczymi, stają się eksploatacyjnymi.

b) Złoże sztokowe (składy, pnie, słupy)

Poszukiwania wstępne polegają na założeniu szeregu otworów lub szybików. Po stwierdzeniu złoża zgłębia się szyb poszukiwawczy do samego złoża lub w jego sąsiedztwie, po czym prowadzi się przecznice oraz szereg innych wyrobisk lub też określa się wymiary złoża za pomocą otworów wiertniczych. Zwykle w ślad za robotami poszukiwawczymi prowadzona jest odbudowa złoża.

c) Złoże okruchowe

Poszukiwania zbliżone są do poszukiwań złóż gniazdowych. Roboty poszukiwawcze prowadzi się za pomocą otworów lub szybików, względnie sposobem czerpania z dna zbiorników wody, jeżeli złóż znajduje się na ich dnie.

Poszukiwania wstępne polegają na założeniu w poprzek doliny (fig.13) linii poszukiwawczych w odległości -- 100 -- 1000 metrów. Odległość otworów w linii poszukiwawczej 20 - 50 m. Po ustaleniu użyteczności złoża za pomocą robót wstępnych przystępuje się do robót poszukiwawczych szczegółowych, które różnią się tym, że odległość linii poszukiwawczych wynosi tu 30 - 50 m (rzadziej do 200), a odległość otworów w linii 10 - 40 m.

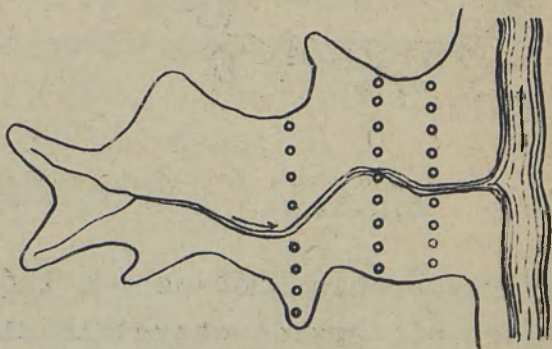


Fig. 13

4. BRANIE PRÓB NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZYCH.

a) Rodzaje prób

Zależnie od celu prób wyróżniamy:

1. próby mineralogiczne (w postaci okazów minerału użytkowego i wszystkich innych skał) ;
2. próby chemiczne (do określenia składu chemicznego ciała kopalnego) ;
3. próby techniczne (dla badań możliwości zastosowania przeróbki mechanicznej).

W czasie robót poszukiwawczych mogą być brane próby mineralogiczne i chemiczne ; próby techniczne bierze się zwykle w czasie odbudowy złoża i tylko w rzadszych wypadkach w okresie poszukiwań.

b) Branie prób chemicznych

Skład chemiczny próby winien w miarę możliwości ściśle odpowiadać średniemu składowi rudy.

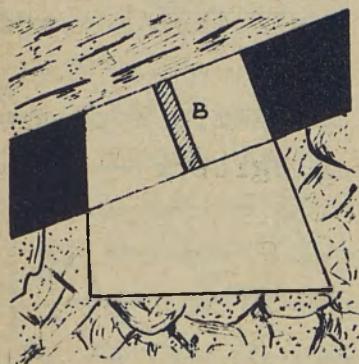


fig.14

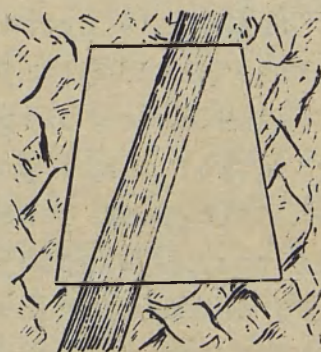


Fig.15

Przy braniu prób ze złoża pokładowych wygładza się przede wszystkim nierówności powierzchni za pomocą kilofa i między stropem a spągim pokładu wycina się bruzdę B równej szerokości i głębokości (fig.14). Dla rud jed-

norodnych szerokość bruzdy wynosi 1,5 - 10 cm, dla niejednorodnych - 10 - 20 cm przy głębokości 2 - 5 cm. Największe wymiary bruzdy (szer. 20 - 30 cm, głębokość 10 - 20 cm) daje się przy rudach miękkich i niejednorodnych. Przy węglu twardym - szer. 30 cm, głębokość 2,5 cm. Przy węglu miękkim -- szer. 15 cm, głębokość 5 cm lub więcej.

W z ł o ż a c h ż y ł n y c h bruzdę wycina się tak samo jak i w złożach pokładowych, lepiej jest jednak - ze względu na mniejszą równomierność mineralizacji - ścinać warstwę z całej odsłoniętej powierzchni żyły na grubość około 5 cm (fig. 15).

Ilość materiału otrzymanego w jednym miejscu wynosi 4 - 30 kg, przeciętnie 10 kg.

Podczas brania prób muszą być zachowane jak najdalej idące środki ostrożności dla uniknięcia możliwych nadużyć ze strony osób zainteresowanych.

Próby chemiczne, wzięte w różnych miejscach złoża, nie miesza się ze sobą, lecz każdą z nich analizuje się osobno. Miejsca brania prób oznacza się na planach, w specjalnym zaś dzienniku umieszcza się szkice, odnoszące się do każdego miejsca brania prób.

c) Branie prób technicznych

Próbie techniczną na robotach poszukiwawczych otrzymuje się przez zmieszanie wszystkich wziętych podczas poszukiwań prób. Próba taka ma służyć do wstępnych badań nad możliwością wzbogacania rudy. Ilość potrzebnego do tych badań materiału wynosi około 300 kg.

d) Przygotowanie prób

Przy wycinaniu bruzd otrzymuje się 4 - 30 kg próby w ziarnach, dochodzących do 25 - 50 mm. Do analizy chemicznej kieruje się nie całą próbą, lecz małą jej ilość (0,4 - 0,8 kg), przy czym musi ona być zmielona do 0,2 - 0,25 mm.

Wskutek tego wzięta próba chemiczna musi być p o m n i e j - s z o n a . Cały proces pomniejszania rozpada się na kilka sta- diów, składających się z trzech następujących po sobie czyn- ności :

1. rozdra b i a n i a
2. mieszania i
3. pomniejszania.

e) Rozdrabianie prób

Przy próbach wyłącznie chemicznych i małej ilości materia- łu rozdrabianie wykonuje się zwykle ręcznie w moździerz do 0,25 mm.

Jeżeli wymagane jest otrzymanie próby technicznej z pozor- stałości po pomniejszaniu, to rozdrabianie ręczne wykonuje się młotkami.

f) Mieszanie

Mieszanie uskutecznia się najczęściej m e t o d ą p i e r ś c i e n i a i s t o ż k a . Wykonuje się je na szczelnym pomoście z desek heblowanych lub na blachach żelaz- nych. Materiał rozkłada się w kształcie pierścienia A (fig.16) o przekroju trójkątnym, a następnie przerzuca się łopatą lub szufelką na środek, biorąc materiał w niewielkich porcjach ze strony wewnętrznej pierścienia i obchodząc go po obwodzie tak długo, aż cały materiał z pierścienia z o s t a n i e przesy- pany na stożek B. Z każdej łopaty (szufelki) materiał sypie się na wierzchołek stożka, tak by zsypywał się on na dół rów- nomiernie ze wszystkich stron stożka.

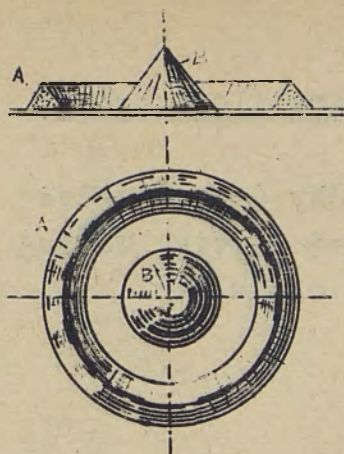


Fig. 16

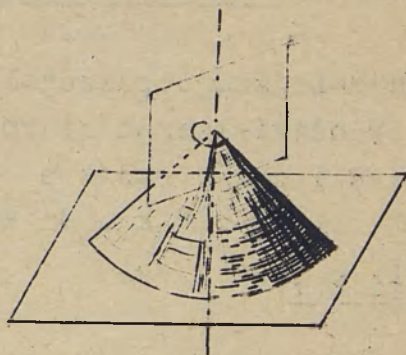


Fig. 17

Po usypaniu stożka rozpłaszcza się go do postaci płaskiej tarczy za pomocą ostrej deseczki lub łopaty, zagłębionej w wierzchołek stożka (fig.17).

Cały proces powtarza się 3 do 4 razy.

Małe ilości (do 4 kg) materiału bardzo drobnego miesza się na kawałku ceraty przez podnoszenie jej na przemian za przeciwległe rogi.

g) Pomniejszanie

Najbardziej rozpowszechnionym sposobem pomniejszania jest **k w a r t o w a n i e** . Po rozkręceniu stożka do postaci płaskiej tarczy o niedużej jednostajnej grubości i prawidłowym kształcie koła (Fig. 18) dzieli się je na 4 równe części, po czym przeciwległe ćwiartki łączy się razem, otrzymując dwukrotne pomniejszenie. Czynność tę powtarza się aż do otrzymania najmniejszej dopuszczalnej ilości pomniejszonej próby.

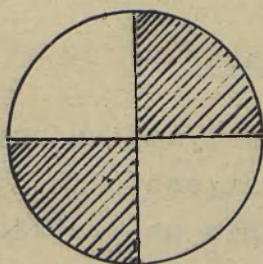


Fig. 18

h) Najmniejsza dopuszczalna ilość próby

Najmniejsza dopuszczalna ilość próby (q kg) zależy od średnicy największych ziarn (d mm) w tej próbie. Według wzoru Richardsa - Bruntona :

$$q = k \cdot d^2 \text{ kg}$$

Wartości k :

Ruda bardzo uboga, nadzwyczaj równomierna	$k = 0,25$
" uboga, równomierna, drobnoziarnista	0,8.
" średnio-bogata, równomierna, drobnoziarn.	1,8
" średnio-bogata, równomierna, gruboziarn.	4,0
" bogata, nierównomierna, gruboziarnista	10,0

Przy pomniejszaniu prób węgla można stosować wzór Budry k_a :

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

We wzorze tym d wyraża wymiar kwadratowych otworów sita, przez które przechodzi całość materiału. Przy stosowaniu sit o otworach okrągłych wymiar ich może być o 25% większy.

Do wzięcia próby węgla należy ją rozdrobnić tak, by wszystkie ziarna przechodziły przez sito o otworach nie większych od 6,3 mm, po czym próbę pomniejsza się do 5 kg. Dalsze rozdrabnianie do 0,2 mm i pomniejszanie wykonuje się już w laboratorium.

i) Schemat pomniejszania

W celu poglądowego przedstawienia wszystkich czynności przy pomniejszaniu przedstawia^{się} je schematycznie na wykre- sie. Rozpatrzmy schemat pomniejszania na przykładzie.

Wzięto próbę rudy ubogiej, nadzwyczaj równomiernej ($k = 0,25$) w ilości 400 kg. Próbę tę należy pomniejszyć do otrzymania próby chemicznej (potrzebna ilość 0,4 - 0,8 kg), wydzielając równocześnie z grubszych pozostałości pró-

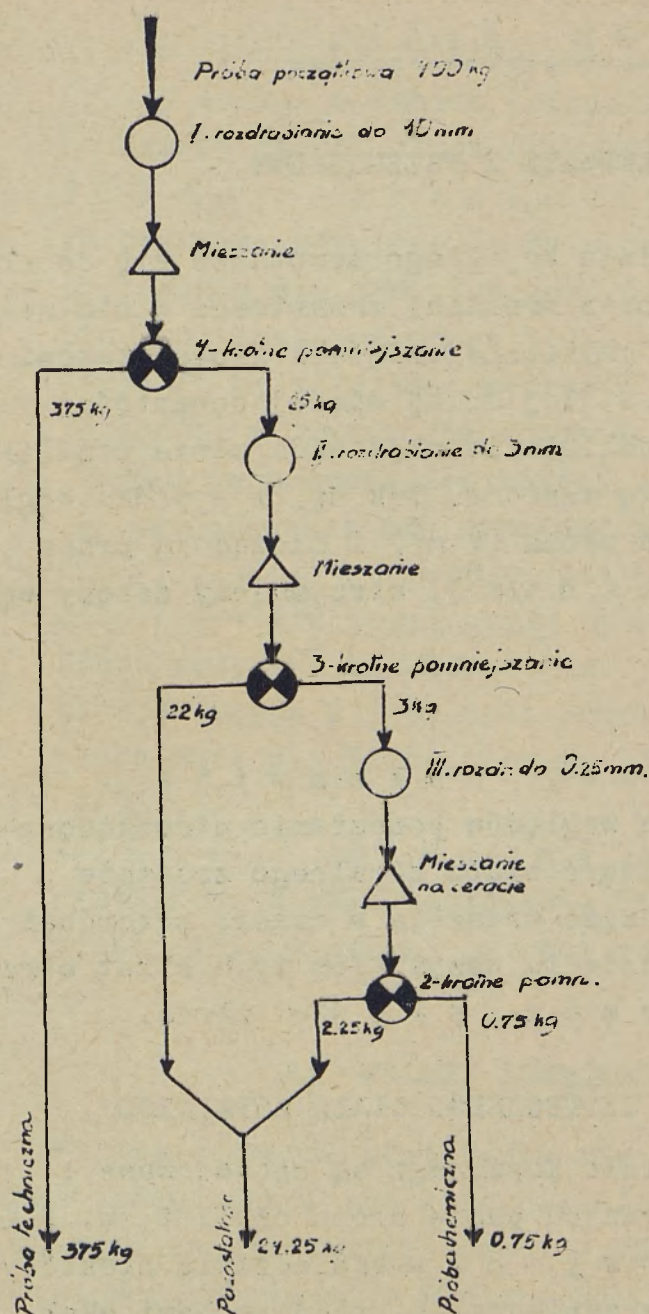


fig.19

bę techniczną (min. 300 kg).

Decydujemy rozdrabniać rudę w trzech stadiach:

I. stadium - do 10 mm; najmniejsza ilość próby - $q = 0,25 \cdot 10^2 = 25$ kg.

II stadium - do 3 mm; najmniejsza ilość próby - $q = 0,25 \cdot 3^2 = 2,25$ kg.

III. stadium - do 0,25 mm. Po rozdrobieniu w I. stadium próbę naszą (100 kg) możemy pomniejszyć 4 razy, a więc po pierwszym kwartowaniu otrzymamy 200 kg, po drugim - 100 kg, po trzecim 50 i po czwartym - 25 kg. Po rozdrobieniu w drugim stadium przez trzykrotne pomniejszenie 25 kg otrzymamy około 3 kg.

W III. stadium po dwukrotnym pomniejszeniu otrzymamy 0,75 kg jako próbę chemiczną.

Całość schematu pomniejszania pokazana jest na fig. 19.

II. Z A S O B Y Z Ł O Ż A =====

1. ZASOBY CAŁKOWITE I PRZEMYSŁOWE

Obliczenie zasobów ciała kopalnego sprowadza się do obliczenia objętości złoża oraz średniej zawartości w nim metalu lub innej substancji użytecznej. Jeżeli złoże stanowi jednolite ciało kopalne o stałej mniej więcej zawartości substancji użytecznej, samo obliczenie objętości złoża rozwiązuje już całkowicie kwestię zasobów. Tak np, w wypadku węgla kamiennego, mając objętość złoża ($V \text{ m}^3$) i mnożąc ją przez ciężar jednostki objętości ($\delta \text{ t/m}^3$), otrzymujemy zasoby węgla w tonach :

$$Q = V \cdot \delta$$

Będą to t.zw. z a s o b y c a ł k o w i t e .

Część złoża z pewnych względów pozostanie nieodbudowana (niewyekspluatowana), część ciała kopalnego zostanie stracona przy odbudowie, część wreszcie w czasie przeróbki mechanicznej. Przy uwzględnieniu wszystkich tych strat otrzymujemy z a s o b y p r z e m y ś ł o w e złoża.

2. STRATY UŻYTECZNEGO CIAŁA KOPALNEGO

Straty użytecznego ciała kopalnego są spowodowane :

- a) pozostawieniem niewybranych pasów złoża czyli t.zw. f i l a r ó w o p o r o w y c h , w sąsiedztwie niektórych wyrobisk w celu ich zabezpieczenia przed ruchami skał oraz wdarciem się wody lub szkodliwych gazów ;
- b) pozostawieniem niewybranych f i l a r ó w o c h r o n n y c h , w celu zabezpieczenia obiektów, położonych nad będącym w odbudowie złożem ;
- c) niekompletnym wybraniem złoża w miejscach odbudowy ;
- d) przejściem części minerału użytecznego do odpadów w czasie przeróbki mechanicznej ciała kopalnego (sortowanie, płukanie i t.d.).

3. FILARY OPOROWE

Do filarów oporowych zaliczamy :

- a) Filary wzdłuż wyrobisk (chodników) znajdujących się w odbudowanej części złoża (fig.20).
- b) F i l a r y g r a n i c z n e , wymagane przez niektóre przepisy górnicze, a to w celu uniknięcia nagłego przerwania się wody lub gazu z kopalni sąsiednich. Przepisy obowiązujące przed wojną w b.zaborze rosyjskim, przewidywały najmniejszą szerokość tych filarów 10,7 m dla pokładów o upadzie łagodnym i 17 m dla pokładów stromych, licząc po połowie dla każdej z 2 sąsiednich kopalni. Przepisy górnośląskie nie wymagały filarów granicznych.
- c) Filary wzdłuż wodonośnych uskoków oraz w pobliżu podziemnych zbiorników wody (w b.zaborze ros. poniżej starych zatopionych robót pozostawia się filar oporowy 10,7 - 32 m).
- d) F i l a r y o g n i o w e , pozostawione w celu izolowania części kopalni, w której powstał pożar.

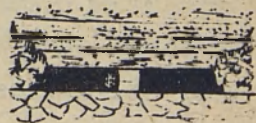


Fig. 20

4. FILARY OCHRONNE

Filary ochronne pozostawia się pod wartościowymi obiektami na powierzchni, pod zbiornikami wody, jak również pod szymbami oraz innymi wartościowymi wyrobiskami podziemnymi, położonymi nad odbudowanym złożem. Wielkość filarów ochronnych, zależna jest od wielkości wpływu odbudowy na powierzchnię.

5. WPŁYW ODBUDOWY NA POWIERZCHNIĘ

Po wybraniu pewnej części złoża, skały stropowe oraz powierzchnia obniżają się, przy czym przebieg obniżenia zależy od własności tych skał i może trwać mniej lub więcej długi

okres czasu (kilka lat lub nawet dłużej).

a. Jeżeli strop jest dostatecznie giętki, a odbudowywane złożę posiada małą grubość, strop się w y g i - n a i ł a g o d n i e o s i a d a ,wypełniając odbudowaną przestrzeń. Przy odbudowie złóż większej grubości, łagodne osiadania skał stropowych osiąga się przez wypełnienie odbudowanej przestrzeni podsadzką.

Takie obniżenie się stropu wywołuje łagodne osiadanie powierzchni. Osiadanie warstw giętkich przebiega na ogół przy znikomym powiększeniu ich objętości, a wskutek tego obniżenie powierzchni jest prawie takie same, jak i wielkość, na jaką ściskana jest podsadzka.

b. Gdy strop jest sztywny i wytrzymały, to przy stosunkowo niedużej odbudowanej przestrzeni może utrzymać się nad nią bez załamania, przy czym obniżenie powierzchni nie następuje. W miarę jednak powiększania się odbudowanej przestrzeni nastąpić musi moment, gdy przekroczona zostanie wytrzymałość skał, nastąpi n a g ł e ich z a ł a m a n i e i osiadanie całej masą bez zwiększenia objętości. Tak załamują się np. grube warstwy mocnych piaskowców.

c. Gdy strop jest kruchoy, nad odbudowaną przestrzenią tworzy się z a w a ł w kształcie sklepienia (fig.21). Ponieważ odłamki skał zajmują większą objętość, aniżeli skała w całości, przeto s t r e f a z a w a ł u obejmuje w rezultacie objętość sklepienia razem z odbudowaną przestrzenią.

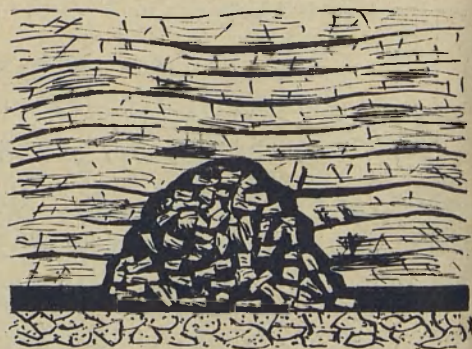


Fig.21

Nad strefą zawалу znajduje się tu s t r e f a s p ę k a ń, wyżej zaś - s t r e f a u g i ę c i a . Tak zachowują się np. łupki nad odbudowanymi grubszyimi pokładami węgla bez zastoso-

owania podsadzki. Wysokość strefy zawалу jest równa mniej więcej 4-krotnej grubości pokładu ; łączna grubość stref zawalu i spękania jest równa 8-krotnej grubości pokładu.

6. UNIKNIĘCIE RUCHU POWIERZCHNI

=====

Przy mocnych skałach stropowych jest możliwe uniknięcie ruchu powierzchni przez pozostawienie odpowiednio mocnych filarów oporowych (przykład: odbudowa soli, fig.22). Jeżeli minerał tworzący złoże jest zbyt



Fig.22

słaby dla utrzymania stropu mocnego (np. węgiel), wówczas dla wzmocnienia filarów oporowych pod mocnym stropem (piaskowiec) stosuje się dodatkowe podszadzenie wyrobisk.

Jeżeli w stropie są skały kruche lub ugi-

nające się, to dla uniknięcia ruchu powierzchni w pewnym miejscu należy pod nim pozostawić filar ochronny.

7. KĄT ZASIĘGU

=====

Przy wyznaczaniu filarów ochronnych należy znać wielkość kąta zasięgu wpływu odbudowy. Kąt ten (fig.23) zależy od rodzaju skał i jest na ogół inny od strony górnej krawędzi odbudowy (β_1), inny zaś od dolnej ściany calizny (β_2).

W obrębie wpływu odbudowy tworzy się niecka osiadania, przy czym środek niecki wprawdzie najwięcej się obniża, to jednak ruchy powierzchni w tym miejscu są wyłącznie tylko pionowe. Jeżeli jakiś obiekt znajduje się w czasie odbudowy w środku niecki, to może on znacznie nawet osiaść, ale jednocześnie z tym pozostać mało naruszony lub nawet nienaruszony.

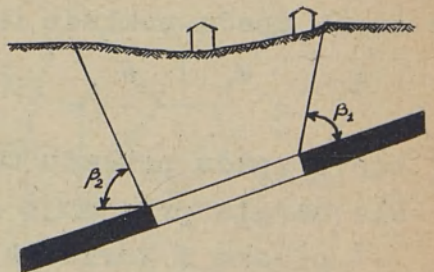


Fig.23

W miarę zbliżania się do krawędzi niecki oprócz ruchów pionowych występują również coraz silniej ruchy boczne powierzchni, które są bardzo niebezpieczne dla różnych budowli, powodując ich spękanie, a nawet całkowite zniszczenie.

8. WYZNACZENIE FILARÓW OCHRONNYCH

=====

Najczęściej przy wyznaczaniu filarów ochronnych stosowane są normy, podane przez Wyższy Urząd Górniczy w Dortmundzie. Według tych norm kąt zasięgu dla skał formacji węglowej w kierunku rozciągłości

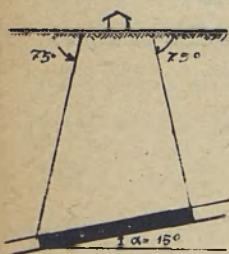


Fig. 24

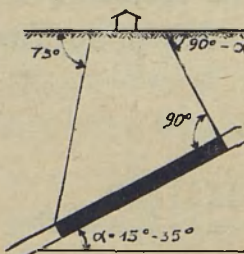


Fig. 25

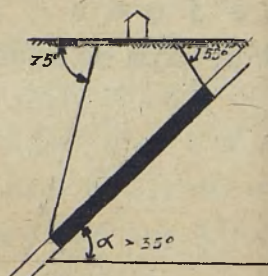


Fig. 26

i upadu (od strony górnej krawędzi odbudowy) wynosi (fig. 24, 25 i 26) - $\beta = \beta_1 = 75^\circ$.

W kierunku wzniesienia (od strony dolnej krawędzi odbudowy) -

przy kącie upadu pokładu $\alpha = 0^\circ - 15^\circ$ (fig. 24) $\beta_2 = 75^\circ$

" " " " $\alpha = 15^\circ - 35^\circ$ (fig. 25) $\beta_2 = 90^\circ - \alpha$
(prostopadle do pokładu)

przy kącie upadu pokładu α powyżej 35° (fig. 26) ... $\beta_2 = 55^\circ$.

Dla marglu przyjmuje się $\beta = 70^\circ$

" piasku i kurzawek $\beta = 40^\circ - 30^\circ$.

Przy wyznaczaniu filarów ochronnych dla większego bezpieczeństwa ogranicza się ochronny obiekt pasem 10 - 20 m i od granic tego pasa wykreśla się pod przyjętymi kątami filar ochronny.

9. STRATY PRZY ODBUDOWIE =====

Wielkość strat przy odbudowie jest uzależniona od zastosowanego systemu odbudowy i może wahać się od kilku procent do 40% i więcej (przy odbudowie złóż grubych na zawał).

10. OBLICZANIE OBJĘTOŚCI ZŁOŻA. =====

a) Obliczenie objętości pokładu sprowadza się do obliczenia jego powierzchni (S) i pomnożenia jej przez średnią grubość (m) pokładu :

$$V = S \cdot m$$

Jeżeli kąt upadu (fig.27) jest równy α , a powierzchnia pokładu na planie wynosi S_0 , otrzymamy

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

Dla kątów upadu poniżej 18° możemy przyjmować $\cos \alpha = 1$,

tzn. $V = S_0 \cdot m$;

błąd obliczenia nie przekracza wtedy 5%.

b) Dla przybliżonego oszacowania objętości złóż nieregularnego przyjmuje się średnią jego długość

(L_s), średnią szerokość (B_s)

i średnią grubość (M_s), wówczas

$$V = L_s \cdot B_s \cdot M_s$$

c) Jeżeli złóż nieregularne zostało zbadane w szeregu punktach, tworzących sieć (fig.28), to każdy z tych punktów (szybików lub otworów) łączymy z otaczającymi go sąsiednimi i ze

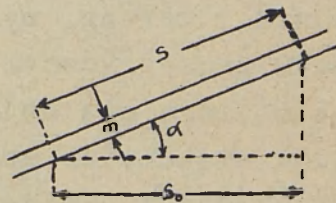


Fig.27

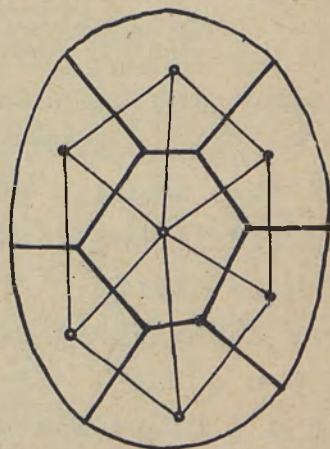


Fig.28

środków otrzymanych odcinków prowadzimy prostopadłe, planujemy pola otrzymanych wieloboków (S) i mnożymy przez grubość złoża (M), stwierdzoną w odpowiednich punktach

$$V = \sum M \cdot S$$

11. OZNACZENIE CIĘŻARU WŁAŚCIWEGO

Na wielkość ciężaru właściwego ma duży wpływ obecność spękań i porowatość, dlatego też rzeczywisty ciężar właściwy, który należy przyjąć do obliczeń, jest mniejszy od mineralogicznego ciężaru właściwego, jaki spotykamy w tablicach.

Ciężar właściwy może być dla każdego wypadku określony bezpośrednio ; tak np. wykonuje się wyrobisko o możliwie prawidłowym geometrycznym kształcie, waży się urobek w tonach oraz oblicza się objętość wyrobiska w m³; z ich stosunku znajduje się ciężar właściwy.

Inny sposób : bierze się okaz ciała kopalnego, waży się go na zwykłej wadze, objętość zaś mierzy się przez zanurzenie okazu do wody lub do innej cieczy (np. benzolu), jeżeli woda nie zwilża okazu albo go rozpuszcza.

Należy mieć na uwadze, że liczby. podające ciężar właściwy wyrażt/m³, albo kg/dm³, albo też g/cm³.

t/m³, albo kg/dm³, albo też g/cm³.

12. KLASYFIKACJA ZASOBÓW

Większa lub mniejsza wiarygodność obliczonych zasobów zależy od ilości przeprowadzonych w złożu robót poszukiwawczych. Z tego względu całość obliczanych zasobów dzieli się na odpowiednie kategorie zależnie od stopnia prawdopodobieństwa ich istnienia.

Przy klasyfikacji zasobów wyróżniamy (fig.29):

1. Zasoby rzeczywiste czyli pewne, które nie nastroczają żadnych obaw pod względem

możliwości wyklinienia lub straty wartości. Do zasobów

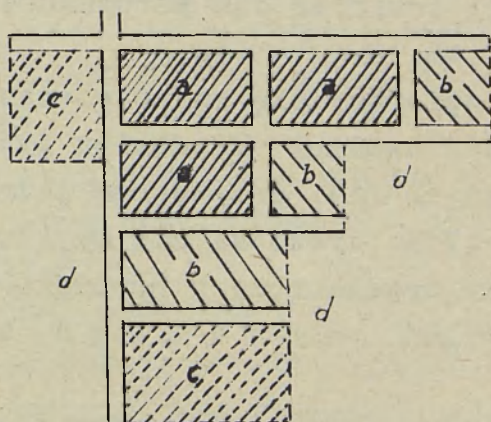


Fig. 29

się np. części złoża, otoczone wyrobiskami z dwóch stron (c).

III. Zasoby możliwe, które z braku danych nie mogą być mniej lub więcej pewnie obliczone. Do zasobów tych zalicza się całość lub część złoża poniżej najniższego poziomu kopalni oraz w ogóle poza granicami udostępnienia ; zasoby te są obnażone tylko z jednej strony (d).

Przy obliczeniach zasobów ograniczamy się głównie tylko do pierwszych dwóch kategorii, w wielu jednak wypadkach uwzględnia się również i zasoby możliwe, przyjmując dla nich 25 - 50% obliczonych zasobów.

13. PRZEMYSŁOWE SZACOWANIE KOPALNI

=====

Szacowanie wartości ma na celu określenie ceny, którą można uzyskać w całości przy sprzedaży.

Oszacowanie kopalni może być przeprowadzone albo na podstawie wartości rzeczowej wszystkich jej obiektów (złoża, urządzenia techniczne, budynki, grunty itd.) albo też na podstawie jej rentowności.

O wartości kopalni decyduje przede wszystkim jej rentowność. Bierze się przy tym pod uwagę przychody kopalni w ciągu ostatnich lat. Niezależnie od tego kupujący powinien dla porównania uwzględnić również wartość rzeczową.

Przy szacowaniu wartości opieramy się na założeniu, że do czasu wyeksploatowania złoża kapitał (K) winien być zwrócony w całości w ratach rocznych (A), przynosząc jednocześnie roczny zysk w wysokości (P)%. Wychodzi się zwykle z założenia, że całkowity kapitał umieszczony w przedsiębiorstwie górniczym przynosi $P = 10\%$ czystego zysku rocznego.

Pod nazwą czystego zysku (Z) rozumie się roczny dochód przedsiębiorstwa (R) pomniejszony o ratę amortyzacyjną (A):

$$Z = R - A . \quad 1$$

Ten czysty zysk winien stanowić $P = 10\%$ wartości szacunkowej (K) a więc :

$$Z = 0,10 \cdot K \quad 2$$

Przyjmując n lat amortyzacji włożonego kapitału (K), otrzymamy roczną ratę amortyzacyjną

$$A = \frac{K}{n} \quad 3$$

Wstawiając do równania (1) odpowiednie wartości z (2) i (3) mamy :

$$0,1 \cdot K = R - \frac{K}{n}$$

$$K = \frac{R}{0,1 + \frac{1}{n}}$$

4

Wzór ten daje na ogół stosunkowo niską cenę szacunkową, co jest jednak ważne ze względu na ryzyko, zwłaszcza przy nowo zakładanych kopalniach.

Jeżeli chodzi o ilość lat amortyzacji n , to będzie ona zależała od zasobów odbudowywanego złoża (Q) oraz od wydobycia rocznego (T)

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

Jako największą wartość dla n przyjmuje się 25 lat.

Przykład :

Zasoby kopalni Q = 4 500 000 ton
produkcja roczna T = 300 000 "
średnia cena sprzedażna (cena przedwojenna) 14 zł/t
średnie koszty produkcji 10 "

Obliczyć wartość kopalni.

Roczny dochód przedsiębiorstwa

$$R = (14 - 10) \cdot 300\,000 = 1\,200\,000 \text{ - zł.}$$

$$\text{Czas amortyzacji } n = \frac{Q}{T} = \frac{4\,500\,000}{300\,000} = 15 \text{ lat}$$

$$\text{Wartość kopalni } K = \frac{1\,200\,000}{0,1 + \frac{1}{15}} = 7\,200\,000 \text{ zł.}$$

14. SZACOWANIE WARTOŚCI ZŁOŻ

Przy szacowaniu złóż na zasadzie ich rentowności przyjmuje się zwykle za podstawę wysokość renty dzierżawnej (olbory) płaconej właścicielom pól górniczych.

Wysokość renty dzierżawnej zależy od rodzaju złoża, jego grubości i głębokości zalegania i waha się zwykle w granicach 2 -3-5% wartości rynkowej minerału użytecznego. W wyjątkowych wypadkach przy dużej łatwości eksploatacji dochodzi ona do 20% i więcej. W Zagłębiu Węglowym renta dzierżawna wahała się przed wojną od 0,30 do 2 zł/t.

P r z y k ł a d :

Na danym terenie o zasobach rudy $Q = 500.000$ ton opłaci się założyć kopalnię o wydobyciu $T = 30.000$ ton rocznie. Jaką wartość przedstawia złożo, jeżeli olbora wynosi $0,60$ zł/t ?

$$\text{Ilość lat eksploatacji } n = \frac{500\,000}{30\,000} = \frac{50}{3}$$

Roczny dochód z olbory : $R = 30.000 \cdot 0,60 = 18.000$ zł.
Wartość złoża:

$$K = \frac{18\,000}{0,1 + \frac{1}{50}} = \frac{18\,000}{0,16} = 112\,500.- \text{ zł.}$$

OKRĄGŁO 110 000.- zł

W wypadku, gdy warunki zalegania złoża lub koniunktura handlowa nie pozwalają na założenie kopalni o wydoby-
ciu większym, jak 10 000 ton rocznie, wartość złoża
będzie inna, a mianowicie :

$$n = \frac{500\,000}{10\,000} = 50 \text{ lat (przyjmujemy } n = 25 \text{ lat) ;}$$

$$R = \frac{10\,000}{1} \cdot 0,60 = 6000 ;$$

$$K = \frac{6\,000}{0,1 + \frac{1}{25}} = \frac{6000}{0,14} = 43\,000.- \text{ zł.}$$

Jeżeli chodzi o wartość minerału użytecznego w złożu, to jest ona zależna od czasu, kiedy złożo to ma być wyeksploatowane. Tak np. przyjmując za podstawę szacowania rentę dzierżawną 60 gr, możemy obliczyć za pomocą odsetek składanych, że przy stopie procentowej 10% każda tona wyeksploatowana

w 10-tym roku przedstawia obecnie wartość	23 gr
w 25-tym " " " "	5 "
w 50-tym " " " "	0,5 "
w 100-ym " " " "	0,04 "

Tak więc przy ustalaniu wartości złoża duże znaczenie mają zasoby, przeznaczone do eksploatacji w ciągu pierwszych 25 lat. Wartość każdej tony dużego złoża, której czas eksploatacji jest bardzo długi, stanowi zaledwie mały ułamek renty dzierżawnej.

III . UDOSTĘPNIENIE ZŁÓŻ

=====

1. ZASADY OGÓLNE

Gdy złoża ciała kopalnego zostało dostatecznie zbadane i gdy zdecydowano założyć na nim kopalnię, należy utworzyć dostęp do złoża, tzn. wykonać wyrobiska łączące złożo lub jego części z powierzchnią ziemi.

Dostęp do złoża może być utworzony na jednym lub kilku poziomach . Numerację poziomów (poziom I, poziom II itd.) prowadzi się od góry w głąb ; oprócz tego często podaje się głębokość poziomu w metrach pod powierzchnią ziemi (np. poz. 450) .:

Przy udostępnieniu złoża obowiązuje zasada, by złożo, względnie jego części, były udostępnione w miejscach na j głębszych . ✓
Założenie kilku poziomów ma na celu skrócenie dróg przewo-
zowych oraz koncentrację odbudowy i związane z nią zmniejszenie kosztów utrzymania wyrobisk.

Dostęp do złoża może być utworzony za pomocą:

1. sztolni ;
2. szybu pochyłego lub pionowego ;
3. sztolni w połączeniu z innymi wyrobiskami ;
4. szybu w połączeniu z innymi wyrobiskami ;

Przepisy górnicze wymagają od kopalni posiadania co najmniej dwóch połączeń dołu z powierzchnią.

2. SZTOLNIE

=====

Sztolnie (fig.30) mogą być stosowane tylko w miejscowościach górzystych lub pagórkowatych. Przy sztolniach obniża się znacznie koszty odwadniania i upraszcza się przewóz minerału. Sztolnia główna jest zazwyczaj najniższym poziomem kopalni.

3. SZYBY

=====

Szyby są najczęściej stosowanym sposobem udostępnienia.

a) S z y b y p o c h y ł e

Szyby pochyłe mogą być pędzone w samym złożu (fig.31), jeżeli ono ma wychód na terenie kopalni. W czasie pędzenia szybu pochyłego otrzymuje się w tym wypadku minerał użyteczny, co zmniejsza koszty udostępnienia. Drugą zaletą pędzenia szy-

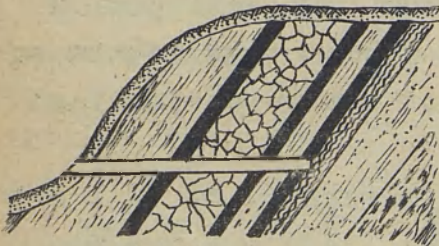


fig. 30

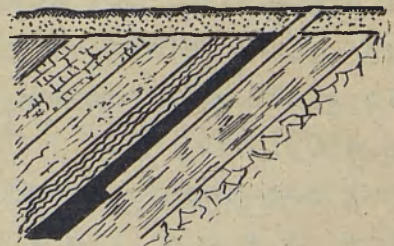


fig. 31.

bów w złożu jest możliwość przygotowania do odbudowy górnych części złoża równocześnie ze zgłębianiem szybu.

Ujemną stroną szybów pochyłych jest :

1. konieczność pozostawiania koło nich filarów oporowych (fig.32 i 33) większych, aniżeli filary ochronne przy szybach pionowych ;
2. przy zmiennym upadzie kierunek szybu nie pozostaje stały, co utrudnia przewóz ;
3. koszty utrzymania szybów pochyłych są zwykle większe niż pionowych ;

4. zdolność przewozowa szybów pochyłych jest mniejsza, niż pionowych.

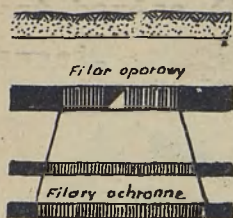


Fig. 32

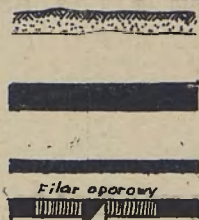


Fig. 33

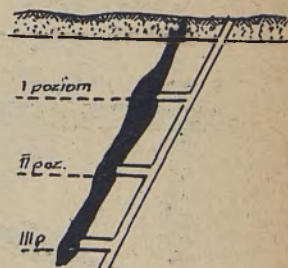


Fig. 34

Szyby pochyłe, pędzone w pokładach, umieszcza się albo całkowicie w złożu (fig. 31, 32), albo też pędzi się je z przybierką stropu lub spągu (fig. 33).

Jeżeli złożo składa się z kilku pokładów, szyby pochyłe najkorzystniej jest pędzić w pokładzie najgrubszym (unika się przybierki, fig. 32) i najgłębszym (unika się filarów ochronnych w innych pokładach, fig. 33).

Często szyby pochyłe w złożu zgłębia się w celach pomocniczych dla przyspieszenia przygotowania lub eksploatacji poziomów górnych przed ukończeniem pogłębiania pionowego szybu głównego.

b) szyby pionowe

Szyby pionowe są najczęstszym sposobem udostępnienia złoża. Zalety ich:

1. duża zdolność przewozowa ;
2. stosunkowo tańsze utrzymanie ;
3. łatwiejsze przejście warstw wodonośnych ;
4. większa swoboda przy wyborze miejsca dla szybu.

x) Czasami przy odbudowie stromych pokładów lub żył zgłębia się szyb w skałach spągowych złoża (unika się wtedy filaru oporowego, fig. 34).

Przy dwóch szybach (fig.35) zwykle szyb głębszy jest szymbem głównym wydobywczym i wdechowym, wciągającym świeże powietrze ; szyb płytszy - jest pomocniczym i wydechowym, wentylacyjnym. Czasami oba szyby zgłębia się jako bliźniacze (fig.36)

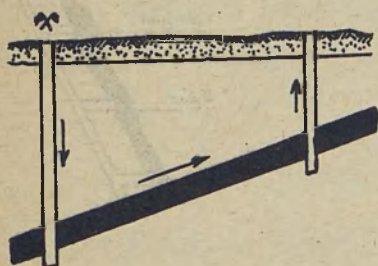


Fig.35

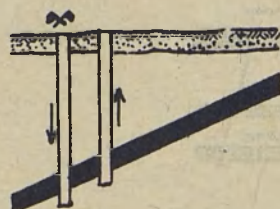


Fig.36

wietrze ; szyb płytszy - jest pomocniczym i wydechowym, wentylacyjnym. Czasami oba szyby zgłębia się jako bliźniacze (fig.36)

4. SZTOLNIA W POŁĄCZENIU Z INNYMI WYROBISKAMI

- a. Sztolnia w połączeniu ze ślepy m szybikiem jest stosowana w terenach gorzystych, jeżeli chodzi o założenie kilku poziomów (fig.37). Zamiast szybika ślepego może być zastosowana pochylnia kamienna (fig.37 - linie kreskowane).
- b. Sztolnia z przecznicami służy do udostępnienia złoża, składającego się z kilku stromych pokładów, na kilku poziomach przy skoncentrowaniu przewozu urobku na poziom sztolni pochylnią, utrzymaną tylko w jednym pokładzie (fig.38). Na Górnym Śląsku przecznicę nazywają przekopem .

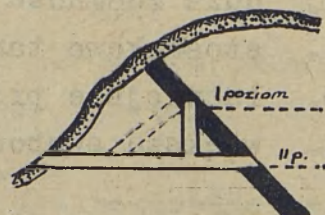


Fig.37

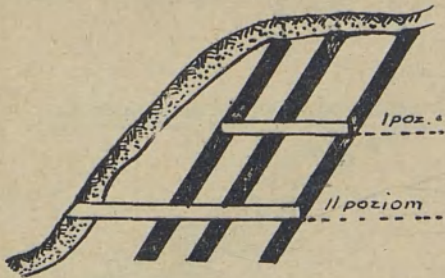


Fig.38

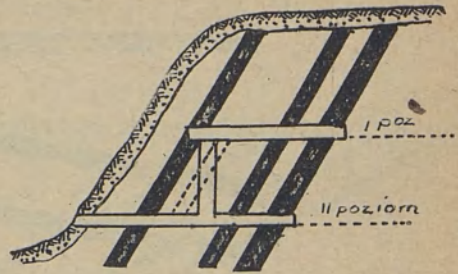


Fig.39

- c. S z t o l n i a z p r z e c z n i c a m i i s z y b i k a m i . Dodatkowe szybiki lub pochylnie kamienne stosuje się wtedy, gdy zależy na uniknięciu kosztownego utrzymania pochylni lub upadowej w pokładzie (fig.39).

U w a g a : Pochylnia i upadowa są wyrobiskami pochyłymi ; p o c h y l n i a służy do opuszczania urobku ; u p a d o w a - do wyciągania.

5. SZYB W POŁĄCZENIU Z INNYMI WYROBISKAMI

- a. S z y b z s z y b i k a m i stosuje się przy kilku pokładach, zalegających blisko siebie i odbudowywanych kolejno od góry (fig.40), w okresie przejściowym, gdy likwiduje się odbudowę w pokładzie górnym i rozpoczyna się w dolnym. Sposób ten stosuje się również przy równoczesnej odbudowie kilku pokładów o małym upadzie (fig.41) ; urobek opuszcza się wtedy na pokład dolny i tylko w tym pokładzie utrzymuje się główną pochylnię przewozową do szybu. Szybiki zgłębia się kolejno w miarę potrzeby. Przy większym wydobyciu każdy z pokładów górnych łączy się osobnym szybikiem z pokładem dolnym (fig.42).

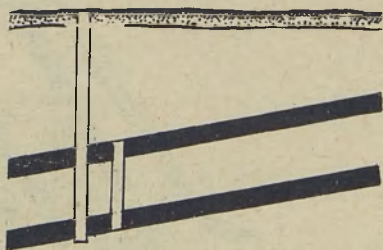


Fig. 40

Odbudowa pokładów górnych winna wyprzedzać odbudowę dolnych, aby nie nastąpiło naruszenie pokładów wyżej zalegających.

b. S z y b z p r z e c z n i c a m i stosuje się do pokładów bardziej

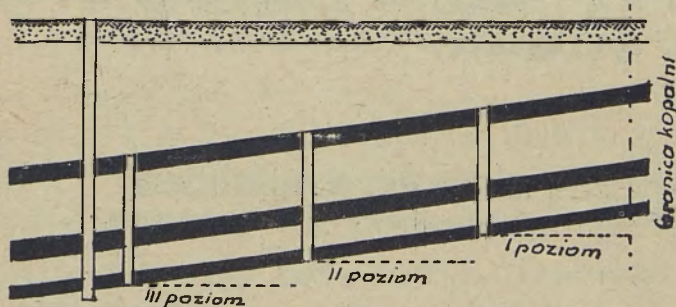


Fig. 41

stromych i ma na celu skrócenie dróg przewozowych i założenie kilku poziomów (fig. 43). W tym wypadku szyb zgłębia się stopniowo w miarę potrzeby do coraz to głębszych poziomów.

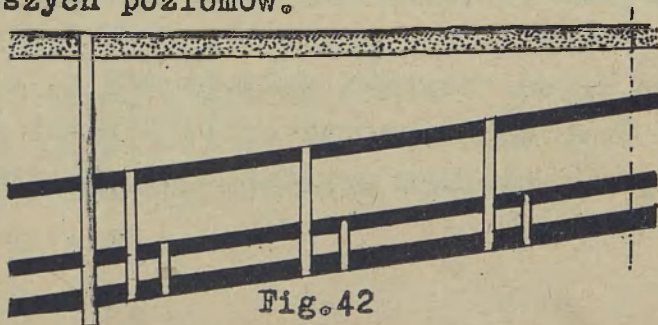


Fig. 42

Szyb z przecznicami jest najodpowiedniejszym sposobem udostępnienia grupy pokładów o stromym upadzie.

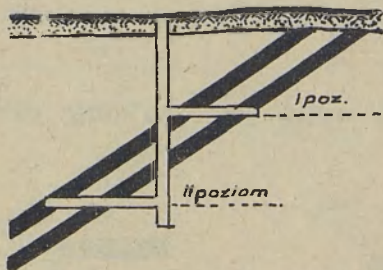


Fig. 43

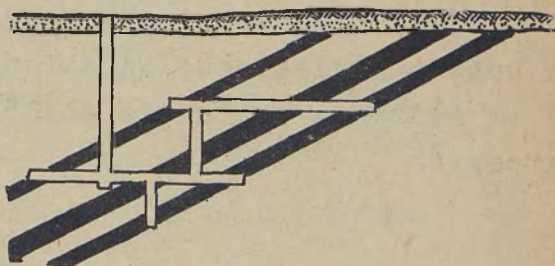


Fig. 44

Jak z powyższego wynika, przy upadach bardziej stromych, korzystniej jest stosować przecznice, przy łagodnych (prawie poziomych) - szybiki.

Szyb z szybikami i przecznicami (fig. 44) stosuje się dla uniknięcia kosztownego utrzymania pochylni w pokładzie, oraz przy pokładach pofałdowanych (fig. 45) lub przeciętych uskokami. Zamiast szybików mogą być stosowane pochylnie lub upadowe kamienne.



Fig. 45

6. PRZEKROCZENIE USKOKU

W wypadku, gdy pokład jest poprzecinany uskokami, każdą z jego części może być udo-

stępiona niezależnie lub z części sąsiedniej przez przekroczenie uskoku.

Pędząc chodnik po rozciągłości w części wzniesionej A (fig. 46), po przejściu uskoku chodnikiem C pędzimy przecznice P w stronę wzniesienia

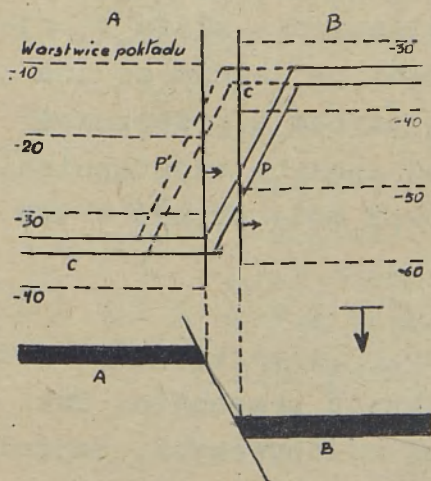


Fig. 46

pokładu i - po napotkaniu (od stropu) pokładu w części zrzuconej B - pędzimy w nim w dalszym ciągu chodnik. Przeciwnie, pędząc chodnik C w części zrzuconej, po przekroczeniu uskoku, kierujemy przecznice p' w stronę upadu i napotkamy pokład w części wyniesionej od strony spągu.

Pędząc w pokładzie pochylnię lub upadową, możemy przekroczyć

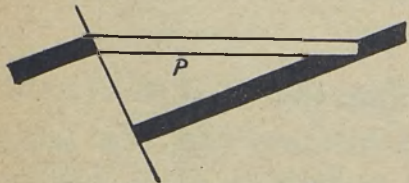


Fig. 47

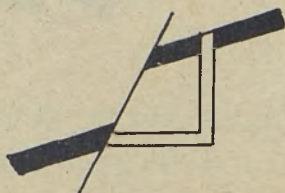


Fig. 48

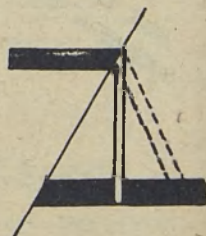


Fig. 49

uskok za pomocą przecznicy (fig. 47), przecznicy z szybikiem (fig. 48), samego szybiku lub pochylni kamiennej (fig. 49).

7. WYBÓR MIEJSCA DLA SZYBU

Przy wyborze miejsca dla szybu głównego należy mieć na uwadze następujące okoliczności :

- a. Wygodny dostęp do najniższej części złoża. Udostępnienie złoża w najniższym punkcie może być uskutecznione jednym ze znanych sposobów, np. samym szybem, szybem z przecznicą lub szybem z upadową. Zależnie od sposobu udostępnienia najniższej części złoża, szyb główny może wypaść w tym lub innym miejscu.
- b. Możliwie najmniejsza ilość robót kamiennych. Zależnie od miejsca zgłębnienia szybu wypada różna długość przecznic. Tak np. (fig. 50) przy dwóch poziomach wydobywczych, najmniej

szą sumaryczną długość przecznic otrzymamy, zgłębiając szyb wydobywczy między punktami A i B. Wychodząc poza te granice, otrzymamy już większe długości przecznic.

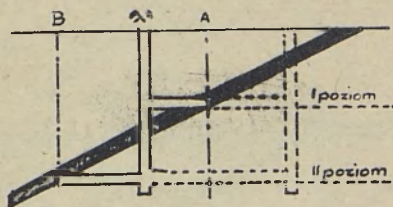


Fig. 50

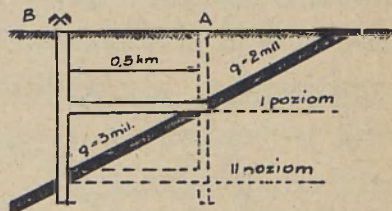


Fig. 51

- c. M o ż l i w i e n a j m n i e j s z e k o s z t y p r z e w o z u u r o b k u . Koszty przewozu urobku zależą od odległości przewozu i ilości przewiezonego urobku i dlatego m i a r ą p r z e w o z u , jak również, zdolności przewozowej urządzeń, jest j e d n o s t k a - t o n k i l o m e t r (t . k m) . Jeżeli koszt przewozu jednej tony na odległość 1 km jest k, wtedy koszt przewozu q ton na odległość L km wyniesie :

$$K = k \cdot q \cdot L$$

Chcąc osiągnąć najniższe koszty przewozu na dole, należy założyć szyb w takim miejscu, aby ilość t.km dla przewiezienia pod ziemią zasobów odbulowywanej części złoża była jak najmniejsza.

P r z y k ł a d :

Zasoby, mające być wyeksploatowane z poziomu I (fig. 51) wynoszą 2 miliony ton, z poziomu II - 3 miliony. W którym z punktów - A czy B - korzystniej jest założyć szyb ?

W obu wypadkach przewóz w samym pokładzie oraz ciągnięcie szybami są takie same ; różnica polega tylko na przewozie w przecznicach, a mianowicie :

przy szybie w punkcie A przewóz wynosi - $3,0,5 = 1,5$ milionów t.km,

przy szybie w punkcie B -

2. $0,5 = 1,0$ milionów t.km.

Korzystniejsze jest założenie szybu w punkcie B (oszczędność w porównaniu z szymbem w punkcie A wynosi $0,5$ milionów t.km).

Gdyby zasoby I. poziomu były większe od zasobów poziomu II., korzystniejsze byłoby założenie szybu w punkcie A.

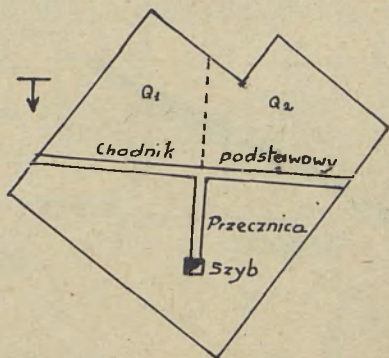


Fig. 52

Miejsce udostępnienia pokładu przecznica (fig. 52) wpływa na koszt przewozu w chodniku podstawowym, przeprowadzanym w pokładzie na danym poziomie. Najmniejsze koszty przewozu w chodniku podstawowym są wtedy, gdy zasoby minerału użytecznego po obu stronach przecznicy na danym poziomie są jednakowe ($Q_1 = Q_2$).

Osiągnięcie pełnego wydobywania w czasie najkrótszym jest poddyktowane zarówno względami ekonomicznymi (włożony kapitał musi jak najprędzej przynosić dochód), jak i technicznymi (trudności utrzymania przez dłuższy czas wyrobisk). Zgłębienie szybu w punkcie A (fig. 53) umożliwia np. prędzsz uruchomienie kopalni, aniżeli zgłębienie w p.B. (unika się przecznicy I poz.).

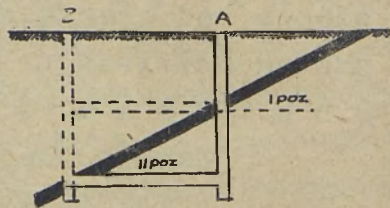


Fig. 53

Najmniejsze straty ciała kopalnego w filarze ochronnym koło szybu będą wówczas, gdy szyb przecina po-

kład możliwie płytko. W punkcie C filar ochronny będzie w ogóle zbędny (fig.54).

Czasami można uniknąć filaru ochronnego przy szybie (fig. 55),

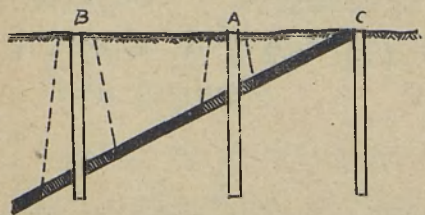


Fig.54

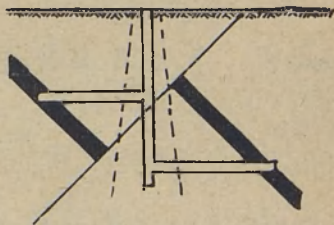


Fig.55

jeżeli ten przecina szczelinę dużego uskoku (ostrożnie z uskokami wodonośnymi !).

f. W a r u n k i g e o l o g i c z n e i t e r e -
n o w e . Należy unikać warstw kurzawkowych, piasków
i żwirów wodonośnych, jak również skał szczelinowatych
i wodonośnych. Często może opłacić się znaczne nawet
zwiększenie robót kamiennych (np.przecznic), jeżeli przez
to uniknie się konieczności zgłębiania szybu w trudnych
warunkach.

Unikać należy również zakładania szybu w miejscach, gdzie
w górnych pokładach spodziewane są stare zroby, pozosta-
łe wskutek dawnej odbudowy.

Do warunków terenowych zaliczyć należy dogodne połączenie
z linią kolejową, posiadanie odpowiednio dużego terenu pod bu-
dynki, tory kolejowe, zwały minerału użytecznego itp.

Tak więc wybór miejsca dla założenia szybu zależy od ca-
łego szeregu często kolidujących ze sobą czynników. Ostateczna
decyzja zależy wówczas od wysokości kosztów, wynikających z ta-
kiego czy innego obrania miejsca założenia szybu.

8. WYZNACZENIE WYDAJNOŚCI SZYBU WYDOBYWCZEGO

Ilość potrzebnych szybów wydobywczych zależy od ich wydajności.

Jeżeli oznaczymy przez H - głębokość szybu w metrach,
 v - średnią prędkość ciągnięcia
 urobku w m/sek.,

wtedy czas jednego pełnego wyciągu netto

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

Średnia prędkość klatki zależy od urządzenia wyciągowego i głębokości szybu. Przy szybach płytkich wynosi ona kilka m/sek., przy głębokich - kilkanaście lub nawet 20 m/sek.

Dla obliczenia całkowitego czasu jednego wyciągu (t) należy do t_0 dodać czas potrzebny na zapychanie wózków do klatki ($t_1 = 5 - 15$ sek) oraz czas manewrowania klatką, jeżeli posiada ona więcej pięter, niż podszybie i nadszybie ($t_2 = 5 - 10$ sek.).

$$t = t_0 + t_1 + t_2$$

Ilość wyciągów w ciągu godziny
 (3600 sekund) :

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

Jeżeli przez m nazwiemy ilość wózków na klatce (na każdym piętrze może się mieścić 1,2 lub 4 wózki), w - ładunek jednego wózka ($w = 0,5 - 0,8$ ton, czasami do 4 ton), wówczas zdolność przewożenia szybu na godzinę:

$$T_g = n \cdot m \cdot w \text{ ton}$$

Znając liczbę godzin pracy szybu na jedną zmianę ($s = 6 - 7$), liczbę zmian pracy na dobę ($M = 1 - 2 - 3$), liczbę dni roboczych w roku ($N = 270 - 300$), oraz uwzględniając pewien współczynnik rezerwy ($k = 0,67 - 0,8$), otrzymamy roczną wydajność szybu :

$$T = k \cdot T_g \cdot s \cdot M \cdot N \text{ ton}$$

P r z y k ł a d :

głębokość szybu	$H = 450 \text{ m}$
prędkość ciągnięcia	$v = 15 \text{ m/sek,}$
czas zapychania	$t_1 = 10 \text{ sek,}$
czas manewrowania	$t_2 = 10 \text{ sek,}$
ładunek 1 wózka	$w = 0,75 \text{ ton,}$
wózków na klatce	$m = 4,$
szyb pracuje	$s = 7 \text{ godzin na jedną zmianę}$
czynny jest w ciągu	$M = 2 \text{ zmian na dobę,}$
dni roboczych w roku	$N = 300,$
współczynnik rezerwy	$k = 0,75$
Jaka jest roczna wydajność szybu ?	
Czas jednego wyciągu netto	$t_o = \frac{450}{15} = 30 \text{ sek}$
Całkowity czas jednego wyciągu	$t = 30 + 10 + 10 = 50 \text{ sek}$
Ilość wyciągów w ciągu godziny	$n = \frac{3600}{50} = 72$
Zdolność przewozowa szybu na godzinę	
$T_g = 72 \cdot 4 \cdot 0,75 = 216 \text{ t/godz.}$	
Roczna wydajność szybu $T = 0,75 \cdot 216 \cdot 7 \cdot 2 \cdot 300 =$	
$= 680 \text{ tys. ton.}$	

9. PRZEKROJE SZYBÓW

=====

Szyby mogą być czworokątne, wielokątne, eliptyczne i okrągłe.

a. S z y b y c z w o r o k ą t n e (prostokątne, rzadziej kwadratowe) pogłębia się tylko w skałach dostatecznie zwięzłych ; korzystne są pod tym względem, że szyb daje się łatwo rozdzielić za pomocą przegród drewnianych na przedziały, przy czym belki ścianek przedziałowych służą jednocześnie do wzmocnienia obudowy (fig. 56).



Fig. 56.

Szyby czworokątne obecnie stosuje się rzadko, przeważnie jako płytkie szyby pomocnicze (do opuszczania drzewa, podsadзки itp.). Pogłębianie takich szybów jest trudne i kosztowne, gdyż wycinanie kątów zajmuje dużo czasu. Kształt prostokątny mają zwykle szyby poszukiwawcze.

Do obudowy stosuje się drzewo. Przy obudowie murowanej ściany wykonuje się w kształcie sklepień, wskutek czego przekrój poprzeczny otrzymuje kształt c z w o r o - b o k u o ś c i a n a c h w y p u k ł y c h (fig 57).



Fig.57

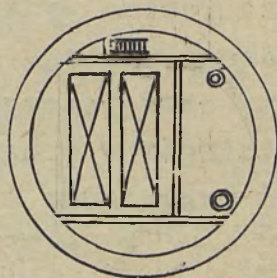


Fig.58

- b. S z y b y o k r ą g ł e (fig.58) o wiele lepiej wytrzymują ciśnienie skał, pogłębianie ich jest łatwiejsze, zwłaszcza gdy chodzi o trudne warunki zgłębiania (w kurzawkach i w skałach wodonośnych). Są najczęściej stosowane.
- c. S z y b y e l i p t y c z n e są rzadko spotykane, mają one nie wiele mniejsze wady jak szyby czworokątne, zalet zaś szybów okrągłych nie posiadają.
- d. S z y b y w i e l o k ą t n e pogłębia się tylko wtedy, jeżeli szyb ma mieć wodotrwałą obudowę drzewną, co w obecnym czasie jest bardzo rzadko stosowane.

Zakładając szyb, należy mu nadać takie wymiary poprzeczne, aby pomieścił klatki z potrzebną liczbą wózków, przedział drabinowy itd. Czasami szyb ma pomieścić dwa wyciągi klatkowe.

W miarę, jak głębokość eksploatacji zwiększa się, starają się szybom dawać większy przekrój, gdyż pogłębianie jednego wielkiego szybu kosztuje taniej, aniżeli dwóch mniejszych. Szyby o średnicy 7 m nie należą już dziś do rzadkości.

Miejsce, w którym szyb wychodzi na powierzchnię ziemi, nazywamy **n a d s z y b i e m** ; połączenie szybu z przecznicyą lub chodnikiem poziomym nazywamy **p o d s z y b i e m** . Podszybie jest zawsze wyższe i szersze od przecznicy. Część szybu poniżej najniższego poziomu, w której zbiera się woda, nazywamy **ż ą p i e m** lub **ż ą p l e m** .

10. POZIOMY I PIĘTRA

=====

Założenie kilku poziomów ma na celu skrócenie dróg przewozowych oraz czasu ich istnienia, a więc i зниżenie kosztów ich utrzymania. Z tych samych względów staramy się zwykle posiadać tylko te wyrobiska w kopalni, które są niezbędne w określonym stadium robót.

Odbudowa poziomów odbywa się od poziomu najwyższego. O ilości poziomów decydują koszty ich założenia : jeżeli koszty te są stosunkowo nieduże, zakładamy większą ilość poziomów. Przy wysokich kosztach ograniczamy się do jednego lub kilku poziomów. Poziomy, którego założenie wymaga znacznych wkładów, powinny istnieć przynajmniej 25 - 30 lat.

Dla skrócenia czasu istnienia wyrobisk dzielimy poziomy na mniejsze części, zwane **pięt r a m i** (fig.59). Wymiary

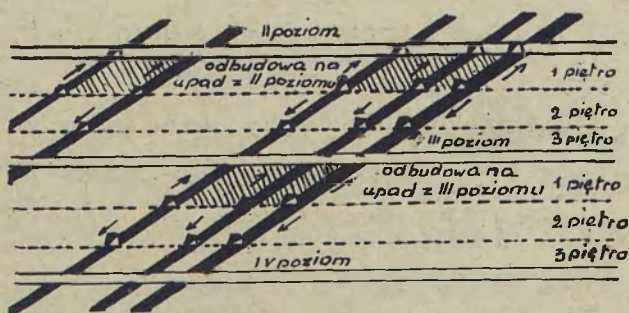


Fig.59

piętra muszą być jak najmniejsze, a jednak takie, by potrzebna ilość robót, dających pełne wydobyście kopalni, mogła być obsadzona na jednym piętrze. Poziom mieścić musi w sobie całkowitą liczbę pięter (przynajmniej jedno piętro).

Piętro jest ograniczone chodnikami piętrowymi, pędzonymi w złożu. Chodnik dolnego piętra pędzony jest na głównym poziomie wydobywczym i nosi nazwę chodnika podstawowego. W każdym piętrze chodnik piętrowy dolny jest chodnikiem przewozowym, górny - wentylacyjnym, a więc jeden i ten sam chodnik będzie względem wyższego piętra chodnikiem przewozowym, względem niższego - wentylacyjnym.

Odległość pochyła między dwoma chodnikami piętrowymi jest wysokością pochyłą piętra, odległość pionowa - wysokością pionową.

Korzystniejsza jest odbudowa pięter od górnego, a jedynie tylko przy odbudowie z podsadzką płynną można odbudowę zaczynać od dołu. Odbudowa może być prowadzona z jednej lub z obu stron piętra (jedno - lub dwuskrzydłowa).

Jeżeli wysokość pochyła piętra wypada zbyt duża, wówczas dzieli się piętro chodnikami pośrednimi na podpiętra.

11. ODBUDOWA NA UPAD

=====

Przy odbudowie górnego piętra każdego poziomu (fig. 59 piętro 1) może zachodzić pytanie, czy urobek należy ciągnąć na poziom górny, czy opuszczać na dolny i następnie z większej głębokości ciągnąć szybem. Wprawdzie ciągnięcie szybami jest zawsze korzystniejsze, aniżeli upadowymi, to jednak przy wyciąganiu upadową zyskuje się nieraz znacznie na długości przewozu. Z tego względu często w praktyce jedno lub dwa górne piętra każdego poziomu odbudowuje się na upad z poziomu wyższego (odbudowa podpoziomowa).

Przy małym upadzie pokładu, kiedy przewóz urobku na dół nie może się odbywać siłą własnego ciężaru i wymaga dodatkowej

siły mechanicznej, opłaca się niejednokrotnie odbudowywać na upad znaczne partie złożeń.

IV. ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE

=====

1. OKREŚLENIE ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH .

Roboty przygotowawcze polegają na pędzeniu w złożu wyrobisk korytarzowych, które łączą wyrobiska odbudowy z miejscem udostępnienia złoża.

Wyrobiska przygotowawcze mogą być pędzone pojedynczo lub podwójnie. W tym ostatnim wypadku pędzone są jednocześnie dwa wyrobiska równoległe w małej od siebie odległości (10 - 20 m), które łączy się ze sobą co 30 - 40 m przecinkami. **P r z e c i n k ą** nazywamy krótkie wyrobisko, łączące dwa inne wyrobiska.

2. SYSTEM POJEDYNCZYCH WYROBISK PRZYGOTOWAWCZYCH

=====

Pędzenie pojedynczych wyrobisk ma tę zaletę, że wypada przy nim mniejsza ilość robót chodnikowych w złożu, w których wydajność pracy górnika jest mniejsza, a zużycie materiałów wybuchowych na tonę urobku w porównaniu z robotami odbudowy jest większe. Poza tym z chodników otrzymuje się urobek droższy, a więc w wypadku np. węgla mniej wartościowy. Wadą chodników pojedynczych jest trudniejsze ich przewietrzanie, wymagające dodatkowych urządzeń wentylacyjnych (przegrody, lutnie, inżektory, wentylatory lutniowe). Jeżeli jednak urbianie w przodku odbywa się za pomocą wrębówek lub wiertar napędzanych sprężonym powietrzem, możliwe jest pędzenie pojedynczego chodnika na dużą odległość bez dodatkowych urządzeń wentylacyjnych (unikać w kopalniach gazowych ze względu na przerwy przewietrzania).

3. SYSTEM PODWÓJNYCH WYROBISK PRZYGOTOWAWCZYCH

Pędzenie chodników podwójnych (fig. 60) jest najczęściej stosowane, zwłaszcza przy dużej ich długości. Zalety : możliwość przewietrzania bez dodatkowych urządzeń wentylacyjnych,

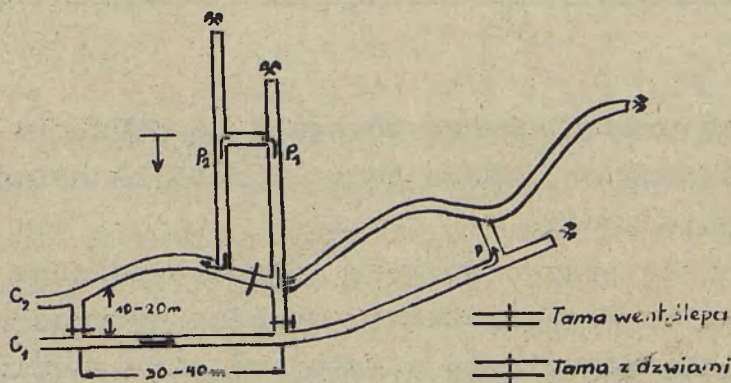


Fig. 60

lepsze wykorzystanie sił roboczych (oba chodniki pędzone są przez jedną obsadę i gdy w jednym odbywa się urabianie, w drugim - ładowanie), otrzymanie w okresie robót przygotowawczych większego wydobywania kopalni, możliwość uniknięcia w chodniku przewozowym gwałtownych skrętów przy złożu pofałdowanym.

a. Chodniki poziome

W czasie pędzenia chodników jeden z nich (zwykle dolny, C_1 , fig. 60) służy dla ruchu ludzi, przewozu urobku, doprowadzenia świeżego powietrza itd. Drugi chodnik (C_2) - równoległy - jest pomocniczy i służy do odprowadzania powietrza zepsutego (wentylacyjny), które kierowane jest do niego przez ostatnią przecinkę (p). Odległość między przecinkami (30 - 40 m) uzależniona jest od możliwości pracy w przodkach, w których wypiana powietrza odbywa się przez dyfuzję.

Jeżeli przodek chodnika pomocniczego (C_2) wyprzedza przodek przewozowego C_1 (o 20 - 40 m), to po napotkaniu fałdy kie-

runek chodnika przewozowego może być odpowiednio złagodzony dla uniknięcia gwałtownych skrętów.

b. P o c h y l n i e

Pochylnia przewozowa P_1 musi być połączona z chodnikiem przewozowym C_1 . Pochylnia pomocnicza P_2 (objazdowa, schodowa), służąca dla ruchu ludzi, może być doprowadzona zarówno do chodnika przewozowego C_1 jak i pomocniczego C_2 . Pochylnie pędzi się zawsze w kierunku prostym.

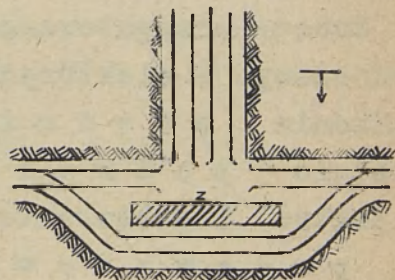


Fig. 61

- Bezpieczeństwo ruchu pod pochylnią przewozową osiąga się:
1. przez z a w a r c i e Z (fig. 61) z drzewa lub muru, zbudowane w rozszerzonej części chodnika pod pochylnią,

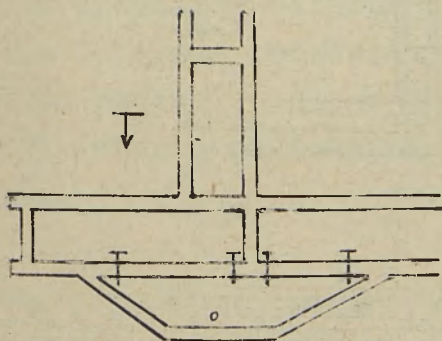


Fig. 62

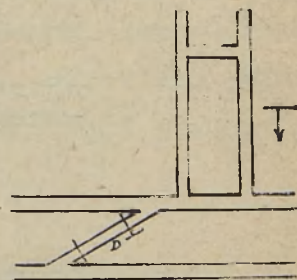


Fig. 63

2. przez wykonanie o b j a z d u O w skale stropowej (fig. 62), lub też
3. przez doprowadzenie pochylni tylko do chodnika pomocniczego, który z przewozowym łączy się za pomocą skośnej przecinki, tzw. d o j a z d u D (fig. 63).

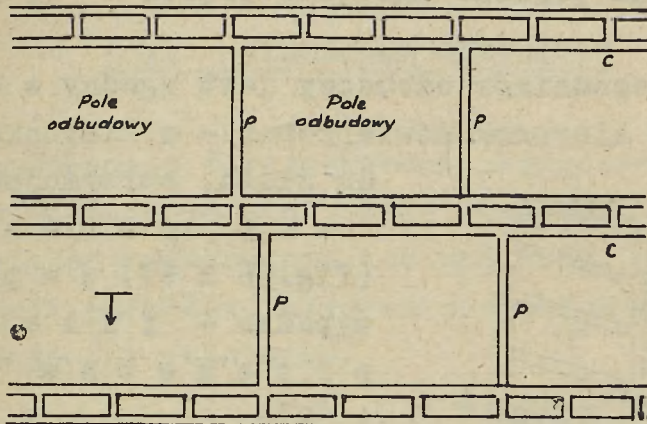


Fig. 65

Przy niektórych systemach odbudowy konieczny jest dalszy podział pól odbudowy na filary . Filary podłużne (fig. 66) otrzymuje się przez przeprowadzenie w polu chodników odbudowy, filary poprzeczne (fig. 67) przez połączenie chodników piętowych lub pośrednich za pomocą dowiezchni . Chodniki odbudowy i dowiezchnie zalicza się do drugorzędnych robót przygotowawczych.

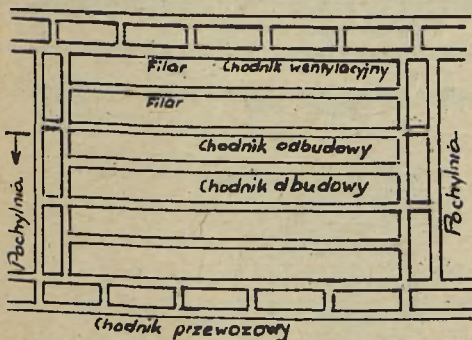


Fig. 66

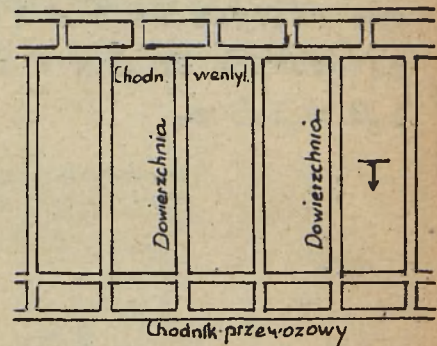


Fig. 67

W rzadszych wypadkach filary te, tzw. długie, dzieli się na jeszcze mniejsze części - filary krótkie.

Jeżeli kierunek chodników odbudowy jest zgodny z kierunkiem rozciągłości, a kierunek dowiezchni - z kierunkiem upa-

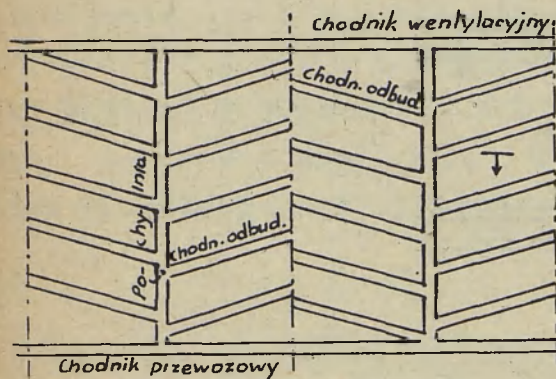


Fig. 68

du złoża, otrzymujemy filary normalne (fig. 66 i 67); w przeciwnym wypadku - filary przekątne (fig. 68 i 69).
W dawniejszych czasach chodniki (zwłaszcza chodniki odbudowy) pędzono o wymiarach możliwie dużych (4 x 4 do 6 x 6 m) dla otrzymania dużej wydajności robotnika na robotach przygotowawczych. W początkach bieżącego stulecia następuje zasadniczy zwrot: dąży się do możliwie szybkiego pędzenia chodników, a w konsekwencji tego następuje zmniejszenie poprzecznych wymiarów chodników i pochylni dwutorowych do 3 x 2 m, a jednotorowych do 2 x 2 lub nawet 1,8 x 1,5 m.

W dawniejszych czasach chodniki (zwłaszcza chodniki odbudowy) pędzono o wymiarach możliwie dużych (4 x 4 do 6 x 6 m) dla otrzymania du-

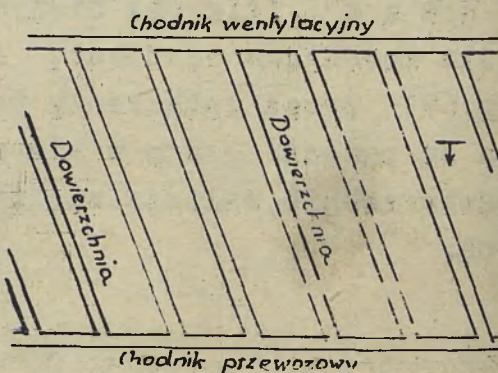


Fig. 69

V. ODBUDOWA ZŁÓŻ

1. WYROBISKA ODBUDOWY

W porównaniu z wyrobiskami przygotowawczymi, wyrobiska odbudowy odznaczają się przede wszystkim krótkotrwałością, co pozwala na zwiększenie ich wymiarów, na obsadzenie większej ilości górników, uzyskanie większego wydobycia i większej wydajności robotnika.

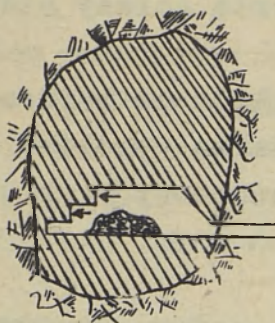


Fig. 70

ono odbudowane całkowicie bez obawy zawalenia się powstałego wyrobiska. W takich wypadkach odbudowa może być prowadzona bezpośrednio po udostępnieniu złoża bez przeprowadzenia jakichkolwiek robót przygotowawczych, a często i bez wzmocnienia czyli obudowy wyrobiska (fig. 70).

Im większe są wymiary wyrobisk, a przede wszystkim przodka odbudowy, tym większa jest koncentracja robót i tym niższe koszty wydobycia. W wielu jednak wypadkach dla zapewnienia bezpieczeństwa pracy wymiary wyrobiska należy znacznie zmniejszyć.

Jeżeli złożo jest nieduże i znajduje się pośród bardzo mocnych skał (np. złożo gniazdowe), może być

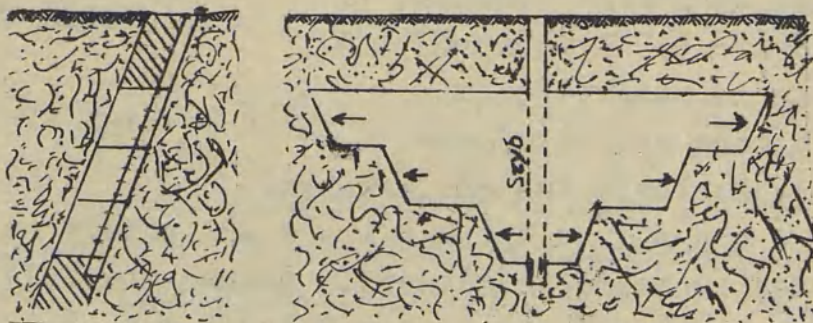


Fig. 71.

W podobny sposób może być również odbudowany górny poziom złóż dużych, ale stosunkowo niegrubych i zalegających stromo pośród bardzo mocnych skał (np. rudy żelazne Szwecji i Finlandji, zalegające pośród granitów i gnejsów, (fig.71).

Przy większej głębokości i małym upadzie muszą już być pozostawione niewybrane filary oporowe (fig.72).

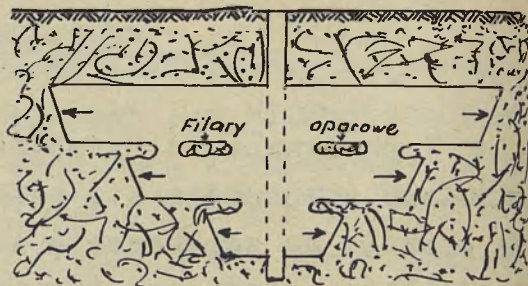


Fig.72

Przy mniej pomyślnych, ale jeszcze bardzo dobrych warunkach (np. odbudowa soli), filary oporowe tworzą ściany otaczając wyrobiska (fig.73).

We wszystkich tych wypadkach, ze względu na bardzo mocne skały, wyrobiska mogą mieć duże wymiary. Takie wyrobiska nazywamy komorami, a odnośne systemy odbudowy - systemami komorowymi.

W skałach bardziej słabych (np. przy odbudowie węgla) wyrobiska odbudowy nie mogą być utrzymane przez dłuższy czas i w ślad za odbudową następuje ich likwidacja przez wypełnienie czyli podsadzenie skałą płonną lub zawalenie się stropu. Komunikowanie się z szybami musi tu odbywać się przez specjalne wyrobiska chodnikowe (przygotowawcze). Wyrobiska te dzielą złoża na części (pola, filary), które mogą być odbudowywane systemem ubierkowym lub zabierkowym.

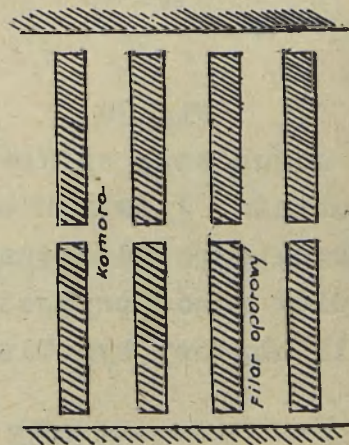
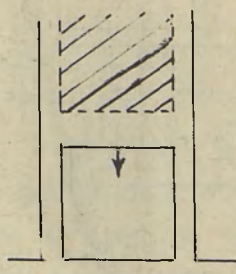
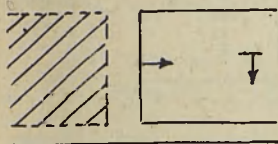


Fig. 73

Odbudowa ubierkowa polega na tym, że przodek znacznej szerokości (długości) posuwa się bądź w kierunku rozciągłości (system podłużny, fig.74), bądź też w kierunku upadu lub wzniesienia (system po-

przeznaczony, fig.75 i 76). W ślad za posuwającym się

Odbudowa ubierkowa podłużna.



Odbudowa ubierkowa poprzeczna.

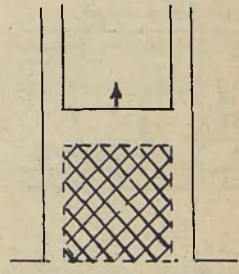


Fig.74

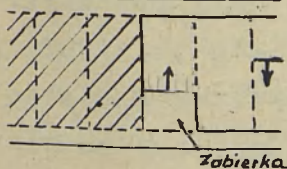
Fig.75

Fig.76

przodkiem następuje likwidacja wyrobiska odbudowy. Długi przodek przy systemach ubierkowych nosi nazwę *ś c i a n y*.

O d b u d o w a z a b i e r k o w a polega na wybieraniu przygotowanej części złoża wąskimi przodkami, przy czym każdy wybrany odcinek likwiduje się (zawala się, podsadza się),

Odbudowa zabierkowa podł.



Odbudowa zabierkowa poprzeczna.

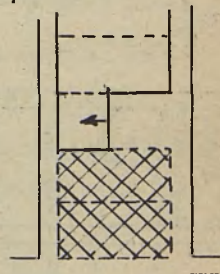
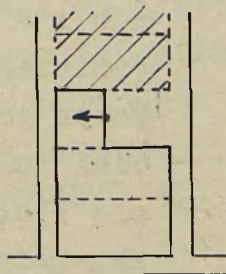


Fig.77

Fig.78

Fig.79

po całkowitym jego odbudowaniu. Wyróżniamy tu również s y s t e m y p o d ł u ż n y (fig.77) i p o p r z e c z n y (fig.78). Wyrobisko odbudowy nosi tu nazwę z a b i e r k i.

Zabierka może być prowadzona w bezpośrednim sąsiedztwie z odbudowaną częścią złoża („z a b i e r k a b e z n o g i” fig.77,78,79) lub też może być oddzielona od niej filarem oporowym (3 - 4 m grub.), tzw. n o g ą, („z a b i e r k a

z nogą "fig.80), dla utrzymania stropu nad będącą w odbudowie zabierką. Gdy nie chodzi o podtrzymanie stropu, lecz

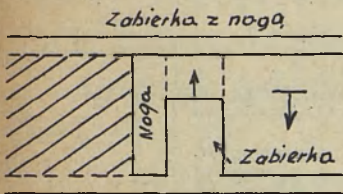


Fig. 80

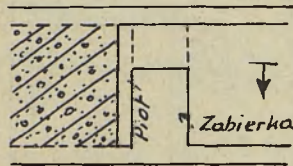


Fig. 81

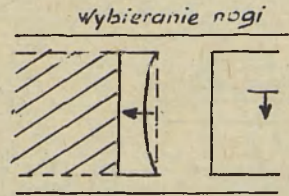


Fig. 82

jedynie o odgrodzenie się od sąsiedniej odbudowanej i np. podsadzonej części złoza, zamiast nogi stosuje się małej grubości (około 1 m) p ł o t (fig.81). Po wybraniu zabierki zwykle przystępuje się do częściowego przynajmniej wybrania nogi sposobem ubierkowym (fig.82).

Fig.83.

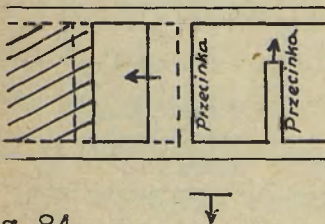
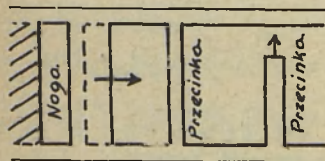


Fig.84.



W niektórych wypadkach stosuje się również odbudowę ubierkową z nogą. Wybieranie złoza sposobem ubierkowym rozpoczyna się tu z dowierchni lub przecinki (przy systemie podłużnym). Zależnie od kierunku wybierania złoza możemy mieć odbudowę ubierkową z nogą w kierunku odbudowanej przestrzeni (fig.83) lub też w kierunku calizny (fig.84).

Systemy ubierkowe w zastosowaniu do odbudowy całych pól noszą nazwę systemów ścianowych, w zastosowaniu zaś do odbudowy filarów - systemów filarów ubierkowych. Na tej samej zasa-

dzie systemy zabierkowe dzielą się na systemy dłu-
gich zabierek i systemy filaro-
we zabierkowe.

2. ZACHOWANIE SIĘ STROPU PRZY ODBUDOWIE

=====

Pod względem zachowania się stropu przy odbudowie może on być odniesiony do jednej z trzech grup :

1. strop giętki - przy skałach plastycznych lub uginających się ;
2. strop sztywny - przy skałach zwięzłych i mocnych ;
3. strop kruchy - przy skałach słabych.

Możliwa jest poza tym nieskończona ilość postaci przejściowych.

a. Przy stropie giętkim i małej grubości złoża skały stropowe mogą się ugiąć bez tworzenia za-
wałów, a przy wyjątkowo plastycznych - nawet bez pęknięć, za-
ciskając po pewnym czasie całkowicie utworzone wyrobisko.

Dla umożliwienia łagodnego ugięcia się stropu przy odbudo-
wie złożów większej grubości musi być zastosowana podsadzka. Każda
podsadzka jest w mniejszym lub większym stopniu ściśliwa. Im
dokładniej jest wykonana podsadzka i im mniejsza jest jej ściś-
liwość, tym przy mniej plastycznych skałach i przy większej
grubości złoża osiągnąć można ugięcie się stropu.

Ściśliwość podsadzki :

Podsadzka sucha :

podsadzanie ręczne	40 - 50%	) Obniżenie stropu przy podsadzce częściowej jest większe, aniżeli przy pełnej.
" maszynowe	20 - 25%	
" pneumatyczne	20 - 25%	

Podsadzka płynna :

piasek kwarcowy	5 - 10%
żużle wielkopiecowe	do 25%
materiał gliniasty	do 30%.

Podobną rolę, jak podsadzka, odgrywają również pozostawione w odbudowanej przestrzeni s t o s y (kaszty). Ścisłość stosów z miękkiego drzewa - 40 - 50% ; z drzewa twardego - mniejsza. Dla zmniejszenia ścisłości stosów z drzewa miękkiego wypełnia się je skałą płoną.

Przy dostatecznie szczelnej podsadźce oraz przy odpowiednio dużym postępie przodka unika się załamania stropu : stojaki (słupy) na pewnej odległości od przodka zostają złamane (fig.85),



Fig.85.

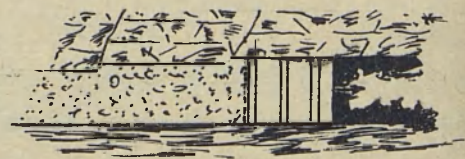


Fig.86

strop zaś łagodnie osiada na podsadźce. Jeżeli odbudowa zostanie zatrzymana, to po pewnym czasie następuje zwykle załamanie się stropu wzdłuż przodka.

b. W wypadku zalegania w stropie s k a ł m o c n y c h n i e u g i n a j ą c y c h s i ę (np. grube warstwy piaskowca) utrzymuje się on bez załamania często nawet nad dużą odbudowaną przestrzenią. W miarę jednak jej powiększania się musi nastąpić moment przekroczenia wytrzymałości skał, nagłe ich załamanie się i osiadanie całą masą (fig.86). Takie nagłe zawały się gają zwykle aż do przodka i stanowią duże niebezpieczeństwo dla górników. Przez zastosowanie możliwie szczelnej podsadzki niebezpieczeństwo to zostaje zmniejszone, lecz nie usunięte całkowicie, gdyż w niektórych wypadkach skały nie uginają się na wielkość ścisłości bardzo nawet dobrej i szczelnej podsadzki i przy nagłym załamaniu osiadają całą swą masą na podsadźce.

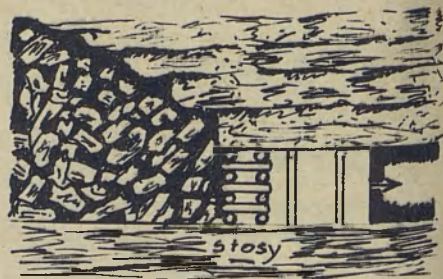


Fig.87.

Załamania takie, sięgające aż do przodka, powtarzają się systematycznie w mniej więcej równych odstępach, których wielkość zależna jest od grubości i wytrzymałości skał stropowych.

c. P r z y k r u c h y c h s k a ł a c h
s t r o p o w y c h , które łatwo łamią się na mniejsze bryły, można w ślad za posuwającym się przodkiem wywoływać systematyczne zawały w pewnej odległości od przodka przez wyjęcie (wyrabowanie) obudowy (fig.87) po uprzednim jednak zabezpieczeniu przodka za pomocą specjalnie mocnej obudowy (organy, stosy). Niebezpieczeństwo przy tego rodzaju odbudowie może mieć miejsce w wypadku, gdy 1^o skały stropowe są tak słabe, że nie da się je utrzymać nawet na wąskiej przestrzeni wzdłuż przodka lub gdy 2^o nie da się wywołać zawałów mniejszymi partiami. Przy odbudowie ścianowej najkorzystniejsze warunki mamy wtedy, gdy celowe zawały daje się wywoływać co 2 pola obudowy (około 2,4 m), gorsze warunki - gdy zawały należy wywoływać co 3 lub co 1 pole obudowy (3,6 m lub 1,2 m), w wypadku zaś gdy wywoływanie zawałów jest możliwe dopiero po wyrabowaniu obudowy na czterech lub więcej polach obudowy (powyżej 4,8 m), zachodzi już duże niebezpieczeństwo odbudowy na zawał.

Przy stropie kruchym zawalisko odgrywa rolę podsadzki (samopodsadzanie wyrobiska) i nad tą strefą zawału o wysokości równej około 4-krotnej grubości złoża znajduje się strefa spękania, a nad nią strefa ugięcia.

3. KLASYFIKACJA SYSTEMÓW ODBUDOWY

=====

a. Zależnie od tego, czy odbudowa prowadzona jest pod otwartym niebem, czy też za pomocą wyrobisk podziemnych, wszystkie systemy odbudowy objąć można w dwie duże grupy :

s y s t e m y o d b u d o w y o d k r y w k o -
w e j i s y s t e m y o d b u d o w y p o d -
z i e m n e j .

b. Pod względem zachowania się stropu złoża nad odbudowywaną przestrzenią, systemy odbudowy podziemnej mogą być podzielone na systemy

k o m o r o w e
u b i e r k o w e i
z a b i e r k o w e .

e. Wszystkie systemy ubierkowe i zabierkowe mogą być :
podłużne lub poprzeczne ,
normalne lub przekątne ,
bez nogi lub z nogą .

na całą grubość złoza, oraz

odbudowa warstwami $\left\{ \begin{array}{l} \text{równoległymi do uławicenia} \\ \text{w poprzek uławicenia} \end{array} \right. \left\{ \begin{array}{l} \text{poziomymi} \\ \text{pochyłymi} \end{array} \right.$

g. Poza tym odbudowa podziemna może być prowadzona:
bez podsadzki lub
z podsadzką {częściową
zupelną.

[illegible]

Jeżeli źródło minerału użytecznego wychodzi bezpośrednio na powierzchnię lub zalega w pobliżu jej (mała grubość nadkładu), eksploatacja całości źródła lub jego części może być prowadzona robotami odkrywkowymi.

Na wybór systemu odbudowy podziemnej wywierają wpływ :

- a. charakter skał,
- b. grubość złoża
- c. wielkość upadu i inne czynniki.

a. Charakter skał

Przy skałach wybitnie plastycznych (np. iły) najodpowiedniejsze są systemy odbudowy z ugięciem się stropu, przede wszystkim systemy ubierkowe. W wypadkach wyjątkowych, przy małej grubości pokładu, stosowane są systemy ubierkowe bez podsadzki, w większości jednak wypadków z podsadzką.

Przy skałach mniej plastycznych, ale o znacznej zdolności uginania się, a jednocześnie i dostatecznie kruchych (np. łupki ilaste) mogą być stosowane systemy ubierkowe zarówno z podsadzką jak i na zawal.

Przy zwiększaniu się kruchości skał stają się coraz mniej odpowiednie systemy odbudowy z podsadzką, a przy wyjątkowo kruchych i mało związanych skałach nie nadają się w ogóle systemy ubierkowe i bardziej odpowiednie stają się systemy filarowe zabierkowe. Wymiary zabierek muszą być tym mniejsze, im słabszy jest strop.

Jeżeli złoża zalega pośród bardzo mocnych skał, mogą być stosowane systemy komorowe lub systemy długich zabierek. Gdy chodzi o ochronę powierzchni lub o zabezpieczenie skał stropowych, np. w celu niedopuszczenia wody, do kopalni soli, pozostawia się między komorami mocne filary oporowe (fig.88) i prowadzi się odbudowę z ochroną stropu przed opuszcza-



Fig.88.

n i e m s i ę : b e z p o d s a d z k i , jeżeli nie tylko skały stropowe, lecz i samo złoże jest bardzo mocne, lub z podsadzką, jeżeli strop jest mocny, a skała tworząca złoże słaba. W tym wypadku podsadzka nie ma na celu podtrzymania stropu, lecz wzmocnienie pozostawionych filarów oporowych. Jeżeli nie chodzi o ochronę stropu, pozostawia się cieńsze filary ochronne, które z biegiem czasu zostają zgniecione ; mamy wtedy odbudowę komorową lub długimi zabierkami na zawał. Przy zastosowaniu systemu zabierkowego pod mocnymi skałami zawał następuje zwykle dopiero po wybraniu kilku sąsiednich zabierek, obejmuje na raz większą przestrzeń, a więc może objąć również będącą w odbudowie zabierkę. Dla zmniejszenia skutków takich zawałów wskazane jest zastosowanie możliwie szczelnej podsadzki lub oddzielenie będącego w odbudowie wyrobiska odpowiednio mocną nogą (odbudowa zabierkowa lub ubierkowa z nogą). Ten drugi wypadek należy stosować raczej pod stropami średnio mocnymi, które umożliwiają zawały co 15 - 20 m.

b. G r u b o ś ć z ł o ż a

Do p o k ł a d ó w c i e n k i c h zalicza się pokłady, w których nie mieści się chodnik normalnych wymiarów i roboty przygotowawcze muszą być prowadzone z przybierką spągu lub stropu, tzn. p o k ł a d y o g r u b o ś c i d o 1,5 m. Do pokładów ś r e d n i e j g r u b o ś c i zalicza się pokłady 1,5 - 4 m. Do p o k ł a d ó w g r u b y c h zalicza się pokłady, w których możliwe jest jednoczesne przeprowadzenie chodników zarówno po spągu, jak i pod stropem lub w środku pokładu, jeden nad drugim, a więc pokłady o grubości równej przynajmniej podwójnej wysokości normalnego chodnika, tzn. p o w y ż e j 4 m.

W ł a ś c i w e s y s t e m y u b i e r k o w e (bez nogi) nadają się głównie do odbudowy pokładów cienkich i częściowo średniej grubości (do 2,5 m). Możliwe jest tu zastosowanie odbudowy zarówno z u g i ę c i e m s i ę s t r o p u

pu, jak i z jego zawałeniem. Przy odbudowie na zawał dla ochrony przodka stosuje się organy, czyli

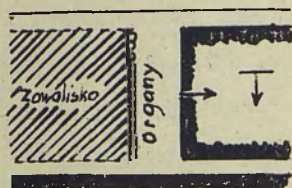


Fig. 89

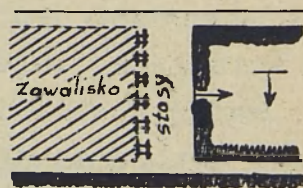


Fig. 90

rzęd stojaków jeden obok drugiego (fig. 89), lub przenośne stosy (fig. 87 i 90), z kantowego i twardego drzewa długości około 1 m lub ze starych szyn kolejowych. W ostatnich latach zamiast organów i stosów zaczęto z powodzeniem stosować stojaki żelazne.

Przy odbudowie pokładów średniej grubości (do 4 m) systemem ubierkowym należy stosować szczelną i nieściśliwą podsadzkę, utrzymując ją możliwie blisko przodka.

Odbudowa ścianowa z nogą na zawał może być stosowana tylko do pokładów mniejszych grubości (do 2 m), w pokładach zaś grubszych (do 4 m) system ten może być stosowany tylko w odmianie filrowej ubierkowej z nogą.

Systemy zabierkowe mogą być stosowane do pokładów każdej grubości, to jednak są one korzystniejsze od ubierkowych tylko przy odbudowie pokładów grubych.

Ponieważ pędzenie bardzo wysokich przodków połączone jest zawsze z dużym niebezpieczeństwem i niewygodą, ponieważ istnieje



Fig. 91

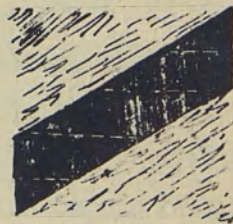


Fig. 92

np. w wypadku węgla) przepisana granica tej wysokości (7-8 m), rzeto pokłady dużej grubości odbudowuje się często warstwami nachylnymi (fig.91) lub poziomymi (fig.92).

Jeżeli stosowana jest podsadzka, to wielkość, na jaką zostanie ona ściśnięta, zależy od grubości pokładu, a wobec tego przy bardzo małej grubości pokładów podsadzka nie jest potrzebna. Przy większej grubości pokładów (do 1,2 m) wystarcza podsadzka częściowa (fig.93) ; przy grubości do 2 m - podsadzka pełna sucha,

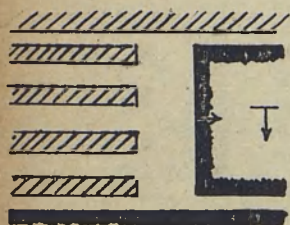


Fig. 93

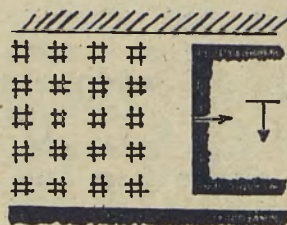


Fig.94

powyżej tej grubości - podsadzka płynna. Przy skałach mocnych (piaskowiec) szczelność podsadzki musi być większa, a więc nawet pokładach cienkich należy stosować wtedy podsadzkę pełną.

Czasami przy odbudowie pokładów do 2 m grubości zamiast podsadzki stosuje się stosy, pozostawione na stałe w starych zro-
wach (fig.94).

P o d s a d z k a p ł y n n a s t o s o w a n a
jest za nielicznymi wyjątkami tylko przy odbudowie pokładów grub-
zych, najczęściej warstwami 3 - 4 m grubości.

c. I n n e c z y n n i k i

Przy większym upadzie pokładów (powyżej 25 - 30°) należy
unikać przodków pędzonych w kierunku wzniesienia, jak również
bucich przodków (ścianowych) pędzonych w kierunku rozciągłości,
to ze względu na możliwość staczania się urobku po spągu, wybi-
anie obudowy oraz niebezpieczeństwo dla ludzi.

Z tego względu przy dużym upadzie pokładu najodpowiedniej-
sze są systemy zabierkowe (wąski przodek) poprzeczne (posuwa-
jące się w kierunku rozciągłości). W systemach zabierkowych po-
łużnych przodek posuwać się winien w kierunku upadu. Poza tym

mogą być stosowane systemy filarowe ubierkowe podłużne przy małej długości przodka. W wypadku zastosowania systemu ścianowego

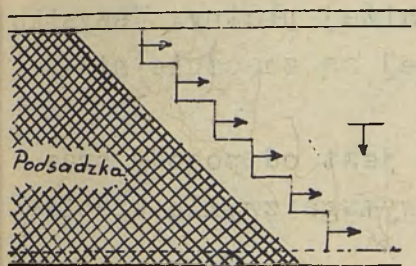


Fig. 95

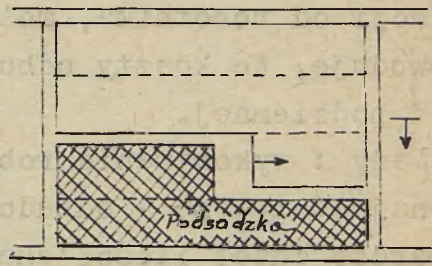


Fig. 96

podłużnego - dla ochrony ludzi musi być przodek ustepliwy - schodowo - stropowy (fig. 95) o małej długości poszczególnych odcinków lub też odbudowa pasami (fig. 96).

Jeżeli pokład przecięty jest gęstą siecią uskoków lub jest bardzo pofałdowany i o nierównym spągu, jak również w miejscach dużego ciśnienia, odbudowa ścianowa napotyka na duże trudności i wówczas nawet przy odbudowie pokładów cienkich stosuje się systemy filarowe.

Środki przewozowe wpływają również na wybór systemu odbudowy i zmuszają często do zmniejszenia długości przodka, a wskutek tego zamiast systemu ścianowego musimy niekiedy stosować filarowy ubierkowy. Przy przewozie w chodnikach odbudowy za pomocą wózków, stosuje się normalny system filarowy (chodnik pędzi się z bardzo małymi wzniesieniami), w wypadku zastosowania rylnien wstrząsanych - przekątny (znaczne zwiększenie wydajności rylnien ułożonych pochyło).

Oprócz tego o wyborze systemu odbudowy może zadecydować stosowany sposób urabiania, rodzaj podsadzki, przewietrzania i inne czynności.

5. ODBUDOWA ODKRYWKOWA

=====

Zalety odbudowy odkrywkowej : w dzień roboty odkrywkowe nie wymagają sztucznego oświetlenia ; odpadają koszty obudowy i przewietrzania, złoże może być odbudowane bez żadnych strat,

względnie straty te są bardzo małe; łatwe urabianie, przewóz i dozór nad robotnikami ; wydajność robotnika jest znacznie wyższa ; roboty odkrywkowe wymagają znacznie mniejszych kwalifikacji od robotnika, może więc on być niżej płatny. Wszystko to powoduje, że koszty odbudowy odkrywkowej są znacznie niższe od podziemnej.

Wady : wykonywanie robót uzależnione jest od pogody oraz - co najważniejsze - odbudowa odkrywkowa wymaga zwykle urabiania bardzo dużej ilości skały płonnej.

6. SYSTEMY ODBUDOWY ODKRYWKOWEJ

Roboty odkrywkowe prowadzone są zawsze warstwami poziomymi, przy czym zbiera się osobno nakład A, a następnie odbudowuje się złoże B (fig.97). Roboty odbudowy rozpoczyna się

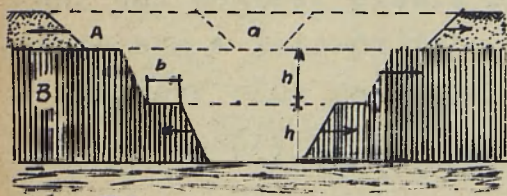


Fig.97

wąskim wcięciem a. Odstęp między warstwami (b) nie może być mniejszy od 2 m przy urabianiu ręcznym i odstawie ludźmi, a 3 m - przy odstawie konnej i jeszcze większy - przy urabianiu maszynami lub za pomocą materiałów wybuchowych oraz odstawie lokomotywami.

Nachylenie przodka do poziomu (φ°) nie może być większe od na

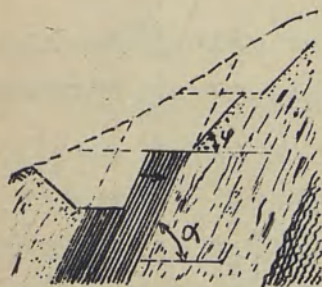


Fig. 98



Fig.99

turalnego stoku skały. Jeżeli złoże jest bardzo strome ($\alpha^0 > \varphi^0$), zachodzi konieczność odbudowy skały stropowej i spągowej (fig. 98); jeżeli $\alpha^0 < \varphi^0$ musi być odbudowana tylko skała stropowa (fig. 99).

Odbudowa może być jedno -, dwu -, i wieloskrzydłowa, przy czym przodek może posiadać kierunek stały (fig. 100, 101, 102), lub też posuwać się wachlarzowato (fig. 103, 104, 105).

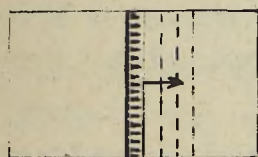


Fig. 100

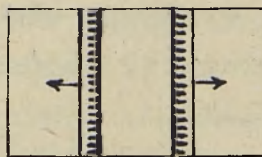


Fig. 101.

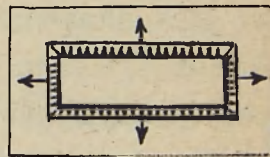


Fig. 102

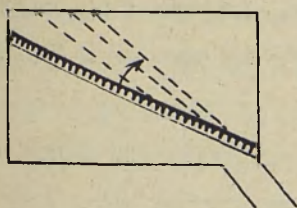


Fig. 103

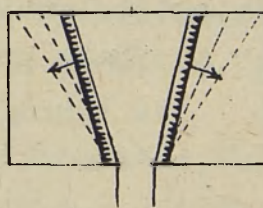


Fig. 104

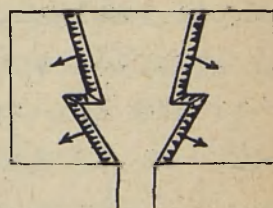


Fig. 105

Przodek ścianowy może być jednolity (przy przewoźniku równoległym do ściany, fig. 106) lub ustepliwy (przy przewoźniku w kierunku prostopadłym do przodka, fig. 107).



Fig. 106

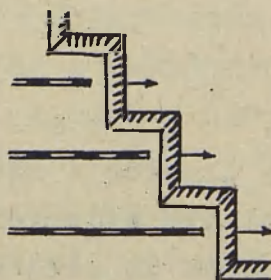


Fig. 107



Fig. 109

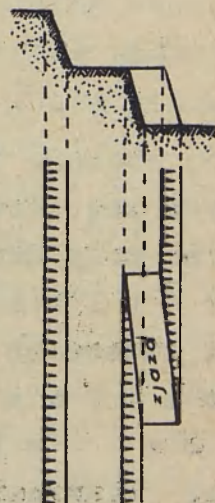


Fig. 108

Dla wyciągnięcia urobku przy przewozie ręcznym lub konnym wykonuje się z j a z d y między poziomami poszczególnych warstw (fig.108). Przy wyciąganiu mechanicznym układa się w każdej warstwie tory i w pewnym miejscu urządza się wyciąg po r ó w n i p o c h y ł e j (nachylenie 1:2 - 1.4) z ułożonymi na niej torami (fig.109). Oprócz dróg przewozowych muszą być przewidziane również rowy odwadniające.

Dla odstawy urobku wykonuje się czasami w y r o b i s k p o d z i e m n e : sztolnie, chodniki, szyby, szybiki i wyrbiska pochyłe (fig.110,111).

U r a b i a n i e s k a ł y może być prowadzone ręcznie, sposobem hydraulicznym, maszynowym oraz przy użyciu materiałów wybuchowych.

Przy ręcznym urabianiu węgla brunatnych, kaolinu, miękkich rud żelaznych itp. używa się kilofów lub oskardów ; w luźnych piaskach praca ogranicza się do ich ładowania łopatami.

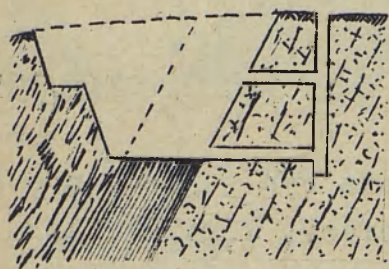


Fig. 110

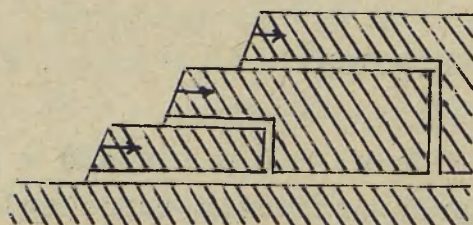


Fig.111

U r a b i a n i e h y d r a u l i c z n e za pomocą monitorów stosuje się do piasków i złóż okruchowych. W tym celu podmywa się przodek silnym strumieniem wody, skały zsuwają się a prąd wody unosi urobek do miejsca przeznaczenia.

U r a b i a n i e m a s z y n o w e za pomocą czeperek jest stosowane do skał miękkich i średniej twardości.

U r a b i a n i e z a p o m o c ą m a t e r i a ł ó w w y b u c h o w y c h stosowane jest do skał twardych. Wiercenie otworów strzelniczych przy mniejszej wy-

kości warstw prowadzi się zwykle z górnego poziomu w kierunku pionowym ku dołowi. Przy większej wysokości warstw oprócz otworów pionowych daje się czasami również i poziome lub nieco pochylone. Czasami ładunek umieszcza się w naturalnej szczelinie skały.

Odbudowa odkrywkowa pozwala na zastosowanie o wiele większych ładunków materiałów wybuchowych, aniżeli pod ziemią.

Dla umieszczenia w otworze dużego (kilkadziesiąt lub kilkasetkilowego) ładunku rozszerza się dno otworu przez jednorazowe lub kilkakrotne odstrzelanie w nim mniejszych ładunków.

Przy masowym wydobyciu bazaltu, porfiru, wapienia itp. skał, rzadziej rud, stosuje się komorowy sposób strzelania: pędzi się sztolnie lub szyby z powierzchni ziemi i wykonuje się odpowiedniej wielkości komory strzelnicze. Po umieszczeniu w komorze materiału wybuchowego (do kilku tysięcy kg) podsadza się sztolnię lub chodnik skałą lub piaskiem, czasami daje się jeszcze korek z betonu i odstrzeliwuje się.

Do skał łamliwych (węgle brunatne, wapień, anhydryt, piaskowiec itp.) dla otrzymania urobku w dużych blokach stosowany bywa specjalny sposób urabiania, przy którym materiały wybuchowe mają tylko znaczenie pomocnicze. Część calizny, ograniczona szczeliną naturalną lub wykonanymi wcięciami (wrębami) zostaje podrobiona całkowicie lub częściowo chodnikami (fig. 112). Calizna jest podtrzymywana za pomocą obudowy, częściowej podsadzki lub filarów, pozostawionych między chodnikami. Podpory zostają wysadzone za pomocą materiałów wybuchowych, podrobiona calizna zawala się i rozpada na kawałki pod wpływem własnego ciężaru.

N a c h y l e n i e p r z o d k a (φ°) do poziomu zależy od kąta naturalnego stoku skał. Przy piasku i żwirze - zależnie od stopnia ich scementowania - oraz przy glinie i miękkim ile daje się kąt nachylenia przodka od 40° do 60° , przy mocnym ile, kaolinie, kredzie i ziemistym węglu brunatnym do 75° ; przy skałach twardych do 90° . Naturalny stok skał uławiconych oraz posiadających łupliwość i szczelinowatość zależy poza tym od kąta ich nachylenia oraz kierunku posuwania się przodka. W wypadku, gdy uławicenie, łupliwość lub szczelinowatość mają

upad skierowany ku przodkowi (fig.113), kąt nachylenia przodka musi być mniejszy, natomiast przy kierunku upadu od przodka (fig.114) - może być on większy. Pionowa wysokość przodka zależy w dużej mierze od zastosowanego sposobu urabiania: przy urabianiu ręcznym wynosi ona kilka metrów, przy urabianiu za pomocą czeparki - kilkanaście lub nawet kilkadziesiąt metrów, przy zastosowaniu materiałów wybuchowych i skałach twardych - dochodzi nawet do 60 m.

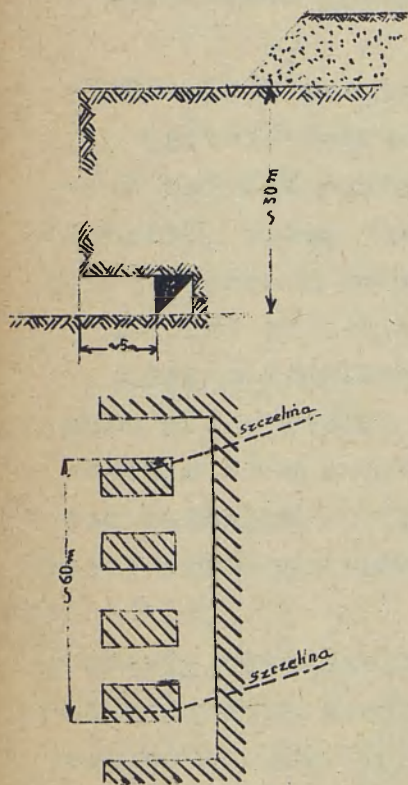


Fig. 112

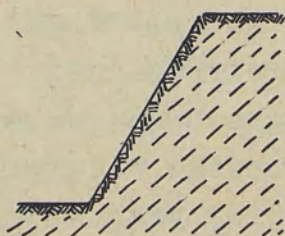


Fig.113

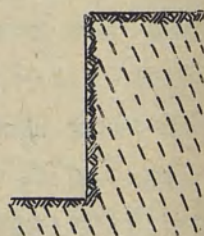


Fig.114

7. RENTOWNOŚĆ ODBUDOWY ODKRYWKOWEJ

=====

Koszty wydobywania 1 tony minerału użytecznego sposobem odkrywkowym są zwykle niższe od kosztów wydobywania 1 tony sposobem podziemnym, to jednak przy odbudowie odkrywkowej zachodzi potrzeba wydobywania jednocześnie większej ilości skały płonnej, a wskutek tego przy mniejszej grubości nadkładu opłaca się lepiej odbudowa odkrywkowa, przy dużej zaś jego grubości - odbudowa podziemna.

Tak więc granica rentowności odbudowy odkrywkowej uzależniona jest w dużym stopniu od stosunku objętości wydobytej przy robotach odkrywkowych skały płonnej i minerału użytecznego. Zwykle opłaca się prowadzić odbudowę odkrywkową, jeżeli stosunek ilości wydobytej skały płonnej i minerału użytecznego nie przekracza 4. Dla bardziej wartościowych minerałów użytecznych stosunek ten może być wyższy i dochodzi do 7 a nawet do 10. Wielkość tego stosunku zależy poza tym od zastosowanego sposobu urabiania i stopnia zmechanizowania kopalni.

8. PODZIEMNA ODBUDOWA POKŁADÓW WĘGLA

=====

C i e n k i e p o k ł a d y węgla kamiennego odbudowywane są najczęściej s y s t e m e m ś c i a n o w y m podłużnym i rzadziej - ścianowym poprzecznym. Dla zmniejszenia kosztów eksploatacji dąży się w miarę możliwości do stosowania odbudowy ścianowej na zawał. Jeżeli warunki stropowe na to nie pozwalają, stosuje się podsadzkę suchą, częściową, a w ostateczności (pod mocnym i nieuginającym się stropem) podsadzkę suchą zupełną lub stosy, pozostawione na stałe w starych zrobach (fig.94). Podsadzka płynna przy odbudowie cienkich pokładów na ogół nie znajduje zastosowania.

Przy odbudowie p o k ł a d ó w ś r e d n i e j g r u b o ś c i znajduje zastosowanie s y s t e m ś c i a n o w y z p o d s a d z k ą p ł y n n ą zarówno w odmiennie podłużnej jak i poprzecznej oraz s y s t e m f i l a r o w y u b i e r k o w y n a z a w a ł . Poza tym w wypadku mocnego stropu często stosowane są s y s t e m y d ł u g i c h z a b i e r e k z podsadzką płynną, znacznie natomiast rzadziej spotykamy przy odbudowie pokładów średniej grubości systemy filarowe zabierkowe.

Odbudowę p o k ł a d ó w g r u b y c h (powyżej 4 metrów) prowadzi się zazwyczaj bądź to systemem filarowym na zawał czyli tak zwanym "systemem śląskim", bądź też warstwa-

mi pochyłymi lub poziomymi z podszadzką płynną.

Jak z powyższego widzimy, najczęściej stosowanymi systemami odbudowy pokładów węgla są :

Pokłady	{	1.	system ścianowy podłużny na zawał
cienkie	{	2.	" " " z podszadzką suchą
Pokłady	{	3.	" " " z podszadzką płynną
średniej	{	4.	" " poprzeczny " "
grubości	{	5.	" długich zabierek z podszadzką płynną
Pokłady	{	6.	" filarowy zabierkowy na zawał (syst.śląski
grube	{	7.	" odbudowy warstwami pochyłymi z pods.płyn
	{	8.	" odbudowy warstwami poziomymi " "

Węgłe brunatne odbudowuje się często systemem krótkich filarów.

9. ODBUDOWA ŚCIANOWA PODŁUŻNA NA ZAWAŁ

a. R o b o t y p r z y g o t o w a w c z e

Roboty przygotowawcze we właściwym systemie ścianowym (bez nogi) mogą być ograniczone wyłącznie nie tylko do przeprowadzenia chodników piętrowych : dolnego - przewozowego , i górnego - wentylacyjnego, jak to jest pokazane na fig.115. Jeżeli wysokość pochyła piętra jest duża, przeprowadza się dodatkowo chodnik lub chodniki pośrednie (fig.116). Odległość między ograniczającymi ścianę chodnikami waha się w praktyce od kilkudziesięciu metrów do 100, 200, a nawet 400 metrów i najczęściej wynosi około 100 metrów.

Przy prowadzeniu robót górniczych należy zawsze się liczyć z możliwością natrafienia na nieprzewidziane i niesprzyjające warunki, przy których może się zawalić strop w miejscu pracy. Bezpośrednio przed zawałem zachodzą zwykle zjawiska ostrzegawcze, jak np.trzask obudowy drzewnej, a wskutek tego

górnicy mają pewien krótki okres czasu dla ucieczki do chod-

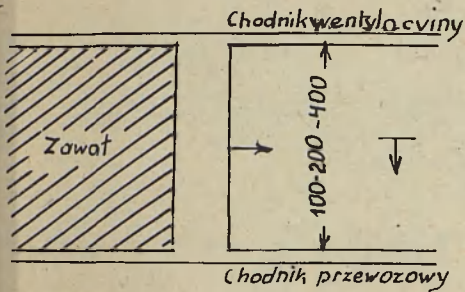


Fig. 115

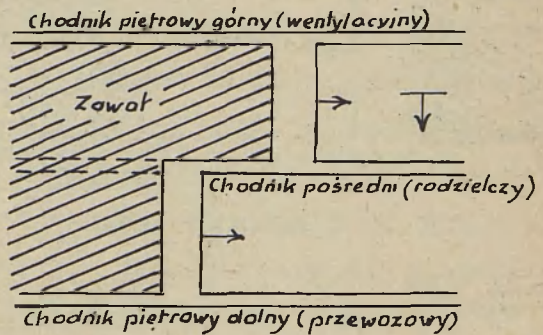


Fig. 116

nika przewoźowego lub wentylacyjnego. Ucieczka do chodników tych przy zbyt długich ścianach jest niepewna i dlatego też w takich wypadkach muszą być przewidziane chodniki ucieczkowe. Odległość tych chodników (fig. 117) nie przekracza zwykle 100 m i łączy one wyrobisko odbudowy z pochylnią.

Roboty przygotowawcze mogą być prowadzone systemem chodników pojedynczych lub podwójnych. Należy przy tym mieć na uwadze, że chodnik, który przy odbudowie

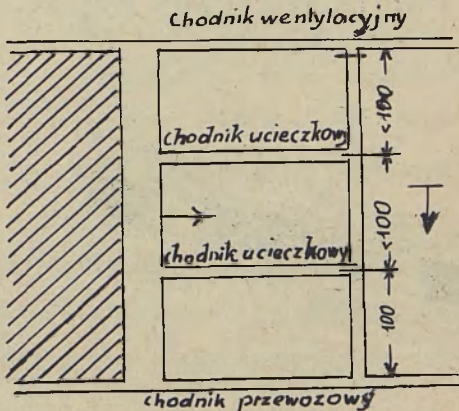


Fig. 117

górnego piętra był przewoźowym, przy następnej odbudowie piętra dolnego będzie wentylacyjnym, a więc będzie musiał on być zachowany przez czas dłuższy. Dlatego też w wypadku chodnika pojedynczego będzie musiał on być odpowiednio zabezpieczony, np. pasem podsadzki (fig. 121) lub stosami (fig. 118). W wypadku większego ciśnienia utrzymanie w ten sposób chodnika byłoby zbyt trudne, a wskutek tego musimy tu zastosować system chodników

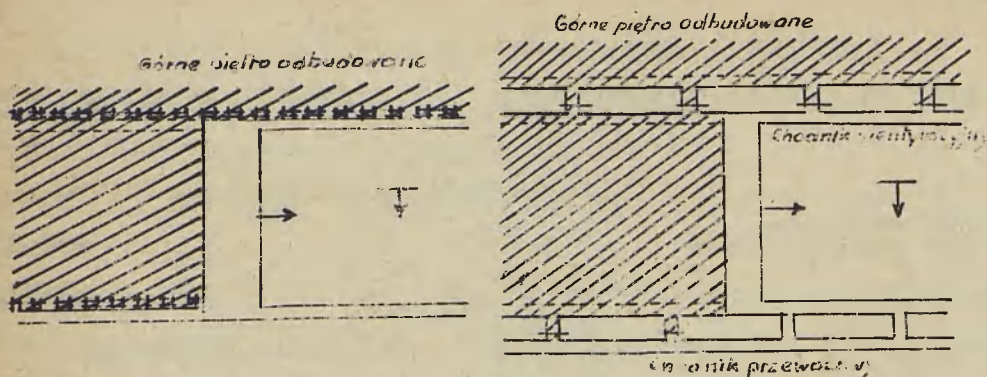


Fig. 118

podwójnych (fig. 119). Zresztą we wszystkich wypadkach, kiedy roboty przygotowawcze muszą być przeprowadzane wcześniej, względy wentylacyjne przemawiają za systemem chodników podwójnych. Filar oporowy między chodnikami może być pozostawiony lub odbudowany w czasie odbudowy piętra dolnego.

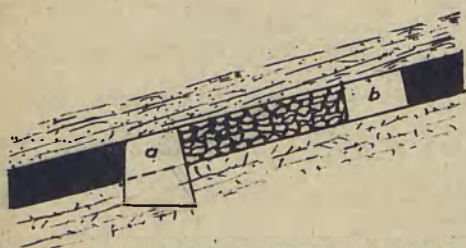


Fig. 120.

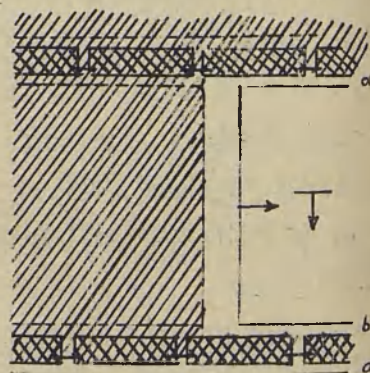


Fig. 121

Jeżeli chodnik normalnych wymiarów nie mieści się w pokładzie, pędzi się go z przybierką, najczęściej spągu, przy czym kamień z przybierki może być albo odwożony, albo - lepiej - umieszczony na miejscu obok chodnika dla uniknięcia kosztów przewozu. W tym ostatnim wypadku oba chodniki równoległe pędzi się wspólnym szerokim przodkiem, a podszatkę umieszcza między nimi (fig. 120). W ten sposób unika się jednocześnie pozostawiania między piętrami węglowych filarów

oporowych, względnie późniejszego ich wybierania (fig.121).

b. O d b u d o w a

Odbudowa może być prowadzona zarówno ku granicom kopalni, jak i od granic. Zaletą systemu odbudowy od miejsca udostępnienia do granic (fig. 122) jest to, że niemal bezpośrednio po udostępnieniu złoża możemy przystąpić do odbudowy, skracając do minimum okres robót przygotowawczych. Pędzenie chodników odbywa się tu jednocześnie z posuwaniem się przedka ścianowego. Wadami tego systemu są: trudniejsze utrzymanie chodnika wentylacyjnego, konieczność w większości wypadków pozostawienia przy nim niewybranych filarów oporowych, a więc większe straty

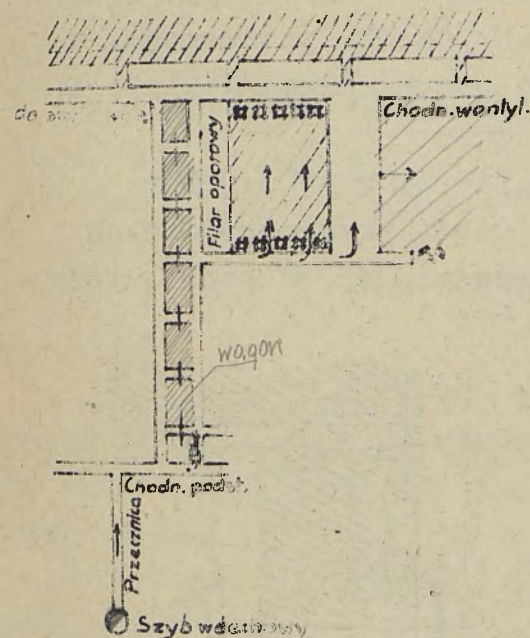


Fig.122

ty minerału użytecznego (tym większe, im grubszy jest pokład) gorsze warunki przewietrzania (ucieczki powietrza przez stare zroby), częste pożary podziemne (zwłaszcza w pokładach grubszych).

Odbudowa od miejsca udostępnienia do granic może być stosowana przy odbudowie pokładów cienkich. W wypadku pokładów średniej grubości, a zwłaszcza pokładów grubych o wiele racjonalniejsza jest odbudowa od granic.

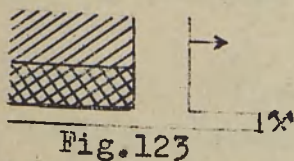


Fig.123

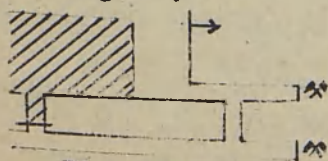


Fig.124

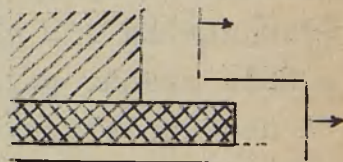


Fig.125

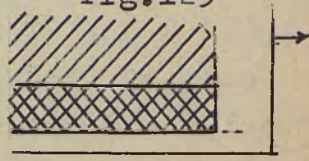


Fig.126

Przy odbudowie do granic jednocześnie z posuwaniem się ściany pędzony jest dolny chodnik przewożowy, który tylko nieznacznie wyprzedza ścianę. Może on być pojedynczy (fig. 123) lub podwójny (fig. 124 i 125); w niektórych wypadkach przodek chodnika zostaje włączony do przodka ścianowego, a sam chodnik powstaje po odpowiednim przybraniu spogu i podszaleniu (fig. 126).

Odbudowa od granic do szybu wymaga uprzedniego przeprowadzenia robót przygotowawczych aż do granic i przebicia pochylni granicznej od której rozpoczyna się pędzenie ściany (fig. 127). W ślad za posuwającą się ścianą jest likwidowany chodnik wentylacyjny.

Przy kącie nachylenia około 30° urobek może samoczynnie staczać się na dół, co powoduje niebezpieczeństwo dla ludzi zatrudnionych niżej i wybijanie stojaków obudowy oraz nadmierne kruszenie urobku. Dla uniknięcia tego podkutny system ścianowy jest stosowany tylko przy upadzie mniejszym od 30° .

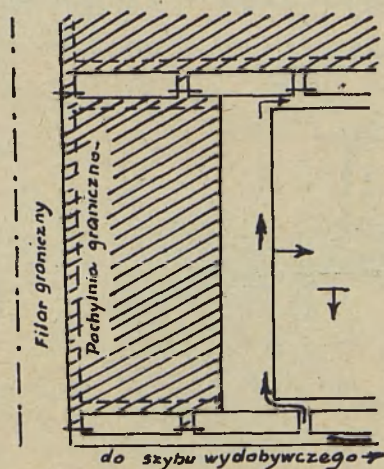


Fig. 127

c. U r a b i a n i e

Urabianie przy odbudowie ścianowej może być prowadzone ręcznie lub maszynowo, bez lub z wrębem, za pomocą materiałów wybuchowych lub młotków odbudowy. Wrębem nazywamy podcięcie podsu wzdłuż przodka (fig. 123).

W czasach obecnych przy odbudowie ścianowej cienkich pokładów węgla znalazły bardzo szerokie zastosowanie żłobiące maszyny wrębowe, przede wszystkim łańcuchowe, rzadziej żerdziowe. Głębokość wrębu 1,10 - 1,30 m (obecnie 1,6 - 2,0); maszyna może wykonać na dniówkę 80 - 100 m wrębu. Rozpoczyna ona pracę od dolnego chodnika i po-

suwa się w kierunku wzniesienia. Obsługa składa się z wrębiera i pomocnika. Jeżeli trzeba usuwać obudowę na drodze maszyny i stawiać ją ponownie po przejściu, zatrudnia się dodat-

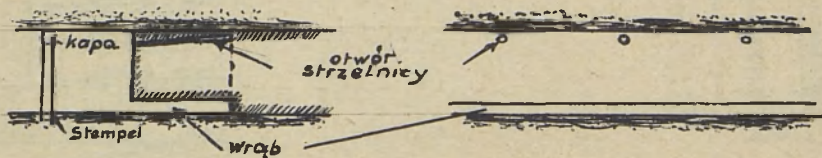


Fig.128

kowo jeszcze górnik. Po podcięciu całej ściany maszynę smaruje się, kontroluje, wymienia się kilofki i transportuje się wzdłuż przodka na dół.

Przy odpowiednim ciśnieniu skał w przodku można uniknąć użycia materiałów wybuchowych i urabiać węgiel za pomocą młotków odbudowy. Zwykle jednak stosuje się robotę strzelniczą. W tym celu w pokładzie cienkim wierci się przy stropie otwory strzelnicze co 1,5 - 2,0 m o głębokości równej głębokości wrębu (fig.128) i odstrzeliwuje się mniejszymi ładunkami (około 100 g na otwór). Wiercenie otworów wykonuje wiertacz w ślad za posuwającą się maszyną wrębową. Za wiertaczem w bezpiecznej odległości odstrzeliwany jest węgiel przez strzałowego. Za strzałowym w odległości około 25 m pracują górnicy, którzy obrywają zwisający węgiel i zabudowują wybraną przestrzeń oraz ładowacze, którzy ładują węgiel do rynien wstrząsanych lub na taśmy transportowe. Zużycie materiałów wybuchowych na ścianie 25 - 50 g/t; ogólne zużycie przy uwzględnieniu chodników i przybielek - 100 g/t lub więcej.

d. O b u d o w a

Obudowa składa się ze stropnic (kap) podpartych na stojakach czyli słupach. Czasami s t r o p n i c e daje się

równoległe do przodka (fig.129); długość ich 4 - 6 m, każda podparta na 3 - 4 stojakach,

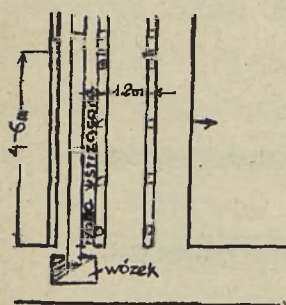


Fig.129

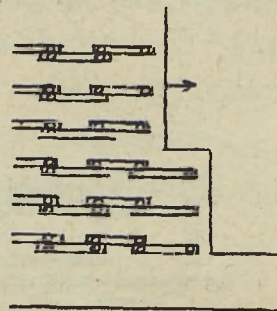


Fig.130

odległość linii stojaków 1 - 1,5 m. Tworzą się w ten sposób równoległe do przodka "pola obudowy", w których odbywa się odstawa urobku wzdłuż przodka ścianowego.

Najczęściej obudowę wykonuje się za pomocą krótkich stropnic (około 2,0 m) w kierunku prostym do przodka (fig.130), podpartych na dwóch stojakach; odległość między stropnicami około 1 m. Stosuje się głównie przy stropie słabym i nie pozwalającym na większe jego obciążenie.

e. Odstawa

Odstawa wzdłuż przodka odbywała się dawniej ręcznie w sanach lub taczkach. Obecnie najbardziej rozpowszechniona jest odstawa za pomocą rynien wstrząsanych, którą się stosuje do upadów nie większych od 25° - 30° . Rynny umieszcza się wzdłuż przodka, nie bliżej jednak jak w przedostatnim polu obudowy, gdyż tu musi być wolne miejsce dla urabiania i ruchu maszyny wrębowej. Odległość rynien nie może być również zbyt duża, gdyż utrudniałoby to pracę ładowaczy. Najczęściej przekładanie rynien odbywa się na nocnej zmianie co dwa pola obudowy. Przy przekładaniu rynien wypada na jednego robotnika i dniówkę 10 - 15 mb rynien.

Z rynien urobek trafia do wózków (fig.129). Korzystne jest wobec tego przybieranie spągu chodnika (fig.131). Jeżeli ściana jest ograniczona od dołu chodnikiem równoległym do prze-

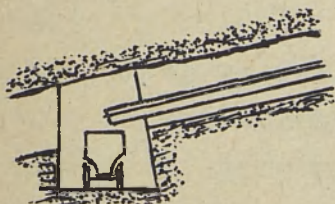


Fig.131

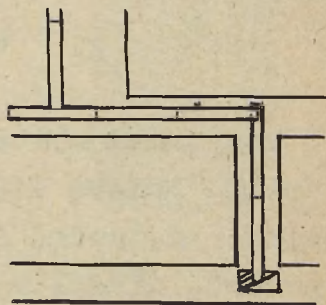


Fig.132

wozowego, odstawę urobku uskutecznia się z rynny głównej za pomocą rynien w chodniku równoległym i w najbliższej przecince (fig.132). Wydajność rynien poziomych 30 - 50 t/godz., przy upadzie jest znacznie większa. Często dla transportu urobku w chodniku poziomym daje się taśmę transportową (gumowa taśma bez końca), gdyż wydajność rynny może być tu za mała. Transport urobku w chodnikach przewożowych najczęściej w wózkach. Tylko przy niemal poziomym zaleganiu pokładu może być zastosowana odstawa w wózkach również i wzdłuż ściany.

f. Przewietrzanie

Przewietrzanie przy odbudowie od granic jest bardzo dobre: powietrze dopływa do ściany, chodnikiem dolnym (fig.127) przepływa wzdłuż przodka w bezpośrednim jego sąsiedztwie i przez chodnik wentylacyjny odprowadzane jest do szybu wydechowego. Przy odbudowie od szybu do granic (fig.122) jest gorsze (ucieczki powietrza przez stare zroby).

Przedek ścianowy jest przewietrzany tylko jednym prądem powietrza, rozgałęzienie prądu jest tu niemożliwe. Przepisy górnicze ograniczają ilość zatrudnionych ludzi w jednym prądzie

(np. na Górnym Śląsku max. 100 osób w kopalni niegazowej i 80 - w gazowej ; w Zagłębiu Dąbrowskim - 150 w niegazowych i 100 w gazowych, w O.U.G. krakowskim - kopalnie gazowe I kl. 100 ludzi, II kl. 70). Okoliczność ta ogranicza zastosowanie zbyt długich, a więc wymagających zbyt dużej obsady, ścian.

g. W y w o ł y w a n i e z a w a ł ó w

Przy odbudowie na zawał przodek chroniony jest przed zawałami za pomocą stojaków żelaznych, organów lub stosów przenośnych, najlepiej z twardego drzewa kantowego (bardziej wytrzymałe), dług. 1 - 1,5 m, poza tym stosuje się stare szyny kolejowe. Stosy z miękkiego drzewa okrągłego są mniej odpowiednie, gdyż zostają łatwo zgniecione, trudniejsze do rozebrania, służą przez znacznie krótszy okres czasu i - co jest bardzo ważne - przy takich stosach strop nadmiernie się obniża, co może pociągnąć za sobą zakłamanie się stropu wzdłuż przodka. Dla nadania stosom z miękkiego drzewa większej sztywności wypełnia się je niekiedy skałą płonną. Sposób ten nie może być polecany, gdyż bardzo utrudnia rozbieranie stosów, w wielu wypadkach pozostają one nie wyjęte w starych zrobach, co uniemożliwia kompletny zawał i nie powinno być tolerowane. Stosy takie znajdują natomiast zastosowanie wzdłuż chodników (fig. 118).

Dla ułatwienia rozbierania stosów (najlepiej z twardego drzewa) ustawia się je na miałe skalnym lub węglowym, po podkopaniu którego daje się stosy usunąć i przenieść na inne miejsce. Oprócz tego stosowane są również różne urządzenia ułatwiające rozbieranie stosów.

Dla zabezpieczenia przodka w czasie przenoszenia stosów wskazane jest posiadanie materiału na parę dodatkowych stosów, które stawia się przed przystąpieniem do przenoszenia poprzedniego rzędu (fig. 133).

Odległość między rzędami stosów musi być tak dobrana, by przy ich przenoszeniu zawsze następował zawał. Odległość ta

zależą od rodzaju skał stropowych. Najkorzystniejsze warunki mamy wtedy, gdy zawal następuje po przeniesieniu **stosów** o dwa pola obudowy (około 2,5 m), gorzej warunki mamy, gdy strop zawala się dopiero co trzy pola obudowy (około 3,5 m), jak również wtedy, gdy przy zbyt słabym stropie musimy przenosić stosy co jedno pole (1,2 m). System ścianowy na zawal nie nadaje się do zastosowania przy stropie mocniejszym, gdy zawal następuje dopiero po obnażeniu stropu na szerokość czterech lub więcej pól obudowy (5 m i więcej).

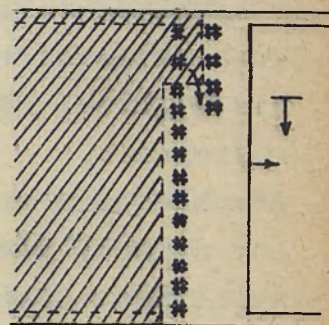


Fig.133.

Dobre wyniki zastosowania tego systemu mamy wtedy, gdy grubość łatwo zabuwającej się (zawalającej się) skały stropów (łupka) jest większa od 8-krotnej grubości pokładu. W warunkach takich piaskowiec, zalegający nad łupkiem i tworzący t "strop zasadniczy", nie zakamuje się. Przy mniejszej grubości łupka w stropie następują co pewien czas zakamania stropu zasadniczego, które tym bardziej dają się odczuć w przodku (duże ciśnienie, zawal) im cieńsza jest wspomniana warstwa łupka w stropie bezpośrednim.

h. Organizacja robót-

Przy systemie ścianowym wyróżnia się następujące grupy czynności:

1. wrębie, wiercenie otworów strzałowych, strzelanie, obrywanie przodka, rozbijanie kęsów, ładowanie urobku i obudowa wyrobiska,
2. przekładanie urządzeń transportowych, przenoszenie organów lub stosów, wywoływanie zawału (zawalanie wybranej części wyrobiska) oraz inne czynności, mające na celu przygotowanie przodka do dalszej w nim pracy.

Czynności te muszą być tak zorganizowane, ażeby w ciągu doby, tzn. trzech zmian, cały cykl robót był wykonany. Zwykle czynności grupy pierwszej uskutecznia się w ciągu pierwszych dwóch zmian (rannej i popołudniowej), czynności natomiast drugiej grupy wykonuje się na trzeciej (nocnej) zmianie; niekiedy również i wrębie nie wykonuje się na trzeciej zmianie. W ciągu pierwszych dwóch zmian przodek posuwa się zwykle na wielkość głębokości wrębu (1,6 - 2,0m) lub też - przy wrębie płytszym (1,2 m) - na dwie głębokości wrębu. Dąży się obecnie do zwiększenia liczby cykli do 2 a nawet i 3 na dobę.

Czynności urabiania i obudowy wyrobiska wykonywane są przez tzw. górników czyli rębaczy. Przy systemie ścianowym czynności te są zwykle podzielone, a mianowicie: wrębierze wykonują wręb, górnicy (rębacze) odrywają węgiel i wiercą otwory strzelnicze, strzałowi nabijają i strzelają, budowacze wykonują obudowę (stojaki i stropnice).

Ładowanie i odstawa urobku uskutecznia się przez tzw. ładowaczy. W wypadku przewozu z przodka za pomocą wózków do czynności ładowaczy należy często oprócz załadowania również i przewóz na niedużą odległość. Jeżeli odległość ta jest znaczna, czynności przewozu wykonują specjaliści robotnicy (tzw. wozacy czyli ciskacze).

W wypadku odstawy za pomocą przenośników (rynny, taśmy itd) czynności ładowaczy ogranicza się do załadowania do nich urobku, postawianie natomiast wózków próżnych pod przenośniki i odpychanie załadowanych uskuteczniają wozacy (zwykle jeden lub dwóch przy

ładym przenośniku).

Wydajność robotników zatrudnionych przy pierwszej grupie czynności (wydajność przodkowa) określają normy pracy, uwzględniające panujące warunki na danej ścianie (wysokość wyrobiska, efektywny czas pracy, oraz czynniki utrudniające względnie ułatwiające wykonanie zasadniczej normy)

W warunkach naszego zagłębia węglowego wydajność przodkowa dochodzi do 8-10 t na robotnika i dniówkę. Wydajność ta może być znacznie podniesiona przy zastosowaniu odpowiedniej mechanizacji robót.

Wydajność całej obsady ściany przy uwzględnieniu całego cyklu robót dochodzi do 5 ton na robotnika i dniówkę.

10. ODBUDOWA ŚCIANOWA PODŁUŻNA Z PODSADZKĄ SUCHĄ.

System ścianowy z podszadzką suchą w istocie swej mało różni się od systemu ścianowego na zawał. Różnica polega tu głównie na tym, że w wybranej przestrzeni nie dopuszcza się do zawalenia skał łupkowych, dąży się natomiast do możliwie łagodnego ich obniżenia się, a to przez całkowite lub częściowe podszadzenie pustej przestrzeni. Zastosowanie podszadzki nie zapobiega wprowadzeniu się spękań w stropie bezpośrednim, a czasami również częściowym jego zawałom, niemniej jednak pozwala w wielu wypadkach uniknąć niebezpiecznego dla przodka załamania się stropu zasadniczego (gruba warstwa piaskowca).

Jak widzieliśmy, przy odbudowie na zawał da się uniknąć załamania się stropu zasadniczego tylko wtedy, jeżeli znajduje się on

nad pokładem w odległości nie mniejszej aniżeli 8-krotna grubość pokładu. Przy mniejszej grubości stropu bezpośredniego (łupku) racjonalne prowadzenie odbudowy ścianowej wymaga zastosowania podszadzki i to tym szczelniejszej, im bliżej pokładu znajduje się strop zasadniczy (piaskowiec).

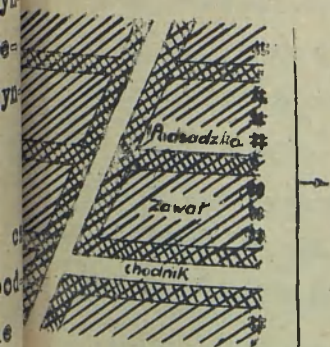


Fig. 134.

Zasada ta znalazła swój wyraz w tzw. angielskim systemie odbudowy.

Angielski system odbudowy polega na że w ślad za posuwającą się ścianą układa się prostopadle do niej pasy bardzo starannie wykonanej podsadzki z większych brył kamienia, wypełniając puste miejsca między tymi kamieniami materiałem drobnym (fig. 134).

Materiał na podsadzkę bierze się z przestrzeni odbudowanej, przy czym między pasami podsadzki wyrabowuje się (wyjmuje się) całkowicie obudowę, względnie nawet wierci się otwory i strzela w stropie w celu wywołania zawалу.

Tak więc system angielski jest systemem pośrednim między odbudową na zawal i odbudową z podsadzką.

Odległość między pasami podsadzki waha się od 5 do 40 m zależnie od grubości warstwy łupku w stropie. Im grubsza jest ta warstwa

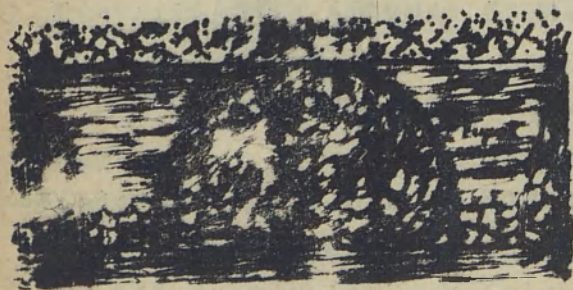


fig. 136

muje się z jednego lub kilku bardzo długich przodków ścianowych (nawet do 900 m), pędzonych od szybu do granic we wszystkich kierunkach, pozostawiając drogi przewozowe między pasami podsadzki (fig. 134). W warunkach angielskich jest to możliwe ze względu na prawie poziome zaleganie pokładów bez większych zaburzeń tektonicznych.

W praktyce europejskiej zastosowanie

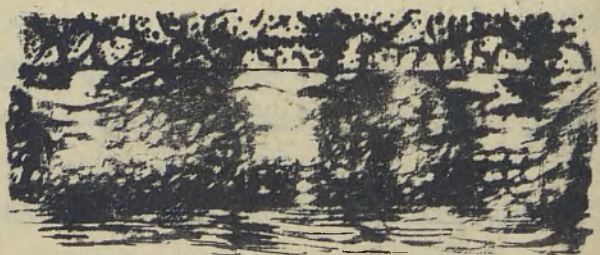


Fig. 135

tym wyższe może być sklepienie między pasami podsadzki i tym większa może być odległość między nimi (fig. 135 i 136).

Przy odbudowie tym systemem w Anglii dąży się do unikania jakichkolwiek robót przygotowawczych: często chodników się nie pędzi, a całe wydobycie otrzy-

podszadzki nie ma na celu wytworzenia sklepień, na których utrzymywane są wyżej zalegające skały, lecz osiągnięcie możliwie równomiernego ugięcia się stropu. Im cieńszy jest pokład, im bardziej giętki jest strop, tym mniej szczelna może być

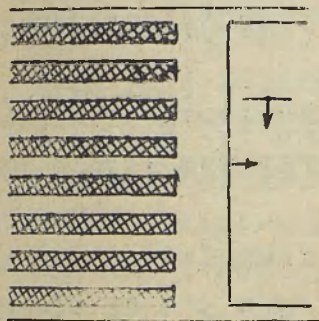


Fig. 137

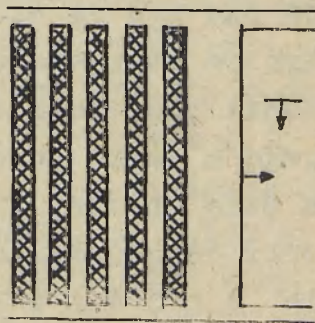


Fig. 138

podszadzka, a więc podszadzka sucha częściowa w postaci pasów prostokątnych (fig. 137) lub równoległych (fig. 138) do przodka, względnie ułożona w szachownicę (fig. 139). Niekiedy zamiast podszadzki częściowej pozostawia się w przestrze-

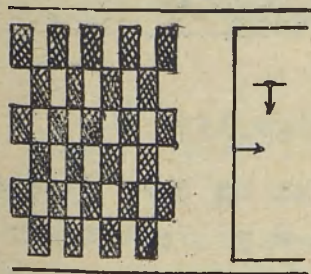


Fig. 139

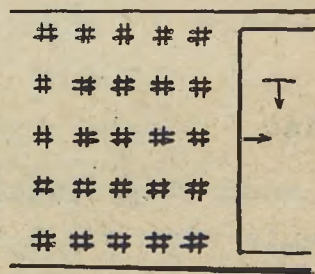


Fig. 140

ni odbudowanej stopy z drzewa miękkiego, wypełnione często skałą płoną dla zmniejszenia ich ściśliwości (fig. 140).

Przy odbudowie pokładów cienkich o małym upadzie kamień na podszadkę częściową otrzymuje się zwykle z przybierki stropu między pasami podszadzki (prostokątnymi do przodka fig. 137) w odbudowanej przestrzeni, tworząc między nimi rodzaj chodników. Przy odbudowie pokładów średniej grubości, jak również pokładów cienkich,

ale stromo zalegających, podsadzka musi być dostarczona z zewnątrz odbudowywanego pola, co znacznie podraża jej koszty. W tym wypadku drogą przewozową dla podsadzki jest chodnik wentylacyjny, ograniczający ścianę od góry. Podsadzkę częściową daje się w tym wypadku w postaci pasów równoległych do ściany (fig. 138), transportuje się zaś ją wzdłuż ściany z chodnika wentylacyjnego za pomocą rynien wtrząsanych.

Dostarczenie podsadzki z zewnątrz pola jest konieczne również przy odbudowie z pełną podsadzką, podsadza się przy tym zwykle jednocześnie dwa pola obudowy (fig. 141).

Jeżeli przy odbudowie ścianowej z podsadzką zachodzi potrzeba zastosowania chodników ucięzkowych, wówczas pozostawia się je zwykle w podsadźce, łącząc za pomocą skośnych wyrobisk z chodnikami piętrowymi (fig. 142).

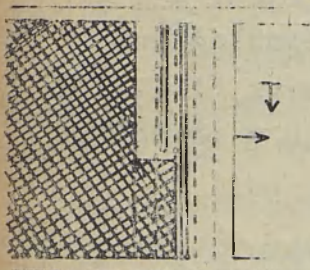


Fig. 141

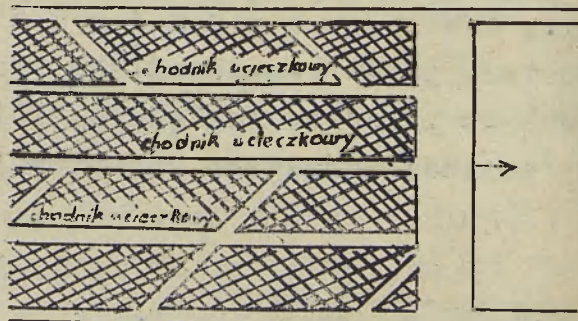


Fig. 142

Czasami zamiast pędzenia jednolitego przodka na całą długość ściany stosuje się system odbudowy pasami (fig. 143). Podsadzkę dostarcza się wówczas pochylnią podsadzkową P_1 , oraz chodnikiem C_2 , który

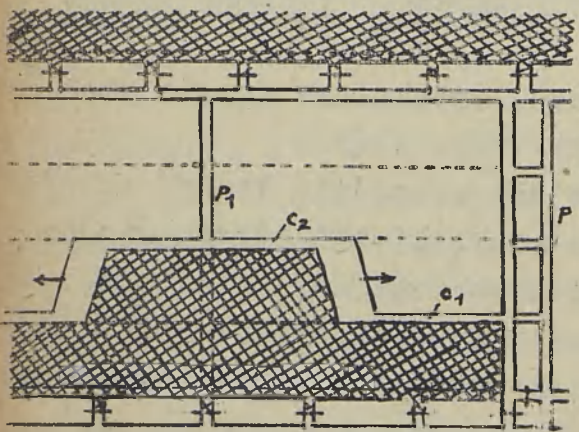


Fig. 143

się tworzy w czasie podsadzania i który przy wybieraniu następnego pasa będzie służył dla odstawy urobku. Pochylnia podsadzkowa P_1 , oraz chodnik C_1 nad poprzednio odbudowanym pasem zostają podsadzone.

Wydać nośność robotnika przy podsadzaniu ręcz-

nym jest zależna od grubości pokładu i jest największa przy grubości wynoszącej 1 - 1,3 m, gdy tymczasem już przy grubości 1,75 m zmniejsza się prawie do połowy. Przeciętna wydajność robotnika przy podsadzaniu wynosi około 9 m^3 na dniówkę.

W celu zwiększenia wydajności podsadzania, jak również dla osiągnięcia większej szczelności podsadzki, stosuje się zarówno tzw. podsadzkę pneumatyczną, jak i specjalne maszyny podsadzkowe.

Przy p o d s a d z c e p n e u m a t y c z n e j umieszcza się w pewnej odległości od pól odbudowy specjalne urządzenie, z którego podsadzka sucha o grubości ziarn do 80 - 100 mm jest transportowana pod ciśnieniem 1 - 2 atm. Wydajność tych maszyn dochodzi do 70 - 90, a nawet do 125 m^3 materiału podsadzkowego na godzinę. Zużycie powietrza 100 - 150 m^3 na 1 m^3 podsadzki. M e c h a n i c z n e m a s z y n y p o d s a d z k o w e umieszcza się w miejscu podsadzania, materiał zaś doprowadzony do nich zostaje z dużą siłą wyrzucany (np. siłą odśrodkową), przy czym uzyskuje się mniej więcej taką samą szczelność podsadzania, jak i przy podsadzce pneumatycznej (ściśliwość 20 - 25%). Wydajność maszyn podsadzkowych wynosi 20 - 40 $\text{m}^3/\text{godz.}$, dochodząc niekiedy do 100, a nawet i 130 $\text{m}^3/\text{godz.}$ Przy zastosowaniu maszyn podsadzkowych wydajność robotnika zwiększa się o 100%.

11. ODBUDOWA ŚCIANOWA Z PODSADZKĄ PŁYNNĄ.

a. P o d s a d z k a p ł y n n a

Podsadzka płynna polega na transportowaniu materiału podsadzkowego za pomocą prądu wody. W tym celu na powierzchni kopalni urządza się zbiornik Z (fig. 144), do którego w wózkach lub wagonach kolejowych przewozi się materiał podsadzkowy (piasek, kamienie, popiół kotłowy, żużle wielkopiecowe itp.). Materiał ten zostaje następnie spłukiwany za pomocą silnego prądu wody, wytryskującego z monitora M, do leja L, połączonego z rurociągiem R, przeprowadzonym przez szyb lub otwór świdrowy oraz wyrobiska podziemne do miejsc odbudowy, przy czym zawsze całość mieszaniny, płynie do jednego miejsca na dole. Po podsadzeniu

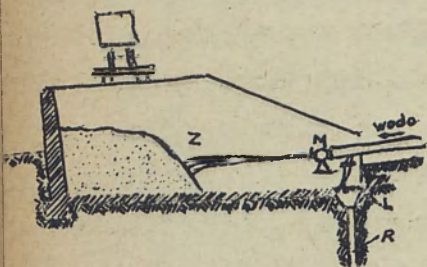


Fig. 144

ze względu na łatwość jego transportu w rurach, łatwość oddzielenia się od niego wody, jak i ze względu na to, że daje on najbardziej szczelną i najmniej ściśliwą podsadzkę; ściśliwość podsadzki z czystego piasku jest bardzo mała i w korzystnych warunkach może być doprowadzona do 5%. Obecność większej ilości gliny wpływa wybitnie niekorzystnie na jakość materiału podsadzkowego (ściśliwość do 30 %).

Stosunek materiału podsadzkowego do wody (objętościowy) waha się zwykle w granicach 1:1 - 1:2. Przekrój rurociągu 150 i 185 mm; wydajność najczęściej 100- 200 m³ podsadzki na godzinę. Wskutek ruchu materiału podsadzkowego następuje ścieranie rur (1 mm grubości ścianki rury żelaznej przypada na 10 000 - 40 000 m³ materiału). Dla ochrony rury przed ścieraniem stosuje się wkładki porcelanowe.

Podczas ruchu mieszaniny podsadzkowej w rurach może nastąpić ich zatkanie, zwłaszcza w chwili rozpoczynania ruchu lub zatrzymania. Dla uniknięcia tego zarówno przed rozpoczęciem spłukiwania materiału, jak i po jego ukończeniu, doprowadza się do przewodu przez pewien czas samą tylko wodę.

Przestrzeń mająca być podsadzana musi być odgradzona tamami i podsadzkowymi. Przy systemie ścianowym takie budowane są z desek lub płótna jutowego. Tamy płócienne służą przez bardzo krótki czas i dlatego stosuje się je tylko jako tamy czołowe (wzdłuż przodka); tamy z desek mogą być stosowane zarówno jako czołowe, jak również i wtedy, gdy chodzi o zachowanie chodnika w podsadźce.

Tamę płócienną buduje się z zasady wzdłuż stojaków obudowy. Pomiedzy te stojaki stawia się stojaki dodatkowe i wzmacnia się je za pomocą rygli R (fig. 145) i rozpór (S). Na stojakach od strony podsadzki co 15 - 20 cm przybija się klamerkami w kształcie U druty lub sploty ze starych lin (fig. 146), na które daje się rzadkie płótno; w dolnej części tamy płótno jest przybite do desek.

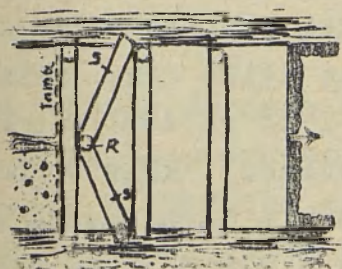


Fig. 145

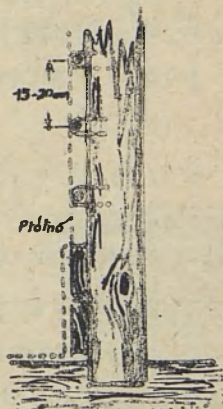


Fig. 146

Tama taka nie jest zbyt mocna i spełniać może swoje zadanie tylko wtedy, gdy woda, która znacznie zwiększa parcie materiału podsadzkowego na tamę, jest w czasie podsadzania natychmiast odprowadzona. Możliwe jest to przy dobrym materiale podsadzkowym, który łatwo się osadza i z którego woda łatwo odsącza się.

Dla odprowadzenia wody służą drewniane lutnie (rury) pochylone L (fig. 147), zbite z czterech desek, z otworami (okienkami) O, które się zabija w miarę

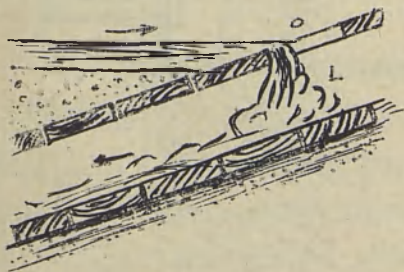


fig. 147

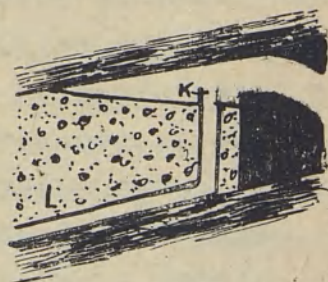
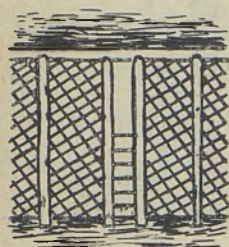


fig. 148

podnoszenia się poziomu podsadzki. Czasami lutnię podsadzkową L (fig. 148), ułożoną na spągu wyrobiska, łączy się z pionowym k o

m i n e m K, którego czwarta ścianka jest zabijana w miarę pod-
sadzania. Innym sposobem odprowadzania wody jest pozostawienie
w tamie o k n a (fig. 149) o szerokości około 0,5 m, które
w miarę podnoszenia się poziomu podsadzki zabija się lub zakła-
da deseczkami.

Przy budowie tam czołowych na jednego robotnika i dniówkę wy-
pada 5 - 7 m² tamy; w wypadku stawiania bardziej mocnej tamy,
np. przy pozostawieniu chodnika w podsadzce, wydajność ta zmniej-
sza się do 3 m² na dniówkę.



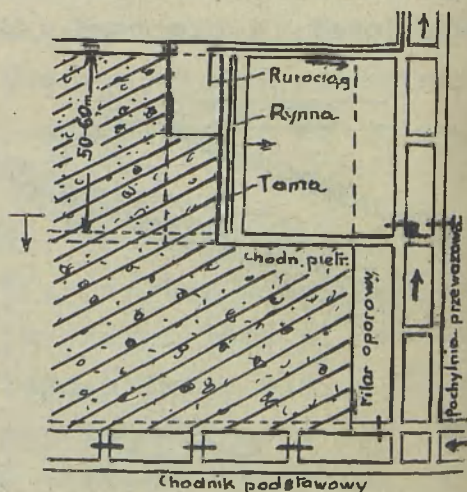
Rys. 149

Odbudowa z podsadzką płynną znalazła
zastosowanie wyłącznie tylko przy pokładach
grubszych od 3 - 4 m i to zarówno w odmianie
podłużnej jak i poprzecznej. Koszty podsa-
dzania są na ogół wysokie i obciążają każdą
tonę wydobytego węgla o 2 - 3 złote według
cen przedwojennych.

b. O d b u d o w a ś c i a n o w a p o d ł u ż n a

Przy odbudowie podłużnej (fig. 150) tamę podsadzkową buduje
się równoległą do przodka w odległości od niej około 3 m. Gdy
przodek ścianowy posunie się
o 8 - 10 m buduje się nową
tamę, a przestrzeń między
tamami podsadza się.

Przy zastosowaniu podsadz-
ki płynnej odbudowę zwykle pro-
wadzi się od najniższych pięter
danego poziomu i stopniowo prze-
chodzi się do coraz wyższych, li-
kwidując (podsadzając) równocześ-
nie dolny chodnik - przewozowy
(fig. 150). Możliwa jest również
i inna kolejność odbudowy - od
piętra górnego, to jednak w tym
wypadku niżej położona ściana mu-
si być pędzona pod piaskiem, a cho-



Rys. 150

dnik przewożowy musi być utrzymywany w podsadźce lub też oddzielony od niej filarem oporowym.

Rury podsadzkowe doprowadza się chodnikiem górnym, wodę odprowadza się do chodnika dolnego przez lutnię lub okno w tamie.

Długość ściany zwykle wynosi około 50 - 60 m, urabianie - ze względu na większą grubość pokładu - bez wrębu; obudowa, odstawa i przewietrzanie - jak przy odbudowie ścianowej cienkich pokładów.

c. O d b u d o w a ś c i a n o w a p o p r z e c z n a.

Na terenie Górnego Śląska znalazła szerokie zastosowanie odbudowa ścianowa poprzeczna z podsadzką płynną, przy czym przodek pędzi się w kierunku wzniesienia. System ten nadaje się specjalnie dobrze dla upadów poniżej $25 - 30^{\circ}$; przy upadach większych jest już on mniej korzystny, gdyż urobek stacza się w dół, ku tamie podsadzkowej.

R o b b t y p r z y g o t o w a w c z e w rzadkich tylko wypadkach ogranicza się do przeprowadzenia chodników piętowych lub rozdzielczych; ma to miejsce, gdy przodek jest ustępliwy, schodowy (fig. 151). Częściej oprócz chodników piętowych prowadzi się również w odstępach co 100 - 120 m pochylnie, tzw. "rurowe" R - (fig. 152), ograniczające pole odbudowy. Pochylnia przewożowa P (fig. 151 i 152) powstaje w odbudowanej przestrzeni w części podsadzonej przez odpowiednie odbudowanie jej mocniejszymi tamami z desek.

O d b u d o w a prowadzona jest zwykle od piętra górnego i może posuwać się od granic do miejsca udostępnienia lub odwrotnie (gorzej). Pędzenie ściany rozpoczyna się najczęściej z chodnika równoległego, pozostawiając przy chodniku przewożowym filar oporowy, który następnie staramy się wybrać przy odbudowie niższego piętra. Dla ułatwienia transportu urobku w rynnach wstrząsanych wzdłuż przodka wskazane jest nadanie przodkowi kształtu rozwartej litery V (fig. 153); system taki nazywany jest czasami "s y s t e m e m Y".

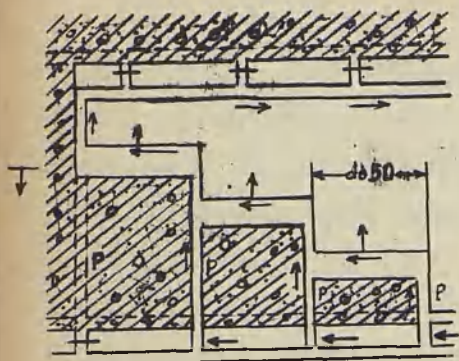


Fig. 151

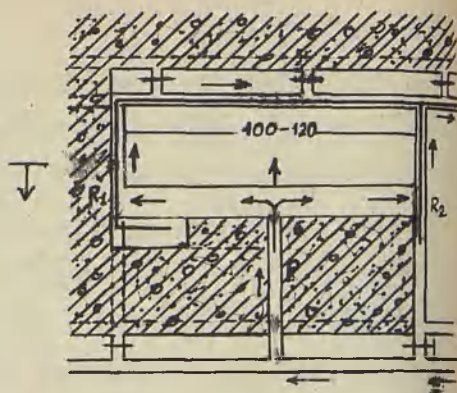


Fig. 152

Dla uniezależnienia od siebie obu skrzydeł ściany i dla uniknięcia wpływu ewentualnych zawałów w jednym skrzydle na odbudowę w drugim

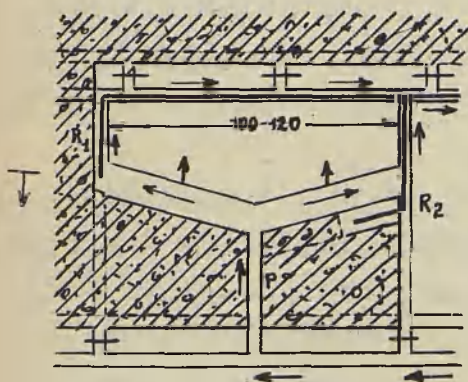


Fig. 153

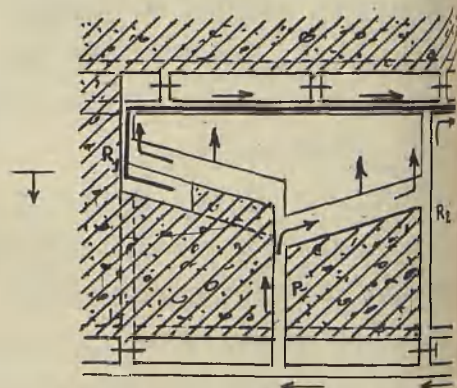


Fig. 154

jest wskazane, ażeby jedno z nich wyprzedzało drugie o 10 - 15 m (fig. 154). Ma to i tę korzystną stronę, że przy odstawie w rynnach nie krzyżują się one w jednym punkcie. W tym wypadku mamy właściwie nie jeden, ale dwa przodki ścianowe obsługiwane przez jedną pochylnię przewozową. W miarę posuwania się ściany wyrobiska niepotrzebne są likwidowane przez podsadzanie, inne zaś - przeciwnie - pozostają w podsadźce. Długość poszczególnych przodków około 50 - 60 m.

U r a b i a n i e i o b u d o w a - jak w systemach podłużnych, tzn. przy większej grubości pokładu urabianie bez wrębu, obudowa - stropnice, zapinane równolegle do przodka i podparte na 3 - 4 stojakach.

O d s t a w a najczęściej za pomocą rynien wstrząsanych, uż

zonych wzdłuż przodków i w pochylni transportowej.

P r z e w i e t r z a n i e przy ścianach dwuskrzydłowych jest bardzo dobre. Powietrze dopływa tu chodnikiem dolnym i pochylnią transportową P, dzieli się na niezależne prądy, które przewietrzają każde skrzydło przodka osobno i przez pochylnie rurowe R dostaje się do chodnika wentylacyjnego. Mniej korzystne przewietrzanie jest w wypadku, gdy szereg przodków ścianowych (fig. 151) przewietrza się jednym prądem.

P o d s a d z a n i e uskutecznia się zwykle za pomocą rurowciągów doprowadzonych górnym chodnikiem wentylacyjnym oraz pochylniami rurowymi R (skąd pochodzi ich nazwa), jakkolwiek podsadzanie za pomocą rurociągu przeprowadzonego z chodnika dolnego jest również możliwe. Przy podsadzaniu staramy się likwidować jednocześnie niepotrzebne chodniki i pochylnie (np. chodnik równoległy oraz dolną część pochylni rurowej R_1 od strony pola już odbudowanego), pozostawiamy natomiast w podsadzce niezbędne chodniki i pochylnie (np. tworzymy pochylnię transportową P oraz utrzymujemy pochylnię rurową R_2 od strony pola jeszcze nieodbudowanego). Wodę z podsadzki płynnej odprowadza się przez pochylnię transportową P i chodnik dolny.

12. ODBUDOWA FILAROWA UBIERKOWA NA ZAWAŁ

=====

Systemy filarowe ubierkowe różnią się od systemów ścianowych tylko tym, że długość przodka jest tu mniejsza (10 - 30 m), przewóz urobku uskutecznia się przez dodatkowo przeprowadzone chodniki odbudowy lub dowerzchnie dzielące pole na filary.

Ujemną stroną systemów filarowych jest większa ilość robót przygotowawczych w porównaniu z systemami ścianowymi. Mają one jednak szereg cech dodatnich, które przy wyborze systemu odbudowy mogą mieć decydujący wpływ. Mianowicie w systemie filarowym na wysokości piętra lub podpiętra mamy zamiast jednego długiego przodka kilka krótszych, obsługiwanych przez osobne wyrobiska przygotowawcze, a więc roboty w poszczególnych przodkach są niezależnione od sąsiednich. Wskutek tego - w wypadku nieprzewidzianych przerw w wydobywaniu z jednego filaru - pozostałe mogą być czynne w dalszym ciągu, a tym samym unika się tu znacznie szerszego spadku wydobywania kopalni. Poza tym bezpieczeństwo pracy przy krótszych przodkach jest większe, odstawa urobku - łatwiejsza. Z tych właśnie względów system filarowy ubierkowy jest odpowiedniejszy od ścianowego przy odbudowie pokładów większej grubości.

System filarowy ubierkowy znajduje zastosowanie głównie przy odbudowie na zawał pokładów średniej grubości do dwóch lub trzech metrów, a rzadziej nawet do czterech metrów. Może on być prowadzony zarówno w odmianie podłużnej (fig.66 i 68) jak i poprzecznej (fig.67 i 69). System poprzeczny ma tę wyższość nad podłużnym, że przez kilka dowerzchni można przetransportować więcej urobku, aniżeli przez jedną pochylnię w systemie podłużnym, wymaga jednak dodatkowej obsługi pod każdą dowerzchnią. Przy mniejszym wydobywaniu z pola może być wobec tego wskazany system podłużny. Jeżeli jednak wydobywanie z poszczególnych przodków jest duże, bardziej celowy będzie system poprzeczny. Poza tym system poprzeczny stosowany jest tylko przy bardzo małym upadzie pokładów (5° - 6°), system po-

dłużny - przy upadach większych (do 25° - 30°).

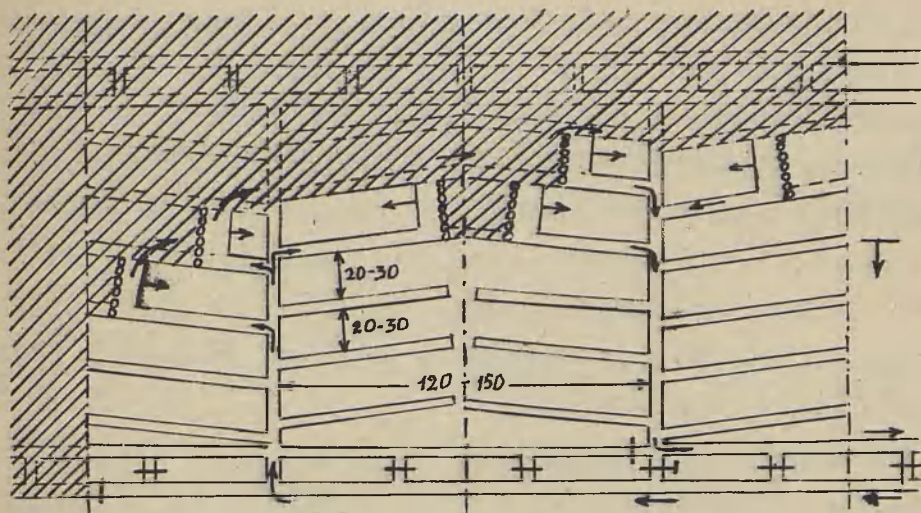


Fig. 155

Przy odbudowie podłużnej na zawał (fig.155) wybierane są przede wszystkim filary górne, a w ślad za nimi - w odstępach około 15 metrów - następne niższe. W systemie poprzecznym na zawał (fig.156) odbudowa prowadzona jest w kierunku upadu, a więc odwrotnie aniżeli w syste-

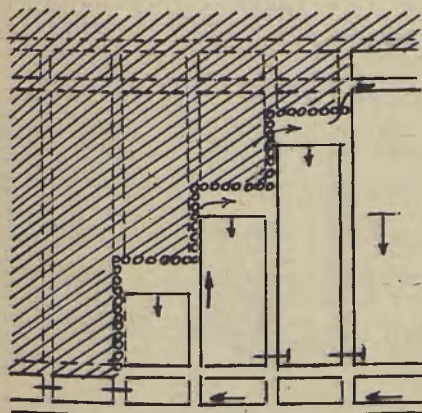


Fig.156

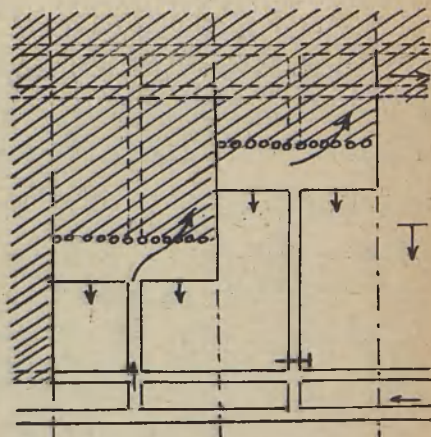


Fig.157

mach ścianowych poprzecznych. Dla uniknięcia nadmiernie dużej ilości powierzchni każda z nich może być dwuskrzydłowa (fig.157)

i obsługiwać przedki odbudowy położone z obu jej stron.

U r a b i a n i e odbywa się na ogół w taki sam sposób, jak i przy systemie ścianowym z tą jednak różnicą, że ponieważ ma się tu do czynienia z pokładami grubszyymi oraz z mniejszą długością ściany, stosuje się bardzo często odbudowę bez wrębu. Jeżeli zaś wręb jest stosowany, to wykonuje się go za pomocą w r ę b ó w k i u d a r o w e j, najczęściej 50-60 cm nad spągiem. Głębokość wrębu wynosi tu około 2 m, przy czym z jednego stanowiska może być wykonany wręb na długości przedka do 7 - 8 m (fig.158). Ustawienie maszyny trwa około 1/2 godziny; zatrudnia się przy tym dwóch ludzi, podczas pracy obsługuje maszynę jeden człowiek. Wydajność na godzinę 4 - 7,5 m² wrębu. W ciągu jednej zmiany wrębówka może wykonać wręb z dwóch stanowisk i podrapać około 15 mb ściany.

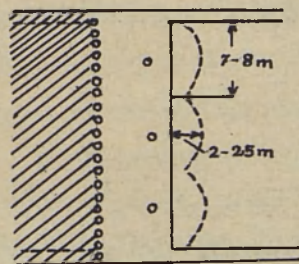


Fig.158

O b u d o w a, jak przy systemach ścianowych tzn. stropnice zapina się równolegle do przedka i podpira się na 3 lub 4 stojakach.

O d s t a w a z przedka może odbywać się zarówno w wózkach, jak i za pomocą rynien wstrząsanych. Przy odstawie z a p o m o c ą w ó z k ó w, które dochodzą aż do przedka, stosowane są wyłącznie prawie systemy podłużne. Wózki próżne wyciągane są na pochylni do odpowiedniego chodnika odbudowy, pełne zaś opuszcza się na dół. W chodnikach odbudowy przewóz wózków odbywa się ręcznie; jedynie tylko przy bardzo małych upadkach stosowany jest przewóz konny zarówno w pochylni jak i w chodnikach odbudowy aż do przedka.

Przy odstawie z a p o m o c ą r y n i e n stosowane są systemy poprzeczne (dowierzchniowe), (fig.156 i 157) lub podłużne w postaci choinkowej (fig.155). Zwykle węgiel z rynien jest bezpośrednio ładowany do wózków w chodniku przewozowym.

P r z e w i e t r z a n i e w systemach filarowych jest na ogół znacznie gorsze, aniżeli w ścianowych, gdyż powietrze

musi tu przecisnąć się przez stare zroby (fig.157), a przy dwuskrzydłowej odbudowie pól (fig.155) zachodzi potrzeba kierowania zużytego powietrza na dół.

W y w o ż y w a n i e z a w a ł ó w odbywa się poza organami lub stosami, które chronią miejsce pracy wzdłuż przodka. C b s a d a robotników oraz ich wydajność jak przy odpowiednich systemach ścianowych.

13. SYSTEMY DŁUGICH ZABIEREK Z PODSADZKĄ PŁYNNĄ

Systemy długich zabierek stosowane są przy mocnych skałach stropowych, gdy odbudowa ścianowa nastręcza większe trudności. Systemy te (w odmianie poprzecznej) nadają się poza tym do odbudowy pokładów stromych (powyżej 25° - 30°), w których system ścianowy, zarówno podłużny jak i poprzeczny, nie mogą być stosowane.

R o b o t y p r z y g o -
t o w a w c z e podobnie jak i przy systemach ścianowych ograniczają się do przeprowadzenia chodników piętrowych lub rozdzielczych, względnie - jeżeli zachodzi potrzeba - również i pochylni.

O d b u d o w a może być podłużna (fig.164) lub poprzeczna (fig.159 - 163). Pierwsza wymaga przeprowadzenia tylko chodników

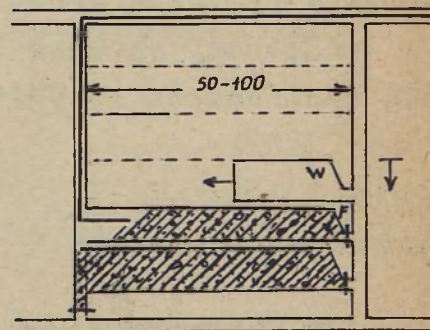


Fig.159

rozdzielczych, druga - podziału na pola za pomocą pochylni. Szerokość zabierki 5 - 6 m, rzadziej do 8 m lub więcej ; długość 30 - 50 , a nawet i do 100 m. Przy odbudowie z podszadzką płynną pozostawia się często od strony sąsiedniej podszadzanej zabierki płot węglowy 1 - 2 m grubości (fig.159,160 i 164).

Jeżeli chodzi o zachowanie pochylni (fig.159) lub chodnika (fig.154), z których rozpoczyna się zabierkę, przy pędzeniu tej ostatniej wykonuje się przede wszystkim wąską w c i n k ę

szerokości 2 - 3 m, którą następnie po ujechaniu kilku metrów rozszerza się do szerokości zabierki. We wcinie tej stawia

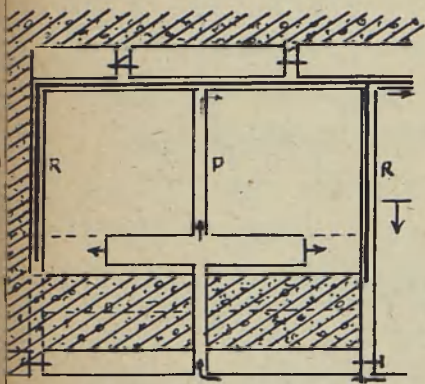


Fig. 160

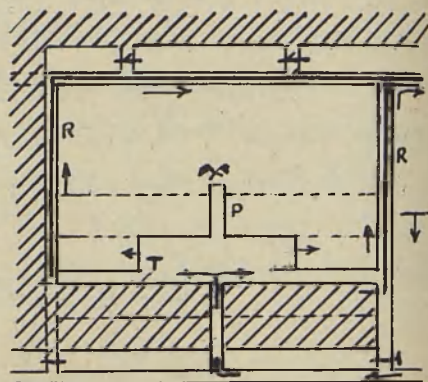


Fig. 161

tamę podśadkową, rurociąg zaś doprowadza się z drugiego końca zabierki. W ten sposób wzdłuż pochylni lub chodnika powstaje niegruby filar oporowy F.

Dla przewozu urobku może być pozostawiony również odpowiednio obudowany chodnik lub pochylnia w podśadźce, a wówczas odpada konieczność rozpoczynania zabierki wciną (fig. 160).

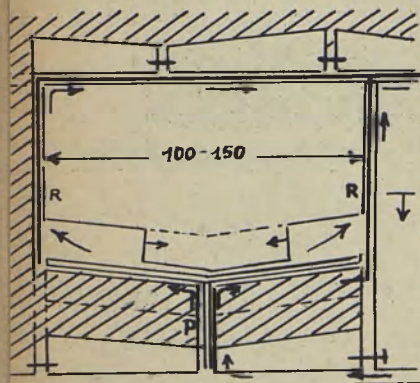


Fig. 162

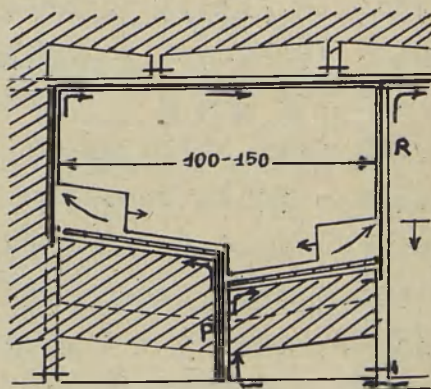


Fig. 163

Dla uniknięcia pozostawienia płotu węglowego wzdłuż podśadki stosowane są również i w tych systemach odbudowy długie (z płaszczyzny lub desek) czokowe tamy podśadzkowe T (fig. 161), przy czym po

sadza się nie całą zabierkę, lecz pozostawia się pewną wolną jej część wzdłuż calizny.

W tym wypadku odpada konieczność wcześniejszego przebicia pochylni transportowej P (fig.160), gdyż przy zastosowaniu tamy czołowej (fig.161) powietrze płynie między tą tamą i calizną do pochylni rurowych R.

Jeżeli między tamą a calizną pozostaje dostateczna odległość dla ułożenia rynien, odbudowa może być rozpoczęta nie od pochylni środkowej, lecz od ograniczających pole pochylni rurowych R (fig.162). Dla uniknięcia krzyżowania się rynien w jednym punkcie i dla uniezależnienia od siebie zabierek po obu stronach pochylni transportowej P (fig.163) jest wskazane, ażeby zabierki te nie znajdowały się na jednakowej wysokości.

Poprzeczny system długich zabierek może być stosowany również z powodzeniem przy odbudowie stromych pokładów węgla, a to w odmianie przedstawionej na fig.162. W tym wypadku przy pod-sadzaniu unika się w ogóle czołowych tam podsadzkowych, gdyż podczas podsadzania z pochylni rurowej piasek samoczynnie osadza się pod kątem nachylenia 60° - 80° w kierunku pochylni transportowej (komina) P, co jest korzystne dla ułożenia rynien bezpośrednio na piasku. Piasek tworzy wówczas spód zabierki, na którym stoją górnicy zatrudnieni w przodku.

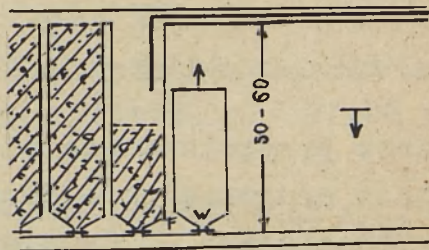


Fig.164

U r a b i a n i e odbywa się zwykle bez wrębu; o b u - d o w a - stropnice, zapinane równolegle do przodka i podparte na trzech lub czterech stojakach; o d s t a w a w zasadzie nie różni się od odstawy w systemach ścianowych: wózki mogą być tu dowożone aż do zabierki, względnie może być zastosowana odstawa za pomocą rynien.

P r z e w i e t r z a n i e zależnie od odmiany tego systemu może być w niektórych wypadkach bardzo dobre (fig.161,

152,163), w innych znowu odbywa się one przez dyfuzję, względnie konieczne jest zainstalowanie lutni i wentylatorów (fig. 159,160 i 164).

P o d s a d z a n i e uskutecznia się z górnego chodnika wentylacyjnego. Jednocześnie z podsaǳaniem zabierek likwiduje się wyrobiska, które już nie są potrzebne, jak np. pochylnię rurową od strony poprzednio odbudowanego pola.

C b s a ǳ a w zabierce jest naturalnie znacznie mniejsza, aniżeli w przodku ścianowym i wynosi 2 lub 3 górników i 2 lub 3 ładowaczy, najczęściej składa się ona z 2 lub 3 górników i 3 ładowaczy. W y d a j n o ś ć górnika jest mniej więcej taka sama jak na ścianie.

14. ŚLĄSKI SYSTEM ODBUDOWY =====

Pod nazwą "śląskiego systemu odbudowy" rozumiemy system filarowy zabierkowy (zwykle podłużny), na zawał, dostosowany do odbudowy pokładów grubych (do 7 lub nawet 8 metrów).

a. R o b o t y p r z y g o t o w a w c z e

Roboty przygotowawcze obejmują oprócz głównych robót również roboty drugorzędne - chodniki odbudowy, często łączone ze sobą przecinkami. W dawniejszych czasach przy odbudowie pokładów grubszych wszystkie chodniki pędzono o wymiarach możliwie dużych : wymiary pochylni wynosiły 4 x 4 , a nawet 5 x 5; chodniki odbudowy pędzono niejednokrotnie na całą grubość pokładu, a wymiary ich wynosiły 4 x 6 do 6 x 6 i więcej metrów. Tylko w pokładach bardzo grubych (powyżej 7 - 8 m) pozostawiano ławę węgla przy stropie. Pędzenie chodników o tak dużym przekroju miało na celu osiągnięcie dużej wydajności górnika już na samych robotach przygotowawczych. Ponieważ jednocześnie odległość między chodnikami była mała, w wielu wypadkach samych filarów nawet nie odbudowywano, co pociągało za sobą olbrzymie straty przy odbudowie (30 - 40%, a niekiedy nawet 70 - 80%).

Z biegiem czasu chodniki główne, które miały istnieć przez czas dłuższy, zostały zmniejszone w swych wymiarach do 3 x 2 m, natomiast chodniki odbudowy pędzono nadal o wymiarach bardzo dużych, starając się jedynie o zabezpieczenie połączenia ich z pochylniami. W tym celu rozpoczynano je wąską wcinką (fig.165) na długość około 10 m (filar oporowy przy pochylni), którą następnie rozszerzano do 6 m i zwiększa-

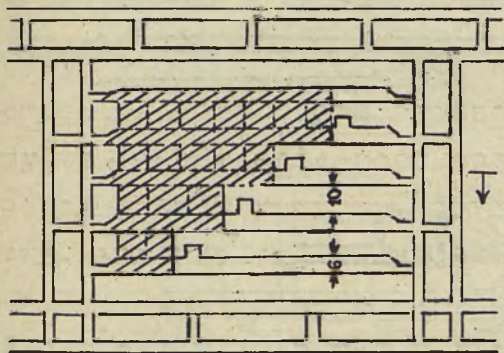


Fig.165

no wysokość nawet do 7 - 8 m., jeżeli pokład był bardzo gruby. Szerokość filarów między chodnikami wynosiła około 10 m, odbudowywano je systemem zabierkowym. Ze względu na częste pożary w tym systemie pozostawiano niewybrane filary oporowe przy chodnikach piętrowych i pochylniach; pole takie izolowane było tamami stawianymi w przecinkach. Dla ułatwie-

nia tamowania dążono do zmniejszenia ilości przecinek w filarach oporowych (fig.165).

Około roku 1900 nastąpiła zmiana poglądów na cel robót przygotowawczych : nie dąży się obecnie do osiągnięcia z tych robót dużego wydobywania, lecz do możliwie szybkiego ich przeprowadzenia i łatwego utrzymania. Zredukowano wymiary chodników i pochylni dwutorowych do 3 x 2, jednotorowych zaś - do 2 x 2, a nawet 1,8 x 1,5 m.

b. O d b u d o w a i o b u d o w a

Odbudowę grubych pokładów węgla sposobem śląskim prowadzi się zabierkami o szerokości 5 - 8 m z nogą grubości 3 - 4 m od strony starych zrobów, przy czym odbudowa filarów górnych wyprzedza odbudowę dolnych (fig.166). Zwykle długość zabierki (szerokość filarów) waha się od 10 - 15 m.

Wybieranie zabierki na całą jej szerokość rozpoczyna się bezpośrednio (bez wcinki) od chodnika odbudowy. Ponieważ chodnik ten posiada wysokość mniejszą od wysokości przyszłej zabierki, musi być odbudowa rozpoczęta od tzw. "w d z i e r k i". Przed wykonaniem wdzierki rozszerza się chodnik w stronę przyszłej zabierki, samą zaś wdzierkę wykonuje się albo od razu na całą szerokość zabierki (przy mocnym stropie), zapinając stropnice równoległe do osi chodnika (fig.167), albo też (przy stropie słabym) wdzieramy się stopniowo do stropu, zabudowując wyrośnięte stopnicami prostokątnymi do osi chodnika i posuwając się w kierunku nogi (fig.168). W tym drugim wypadku przy przejściu

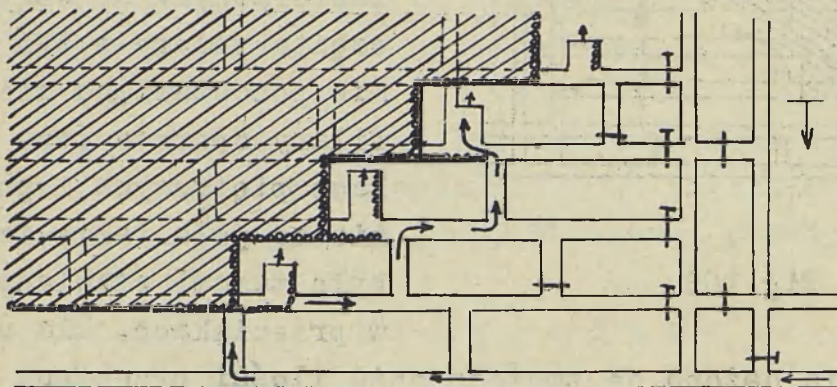


Fig.166

od wdzierki do zabierki górne końce stropnic pozbawione gniazd podiera się ryszpą R (fig.169).

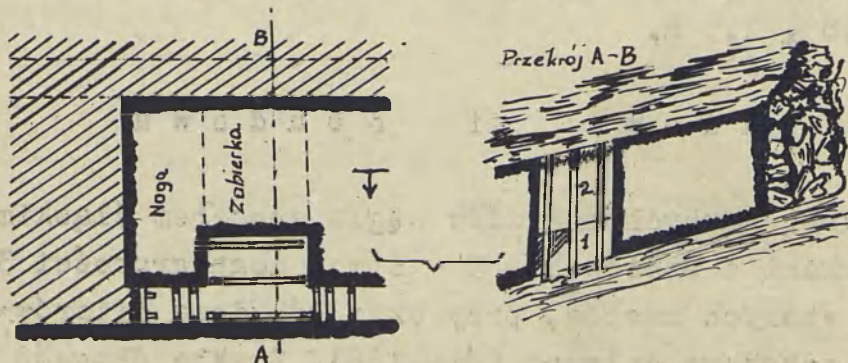


Fig.167

Przed wykonaniem wdzierki musi być należycie zabezpieczone wejście do zabierki przez dobre zabudowanie przy niej części choďnika, czyli tzw. "ucinki" U, U^1 , (fig.169), a to

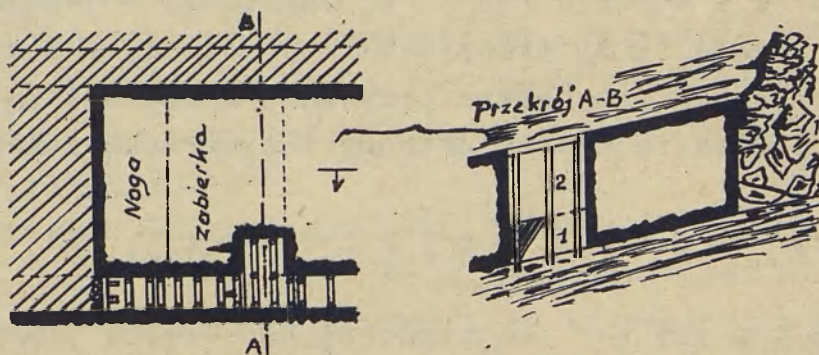


Fig.168

celem uniknięcia obrywania się w tym miejscu węgla i tworzenia się lejkowatego kształtu wdzierki.

Po wykonaniu wdzierki i ewentualnym zapięciu ryszpy pędzi się z a b i e r k ę aż do przebiccia się do zawaliska ("okno" O , fig.169), wybiera się w miarę możliwości p ł o t A od strony górnego zawaliska, przechodzi się na n o g ę, zapi-

nając ewentualnie nową ryszpę R^1 . Jeżeli warunki pozwalają wybiera się nogę prawie całkowicie, tzn. aż do przebiccia okna O do zawaliska, a następnie wybiera się " g a r d ł o " G w sposób, jaki okaże się najkorzystniejszy.

W większości wypadków przy śląskim systemie odbudowy zachodzi konieczność pozostawienia pośród zawaliska znacznej ilości (około 25%) niewybranego węgla. Przy wybieraniu płotu i nogi obudowuje się je pochyłymi

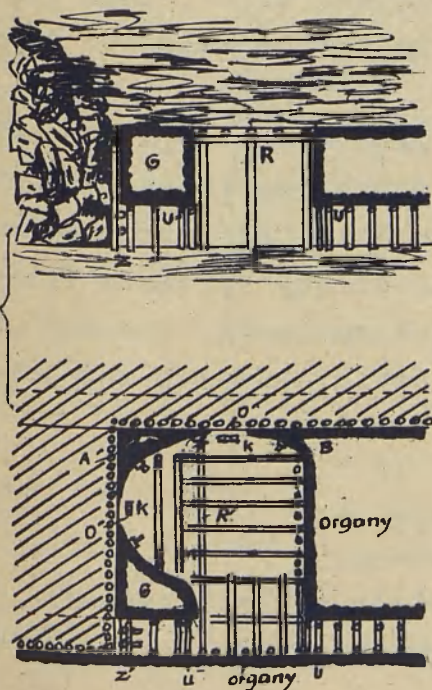


Fig. 169

podperami, strop zaś - jeżeli zachodzi potrzeba - za pomocą k r z y ż ó w K.

Po ukończeniu odbudowy zabierki stawia się w niej wzdłuż bocznej i dolnej calizny o r g a n y (odległość między środkami stojaków 0,3 - 0,5 m), wzmacnia się je przy gardle, tworząc tzw. z a w a r c i e Z, względnie - jeżeli organów się nie stawia (przy stropie bardzo mocnym) - buduje się zawarcie w chodniku przy nodze przyszłej zabierki, po czym przystępuje się do rabowania obudowy i wywołania zawалу.

c. I n n e c z y n n o ś c i

U r a b i a n i e najczęściej bez wrębu; przy mniejszej grubości pokładu stosuje się wręb w środku pokładu, wykonywany wrębówką udarową. Przy urabianiu z wrębem wskazane jest dla jednej obsady (2 górników i 2 - 3 ładowaczy) przydzielić dwie blisko siebie położone zabierki. Gdy w jednej z nich wykonywany jest wręb, w drugiej - odbijanie i ładowanie węgla.

O d s t a w a w wózkach lub rynnach wstrząsanych. Przy bardzo małych upadach często cały pociąg wózków przewożony jest do i z zabierki za pomocą koni. Przy większym upadzie pokładu odstawę wózków z zabierki do pochylni uskutecznia się za pomocą ludzi, w pochylni natomiast za pomocą wału lub tarczy hamulczej.

P r z e w i e t r z a n i e w większości wypadków uskutecznia się przez dyfuzję, a poza tym powietrze zmuszone jest do przeciskania się przez zawalisko. Wskutek tego przewietrzanie jest trudne i łączy w sobie ujemne strony systemów filarowych ubierkowych oraz systemów długich zabierek. Czasami staje się konieczne stosowanie lutni i wentylatorów lub też przegród wentylacyjnych.

15. SYSTEMY KRÓTKICH FILARÓW

=====

Przy odbudowie węgla brunatnych strop pokładu czasami jest tak słaby, że niemożliwe jest jego obnażenie nawet na tak

niedużej powierzchni, jaką posiada normalna zabierka. W wypadku tym wybieranie węgla może być uskutecznione tylko bardzo małymi odcinkami, względnie bardzo wąskimi przodkami o szerokości nieprzekraczającej często 2 m. Odbudowa sprowadza się tu do przeprowadzenia gęstej sieci wąskich chodników oraz wybrania w miarę możliwości małych filarów (nóg) między tymi chodnikami. Ze względu na bardzo słaby strop utrzymanie nawet przez krótki czas gęstej sieci chodników jest niemożliwe, dlatego też wybieranie nóg musi być uskutecznione bezpośrednio po przeprowadzeniu chodnika.

W systemach krótkich (małych) filarów r o b o t y p r z y g o t o w a w c z e mogą być podzielone nie tylko na główne i drugorzędne, lecz również i na trzecio- a nawet czwartorzędne. Główne wyrobiska przygotowawcze (I-fig.170), dzielące pokład na pola, pędzone są (zwykle systemem chodników podwójnych) w odległości nie mniejszej od 80 m, a wskutek tego mogą one być utrzymywane przez dłuższy czas i służyć do odstawy urobku, przewietrzania itd.

Każde pole (80 x 80 lub więcej metrów) jest rozcinane w dalszym ciągu chodnikami odbudowy (II, fig.170) na f i l a - r y d u ż e o wymiarach przeciętnie 22 x 22 m. Te drugo-

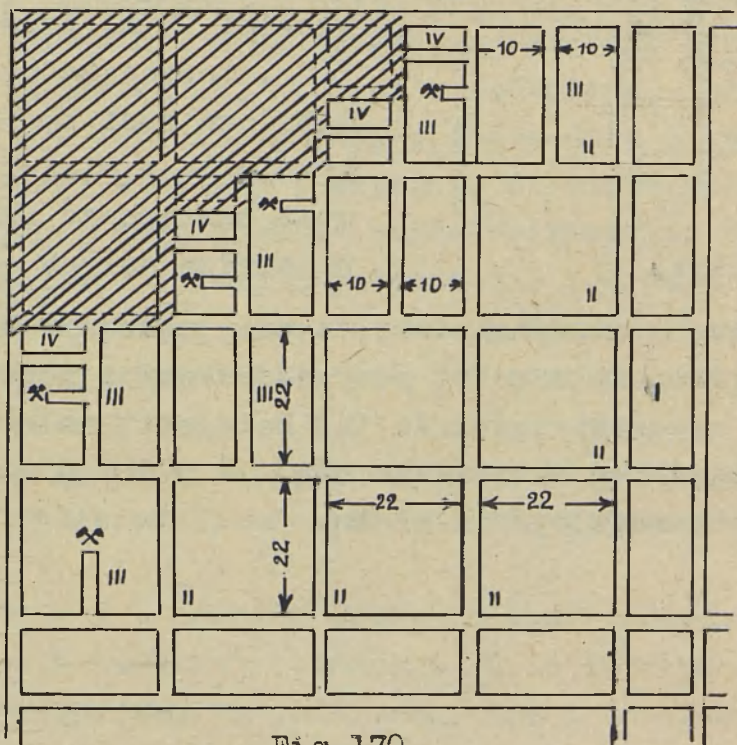


Fig. 170

rzędne roboty przygotowawcze ze względu na mniejszą odległość chodników muszą istnieć przez krótszy czas, a więc pędzone są tylko w miarę odbudowy kolejnych pól.

Duże filary są rozcinane chodnikami (III, fig. 170) na filary małe. Te trzeciorzędne roboty przygotowawcze ze względu na jeszcze mniejszą odległość, a więc jeszcze większą trudność utrzymania chodników, muszą istnieć przez jeszcze krótszy czas, a więc winny być przeprowadzone w miarę odbudowywania sąsiednich filarów dużych. Filary małe (10 x 22) powstają przez rozcięcie na dwie części filaru dużego.

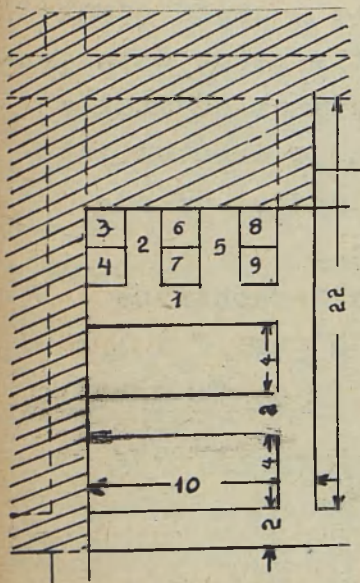


Fig. 171

Filary małe rozcina się w dalszym ciągu chodnikami IV (fig. 170) na pasy (4 x 10), po czym niezwłocznie przystępuje się do ich wybierania.

Wybieranie (o d b u d o - w a) pasa (fig. 171) rozpoczyna się od przeprowadzenia krótkiego (4 m) chodnika "2", z którego następnie wybiera się nogę wąskimi (2 m) przodkami "3" i "4", zaczynając od zawaliska. Odbudowa musi być prowadzona od granic, a w miarę wybierania nóg musi następować rabowanie stropu na bardzo małych odcinkach. Całe

niemal wydobyć otrzymuje się tu przy pędzeniu bardzo wąskich przodków. Wydobyć z robót przygotowawczych dochodzi więc do 100%, gdyż w rzeczywistości do tej kategorii należą tu wszystkie roboty za wyjątkiem wybierania nóg. W y d a j n o ś ć górnika siłą rzeczy musi być tu niska.

16. ODBUDOWA WARSTWAMI

a. Zasady ogólne

Systemy odbudowy warstwami (najczęściej 3 - 4 m grubości) stosowane są przy odbudowie grubszych pokładów węgla. Odbudowa pokładu jako całości może być prowadzona na zawał lub z podsadzką. W pierwszym wypadku odbudowę rozpoczyna się od warstw wyższych, w drugim zaś od niższych i przechodzi się do kolejnych następnych.

W czasie obecnym odbudowa warstwami prowadzona jest wyłącznie tylko z zastosowaniem podsadzek płynnej. Każda warstwa jest odbudowywana jednym z opisanych wyżej systemów, przy czym do różnych warstw mogą być stosowane różne systemy odbudowy, np. dolne warstwy mogą być odbudowane systemem ścianowym z podsadzką płynną, górna warstwa systemem zabierkowym z podsadzką lub bez.

W każdej warstwie muszą być przeprowadzone odpowiednie roboty przygotowawcze, przy czym należy dążyć, ażeby niektóre z wyrobisk mogły służyć do odbudowy wszystkich lub przynajmniej kilku warstw. Poza tym niektóre chodniki lub pochylnie mogą powstać z wyrobisk odbudowy przez zastosowanie odpowiedniej obudowy w podsadzce, inne znowu mogą być pędzone w warstwie górnej jednocześnie z pędzeniem przodków odbudowy w dolnej; wreszcie niektóre wyrobiska w warstwie górnej mogą powstać przez zwiększenie wysokości wyrobisk w warstwie dolnej i podsadzenie ich spodu na wysokość tej ostatniej. Istnieją więc tu duże możliwości zmniejszenia ilości robót przygotowawczych lub też kosztów ich pędzenia.

Dla ułatwienia urabiania węgla w górnych warstwach może być z łatwością wykonany w tych warstwach wręb pod pokładem przez odkopanie piasku lub wypłukanie go strumieniem wody.

Odbudowa warstw wyższych (nad podsadzką) musi być na ogół wykonana bardziej starannie, a to zarówno ze względu na większe występujące tu ciśnienie, jak i obecność podsadzki

w spodzie wyrobiska. Dotyczy to również budowy tam podszadzkowych, które muszą być odpowiednio zabezpieczone od dołu dla uniknięcia podmycia tamy (fig.

172). Zjawisko łamania stojaków w warstwach górnych, pomimo większego ciśnienia, jest na ogół rzadsze, gdyż są one wciskane w piasek.

P o d s a d z a n i e
w górnych warstwach skutecznia się w taki sam sposób, jak i w warstwie dolnej, odprowadzanie natomiast wody musi być tu bardziej staranne, musi ona być ujmowana w odpowiednie ścieki lub rury, gdyż płynąca po spodzie wyrobiska woda może unosić również piasek z podsadzanej dolnej warstwy.

P o d z i a ł n a w a r s t w y może być przeprowadzony równolegle do uławicenia pokładu (fig.91) lub w poprzek uławicenia, zwykle płaszczyznami poziomymi (fig.92).

Zaletą warstw równoległych do uławicenia jest możliwość utrzymania równego piętra oraz możliwość do pewnego stopnia wy-

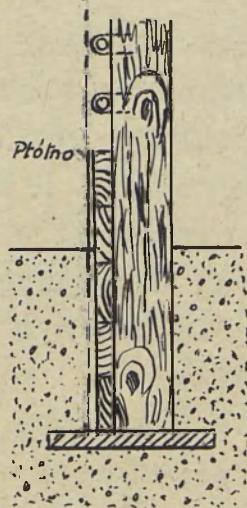


Fig.172

brać mocniejszych, a tym samym jest tu łatwiejsze utrzymanie piętra nad wyrobiskiem odbudowy. Przy warstwach w poprzek uławicenia konieczne jest przecinanie wszystkich ławic pokładu (fig.173), co pociąga za sobą większe zużycie materiałów wybuchowych; rów-

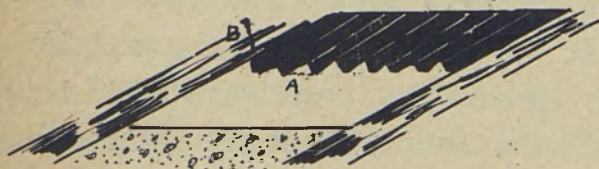


Fig.173

nego piętra nad wyrobiskiem nie da się tu utrzymać, zachodzi

większa łatwość obrywania się węgla z piętra A (fig.173), o= budowa jest trudniejsza.

W wypadku nagłego załamania się stropu (np. piaskowcowego) przy odbudowie warstwami poziomymi, zawał obejmuje przede wszystkim część wyrobiska w pobliżu stropu pokładu B (fig.173), a więc pod tym względem są tu warunki korzystniejsze, aniżeli przy odbudowie warstwami równoległymi do uławicenia, przy której zawał obejmuje często całe wyrobisko wzdłuż przedka ścianowego.

Podział na warstwy pochyłe jest korzystniejszy przy odstawie za pomocą rynien, dlatego też w związku z szerokim zastosowaniem rynien systemy warstw równoległych do uławicenia wypierają bardzo skutecznie systemy warstw poziomych.

b. O d b u d o w a w a r s t w a m i r ó w n o - l e g ł y m i d o u ł a w i c e n i a

R o b o t y p r z y g o t o w a w c z e w w a r s t w a c h
wyższych przeprowadza się albo po odbudowaniu i podesadzeniu

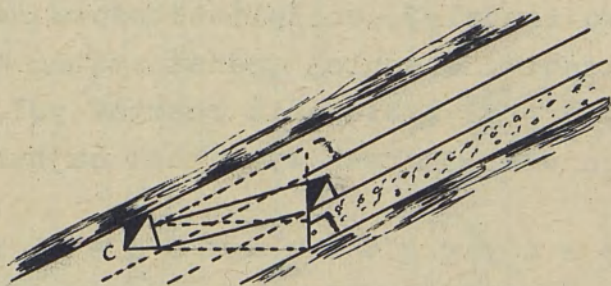


Fig.174

warstw niższych, albo też w czasie ich odbudowy.

Chodnik przewozowy albo pozostaje wspólny dla wszystkich warstw (C, fig.174), albo też prowadzony jest w każdej warstwie osobno (fig.175). To samo można powiedzieć również i o chodniku wentylacyjnym oraz o pochylni przewozowej.

Na fig.175. przedstawiony został przykład o d b u d o w y
grubego pokładu, podzielonego na trzy warstwy, systemem ściano-

wym podłużnym z podszadzką płynną. Główna pochylnia przewozowa P przeprowadzona jest tu w warstwie I (dolnej) i służy dla ównoczesnej odstawy urębku ze wszystkich trzech warstw. Chodniki przewozowe (C_1, C_2 , i C_3) oraz wentylacyjne (W_1, W_2 i W_3) przeprowadzone są w każdej warstwie osobno i mają połączenie z pochylnią przewozową P za pomocą krótkich przecznice (Q_1, Q_2 i Q_3), przeprowadzonych w pokładzie węgla od jego spągu do stropu. Pędzenie chodników wentylacyjnych (V_2 i V_3) w górnych warstwach prowadzone jest od pochylni granicznej w ślad za posuwającą się odbudową warstwy niższej. Wzdłuż pochylni przewozowej P pozostawia się filar operowy F, który zostaje wybrany później przy odbudowie następnego pola na tym samym piętrze. Przewietrzanie, jak pokazują strzałki. Podszadzanie każdej warstwy odbywa się z odpowiedniego chodnika wentylacyjnego (W_1, W_2 i W_3).

c. O d b u d o w a w a r s t w a m i p o -
z i o m y m i w p o p r z e k u ł a w i c e -
n i a

Odbudowa grubych pokładów węgla warstwami poziomymi stosowana jest stosunkowo rzadziej, aniżeli odbudowa warstwami równoległymi do uławicenia. Niemniej jednak system ten daje również dobre wyniki, a przy wybieraniu resztek pól, filarów oporowych itp. jest on w niektórych wypadkach najbardziej odpowiedni.

R o b o t y p r z y g o t o w a w c z e muszą być prowadzone w każdej warstwie. Zwykle wystarcza przeprowadzenie w każdej warstwie jednego c h o d n i k a "w a r s t -
w o w e g o". Chodniki warstwowe C (fig.176) stanowią więc tu główne roboty przygotowawcze i są pędzone ze wspólnej pochylni P. Odległość pionowa między chodnikami (grubość warstwy) 3 - 4 , rzadziej do 5 m. Pochylnia i chodniki warstwowe mogą być pędzone po spągu pokładu (fig.176), w jego środku (fig.177) i pod stropem (fig.178).

Najprościej rozwiązuje się system odbudowy, jeżeli chodniki wypadają przy spągu pokładu. W wypadku tym zarówno pęcznie chodników wyższych, jak i prze-

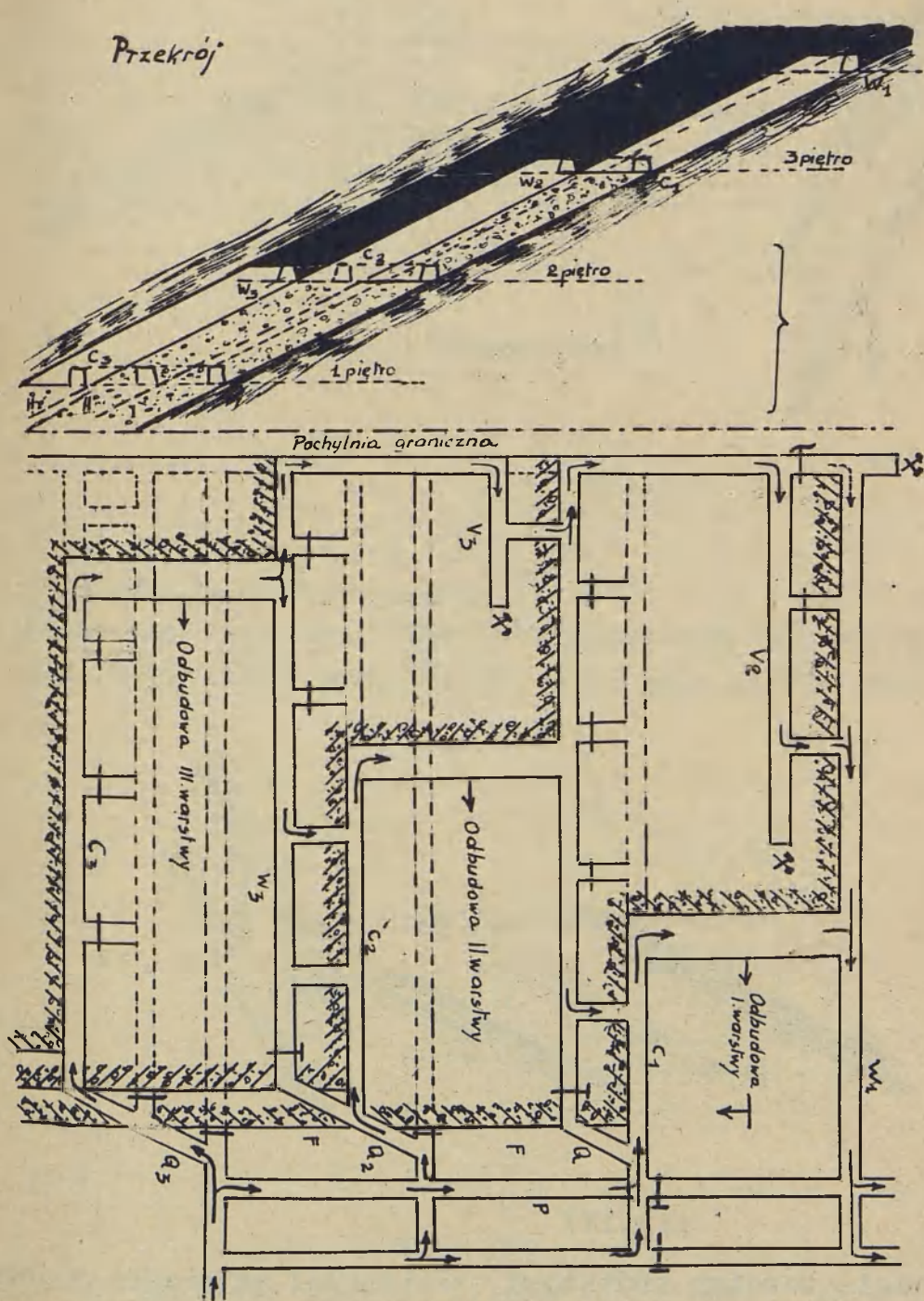


Fig.175

wóz w nich urobku, może odbywać się bez przeszkód nawet w czasie odbudowy sąsiednich niższych warstw.

Poza tym sposób ten umożliwia jednoczesną odbudowę kilku warstw w tym samym polu.

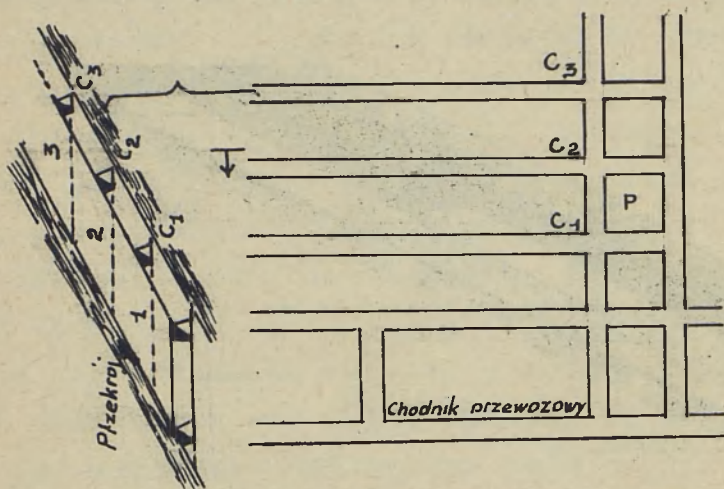


Fig.176

Chodniki warstwowe w środku pokładu (fig.177) stosowane są w pokładach bardzo grubych lub posiadających mały upad, tzn. gdy odległość pozioma między spągiem i stropem jest duża. Umożliwia

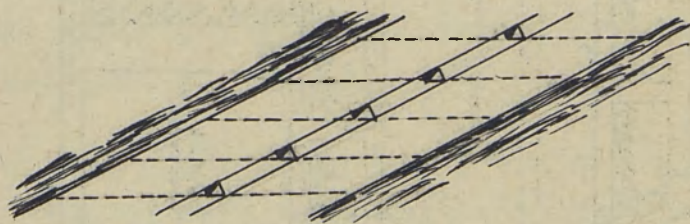


Fig.177

to wybieranie warstwy krótszymi zabierkami, pędzonymi w obie strony chodnika w kierunku stropu i spągu.

Chodniki pod stropem pokładu (fig.178) są stosowane przy odbudowie warstwami pozio-

mymi na zawał, zaczynając od warstw wyższych. W czasie obecnym przy odbudowie warstwami grubych pokładów węgla stosowana jest wyłącznie prawie podsadzka płynna, a wskutek tego odpada potrzeba pędzenia chodników warstwowych pod stropem.

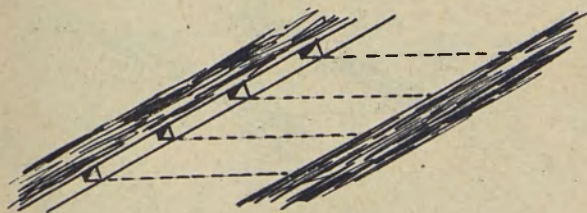


Fig. 178

Oprócz chodników warstwowych w rzadszych wypadkach może zachodzić potrzeba przeprowadzenia drugorzędnych chodników poziomych w poprzek pokładu (fig. 179). Chodniki te, podobnie jak chodniki odbudowy, dzielą każdą warstwę na filary, a więc mamy wtedy do czynienia z filarowym systemem odbudowy warstw.

Odbudowa każdej warstwy może być przeprowadzona jednym ze znanych systemów. Dla uniknięcia wybierania

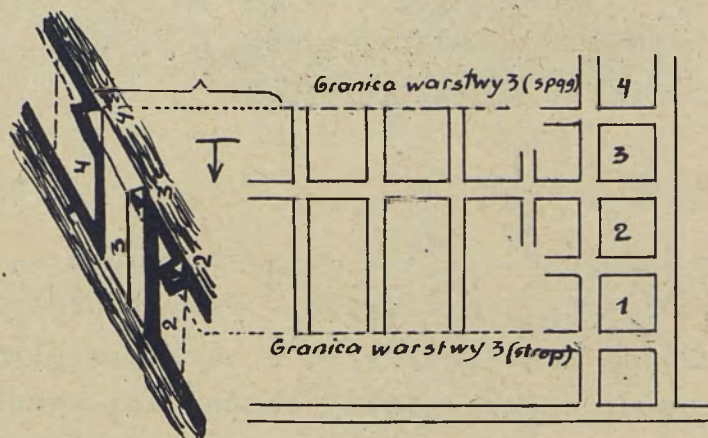


Fig. 179

w każdej warstwie wąskich klinów węgla (tzw. "zera") przy stropie i spągu pokładu Z (fig. 180) wybiera się je przy odbudowie warstw sąsiednich.

Dla przykładu rozpatrzmy odbudowę warstwami poziomymi, gdy chodniki warstwowe pędzone są po spągu pokładu.

Przy odbudowie systemem zabierkowym (ścianowym) pędzi się długi przodek, zajmujący całą szerokość warstwy (fig.181). W miarę odbudowy buduje się wzdłuż przodka długą tamę pod-sadzkową, rurociąg doprowadza się z chodnika warstwy wyższej, wodę odprowadza się chodnikiem warstwy odbudowywanej.

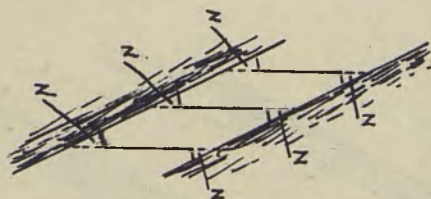


Fig.180

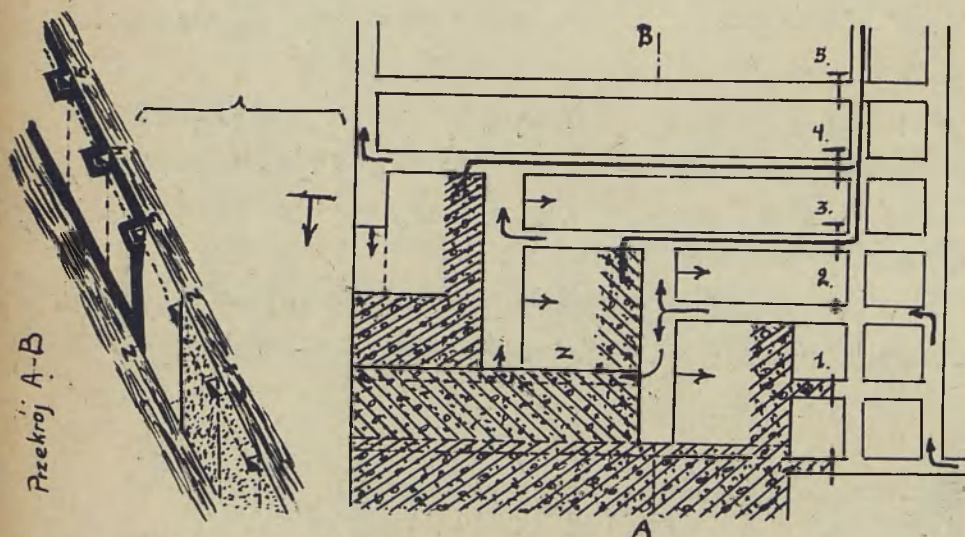


Fig. 181

Chodnik ten służy jednocześnie dla odstawy urobku ze ściany do pochylni. Przewóz zwykle w wózkach. Przewietrzanie jest na ogół dobre : główny prąd powietrza w warstwie płynie wprawdzie w spągowej części ściany między chodnikami warstwowymi, to jednak część powietrza dostaje się do stropowej części ściany, zawdzięczając obecności niepodsadzonego "Zera" Z (fig.181). W polu można odbudowywać jednocześnie kilka warstw, zachowując pewną odległość (co najmniej 15 - 20 m) między przodkami ścianowymi.

Przy odbudowie zabierkowej (system długich zabierek) przede wszystkim musi być zapewniony przepływ powietrza w warstwie. Uskutecznia się to przez

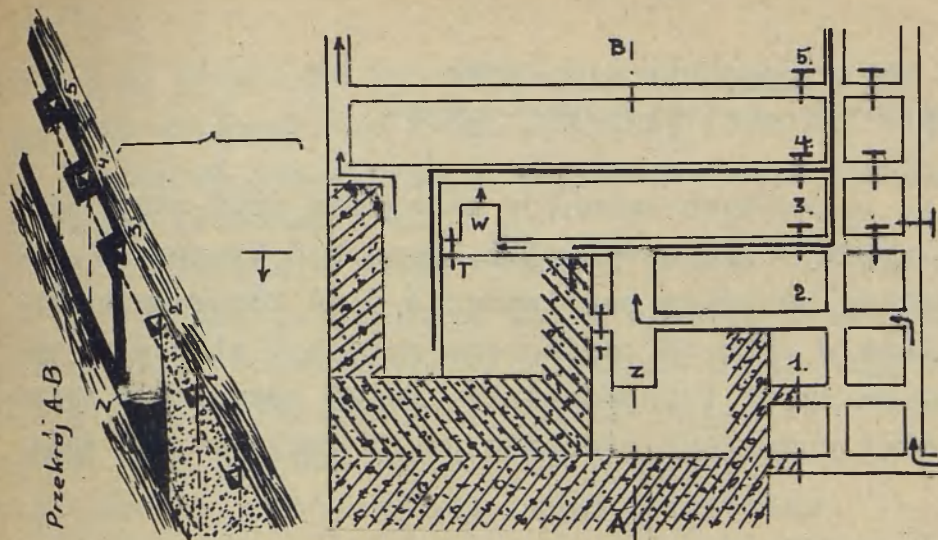


Fig. 182

wykonanie **wdzierki W** (fig.182) do chodnika w warstwie wyż-

szej, po czym pędzi się właściwą **zabierkę Z** w kierunku do stropu pokładu. Po wybraniu **zabierki** wybiera się nogą, stawia się w chodniku danej warstwy tamę pod-sadzkową (zawarcie T) i pod-sadza się, jak w systemie ubierkowym, z chodnika warstwy wyższej.

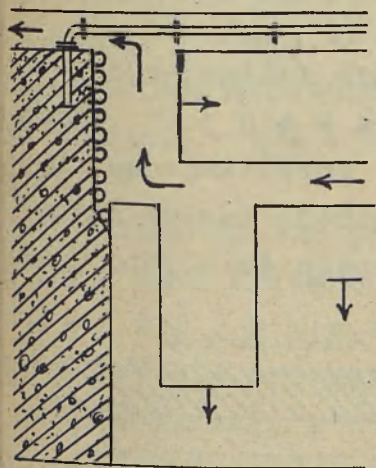


Fig. 183

chodnikami warstwowymi) odbudowuje się na ubierkę, w kierunku zaś stropu, gdzie przede wszystkim mogą zagrażać zawały, pędzi się **zabierkę z nogą** (fig.183).

Ażby w odbudowywanej warstwie mógł istnieć ruch powietrza nawet po podsadzeniu wybranej **zabierki**, stosuje się kombinowany sposób odbudowy warstwy, a mianowicie część przyspagową (między

17. ODBUDOWA ZŁÓŻ RUDY

=====

Zależnie od rozmaitych warunków zalegania złóż rudy, od ich grubości, upadu i własności skał, mogą być stosowane najrozmaitsze systemy odbudowy podziemnej, a więc komorowe, ubierkowe i zabierkowe w różnych odmianach; mogą być stosowane systemy odbudowy na zawal i z podszadzką, toteż różnorodność systemów odbudowy złóż rudy jest podobnie jak i węgla bardzo duża.

a. S y s t e m y k o m o r o w e

Odbudowa komorowa stosowana jest przy grubych złożach zalegających pośród bardzo mocnych skał (np. granity, porfiry, gnejsy). W większości wypadków nie chodzi tu o ochronę stropu przed zawaleniem się i dlatego też między poszczególnymi komorami pozostawia się częste tylko cienkie filary, które po wyeksploatowaniu komór załamują się, skały zaś stropowe zawalają się.

Tak np. przy odbudowie grubych i stromo zalegających złóż rudy żelaznej w Szwecji odbudowę prowadzi się komorami o szerokości 8 m, pozostawiając między nimi 2-metrowe filary podziałowe (fig-184); komory zajmują całą grubość złoża (do 100 m) od jego spągu do stropu, wysokość ich dochodzi do 40 m, otwory strzelnicze wierci się w piętrze komory, stojąc na urebku. Urebek częściowo jest spuszczaany na poziom wydobywczy szybikami S, znajdującymi się na spodzie komór, lecz tylko tyle, ażeby w komorze nad urebkim pozostawała wystarczająca dla wygodnej pracy wolna przestrzeń (około dwóch metrów wysokości). W ten sposób odbudowuje się całą komorę, pozostawiając pod górnym już odbudowanym poziomem wydobywczym warstwę rudy



Fig. 184

około 5 m, przy czym komora jest stale wypełniona urebkiem, tworząc duży zbiornik dla rudy. Odbudowę prowadzi się równocześnie w szeregu sąsiednich komór, przedzielonych między sobą filarami F o grubości 2 m.

Po odbudowaniu komór spuszcza się z nich urebek przez szybiki S. W miarę opróżniania komór cienkie 2-metrowe filary przedziałowe nie wytrzymują ciśnienia i załamują się; załamuje się również warstwa rudy, pozostawiona w piętrze komór, a wskutek tego znaczna część rudy z pozostawionych filarów zostaje spuszczone przez szybiki razem z urebkiem.

Oprócz tego - poprzecznego - systemu komorowego, stosowane są również z Szwecji (przy niedużej grubości złóż) systemy komorowe podłużne (fig. 71 i 72).

b. S y s t e m y u b i e r k o w e

Odbudowa cienkich pokładów rudy, zalegających pośród skał plastycznych, prowadzona jest systemami ubierkowymi z podszadką suchą. Systemy te w zasadzie nie różnią się od systemów ubierkowych, stosowanych przy odbudowie pokładów węgla, i mogą tu wchodzić w grę zarówno systemy ścianowe jak i filarowe ubierkowe.

W taki sposób prowadzona jest np. odbudowa i l a s t e j r u d y ż e l a z n e j (syderytowej) w o k r ę g a c h C z ę s t o c h o w s k i m i R a d o m s k i m . Grubość rudy nie przekracza tu zwykle 0,30 - 0,35 m; upad pokładów jest bardzo mały; w stropie zalega ił plastyczny. Ze względu na płytkie zaleganie pokładów rozpowszechniona jest eksploatacja s y s t e m e m w i e l o s z y b i k o w y m . Szybiki o przekroju 1,0 x 1,6 m rozmieszcza się wzdłuż linii w kierunku upadu (fig. 185). Odległość między liniami około 100 m, odległość szybików w linii 40 - 50 m. Każdy szybik S obsługuje odpowiedniej wielkości pole (ABCD). Normalnie zgłębia się szybiki poczynszy od najgłębszego, a to ze względu na ułatwienie odwadniania. Wodę sprowadza się do najniższego punk-

tu, skąd jest pompowana na powierzchnię przez szybik wodny. Urobek wyciągany jest z szybików w kubłach siłą ludzką; wydajność szybików 11 ton na zmianę przy obsadzie 3 robotników.

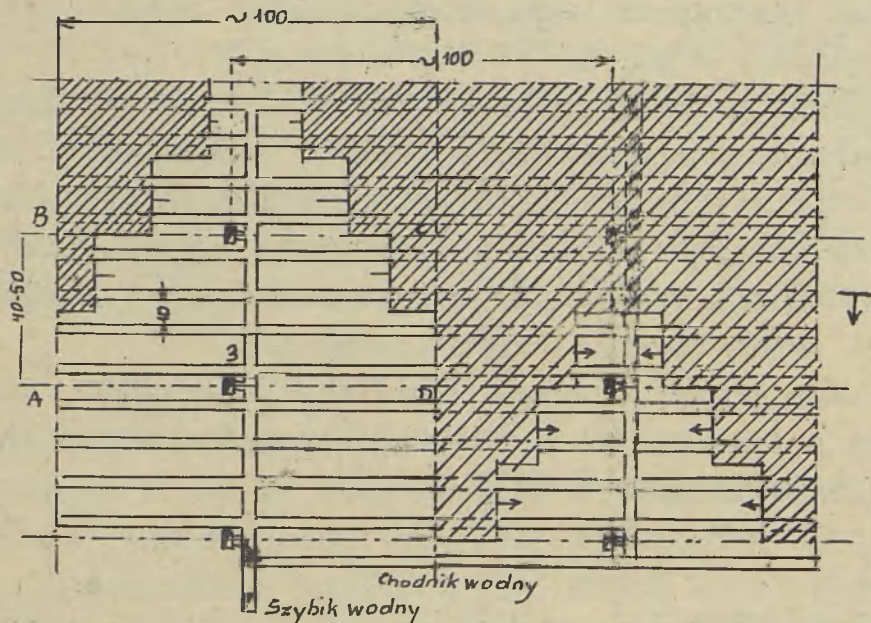


Fig.185

Szybiki wzdłuż jednej linii (fig.185) łączy się głównym chodnikiem przewozowym (pochylnią) P, pędzonym z przybierką spągu a czasami i stropu.

Zaletą eksploatacji systemem wieloszybikowym jest możliwość szybkiego osiągnięcia pełnej wydajności kopalni, gdyż udostępnienie pokładu i roboty przygotowawcze trwają około 5 miesięcy.

Sposób udostępnienia i wydobycia za pomocą dużej ilości szybików jest wypierany przez eksploatację, w której w y d o b y c i e s k o n c e n t r o w a n e j e s t w j e d n y m s z y b i e . Szyb taki obsługuje zazwyczaj pole niedużych wymiarów i w miarę postępu odbudowy zgłębia się nowe szyby (np. co 400 - 500 m). Przy tym sposobie eksploatacji główne chodniki przewozowe pędzi się jako podwójne, przy czym każdy z nich jest jednotorowy, a to ze względu na trudność utrzymania chodników szerszych od 1,5 m. Od

chodnika przewozowego co 100 m pędzi się podwójne pochylnie.

Śrośród rozmaitych odmian systemów ubierkowych dominują dotychczas s y s t e m y f i l a r o w e u b i e r k o - w e , a to głównie ze względu na bardzo małą grubość pokładów i trudności odstawy urobku przy większej odległości od chodników. Ze względów wentylacyjnych utrzymuje się zwykle przodki dwóch filarów w jednej linii (fig.185). Odległość między chodnikami odbudowy wynosi około 10 m, a wskutek tego każdy z nich obsługuje 5-metrową długość przodka po obu stronach chodnika.

Wrąb w przodka odbudowy wykonuje się ręcznie za pomocą kilofa; wiercenie otworów - ręczne obrotowe, wierci się je w ile nad pokładem rudy. Obudowa - stropnice 2,5 m, podparte na trzech stojakach; odległość między liniami stropnic - 0,8 m.

Skałę płonną, uzyskaną zarówno z przybierek, jak i z przodka odbudowy, umieszcza się w odbudowanej przestrzeni w ślad za posuwającym się przodkiem, a więc odbudowa prowadzona jest z pełną podszadką.

Przy normalnej obsadzie przodka odbudowy - 2 górników i 1 ładowacz - wydobyte z filaru wynosi 4,2 t/zmianę ; wydajność na robotnika i dniówkę w przodku $4,2 : 3 = 1,4$ t.

W niektórych kopalniach okręgu Radomskiego przy odbudowie pokładu rudy ilastej stosowany jest s y s t e m ś c i a n o w y o długości ściany 50 m. System ten stosowany jest w tych wypadkach, gdy wysokość wyrobiska umożliwia doprowadzenie wózków pełnych aż do przodka , jak to np. ma miejsce przy jednoczesnej odbudowie rudy i glinki ogniotrwałej, kiedy wysokość ta dochodzi do 2 m. Zastosowanie rynien wstrząsanych do odstawy urobku napotyka na trudności organizacyjne, gdyż przy odbudowie rud ilastych zachodzi często potrzeba osobnego ładowania rudy, osobnego zaś nadmiaru skały płonnej, a czasami również i osobnego ładowania glinki ogniotrwałej.

c. System schodowo - stropowy

Przy stromym upadzie pokładu robotnicy nie mogą znajdować się podczas pracy na spągu pokładu, muszą oni być rozmieszczeni albo na podsadźce, albo na pomostach ułożonych na rozperach między stropem i spągiem. Wysokość poszczególnych przodków musi być taka, by górnicy mogli w nich wygodnie pracować (2-3 m), muszą oni poza tym być chronieni przed odłamkami skał, jakie mogłyby spaść z wyższych

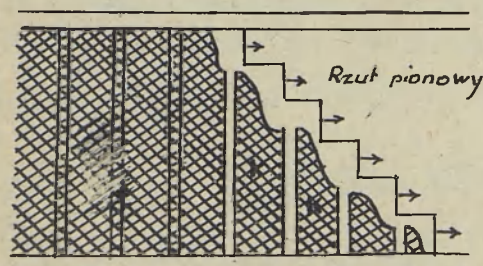


Fig. 186

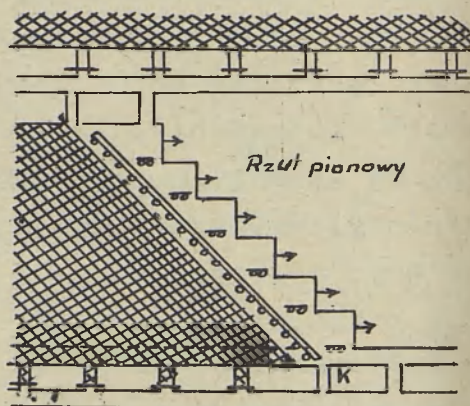


Fig. 187

części przodka odbudowy. Osiąga się to przez zastosowanie przy systemie ścianowym przodka ustępliwego, a mianowicie schodowo - stropowego (fig. 186 i 187).

Podsadzka jest tu bądź to układana w pobliżu przodków (fig. 186), jeżeli materiał uzyskuje się na miejscu przy urzabianiu rudy, bądź też zsypywana z chodnika górnego (fig. 187), jeżeli musi być transportowana z innych części kopalni. W tym drugim wypadku unika się kosztów układania podsadzki oraz uzyskuje się dostatecznie szczelne podsadzanie; materiał podsadzkowy układa się samoczynnie pod kątem właściwego mu stoku naturalnego ; ogólny przebieg przodków musi być dostosowany do tego stoku.

Dla odstawy urobku pozostawia się w podsadźce kominy K (fig. 186) lub też daje się wzdłuż stoku nieruchome żłoby lub

pomosty (fig.187), po których urobek dostaje się do komina K w przecince, a stąd do wózków w chodnikach przewozowych.

d. S y s t e m y z a b i e r k o w e

Przykładem odbudowy złóż rudy systemem zabierkowym może służyć odbudowa rud cynkowo - ołowianych na Górnym Śląsku. Rudy zalegają tu na głębokości do 100 m; strop stanowi dolomit, w spągu zalega wapień. Grubość warstwy kruszczowej waha się od 0 - 20 m. Ze względu na mały upad pokładu i nieregularne jego zaleganie zachodzi często potrzeba pędzenia głównych chodników przewozowych nie w pokładzie, lecz w skale spągowej poniżej poziomu złoża i łączenia się z tym ostatnim za pomocą krótkich szybków w odstępach co 80 - 100 m.

Odbudowa prowadzona jest systemem zabierkowym na zawał. Wybieraną w przedkach skałę płoną pozostawia się w starych zrobach, nie odgrywa ona jednak tu roli podszadzki. Pole rozcina się chodnikami na filary o wy-

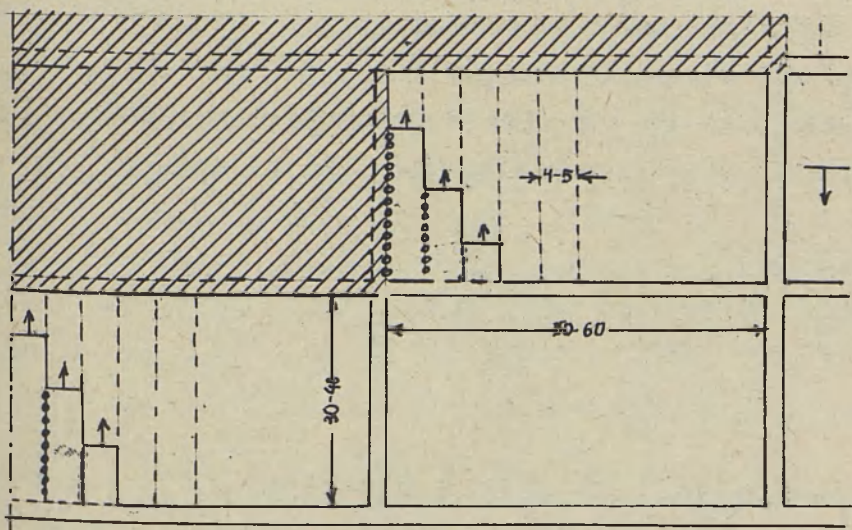


Fig.188

miarach zależnych od wytrzymałości stropu. Przy stropie wyjątko-

wo mocnym długość każdego filaru wynosi 50 - 60 m, szerokość 30 - 40 m (fig.188); przy stropie słabszym, względnie przy prowadzeniu odbudowy pod zawaliskiem wymiary filarów zostają znacznie zmniejszone (15 x 20 a nawet 4 x 15), tworząc typowe systemy krótkich (małych) filarów (fig.189).

Filary wybierane są zabierkami bez nogi. Przy mocnym stropie zabierki mogą być szersze (4 - 5 m), jak również może być pędzonych na raz kilka zabierek (fig.188). W innych wypadkach zabierki muszą być wąskie (nawet 2 m) i pędzone kolejno po wybraniu poprzednich, przy czym kolejność ta może być rozmaita, zależnie od warunków : niektóre zabierki mogą być pędzone w kierunku wzniesienia, inne zaś w kierunku rozciągłości (fig.189).

W miejscach, gdzie grubość złoża jest duża, odbudowuje się je w a r s t w a m i 2 - 4 m. Zwykle odbudowa prowadzona jest od warstwy górnej, udostępnionej za pomocą szybików. Koniecznym warunkiem do rozpoczęcia odbudowy następnej warstwy jest odpowiednie zawalenie się stropu w warstwie poprzedniej. Przy odbudowie warstwami umieszcza się pod stojakami legary, które przy odbudowie warstwy dolnej służą jako stropnice.

Obsada - zależnie od szerokości przodka - waha się od dwu górników i dwu ładowaczy do jednego górnika i jednego ładowacza. Wydajność w przodkach odbudowy wynosi około 3,5 ton na robotnika i dzień.

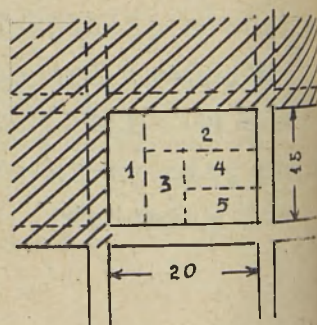


Fig. 189

18. ODBUDOWA ZŁOŻA SOLI

a. O d b u d o w a k o m o r o w a

Przy odbudowie soli ma główne zastosowanie o d b u d o w a k o m o r o w a z o c h r o n ą s t r o p u, a więc z pozostawieniem filarów w celu niedopuszczenia do załamania się warstw stropowych i wdarcia się wody do kopalni. Ma to szczególne znaczenie przede wszystkim przy odbudowie bardzo

grubych złóż soli.

Przy odbudowie pojedynczych brył soli (np. sól zielona w Wieliczce, której bryły przekraczały nawet 23.000 m^3) wybiera się ją albo całkowi-

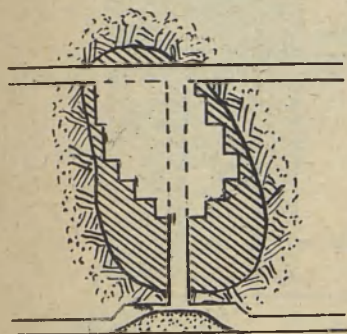


Fig.190

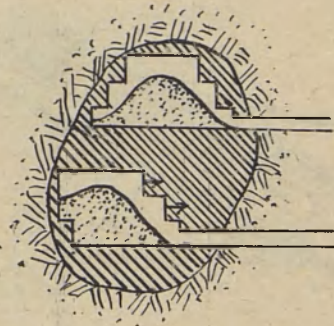


Fig.191

cie ze złoża, stosując system schodowo-spągowy (fig.190) i transportując urobek przez wyrobiska pochyłe lub szybiki zasypane, albo też wybiera się z kilku poziomów komory o wysokości 9 - 10 m, pozostawiając między nimi warstwę (półkę) soli grubości 4 - 6 m (fig.191). Na granicy bryły pozostawia się warstwę ochronną soli o grubości przynajmniej 1 m dla ochrony ścian komory przed wilgocią i wietrzeniem.

Odbudowa komerowa pokładów soli prowadzona jest albo na całą ich grubość (przy mniejszej grubości pokładu), albo też wybiera się je warstwami pochyłymi lub poziomymi (przy dużej grubości złoża). W istocie swej systemy komerowej odbudowy soli są najczęściej analogiczne z systemami długich zabierek stosowanymi przy odbudowie pokładów węgla i różnią się tylko większymi poprzecznymi wymiarami wyrobisk, co jest uzasadnione dużą wytrzymałością skał.

Odbudowa na całą grubość pokładu oraz warstwami pochyłymi prowadzona jest w odmianie odpowiadającej systemom zabierkowym podłużnym, przy czym przodek pędzony jest w kierunku wzniesienia lub upadu.

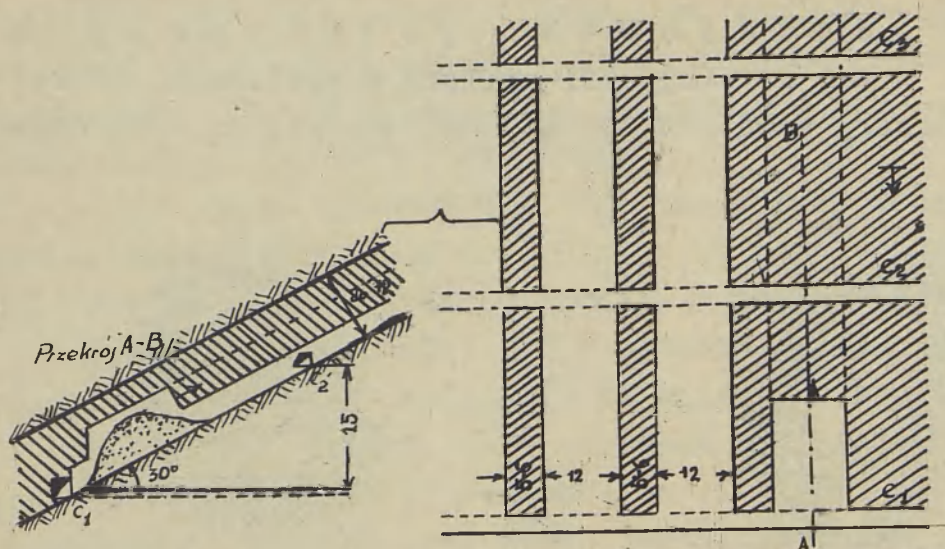


Fig.192 Odbudowa soli potasowych w Kałuszu

Przy pędzeniu komór w kierunku w z n i e s i e n i a (fig.192) wybiera się z chodnika przewozowego C_1 pierwszą (dolną) warstwę o grubości 2 - 3 m. Po wybraniu pierwszej warstwy aż do górnego poziomu, wybiera się w tym samym lub przeciwnym kierunku warstwy następne, stojąc na urobku. Dla ułatwienia przewozu i przewietrzania pędzi się między chodnikami podstawowymi jeden lub dwa chodniki rozdzielcze C_2 i C_3 .

Jeżeli zachodzi potrzeba utrzymania przez dłuższy czas chodnika przewozowego, jak również w wypadku stosowania podszewki płynnej, komorę rozpoczyna się wąską wcinką (fig.193 i 195). Przy pędzeniu komór w kierunku u p a d n (fig.193) a więc rozpoczynając od chodnika górnego, musi być uprzednio przygotowana droga dla odstawy urobku na dolny chodnik przewozowy. W tym celu przed przystąpieniem do odbudowy muszą być przeprowadzone dowerzchnie D (fig.193). Przy tym systemie odbudowy pokład może być wybierany od razu na całą grubość przy zachowaniu schodowo-spagowego kształtu przedka.

Przy e d b u d o w i e w a r s t w a m i p o z i o m y m i zależnie od grubości złoża prowadzi się w każdej warstwie większą lub mniejszą ilość robót przygotowawczych.

czych. Tak np. w W i e l i c z e przy odbudowie pokła-
dów do 20 m grubości pędzi się chodniki warstwowe po spągu i

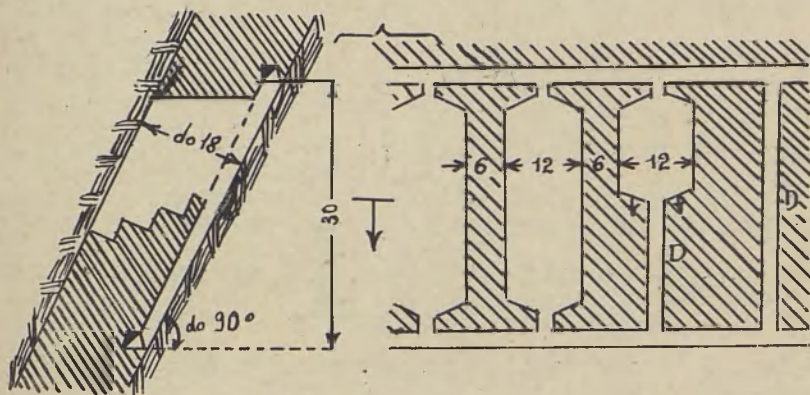


Fig.193. Odbudowa soli potasowych w Stebniku

pod strepem (fig.194) przy odbudowie słupa solnego w W a p -
n i e (fig.195) odległość między chodnikami przewozowymi w każ-

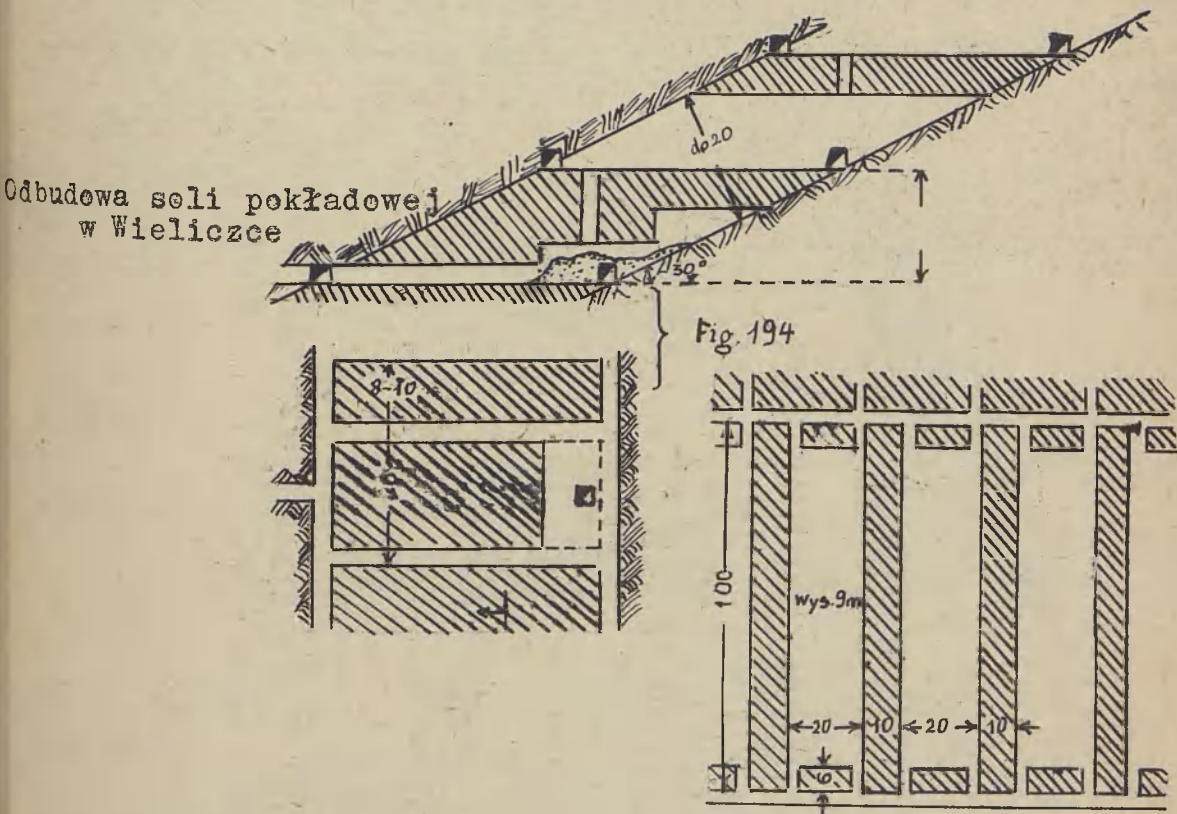


Fig.195. Odbudowa soli ka-
miennej w Wapnie

dym poziomie (warstwie) wynosi 100 m. Wysokość wyrobisk 9 - 10 m; między komorami na różnych poziomach zestawia się półkę grubości 4 - 6 m. Filary operowe ograniczające komory rozmieszcza się w taki sposób, ażeby one przypadły nad lub pod odpowiednimi filarami na poziomie sąsiednim.

b. O d b u d o w a z u g i ę c i e m s i ę s t r o p u

W wypadku pokładów mniejszej grubości może być stosowana odbudowa z ugięciem się stropu, a więc przy użyciu p o d s a d z k i . Przykładem odbudowy z podszadzką i ugięciem się stropu może służyć system odbudowy, stosowany w B o c h n i do pokładów o grubości do 3 m i dużym upadzie (60° - 90°).

Jako materiał podszadzkowy służy tu część urobku, zanieczyszczonego iłem. Podszadzka ta zostaje z czasem kompletnie zaciśnięta przez skały boczne.

Stosowany jest tu s y s t e m s c h o d o w o - s t r o p o w y przy wysokości poszczególnych przedków około 4 m (fig.196) przy czym górnicy zatrudnieni w przedkach

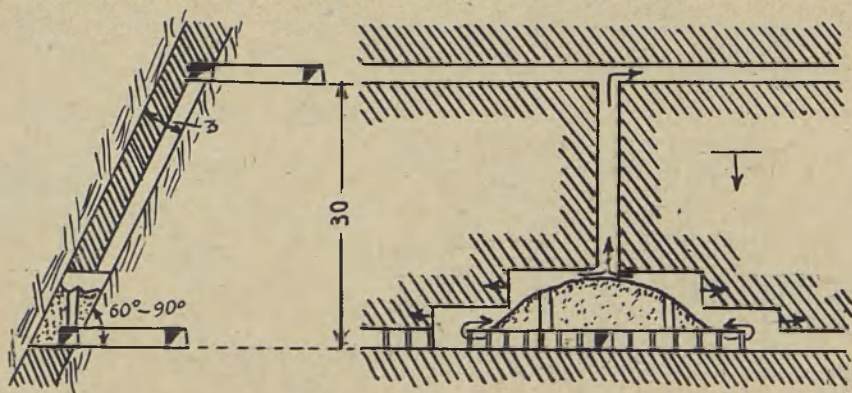


Fig.196.Odbudowa pokładów soli w Bochni.

wyższych stoją na podszadce. Transport urobku odbywa się przez pozostawiony chodnik w podszadce, do którego z górnych przedków dostaje się urobek przez żłoby nieruchome lub kominy w podszadce.

c. U r a b i a n i e , o d b u d o w a i p o d s a d z a n i e

U r a b i a n i e przeważnie za pomocą materiałów wybuchowych bez lub z wrębem, wykonywanym ręcznie lub maszynowo.

O b u d o w a stosowana jest tylko w rzadkich wypadkach i nie ma takiego znaczenia, jak przy odbudowie węgla. Czasami dla podparcia stropu stosowane są stosy lub też zestawia się mniejsze filary soli.

W większości wypadków odbudowa prowadzona jest bez podszadzki.

P o d s a d z k a jest stosowana zarówno w celu ochrony stropu lub filarów oporowych między komorami, jak i w celu pozbycia się bezwartościowego urobku lub też odpadów z zakładów przeróbczych. W kopalniach soli stosowana jest podszadzka sucha (ręczna, maszynowa i pneumatyczna) i płynna, w której ośrodkiem transportowym jest nasycony roztwór (ług) soli, a to dla uniknięcia możliwości rozpuszczania złoża. Podszadzka taka jest bardzo kosztowna i dlatego też stosuje się ją w wypadkach wyjątkowych. Tak np. w kopalni soli potasowych w Kałuszu podszadzkę płynną stosuje się w celu pozbycia się odpadów z chemicznego zakładu przeróbczego. Komory przeznaczone do podszadzania rozpoczyna się wąską wcinką, w której przed podszadzaniem buduje się tamę betonową z wylotem rury odprowadzającej ług, a doprowadzonej aż do zwierciadła ługu w komorze.

Oprócz czysto górniczych sposobów eksploatacji złóż soli wykorzystuje się bardzo często własność jej rozpuszczania się w wodzie. Właściwość tę wykorzystuje się zarówno w celu pędzenia wyrobisk (robotą natryskową) jak i dla ługowania pokładu solnego lub solonośnego (ługowanie). W obu wypadkach uzyskuje się sztuczną solankę.

19. GÓRNICZA ODBUDOWA ZŁOŻ ROPY

=====

Przy eksploatacji otworami wiertniczymi uzyskuje się tylko około 20% ropy naftowej zawartej w złożu. Celem wydobycia pozostałej w złożu ropy, jak również w warunkach niekorzystnych dla eksploatacji wiertniczej (np. złoża w postaci soczewek, obecność uskoków), stosuje się w niektórych zagłębiach górniczą (podziemną) odbudowę.

Odbudowę górniczą prowadzi się zwykle dopiero po eksploatacji wiertniczej, gdy należyce zbadane zostały warunki zalegania złoża i usunięte jednocześnie z niego gazy, będące pod dużym ciśnieniem. Przy górniczej eksploatacji złoża ropy może chodzić o uzyskanie ropy wyciekowej lub też o wydobycie skazy wraz z zawartą w niej ropą.

W pierwszym wypadku roboty górnicze ograniczają się tylko do przeprowadzenia sieci chodników, ze ścian których wypływa ropa. W wielu jednak wypadkach ropa tak silnie trzyma się złoża, że przeprowadzenie chodników nie daje zadowalających wyników. Poza tym nawet i w tych wypadkach, gdy ropa łatwo ciekła ze złoża, znaczna jej ilość pozostaje w złożu. Dla lepszego więc wykorzystania złoża reponośnego musi być zastosowana jego odbudowa, a następnie wydzielenie z urobku ropy.

Odbudowa musi być przeprowadzona z zupełną i możliwie szczelną podsadzką, aby nie dopuścić do gromadzenia się gazów par i ropy w starych zrobach. Poza tym często może chodzić o niedopuszczenie do załamania stropu, a to ze względu na możliwość dostania się wody z wyższych warstw wodonośnych.

Przy eksploatacji ropy wyciekowej za pomocą samych tylko chodników należy mieć na uwadze, że po jej eksploatacji przystąpi się w przyszłości do odbudowy złoża jako całości. Podobnie również i przy eksploatacji wiertniczej należy się liczyć z późniejszą odbudową górniczą, dopuszczenie więc do wodnienia złoża należy uważać jako gospodarę rabunkową.

Ropie towarzyszy zawsze metan (CH_4); przy eksploatacji ropy ma się poza tym do czynienia z jej parami, które są na

wet bardziej niebezpieczne od metanu. Są one mianowicie cięższe od powietrza (2,5 razy), dolna granica ich wybuchowości wynosi 1,1% (dla metanu - około 5%), posiadają niską temperaturę zapłoniczenia (400° lub więcej). Ze względu na te własności par ropy benzynowe lampy bezpieczeństwa nie są tu bezpieczne, a wobec tego w kopalniach ropy należy używać tylko elektrycznych lamp bezpieczeństwa.

Z tych również względów urabianie winno odbywać się bez użycia materiałów wybuchowych.

VI. CIŚNIENIE SKAŁ

1. CIŚNIENIE W SKAŁACH NIENARUSZONYCH

C i ś n i e n i e n a j e d n o s t k ę p o z i o -
m e j p o w i e r z c h n i w g ł ę b i z i e m i j e s t z a l e ż n e
o d g ł ę b o k o ś c i i r ó w n e c i ęż a r o w i s ł u p a s k a ł , z n a j d u j ą c y c h s i ę
n a d d a n ą p ł a s z c z y n ą :

$$\sigma_z = \delta \cdot z$$

gdzie z - głębokość

δ - ciężar właściwy skał.

Ciśnienie to w głębi ziemi przenosi się we wszystkich kierunkach. Na okoliczność tę zwrócił już dawniej uwagę geolog Heim, przyjmując, że na pewnej głębokości istnieje hydrostatyczny stan napięcia, tzn. że ciśnienie boczne jest takie same, jak i ciśnienie pionowe. W rzeczywistości jednak ze względu na stosunkowo nieduże głębokości, z jakimi mamy do czynienia w górnictwie, ciśnienie boczne jest mniejsze, aniżeli pionowe i wynosi

$$\sigma_x = \frac{\sigma_z}{1 + \frac{1}{m}}$$

gdzie m jest tzw. stała P o i s s o n ' a (czytaj Puassa),

która zależnie od materiału waha się w granicach od 0 (ciśnienia bocznego nie ma) do 0,5 (w wypadku, gdy ciśnienie boczne jest równe ciśnieniu pionowemu). Średnio można przyjąć dla skał $m = 0,25 - 0,3$.

P r z y k ł a d :

Jakie jest ciśnienie w skałach nienaruszonych na głębokości 600 metrów ?

Przyjmując $\delta = 2,5 \text{ t/m}^3$, otrzymamy ciśnienie pionowe:

$$\sigma_x = 2,5 \cdot 600 = 1500 \text{ t/m}^2 = 150 \text{ kg/cm}^2$$

Ciśnienie boczne przy $m = 0,3$:

$$\sigma_x = \frac{1500}{\frac{1}{0,3}} = 645 \text{ t/m}^2 = 64,5 \text{ kg/cm}^2$$

2. STREFA ODPREŻONA

Po wykonaniu wyrobiska dotychczas ściśnięta skała rozszerza się w kierunku pustej przestrzeni. W skałach powstają rysy i szczeliny, następują miejscowe pęknięcia i załamania skał, wskutek czego uwalniają się one od dużych naprężeń, pod jakimi się znajdowały przed wykonaniem wyrobiska, czyli o d p r e ż a j ą s i ę . W ten sposób dookoła utworzonego wyrobiska powstaje strefa odprężona (według terminologii niemieckiej - "strefa Trompetera"). Im dłużej istnieje wyrobisko, tym na większej przestrzeni zostaje skała odprężona.

S k a ł a o d p r e ż o n a z n a c z n i e t r a b i a s i ę i wymaga większej ilości materiału wybuchowego. Odprężony węgiel nosi nazwę w gwarze górniczej "węgla martwego". Po usunięciu węgla ze strefy odprężonej i odsłonięciu warstw, będących pod znacznym ciśnieniem ("węgiel bujny"), urabianie jest znacznie ułatwione. Temu naładowaniu odprężeniu węgla towarzyszy jego pękanie i huk, zwany "t a n i e m " .

W przodku, posuwającym się z normalną prędkością, węgiel

bujny znajduje się w głębokości 0,5 - 1 m. Po zatrzymaniu przodka strefa odprężona zwiększa swą grubość do trzech, a czasami nawet do 5 - 6 m. Tak więc s z y b k i p o s t ę p przodka u ł a t w i a u r a b i a n i e skał.

3. CIŚNIENIE EKSPLOATACYJNE

=====

Poza strefą odprężoną (fig.197) mamy zwiększone ciśnienie, które nazywamy ciśnieniem eksploatacyjnym. Posuwając się w głąb calizny ciśnienie to stopniowo maleje i staje się wreszcie równe ciśnieniu w skałach nienaruszonych (fig.198). W strefie ciśnień eksploatacyjnych ciśnienie jest największe, a więc dla wykorzystania ciśnienia eksploatacyjnego przy urabianiu musimy zastosować możliwie duży postęp przodka.

Według najnowszych badań naukowych (S a ł u s t o w i c z wynika, że na zewnątrz strefy odprężonej skały znajdują się w stanie plastycznym



Fig. 197

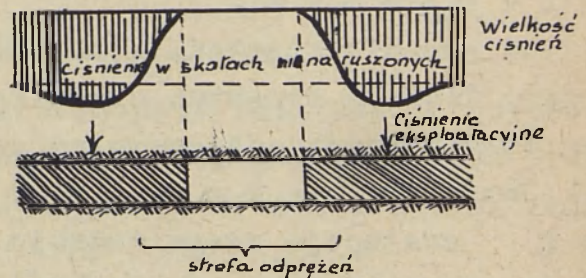


Fig.198

i dopiero poza tym obszarem występuje obszar sprężysty. Największe naprężenia (ciśnienia na jednostkę powierzchni) przypadają na granicy obszarów plastycznego i sprężystego.

Dla wyjaśnienia zjawisk, zachodzących w skałach po wykonaniu wyrobisk, istnieją dwie teorie: teoria sklepienia i teoria fali ciśnień.

4. SKLEPIENIE CIŚNIEN²

=====

Dookoła wyrobiska mamy strefę zwiększonego ciśnienia eksploatacyjnego (fig.197). Powstaje w ten sposób pewien rodzaj sklepienia naturalnego, które powoduje zwiększenie ciśnienia dookoła wyrobiska (fig.199). W pierwszym momencie największe naprężenia występują na jego obwodzie. W dalszym jednak ciągu -- wskutek powstawania pęknięć i szczelin w skałach -- te ostatnie odpadają lub odprężają się i nie mogą już przenosić ciśnienia. Sklepienie wobec tego przesuwa się poza strefę odprężoną, gdzie też teraz występują największe naprężenia.

W związku z tym w y r o b i s k a , które uprzednie miały kształt prostokątny, z biegiem czasu p r z y b i e r a j ą k s z t a ł t s k l e p i e n i a .



Fig. 199

Sklepienie ciśnień, otaczające strefę odprężoną, powstaje zarówno dookoła wyrobisk chodnikowych, jak i wyrobisk odbudowy, i to zarówno przy odbudowie na zawał jak i z podsadzką.

Ponieważ p r z y o d b u d o w i e n a z a w a ł następuje swego rodzaju "samopodsadzanie" wyrobisk, ale na znacznie większą wysokość, przeto ciśnienie eksploatacyjne przenosi się bardziej w głąb calizny. Przy odbudowie z podsadzką ciśnienia koncentrują się w pobliżu przedka odbudowy.

Wskutek przenoszenia się z biegiem czasu ciśnienia w głąb calizny największe ciśnienie w pokładzie występuje nie w bezpośrednim sąsiedztwie z zawałem, lecz w pewnej od niego odległości.

5. FALA CIŚNIENIA

=====

Jeżeli warstwa sztywna A (fig. 200) spoczywa na sprężystym podłożu B i jest obciążona siłą P, wówczas warstwa A ugięna się według pewnej zanikającej fali. Stosownie do tej falistej linii ugięcia występują w różnych miejscach podłoża ciśnienia i ciągnięcia. Tak więc w danym wypadku linia ciśnienia jest linią falistą, w której możemy wyróżnić długość fali ($2L$)

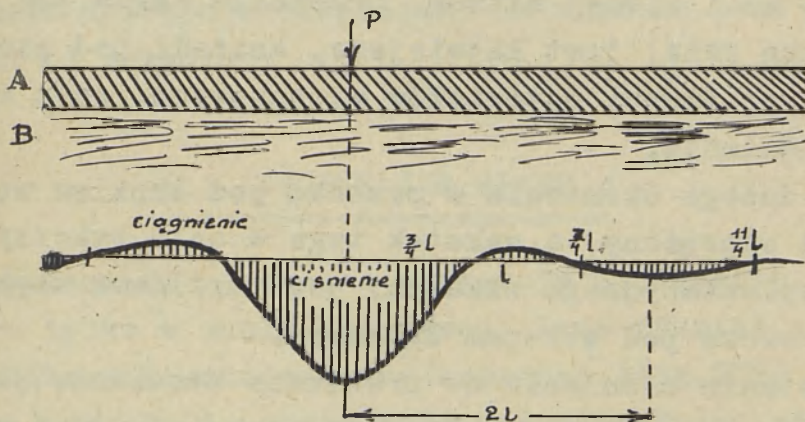


Fig. 200

i jej wysokość czyli amplitudę. Wysokość fali maleje szybko w miarę oddalania się od miejsca obciążonego, przy czym praktycznie przyjąć można, że na odległości równej długości fali naprężenia już zanikają.

Sztywność warstwy zależna jest od jej sprężystości i grubości. Im większa jest sztywność warstwy A (tzn. im większa jest jej sprężystość i grubość), tym większa jest długość fali ($2L$), ale tym mniejsze występują naprężenia na granicy podłoża B.

Im większa jest podatność podłoża (jego ściśliwość), tym większa jest również długość fali i tym mniejsze występują naprężenia.

Wobec tego na granicy dwóch różnych skał występować będą tym większe naprężenia i tym krótsza będzie fala, im mniej-

sza jest sztywność warstw stropowych i im mniejsza jest podatność skał spągowych. Tak np. mniejsze naprężenia będą występowały na granicy piaskowca i łupku w tym wypadku, gdy łupek zalega w spągu, i większe, gdy zalega on w stropie. W pierwszym wypadku otrzymamy falę dłuższą, aniżeli w drugim.

Im większa jest grubość warstwy A, tym mniejsze naprężenia występują pod tą warstwą i tym na większej przestrzeni one się rozkładają.

Przy odbudowie pokładów węgla długość fali pod stropem piaskowcowym wynosi $2L = 20 - 30 - 40$ m i więcej, pod stropem łupkowym $2L = 12 - 15$ i więcej metrów. Urabianie węgla pod stropem łupkowym (krótka fala) jest łatwiejsze, aniżeli pod piaskowcem, wymaga mniejszej ilości materiałów wybuchowych, gdyż występują tu większe ciśnienia.

Wskutek dużego ciśnienia w przedku pod łupkiem węgiel zostaje prędzej odprężony, a wskutek tego w celu wykorzystania ciśnienia eksploatacyjnego wskazany jest możliwie szybki postępek przedka, zwłaszcza pod stropem łupkowym.

Wykorzystanie ciśnienia do urabiania stosowane jest głównie przy odbudowie pokładów mniejszej grubości, gdyż przy odbudowie pokładów grubych zachodzi niebezpieczeństwo odrywania się brył węgla z górnych części przedka i ścian. Toteż przy odbudowie pokładów grubych należy unikać nadmiernego ciśnienia.

Jeżeli odbudowa pokładu prowadzona jest w ten sposób, że warstwa stropowa A (fig. 201) tworzy nad przedkiem wspornik, to ciśnienie w pokładzie będzie tym większe, im większa jest długość wspornika.

W miarę zwiększania się tej długości zwiększają się naprężenia w stropie i w pewnej chwili następuje jego załamanie. Zwykle to powtarza się periodycznie i wywołuje nagły spadek ciśnienia w przedku. Odpowiednio do zmian ciśnienia w przedku zmienia się zużycie materiałów wybuchowych i bezpośrednio po załamaniu stropu wzrasta nagle tu zużycie.

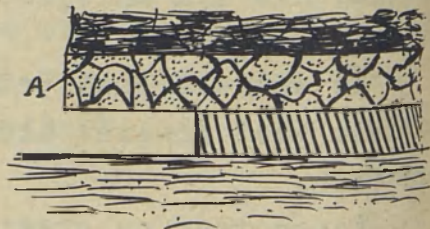


Fig. 201.

Podobne zjawisko obserwujemy również przy odbudowie na zawał: załamane lub zawalenie się stropu w przestrzeni odbudowanej wywołuje spadek ciśnienia w sąsiedniej caliznie i wzrost zużycia materiału wybuchowego.

Środkami dla regulowania ciśnienia w przedku są: prędkość postępu przedka i utrzymywanie linii zawału na odpowiedniej odległości od przedka. Im większa jest prędkość posuwania się przedka (mniejsze jego odprężenie) i im na większej od niego odległości znajduje się zawał, tym większe ciśnienie występuje w przedku. W wypadku odbudowy z podsadzką tym większe występuje ciśnienie, im większa jest odległość podsadzki od przedka.

6. WYCISKANIE SPAGU =====

Po wykonaniu wyrobiska występują naprężenia i odkształcenia nie tylko w skale stropowej, lecz również i w skale spągowej. Odkształcenie warstwy spągowej (fig.202) powoduje wyiatanie pokładu do spągu w pewnej odległości od krawędzi calizny, i - przeciwnie - wyciskanie spągu w wyrobisku i na krawędzi calizny.

Odkształcenia spągu są tym większe i tym mniejszą obejmują przestrzeń, im krótsza jest właściwa danym skałom fala. A więc są one większe w wypadku zalegania w spągu pokładu łupku (znaczna plastyczność) i mniejsze przy piaskowcu.

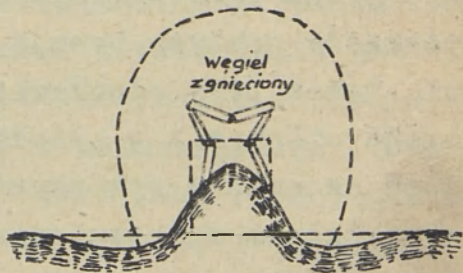


Fig.202

Wyciskanie spągu ułatwia urabianie węgla, gdyż wlecze on za sobą dolną część pokładu, otwiera szczeliny łupliwości i kruszy węgiel.

Pozostawienie filarów oporowych w pokładzie wywiera wpływ na warstwy niżej leżące i to w ten sposób, że w miarę oddala-

nia się od edbudowywanego pokładu (czyli zwiększania grubości warstwy) maleje wywołane przez filar oporowy ciśnienie (amplituda fali) i rozkłada się ono coraz równomierniej na większej przestrzeni (długość fali).

7. TĄPANIA

=====

N a g ł e przejawy występujących w skałach naprężeń, którym towarzyszy pękanie skał, zawały, wyciskanie spągu (czasem cały chodnik w jednej chwili przestaje istnieć), mniejszy lub więcej potężny dźwięk (huk) i wstrząsy ziemi (nawet na powierzchni i w miejscach znacznie oddalonych od kopalni) noszą w górnictwie nazwę " t ą p a n i e ". Tąpania w kopalniach głębokich są częstsze i bardziej intensywne, aniżeli w kopalniach płytkich.

Wielkość tąpań jest rozmaita. Tak np. p r z y e d . p r ę ż a n i u z ł o ż a tąpania są pojedyncze, stosunkowo niezbyt głośne; załamują się tu poszczególne ławice węgla, z piętra i ścian odpadają kawałki węgla rozmaitej wielkości (do kilkunastotonowych brył). Tąpania takie występują w silniejszym stopniu przy szybkim postępie przedka oraz przy stropie łupkowym wskutek większego skoncentrowania ciśnienia w przedku (krótka fala ciśnienia). Tąpania te przy edbudowie pokładów grubych bywają powodem nieszczęśliwych wypadków z ludźmi. Toteż przy edbudowie grubych pokładów należy unikać większego ciśnienia w przedku. Ciśnienie eksploatacyjne wskazane jest natomiast wykorzystywać dla ułatwiania urabiania węgla w pokładach mniejszej grubości (do 2 m).

Silniejsze tąpania występują przy załamaniu się mocnej warstwy skały (np. piaskowca) w stropie pokładu. Im trudniej załamuje się strop, tym rzadsze są tąpania, ale tym one są silniejsze i bardziej niebezpieczne.

Wszystkie przejawy ciśnień mają w chwili tąpania przebieg bardzo intensywny ; tak np. spąg wyrobisk może być dźwięczny do góry o kilkadziesiąt cm w ciągu zaledwie paru minut; mniejsze filary węglowe mogą być kompletnie zgniecione; cała

przestrzeń wyrobiska wypełnić się może gazem kopalnianym i py-
łem węglowym.

8. KIERUNKI NAJMNIEJSZEJ WYTRZYMAŁOŚCI SKAŁ.

=====

Większość skał, z jakimi ma się do czynienia przy odbudo-
wie złóż posiada różną wytrzymałość w różnych kierunkach. Kie-
runkami najmniejszej wytrzymałości skał są powietrzchnie uławi-
cenia oraz powierzchnie łupli-
wości czyli kłiważu.

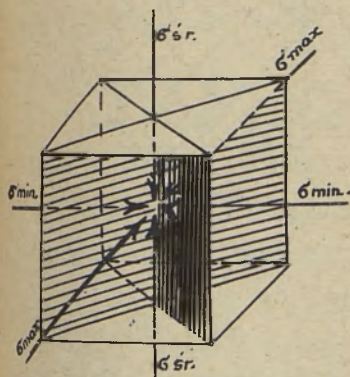


Fig.203

Powstanie powierzchni łupli-
wości tłumaczy się w sposób na-
stępujący: jeśli ciało jest
ściskane ze wszystkich stron
z rozmaity siłą, to możemy tu
wyróżnić trzy kierunki tak zwa-
nych n a p r ę ż e ń g ł ó w -
n y c h (fig.203), wzajemnie
prostopadłych do siebie
(σ_{max} , σ_{sr} , σ_{min}). Na sku-
tek tych naprężeń, ciało jest nie-
tylko ściskane, lecz również wy-

stępują w nim naprężenia ścinające. Można udowodnić, że najwięk-
sze naprężenia ścinające występują w płaszczyznach nachylonych
pod kątem 45° do największego (σ_{max}) i najmniejszego (σ_{min})
naprężenia głównego, a linia ich przecięcia jest równoległa do
średniego naprężenia głównego (σ_{sr}). W tych płaszczyznach
przede wszystkim zostaje przekroczona granica wytrzymałości
ciała, następuje względne przesunięcie się cząsteczek, a wsku-
tek tego powstają płaszczyzny poślizgu. Płaszczyzny poślizgu
tworzą parzyste systemy płaszczyzn prostopadłych do siebie.

W skałach na skutek działania sił tektonicznych, powstają
również powierzchnie poślizgu, które stanowią kierunki najmniej-
szego oporu skał i noszą nazwę kierunków łupliwości czyli kłi-
ważu. Zawsze jeden z dwóch parzystych i prostopadłych do sie-

bie kierunków łupliwości występuje o wiele wyraźniej i nosi nazwę głównego kierunku łupliwości.

Zarówno przy tworzeniu się uskoków, jak i przy załamaniu się skał na skutek odbudowy, zostają przede wszystkim wykorzystane kierunki łupliwości, jako kierunki najmniejszych wytrzymałości skał. Tym się tłumaczy zjawisko, że w większości wypadków przebieg uskoków jest zgodny z kierunkami łupliwości.

Siła górotwórcza na skutek której powstały powierzchnie łupliwości na naszym terenie (siła karpacka) miała kierunek zbliżony do $P_d - P_n$. Kierunek ten jest więc kierunkiem największego naprężenia głównego (σ_{max}). Średnie naprężenie główne ($\sigma_{\text{śr}}$) miało w większości wypadków kierunek zbliżony do pionowego (pre-

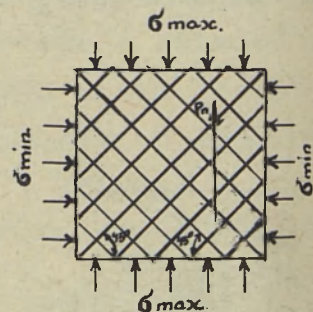


Fig. 204

stopadłego do pokładów), a wskutek tego płaszczyzny łupliwości i uskoków mają w większości wypadków rozciągłość P_n Wsch - P_d Zach oraz P_n Zach - P_d Wsch (fig. 204), przy czym zwykle pierwszy z tych kierunków występuje wyraźniej aniżeli drugi.

9. WYKORZYSTANIE KIERUNKÓW NAJMNIEJSZYCH WYTRZYMA- ŁOŚCI SKAŁ PRZY PROWADZENIU ROBÓT GÓRNICZYCH

Kierunku najmniejszych wytrzymałości wykorzystuje się z jednej strony w celu łatwiejszego urabiania skał, z drugiej zaś - w celu łatwiejszego utrzymania wyrobiska.

a. Oderwanie od calizny brył wzdłuż płaszczyzn ułatwienia oraz płaszczyzn kliważu jest najłatwiejsze, wymaga najmniejszego wysiłku i najmniejszego zużycia materiałów wybuchowych. Toteż dla ułatwienia urabiania skał i zmniejszenia zużycia materiałów wybuchowych należy dążyć, ażeby powstające w skałach wyrobisko ograniczone było płaszczyznami ułatwienia i łupli-

wości (fig.205). Pędzenie wyrobisk w kierunku poprzecznym do uławicenia (fig.206) wskutek przecinania ławie pociąga za sobą większe zużycie materiałów wybuchowych. Urabianie złoża w ścianie przedka (zwłaszcza przy dużej jej długości) jest łatwiejsze, jeżeli płaszczyzny kłiważu są do niej równoległe (fig.207), aniżeli wówczas, gdy są one skośne (fig.208) lub prostopadłe (fig.209) do ściany.

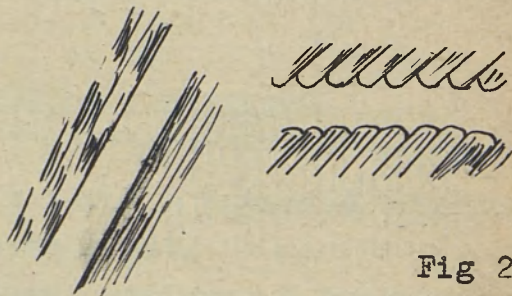


Fig 206

Fig.205

b. Dla ułatwienia utrzymania stropu nad wyrobiskiem należy dążyć, ażeby ławica w stropie wyrobiska była w miarę możliwości wytrzymała i ażeby nie została ona naruszona. Przecinanie ławie przyczynia się do osłabienia stropu. A więc pędzenie wyrobiska zgodnie z uławiceniem skał (fig.205) ułatwia jego utrzymanie. Jeżeli strop pokładu węgla tworzy skała bardzo słaba, bardzo często w celu łatwiejszego utrzymania wyrobiska pozostawia się w stropie pewnej grubości (0,3 - 0,5 m) warstwę węgla.

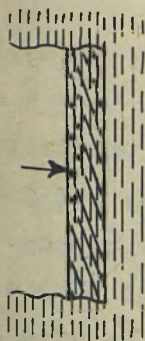


Fig. 207

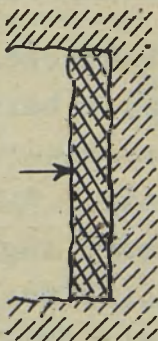


Fig.208

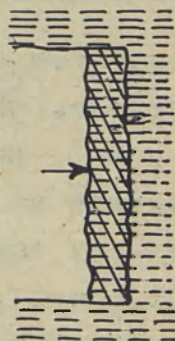


Fig.209

Dla łatwiejszego utrzymania stropu w wyrobiskach chodnikowych wskazane jest, ażeby kierunek kłupliwości był równoleg-

ły do przedka (fig.210). Dla utrzymania stropu w chodniku, pędzonym w kierunku równoległym do łupliwości (fig.211), chodnik musi być silnie obudowany.

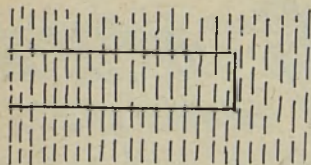


Fig.210

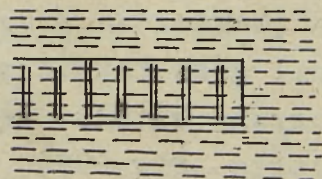


Fig. 211

Przy długiej ścianie przedka równoległa do niego łupliwość (fig.207) ułatwia załamywanie się stropu wzdłuż przedka. Dla zapobieżenia temu wskazane jest skierowanie ściany pod pewnym kątem do płaszczyzny kłiważu, rezygnując z korzyści łatwiejszego urabiania.

VII. URABIANIE SKAŁ

=====

1. KLASYFIKACJA SKAŁ POD WZGLĘDEM URABIALNOŚCI

=====

Pod względem stopnia urabialności skały dzielimy na sypkie, miękkie, kruche, twarde (mocne) i bardzo twarde. Do skał sypkich zaliczamy piasek, żwir itp; skały te można bezwzględnie ładować za pomocą łopaty. Skałami miękkimi nazywamy takie skały, które mogą być urabiane (kopane) za pomocą rydla, np. glina, ił, niektóre węgle brunatne. Skałami kruchymi urabia się za pomocą kilofów; do nich należą zwykłe węgle brunatne, miękkie węgle kamienne oraz niektóre łupki ilaste. Pod wpływem ciśnienia skał kruchymi mogą stać się również i węgle twarde, a wówczas da się urabiać je za pomocą kilofów; na tym właśnie polega wykorzystanie dla urabiania ciśnienia eksploatacyjnego.

twarde i bardzo twarde skały urabia się za pomocą materiałów wybuchowych; do twardych należą twarde węgle kamienne, wapienie i piaskowce; do bardzo twardych - granit, kwarcyt, bazalt itp.

2. URABIANIE RĘCZNE SKAŁ SYPKICH I MIĘKKICH

=====

a. W wypadku skał sypkich czynność urabiania ogranicza się do ładowania za pomocą łopaty.

Łopaty wykonuje się z blachy stalowej w kształcie prostokątnym lub lepiej zaokrąglonym (fig.212) dla łatwiejszego nabierania urobku. Stylisko - z drzewa twardego i suchego, najlepiej z klonowego, jesionowego lub grabowego o długości 1,3 - 1,5 m, w wyrobiskach ciasnych - około 1 m. Stylisko tworzy z ło-

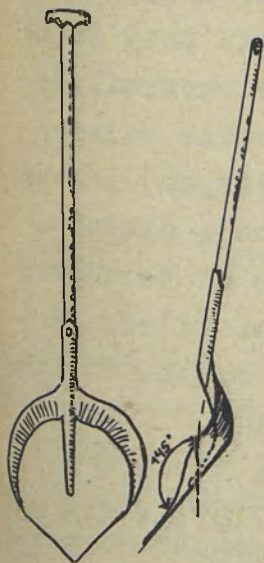


Fig.212

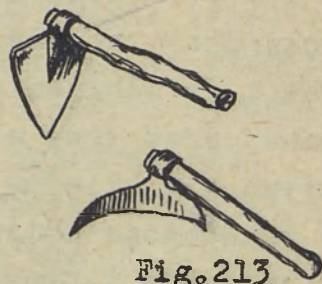


Fig.213

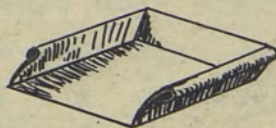


Fig.214

patą kąt 140 - 150°; jeżeli praca odbywa się w wyrobiskach niskich, stylisko winno być w jednej płaszczyźnie z łopatą. Ciężar łopaty razem ze styliskiem poniżej 3 kg; pojemność 7 - 8,5 kg.

Do ładowania urobku oprócz łopaty używana jest również graba (fig.213), za pomocą której zgarnia się urobioną skałę do niecki (fig.214). Do tegoż celu używane są również żelazne grabie, osadzone na krótkim stylisku.

Robotnik pracujący pod ziemią, może w ciągu 8-godzinnej dniówki naładować 12 - 18 ton urobku. Jeżeli przy tym musi odpychać wózki na odległość 50 - 100 m, wydajność ta spada do 10 ton. Na powierzchni wydajność ładowania jest większa i dochodzi do 12 m², co odpowiada 20 - 22 t.

b. Narzędziem do urabiania skał miękkich jest rydel. Rydel ma taki sam kształt jak i łopata, różni się zaś od niej tym, że ma dolną krawędź zaostroszoną oraz że stylisko tworzy z rydlem kąt bliski do 180°. Rydel służy do kopania, łopata - do ładowania. Ciężar rydla - do 1,5 kg, długość styliska - około 1 m. Dla urobienia 1 m³ potrzeba około 1,5 godz. robotnika, a dla załadowania - 0,5 godz.

3. ROBOTA KILOFEM

=====

K i l o f (fig.215) należy do najdawniejszych narzędzi górniczych. Służy on zarówno do urabiania skał miękkich i kruchych, jak i do odbijania skały i rozbijania urobku przy robocie klinowej oraz przy strzelaniu materiałami wybuchowymi. Poza tym używa się kilofów do wykonywania wrębu. Ostrze kilofa może być zakończone spiczasto (przy skałach twardszych) lub też może być szerokie i płaskie (przy skałach miękkich). Ciężar kilofa 0,8 - 4 kg. Kilofy większe i cięższe służą do bezpośredniego urabiania skał; są one zwykle nieco wygięte; kilofy lżejsze, mniejsze i proste - do ręcznego wykonywania wrębu. Stylisko z drzewa, jak przy łopatach, o długości około 1 m.

Często są stosowane kilofy z ostrzem wymiennym o długości około 15 cm (fig.216); w tym wy-

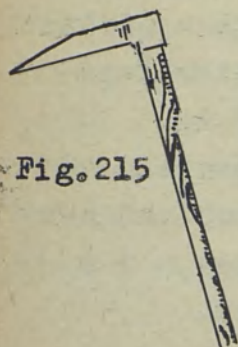


Fig.215



Fig.216

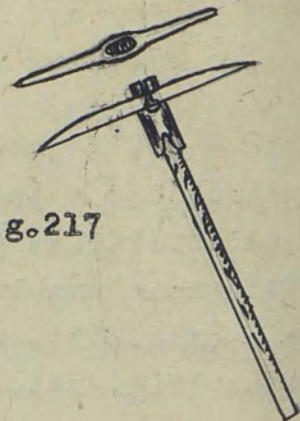


Fig.217

padku robotnik może wziąć ze sobą tylko 1 kilof i kilka ostrzy zapasowych, poza tym ostrzenie ich jest ułatwione. Kilofy te używane są zwłaszcza przy ręcznym wykonywaniu wrębu.

O s k a r d czyli kilof podwójny (fig.217) wobec zrównoważenia ciężaru z obu jego stron jest pewniejszy w trzymaniu go rękami, a tym samym korzystniejszy przy pracy w położeniu leżącym. W wyrobiskach wąskich praca nim jest utrudniona, nadaje się natomiast dobrze do robót na powierzchni.

4. ROBOTA KLINOWA =====

Robota klinowa ma na celu urabianie skał przez wbijanie za pomocą młota k l i n ó w do szczelin lub miejsc, gdzie występuje wyraźne uwarstwienie. Kliny mogą mieć rozmaity kształt : są albo śpiczasto zakończone (fig. 218), albo też płasko (fig.219). Te ostatnie używane są głównie przy urabianiu skał o wyraźnie występującym uwarstwieniu. Podobne zastosowanie jak klin, ma również d r ą g ż e l a z n y (łamulec, łom).



Fig.218



Fig.219

W zamierzonych czasach, gdy roboty strzelnicze jeszcze nie były znane, urabianie skał twardych, uskuteczniano za pomocą ż e l a z k a (fig.220) i p e r l i - k a (młotka), wspomagając r o b o t ę o g n i o w ą . Przy pracy robotnik trzymał żelazko (zwykle za wstawioną do niego rączką drewnianą, a to dla osłonięcia wstrząśnięć przy uderzeniu) w lewej ręce, a prawą uderzał w nie młotkiem; w ten sposób wykonywał bruzdę, a następnie stopniowo ją rozszerzał, odbijając kawałeczki skały. Z chwilą wprowadzenia do górnictwa materiałów wybuchowych robota żelazkiem i perlikiem prawie zupełnie wyszła z użycia. Dziś stosuje się ją tylko bardzo rzadko

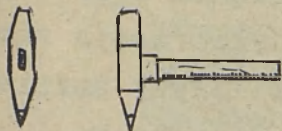


Fig.220

jako robotę pomocniczą dla wyrównania ścian, wykucia gniazd, gdy chodzi o bardzo staranne ich wykończenie.

U r a b i a n i e s k a ł o g n i e m polega na ogrzaniu ich do wysokiej temperatury za pomocą rozpalonego ogniska. Składowe części skały przez niejednakowe rozszerzanie się tracą spójność, a wskutek tego skała pęka, co ułatwia jej dalsze urabianie. Sposób ten był stosowany w starożytności.

5. URABIANIE MASZYNOWE

=====

Dla ułatwienia pracy robotnika i obniżenia kosztów stosowane są rozmaite maszyny, napędzane sprężonym powietrzem lub elektrycznością. Sprężanie powietrza skuteczniejszą się za pomocą maszyny, zwanej s p r ę ż a r k ą c z y l i k o m p r e s o r e m . Sprężarka zasysa powietrze z atmosfery i spręża je do 5 - 8 atmosfer; powietrze to za pomocą rurociągów rozprowadza się do miejsc pracy. Dużą zaletą maszyn pneumatycznych w warunkach pracy podziemnej jest okoliczność, że powietrze sprężone po wykonaniu pracy wychodzi do wyrobiska, co sprzyja jego przewietrzaniu. Umożliwia to nieraz pędzenie pojedynczych wyrobisk na dużą odległość od prądu powietrza bez jakichkolwiek dodatkowych urządzeń wentylacyjnych.

E n e r g i a e l e k t r y c z n a posiada cały szereg niezmiernie korzystnych i cennych cech w porównaniu ze sprężonym powietrzem, a przede wszystkim to, że ogólne zapotrzebowanie mocy przy urządzeniach elektrycznych jest 5 - 6 razy mniejsze, aniżeli przy powietrznych. Niemniej jednak energia elektryczna ma i swoje poważne wady, do których w pierwszym rzędzie należy zaliczyć niebezpieczeństwo dla życia robotników, zwłaszcza w warunkach pracy podziemnej, oraz możliwość powstawania iskier, które w obecności metanu lub pyłu węglowego w kopalni mogą być powodem wybuchu. Dla uniknięcia tych wad urządzeń elektrycznych dąży się w technice do stworzenia takich konstrukcji maszyn i przewodów, które pozwoliłyby bezpiecznie korzystać z energii elektrycznej w każdym warunkach.

Maszyny do urabiania mogą mieć na celu zarówno odbijanie węgla, jak i wykonywanie wrębu oraz wiercenie otworów strzelni-

czych. Oprócz tego stosowane są, zwłaszcza w Ameryce i w ZSSR maszyny kombinowane, które równocześnie wykonują wręb, odbijają węgiel oraz ładują go do wózków.

6. MŁOTKI ODBUDOWY

=====

Przy urabianiu niezbyt twardego węgla bez wykonania w nim wrębu zamiast ręcznej pracy kilofem stosuje się m ł o t k i o d b u d o w y . Młotki te mogą być użyte również i do wykonania wrębów. Pierwsze młotki odbudowy pojawiły się we Francji i Belgii w r.1904; w Niemczech młotki te znalazły bardzo szerokie zastosowanie niemal we wszystkich rejonach węglowych, gdzie - za wyjątkiem Górnego Śląska - urabianie za pomocą materiałów wybuchowych edgrywa tylko podrzędną rolę.

Największe rozpowszechnienie znalazły młotki odbudowy w pokładach stromych, a to ze względu na trudność użycia w nich maszyn wrębowych; niemniej jednak stosuje się często młotki do urabiania nawet twardego węgla po uprzednim wykonaniu w nim wrębu.

Młotek odbudowy pod względem wyglądu zewnętrznego i konstrukcji jest bardzo podobny do młotka wiertniczego, używanego do wiercenia otworów strzelniczych, jest jednak znacznie lżejszy od tego ostatniego. Ciężar jego wynosi najczęściej około 8 kg. Dla pracy z dołu do góry wskazane jest posiadanie typu lżejszego, dla pracy zaś ku dołowi - młotki cięższe (do 12 kg). Napęd w większości wypadków pneumatyczny.

Praca młotków odbudowy w ogólnych zarysach jest następująca (fig.221). Sprężone powietrze z węża wchodzi do rurki 1,

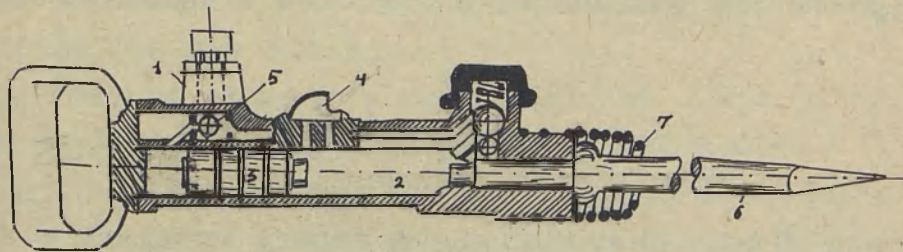


Fig.221

stad przez odpowiednie kanały dostaje się do cylindra 2, w którym znajduje się tłok udarowy 3. Zawdzięczając dużemu ciśnieniu powietrza tłok ten porusza się i uderza w trzon piki, która odbija kawałki węgla. Zużyte powietrze wychodzi na zewnątrz przez otwór 4, a równocześnie z tym kulka 5 przyrządu rozdzielczego zostaje przerzucona w prawo. Z tą chwilą sprężone powietrze zaczyna wchodzić do cylindra z drugiej (przedniej) strony tłoka, przesuując go z powrotem. Liczba uderzeń młotka na minutę jest bardzo duża i wynosi średnio około 1500.

Konstrukcja młotków odbudowy jest tego rodzaju, że zaczyna on działać tylko wtedy, gdy p i k a młotka 6 przyciśnięta jest do węgla, i automatycznie zatrzymuje się, gdy odejmujemy go od węgla. Sprężyna 7 służy dla przytrzymywania piki i ograniczenia jej ruchu.

Ujemną stroną młotków odbudowy są wstrząsy, udzielane przez nie robotnikowi, co pociąga za sobą szybkie jego zmęczenie. Dlatego też często przy jednym młotku zatrudnia się dwóch ludzi: gdy jeden z nich odbija węgiel, drugi ładuje go do rynny wstrząsanej, po czym zmieniają się.

Przy dobrym zorganizowaniu robót wydajność górnika zwiększa się o 30 - 40% w porównaniu z pracą ręczną.

Oprócz młotków odbudowy w górnictwie używane są również k i l o f y m e c h a n i c z n e, stanowiące właściwie małego typu młotek odbudowy (o wadze 4 kg), osadzony na stylisku (ciężar całkowity 5,5 kg). Przy pracy w pozycji leżącej stylisko się odejmuje. Wydajność kilołów mechanicznych jest nieco niższa od wydajności młotków odbudowy.

Prawie wszystkie młotki pracują przy ciśnieniu powietrza 4 - 5 atm., przy czym zużycie jego na minutę wynosi od 0,35 - do 1 m³ (powietrza zassanego, a więc pod ciśnieniem atmosferycznym).

7. WYKONANIE WREBU

=====

W r ę b e m nazywamy wąską szparę wykonaną w skale w celu łatwiejszego jej urabiania. Wrąb wykonuje się najczęściej

w samym pokładzie (np. w węglu) równoległe do jego uwarstwienia, przy czym może się on znajdować w spodzie pokładu (fig.222), w jego środku (fig.223) lub przy stropie (fig.224). W rzadziej wypadkach wykonuje się wręb pionowy lub pod pewnym kątem do uwarstwienia.

Na ogół biorąc wskazane jest wykonanie wrębu w takim miejscu, ażeby ciężar skały (węgla) ułatwiał jej urabianie ; warunkowi temu odpowiada w r ą b d o l n y (fig.222).

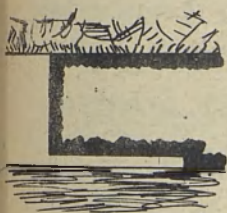


Fig.222

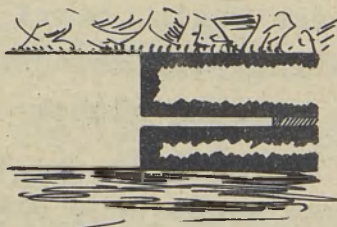


Fig.223

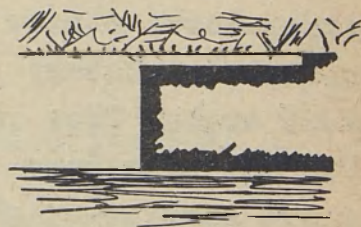


Fig.224

Jeżeli jednak w środku pokładu lub przy stropie znajduje się bardziej miękka ławica lub przerost skały płonnej, wówczas daje się w r ą b ś r o d k o w y (fig.223) a l b o g ó r n y (fig.224). Przez wykonanie wrębu w przeroście lub zanieczyszczonej ławicy węgla unikamy psucia pokładu i zanieczyszczenia urobku, gdyż w wypadku tym przed urabianiem węgla maczka wrębowa może być usunięta z przodka. W niektórych wypadkach wręb wykonuje się w skale płonnej pod lub nad pokładem. Wręb dolny wskazane jest stosować zwłaszcza w wypadku podkładów cienkich, gdy tymczasem w podkładach średniej grubości często umieszcza się wręb w środku pokładu (np. 0,5 m nad spągiem). Przy odbudowie pokładów grubszych od 2,5 m zwykle wręb już się nie stosuje.

Przy ręcznym wykonaniu wrębu kilofem w r ę b i a r z musi pracować w położeniu niewygodnym, pół leżąc. Ilość zatrudnionych wrębiarzy przy robocie ręcznej dochodzi nieraz do 50% całej obsady, przy czym praca ta wymaga doświadczonych i odpowiednio wykwalifikowanych robotników, a więc i najbardziej drogich. Przez wynalezienie m a s z y n w r ę b o -

w y c h udało się w dużym stopniu przyspieszyć pracę i podnieść wydajność.

Przy konstruowaniu maszyn wrębowych (krótke - w rębówek) dąży się do tego, by grubość wrębu (jego wysokość) była jak najmniejsza. Przy węglach twardych wręb można wykonać o grubości nawet 75 mm; przy bardziej miękkich wskazane jest robić je o grubości 100 - 125 mm; niektóre jednak wrębówki nie mogą robić tak wąskich wrębów i musimy je zwiększać do 160 mm lub nawet więcej.

Głębokość wrębu zależy zarówno od wytrzymałości stropu i samego węgla, jak i od sposobu jego wykonywania. Im słabszy jest strop, tym mniejsza powinna być głębokość wrębu. Przy robocie ręcznej głębokość ta wynosi średnio 0,7 m i wyjątkowo tylko dochodzi do 1,1 m, przy robocie natomiast maszynowej głębokość wrębu daje się większą, a mianowicie do 2, a nawet do 2,5 m, a wskutek tego zużycie materiałów wybuchowych przy wrębie wykonanym maszynowo jest mniejsze.

Jak duże jest zwiększenie wydajności przy maszynowym wykonaniu wrębu może posłużyć następujące porównanie: w pokładzie węgla wrębiarz może podrębać ręcznie 2 - 3 m² na dniówkę, gdy tymczasem maszyna wrębowa - około 70 m², a więc zastąpić ona może około 30 ludzi.

Pod względem działania maszyny wrębowe możemy podzielić na udarowe i żłobiące.

Maszyny udarowe odbijają kawałki od całej skały za pomocą dłuta z odpowiednią korenką. Do maszyn tego rodzaju oprócz właściwych wrębówek udarowych możemy zaliczyć również i młotki odbudowy.

Maszyny żłobiące odrywają kawałki skały za pomocą ostrych zębów, szybko poruszających się wzdłuż przedka. Maszyny te obejmują wrębówki tarczowe (kołowe), żerdziowe, łańcuchowe.

Ze względu na swój ciężar maszyny wrębowe mogą być podzielone na dwie grupy: ciężkie i lekkie.

Ciężkie maszyny wrębowe o wadze 2 - 3 tony przeznaczone są do pracy w długich przedkach ścian

wych; należą do nich wszystkie odmiany maszyn żłobiących. Maszyny lekkie (do 0,5 ton) - przeciw - nie - przeznaczone są głównie do robót wąskich (chodników, zabierek) i w rzadszych tylko wypadkach stosowane są przy odbudowie pokładów systemem filarowym ubierkowym.

Do ujemnych stron maszyn wrębowych należy zaliczyć zwiększenie tworzenia się pyłu w przodku, silny hałas i wstrząsy, oraz konieczność zatrudnienia przy nich odpowiednio wykwalifikowanych robotników.

8. WREBÓWKI UDAROWE

=====

Wrębówki udarowe, pracujące z kolumny, mogą posiadać napęd pneumatyczny lub elektryczny.

Wrębówki udarowe z napędem za pomocą sprężonego powietrza stanowią pod względem konstrukcyjnym wiertarki udarowe powietrzne (p.niżej), w których tłok połączony jest z żerdzią, na końcu

której osadzona jest koronka, wykonująca wręb. Koronki posiadają od trzech do siedmiu zębów (fig.225). Koronki o trzech zębach najmniej rozdrabniają węgiel, to jednak najłatwiej się zacinają; stosuje się je głównie dla węgla miękkiego. Im twardszy jest węgiel i im więcej zawiera on twardych wtrąceń (piryt), tym większą daje się ilość zębów. Najczęściej stosowane są koronki z pięciu zębami.

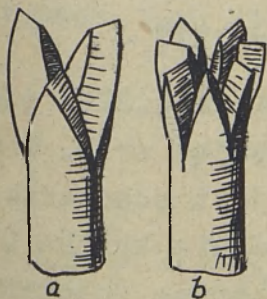


Fig.225

Żerdzie mają długość od 0,5 - 2,5 m; pracę rozpoczyna się żerdziami najkrótszymi, dając równocześnie koronki o największej średnicy, w miarę zaś wymiany żerdzi na coraz dłuższe zmniejsza się średnicę koronki.

Maszyna umieszczona jest na sektorze ślimakowym, osadzonym na kolumnie. Na fig. 226 przedstawiony

tw. n o r m a l n y s e k t o r , przy którym maszyna może być obracana o 120° - 130° i wykonać wręb o długości do 4 m i głębokości do 2,5 m. Dodatnią stroną takiego sektora jest to, że kolumna nie koniecznwie musi być ustawiona prostopadle do spągu pokładu; sam zaś sektor - przeciwnie - przytwierdza się tak, by płaszczyzna jego była równoległa do uwarstwienia pokładu. Oprócz sektora normalnego używa się również s e k t o r ó w c e n t r a l n y c h , w środku których przypada kolumna. Przy takim sektorze kolumna powinna być ustawiona ściśle prostopadle do spągu pokładu; kąt obrotu maszyny 180° ; długość wrębu - do 7 m.

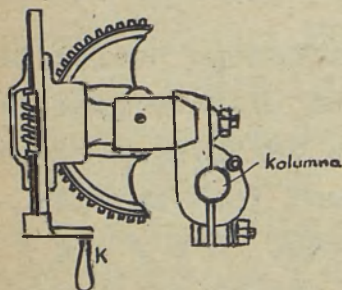


Fig. 226

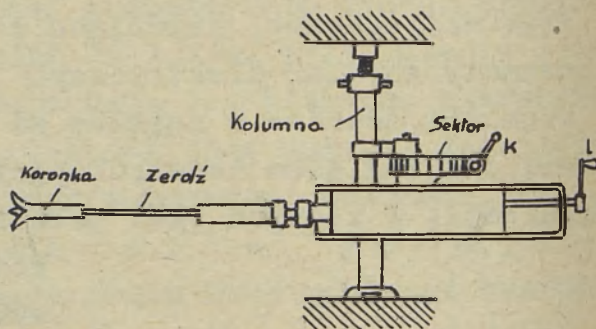


Fig. 227

Po uruchomieniu maszyny obraca się korbką K (fig.226) przez co koronka uderza w coraz to nowe miejsce, wykonując wręb. W miarę zagłębiania się koronki w przodku konieczne jest posuwanie maszyny naprzód; uskutecznia się to przez obracanie korbką L (fig.227) połączoną ze śrubą. Tak więc w czasie pracy robotnik operuje obu rękami - jedną obraca korbkę K i w ten sposób nadaje żerdzi ruch w płaszczyźnie wrębu, drugą zaś obraca korbkę L, wskutek czego maszyna porusza się naprzód. Gdy maszyna posunie się naprzód na pełną długość śruby, cofa się ją i wymienia się żerdź na dłuższą. Dla wykonania wrębu w przodku o większej długości należy maszynę razem z kolumną przestawić wzdłuż przodka. Przeszawianie maszyny zajmuje około 20 - 30 minut, dlatego też wrębówki na kolumnach stosuje się głównie do pędzenia wąskich przodków (chodników, zabiererek).

Przy ustawianiu maszyny zatrudnia się dwóch ludzi; podczas pracy obsługuje ją jeden człowiek. W ciągu godziny maszyna wykonuje średnio 2 - 3 m² wrębu (czas wykonania wrębu w chodniku razem z ustawieniem i rozebraniem maszyny wynosi około 2,5 godzin). Zużycie powietrza - 2 - 3 m³ na minutę. Przy użyciu wrębów uderowych prędkość pędzenia chodników jest o 20 - 40% większa, aniżeli przy robocie ręcznej. Największa jednak korzyść wrębu przy pędzeniu chodników w węglu polega na otrzymaniu z nich grubszego, a więc i bardziej wartościowego urobku. Ciężar maszyny bez kolumny 50 - 150 kg.

9. WRĘBÓWKI ŻŁOBIĄCE

=====

a. Mechanizm żłobiący

Główną częścią składową każdej wrębówki żłobiącej jest mechanizm z odpowiednimi zębami, dlatego też kształt tych zębów i jakość stali, z której są one zrobione, wywiera istotny wpływ na wydajność maszyny i współczynnik jej sprawności.

Mechanizmem żłobiącym zaopatrzonym w zęby może być t a r - c z a (koło), ż e r d ź lub ł a ń c u c h, przy czym największe zastosowanie mają obecnie wrębówki łańcuchowe. W maszynach tych z ę b y Z (fig. 228), czyli inaczej zwane -

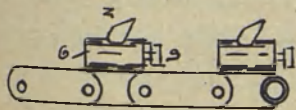


Fig. 228

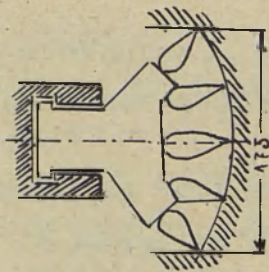


Fig. 229

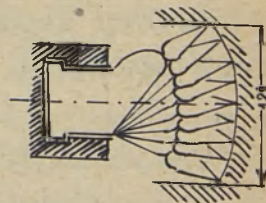


Fig. 230

k i l o f k i - umieszcza się w odpowiednich gniazdkach G w łańcuchu i przytwierdza się śrubami S. Ponieważ przy współczesnych maszynach łańcuchowych grubość (wysokość) wrębu waha

się w granicach od 120 do 150 mm, przeto poszczególne zęby muszą być rozmieszczone pod rozmaitymi kątami do płaszczyzny wrębu. Przy pracy w węglu kruchym średniej twardości zęby rozmieszcza się w pięciu rzędach (fig.229); przy węglach bardziej twardych lepiej jest rozmieścić zęby w 7 lub 9 rzędach (fig.230). Najkorzystniejsza prędkość posuwania się zębów i żłobienia w węglu wynosi około 2 m/sek; przy węglu bardziej miękkim - 2,5 m/sek.

Zęby ze zwykłej stali nadają się tylko do węgla miękkich; dla węgla twardych stosuje się zęby z ostrzami wykonanymi z nadzwyczaj twardych stopów, zawierających wolfram, kobalt, węgiel i in. Ze stopów tych najbardziej znany jest w górnictwie stop " w i d i a " , którego zużycie jest około 10 razy mniejsze, aniżeli zębów ze stali wolframowej.

Napęd wrębówek w większości wypadków elektryczny, rzadziej powietrzny.

b. W r ę b ó w k i t a r c z o w e

Wrębówki tarczowe (fig.231) składają się z trzech głównych części:

1. z jednego lub dwóch motoprów
2. tarczy (koła) T z zębami i
3. mechanizmu dla automatycznego przesuwania maszyny wzdłuż przedka ścianowego.

Motory mechanizmu dla przesuwania oraz przekładnie kół zębatach mieszczą się w masywnej ramie R, zamontowanej na sankach lub na wózku z kółkami.

Przesuwanie maszyny wzdłuż przedka odbywa się automatycznie przez nawijanie liny L na bęben B, obracany przez motor maszyny. Lina stalowa L o średnicy 13 mm jest jednym końcem umocowana na bębnie B, przechodzi przez rolkę C przytwierdzoną do stojaka S, wraca z powrotem do maszyny i jest przytwierdzona do ramy R. W ten sposób przy obracaniu bębna lina nawija się i zmusza maszynę do posuwania się wzdłuż przedka. Specjalnie urządzone na przekładnia pozwala zmieniać prędkość ruchu maszyny.

Przed rozpoczęciem pracy maszynę umieszcza się w dolnym końcu ściany, a więc przy chodniku przewozowym. Pierwszy wręb o niedużej głębokości, ażeby mogła w nim się zmieścić tarcza, wykonuje się ręcznie. Następnie uruchamia się maszynę, tarcza uzębiona zaczyna wykonywać wręb, a równocześnie z tym cała maszyna porusza się wzdłuż przodka do górnego jego końca. Ażeby

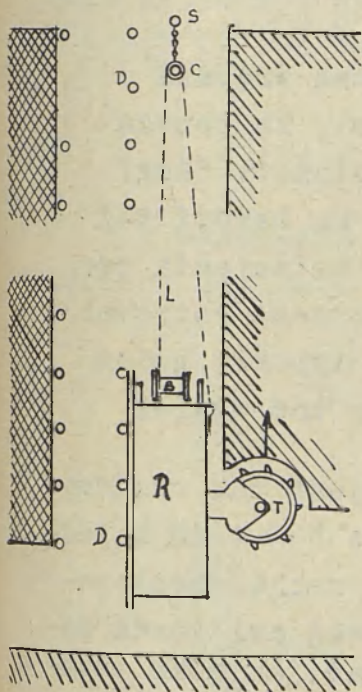


Fig. 231

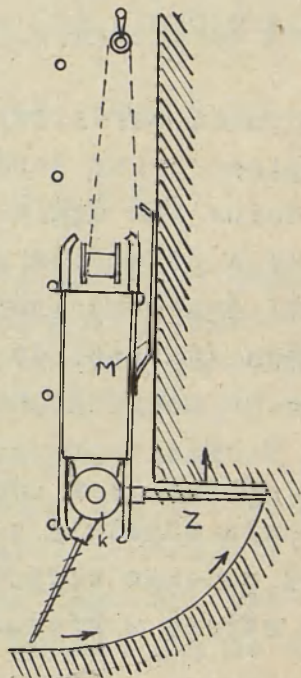


Fig. 232

maszyna w czasie pracy nie odsuwała się od przodka, stawia się wzdłuż niego szereg stojaków D. Prąd elektryczny doprowadza się przez kabel, nawinięty na bęben.

Maszyna może wykonywać wręb na różnej wysokości ponad spągłem, a to zarówno przez przytwierdzenie tarczy T poniżej lub powyżej ramy, jak i przez umieszczenie całości maszyny na różnej wysokości na sankach lub wózku.

Głębokość wrębu 1 - 1,5 m; grubość jego 13 - 18 cm; wydajność w ciągu 1 zmiany (8 godzin) w węglu 70 - 90 m² wrębu, w łupku - około 55 m²; ciężar maszyny około 2,5 t; moc motoru 25 - 30 KM.

Maszyny tarczowe nadają się dla pracy tylko w długich przedkach ścianowych. W czasie pracy maszynę obsługuje wrębiarz, jego pomocnik oraz 1 lub 2 górników dla oczyszczania drogi, stawiania stojaków i innych robót pomocniczych.

c. W r ę b ó w k i ż e r d z i o w e

W maszynach żerdziowych duża i ciężka tarcza wrębowa jest zastąpiona przez żerdź Z (fig.232) z zębami, za pomocą których podcina ona węgiel lub skałę. Żerdź Z stanowi długi pręt stalowy o przekroju malejącym ku końcowi. Na żerdzi tej wzdłuż linii śrubowej wywiercone są otwory dla wstawiania zębów, na końcu zaś posiada ona rodzaj świdra z trzema ostrzami. Oprócz tego na powierzchni żerdzi znajduje się wypukły gwint (spirała). W czasie pracy żerdź obraca się, zęby tną węgiel (fig.233), spirała zaś usuwa go z wrębu. Dla otrzymania zupełnie równego wrębu maszyna jest tak urządzona, że żerdź podczas obracania się porusza się o 3 - 4 cm w jedną i drugą stronę w kierunku podłużnym. Oprócz ruchu obrotowego

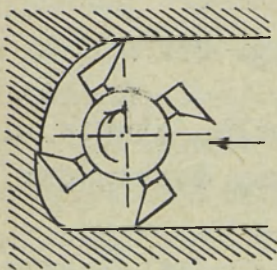


Fig.233

go dookoła swej osi żerdź może się obracać, jak ster statku, o 180° dookoła punktu K. Zawdzięczając takiemu ruchowi maszyna sama wcina się do węgla na początku pracy i nie wymaga, w przeciwieństwie do wrębówki tarczowej, zapoczątkowania wrębu robotą ręczną.

Wcięcie się do węgla do chwili zajęcia przez żerdź normalnego jej położenia, tzn. prostopadle do osi maszyny, zajmuje od 5 do 15 minut czasu. Maszyna umieszczona jest na sankach, na których porusza się wzdłuż przedka. Mechanizm dla samoczynnego poruszania się wzdłuż przedka jest taki sam jak w maszynach tarczowych. Od strony węgla przytwierdzona jest do maszyny kierownica M. Maszyna żerdziowa może wykonywać

wręb poruszając się wzdłuż przedka zarówno w jednym, jak i w drugim kierunku. W tym ostatnim wypadku należy tylko wymienić żerdź, a mianowicie dać inną z gwintem (spiralą) w przeciwną stronę.

Wydajność maszyny w węglu w ciągu 8-godzinnej zmiany wynosi ok. 70 m^2 ; głębokość wrębu 1,2 - 1,9 m; ciężar maszyny 1 - 2,3 t; moc motoru 12 - 26 KM.

d. W r ę b ó w k i łańcuchowe

W maszynach łańcuchowych (fig.234) złobiącą częścią jest łańcuch bez końca z osadzonymi w nim zębami (fig.228). Łańcuch ten porusza się po płaskiej ramie A (fig.234), której jeden koniec przytwierdzony jest do maszyny. Rama A może się obracać, podobnie jak i żerdź w maszynie żerdziowej, a wskutek tego wrębówka łańcuchowa może wcinąć się do węgla bez konieczności wykonania ręcznego wrębu wstępnego.

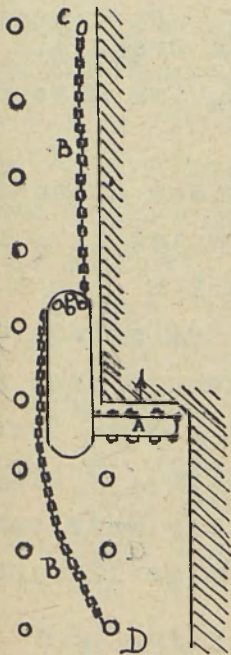


Fig. 234

Zarówno maszyny łańcuchowe, jak i żerdziowe można łatwo rozebrać na cztery części, co bardzo ułatwia ich przewóz w szybie lub wyrobiskach podziemnych. W części środkowej A (fig.235) mieści się silnik elektryczny lub powietrzny; z jednej strony tego silnika znajduje się głowica B, połączona z mechanizmem złobiącym (żerdzią lub ramą z łańcuchem) i zawierająca przekładnię kół zębatach; z drugiej strony znajduje się mechanizm C, służący do przesuwania maszyny

wzdłuż przedka. Czwartą częścią są sanki D, na których maszyna porusza się po spągu.

Ruch maszyn łańcuchowych wzdłuż przedka w czasie ich pracy może odbywać się w dwojaki sposób : albo za pomocą liny, jak to ma miejsce w maszynach żerdziowych, albo też za pomocą łańcucha. Łańcuch B (fig.234) jest silnie naciągnięty wzdłuż przedka i jednym końcem umocowany do stojaka C, drugim zaś do D. Łańcuch, jak to jest pokazane na fig. 234, przepuszczony jest przez 4 rolki na maszynie i przyciśnięty do dłuższego jej boku. Jedna z tych rolek zaopatrzona jest w zęby, wchodzące w ogniwa łańcucha. Rolka ta połączona jest z silnikiem maszyny, który

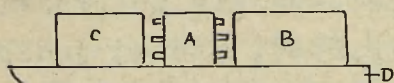


Fig.235.

Ciężar maszyny 2,3 - 2,7 ton; głębokość wrębu 1,2 - 1,9 m; moc silnika 20 - 40 KM; wydajność taka sama, jak maszyny żerdziowej (70 m² za zmianę).

Zarówno maszyny łańcuchowe jak i żerdziowe stosowane są nie tylko do pracy w długich przedkach, lecz również i przy

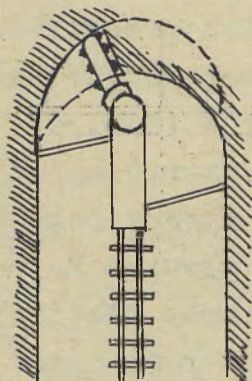


Fig. 236.

może ją obracać. Jeżeli łańcuch jest dobrze naciągnięty, wówczas rolka ta będzie się posuwała po nim, pociągając za sobą maszynę. Łańcuch przyciskany jest do maszyny, a tym samym nie dopuszcza do odsuwania się jej od przedka.

przedzeniu chodników. W tym ostatnim wypadku maszyna wykonuje wręb wprost z wózka, na którym jest umieszczona (fig.236). W ciągu 8-godzinnej zmiany może ona wykonać do 30 wrębów po 12 minut każdy.

e. P o r ó w n a n i e ż ł o b i ą c y c h m a s z y n w r ę b o w y c h

M a s z y n y t a r c z o w e mają tę zaletę, że dobrze pracują w bardzo twardych węglach, jak również przy większych wtrąceniach w nich pirytu, kwarcu itp. Wadami tych maszyn są: duże koszty i szybkie zużycie tarczy wrębowej, częste jej zaciskanie przez osiadający węgiel, niemożliwość zapoczątkowania wrębu przez samą wrębówkę, duże wymiary maszyny łącznie z tarczą i trudności przy manewrowaniu, zwłaszcza w wypadku słabego stropu; okoliczność ta uniemożliwia równocześnie wykonanie głębszego wrębu, a tym samym zmniejsza wydajność maszyny. Wady te przyczyniają się do coraz mniejszego rozpowszechnienia wrębówek tarczowych. Stosowane one są głównie w Anglii.

M a s z y n y ł a ń c u c h o w e pod względem wytrzymałości są również dobre, jakkolwiek ustępują pod tym względem tarczowym. Wady wrębówek tarczowych występują również i w maszynach łańcuchowych, jednak w mniejszym stopniu. Do zalet maszyn łańcuchowych w p o r ó w n a n i u z ż e r d z i w y m i należy zaliczyć: mniejsze zużycie zębów i łatwiejszą ich wymianę, prawie całkowite wygarnięcie przez łańcuch miału wrębowego i samoczynne przyciąganie maszyny do przodka przez łańcuch.

Maszyny łańcuchowe dobrze pracują tam, gdzie węgiel jest twardy, ale bez przerostów i po jego podcięciu nie osiada od razu; spąg pokładu powinien być mniej więcej równy. M a s z y n a ż e r d z i o w a może być natomiast stosowana również i przy pofałdowanym spagu oraz w tych wypadkach, gdy węgiel osiada bezpośrednio po jego podcięciu.

Wrębówka łańcuchowa jakkolwiek więc posiada pewne swoje wady, to jednak są one nie tak poważne, jak przy wrębówkach żerdziowych, dlatego też spośród wszystkich maszyn złobiących wrębówki łańcuchowe są najbardziej rozpowszechnione.

10. OBROTOWE WIERCENIE OTWORÓW STRZELNICZYCH

a. W i e r c e n i e r ę c z n e o b r o t o w e

Wiercenie obrotowe uskutecznia się przy pomocy świdrów spiralnych. Świdry te wykonuje się ze stali o przekroju prostokątnym (fig.237-a) lub też rombowym (fig. 237-b). Pierwsze z nich stosuje się do skał bardziej miękkich, drugie - do twardszych. Na ogół biorąc, wiercenie obrotowe sto-

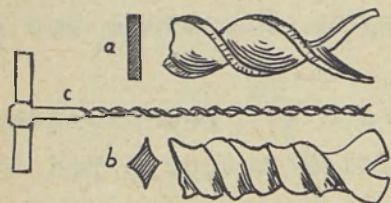


Fig.237

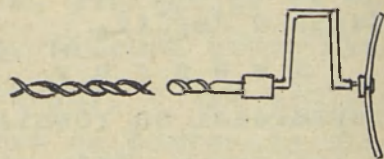


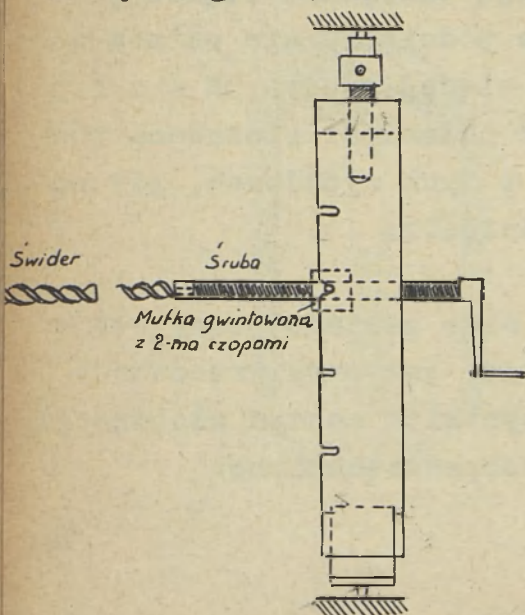
Fig.238

sowane jest tylko w skałach o niedużej twardości.

Najprostszym przyrządem do ręcznego wiercenia jest zwykły świder spiralny (fig.237-c), względnie świder zaopatrzony w korbę (fig.238). Średnica otworów 18 - 60 mm; postęp wiercenia

w skałach miękkich 2 - 4 m/godz.,
w węglu twardym 1 m/godz.

Dla skrócenia czasu wiercenia, jak również dla umożliwienia wiercenia ręcznego w skałach twardszych (np. twarde łupki, anhydryt, sól), stosowane są wiertarki ręczne (fig.239). Wiercenie uskutecznia się tu za pomocą świdra osadzonego na końcu długiej śruby, którą wpa-



wadza się w ruch obrotowy, a jednocześnie postępowy. W wiertarce tej przy każdym obrocie świder wrzyna się w skałę na wielkość skoku śruby, a więc stosunkowo dużo; wskutek tego wiertarka ta może być używana tylko w skałach o małej i zaw-
sze jednakowej twardości.

Jeżeli ma się wiercić w skałach twardszych, należy przy tym samym ruchu obrotowym zmniejszyć postęp świdra. Regulowanie ruchu postępowego zależnie od twardości skały uskutecznia się w różnych konstrukcjach wiertarek w rozmaity sposób. Tak np. w wiertarce Eliota'a (fig. 240) zamiast mufki gwintowanej zastosowane jest zębate koło ślimakowe A, którego obrót może być hamowany przez przykręcanie śruby B. Jeżeli koło A jest całkowicie unieruchomione, postęp świdra jest największy i równy skokowi śruby. Jeżeli zupełnie łatwo ono się obraca, to przy obracaniu śruby świder w ogóle nie zagłębia się w skałę. Im bardziej miękka jest skała, tym ruch postępowy świdra może być większy, a więc tym silniej może być zaciśnięte koło ślimakowe A przez przykręcenie śruby B.

Oprócz możliwości regulowania ruchu postępowego świdra każda wiertarka, zarówno ręczna jak i mechaniczna, winna za-
dłość czynić dwom innym warunkom, a mianowicie;

aby świder można było
prędko i łatwo
wyjąć z otwo-
ru oraz
aby można było
wiercić we
wszystkich
kierunkach.

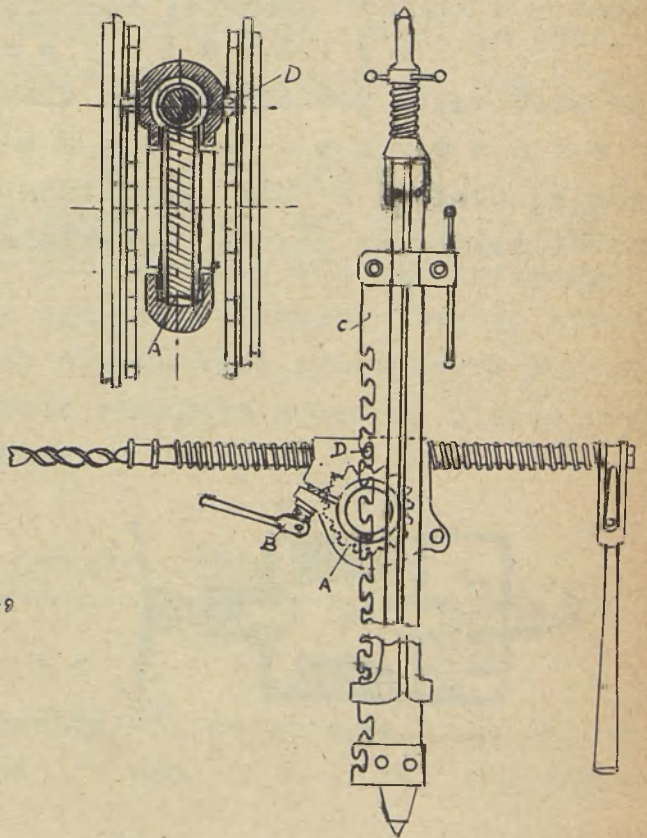


Fig. 240

Przy wierceniu za pomocą w i e r t a r k i Elliot'a wyjęcie świdra z otworu uskutecznia się przez odkręcenie śruby B (fig. 240) i wyciągnięcie świdra. Wiercenie w różnych kierunkach umożliwia tu zostało przez osadzenie mufki ślimakowej w odpowiednim wycięciu ramy C za pomocą czopów D.

c. W i e r c e n i e m a s z y n o w e

Przy maszynowym wierceniu otworów (przeciętna średnica 45 mm) sposobem obrotowym stosowane są świdry ze specjalnej stali chromowej, manganowej lub wolframowej, a w ostatnich czasach do tego celu używa się wyjątkowo twardych stopów, np. w i d i a .

Wiercenie maszynowe wykonuje się za pomocą wiertarek pracujących z ręki, bądź też pracujących na kolumnie lub trójnogu. Pierwsze z nich stosowane są w skałach bardziej miękkich (np. w węglu kamiennym i brunatnym, w miękkich łupkach ilastych itp.) drugie - w skałach średniej twardości (np. sól).

1. W i e r t a r k i p r a c u j ą c e z r ę k i mogą mieć napęd powietrzny lub elektryczny. W i e r t a r k i p o w i e t r z n e o w a d z e 7 - 14 kg zużywają najczęściej około $1 \text{ m}^3/\text{min.}$ powietrza ssanego i wykonują 300 - 500 obrotów świdra na minutę. Przykładem wiertarki powietrznej może

służyć w i e r t a r k a ś l ą s k a (fig. 242).

W w i e r t a r k a c h e l e k t r y c z n y c h (fig. 241) zamiast silnika powietrznego wmontowany jest do wiertarki silnik elektryczny M o mocy około 0,6 KM, który za pomocą przekładni kół zębatych Z wprowadza świder S w ruch obrotowy (około 300 obr./min.). Ciężar wiertarki 12 - 14 kg.

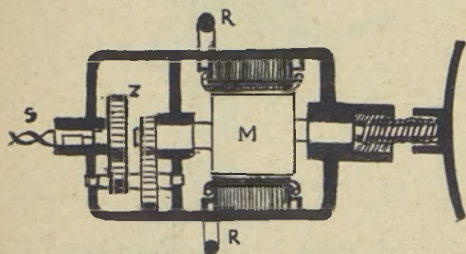


Fig. 241.

Postęp wiercenia w węglu średniej twardości wynosi około 1 m/min; w innych skałach (miękki łupek, wapień, gips itp.) 0,5 - 0,1 m/min. Wiertarki te nie nadają się do skał twardych.

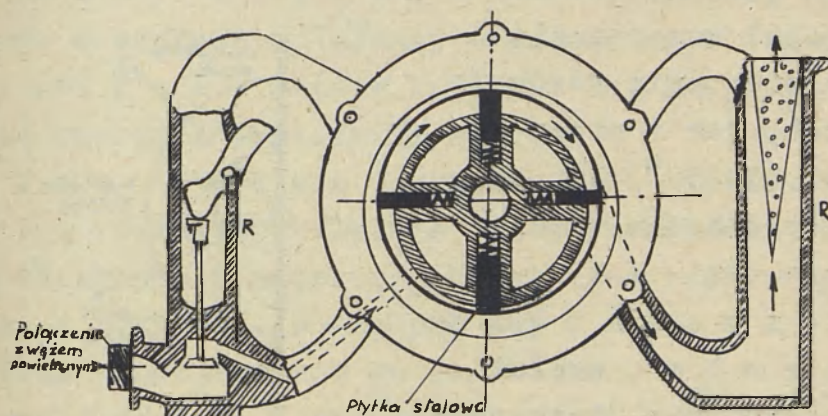


Fig. 242

Podczas pracy robotnik trzyma wiertarkę rękami za rękojeście R i przyciska do przodka swym ciałem, opierając się o tarczę T.

2. W i e r t a r k i p r a c u j ą c e n a k o -
l u m n i e posiadają napęd elektryczny; moc około 2,5 KM;
ilość obrotów na minutę 110 - 300. Kolumny z 2 rur równoległych,
umocowanych między stropem i spągiem wyrobiska. Postęp wierce-
nia jest większy, aniżeli przy wiertarkach pracujących z ręki,
to jednak wiertarki na kolumnach wymagają znacznej ilości czasu
na ich przenoszenie i ustawienie.

11. UDAROWE WIERCENIE OTWÓRÓW STRZELNICZYCH

=====

a. D ł u t o

Wiercenie udarowe uskutecznia się za pomocą dłuta, które składa się ze stalowego trzona grubości 20 - 32 mm, zakończonego ostrzem.

T r z o n może posiadać przekrój okrągły, kwadratowy, sześćio- lub ośmioboczny. Poza tym może on być pełny lub wydrążony w środku; trzon pełny może posiadać powierzchnię gładką

lub też zaopatrzoną w spiralę. Dłuta pełne gładkie stosuje się przy wierceniu otworów stromych, skierowanych ku górze pod kątem przynajmniej 45° (fig. 243), z których skruszona przez dłuto skała (mączka wiertnicza) samoczynnie wysypuje się. Przy wierceniu zarówno otworów poziomych, jak i nieco nachylonych ku dołowi (do 30°) lub skierowanych ku górze (pod kątem mniejszym od 45°) stosuje się dłuta pełne, zaopatrzone w spiralę, wzdłuż których przy obracaniu się dłuta usuwana jest mączka, powstająca przy wierceniu. Dla otworów, wierconych ku dołowi, o znacznym nachyleniu (fig. 243) stosuje się dłuta o trzonach gładkich, wewnątrz wydrążonych; przez wydrążenie to doprowadza się do otworu wodę lub sprężone powietrze dla usuwania mączki wiertniczej.

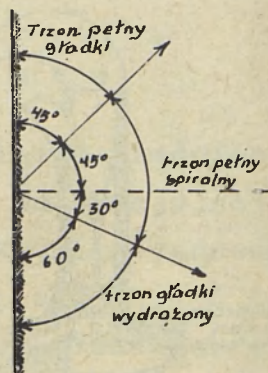


Fig. 243

Ostrze dłuta może mieć rozmaity kształt. Ostrze zwykłe pojedyncze (fig. 244) jest najbardziej rozpowszechnionym kształtem, przy czym ostrze prostolinijne (fig. 244-a) stosowane tylko do skał o mniejszej

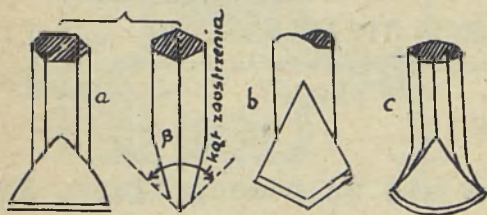
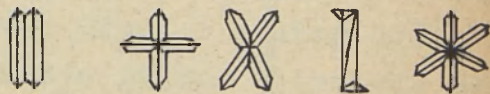


Fig. 244

twardości, posiada tę wadę, że łatwo się wyszczerbia; dlatego też przy skałach twardszych stosuje się ostrza bądź to w postaci linii łamanej (fig. 244-b), bądź też zaokrąglone (fig. 244-c). Ostrza te nie nadają się do skał szczelinowatych, gdyż łatwo w nich się zacinają. Ostrze podwójne (fig. 245) stosowane

jest do skał twardych, również szczelinowatych, przy dużej średnicy otworu ; o s t r z e k r z y ż o w e (fig.246) - przy wierceniu głębokich otworów w skałach szczelinowatych; o s t r z e k s z t a ł t u Z (fig.248) - przy wierceniu otworów w skałach mniejszej twardości i w węglu; o s t r z e k o r o n k o w e (fig.249) z 6 lub 8 ostrzami - do skał bardzo twardych i szczelinowatych.

Kąt zaostrzenia dłuta (fig.244-a) daje się rozmaity, zależnie od wytrzymałości skały. Tak np. przy wierceniu w piaskowcach kąt zaostrzenia wynosi $90 - 110^{\circ}$, w łupkach $60 - 75^{\circ}$, w skałach zaś miękkich zmniejsza się go do 40° lub nawet do 30° . Z reguły należy stosować tym większy kąt zaostrzenia, im twardsza jest skała.



Długość ostrza Fig. 245 246 247 248 249 daje się nieco większą od średnicy trzona, a to z tego względu, ażeby uniknąć tarcia trzona o ścianki otworu i ułatwić usuwanie mączki wiertniczej. Długość ostrza zwiększa się przy mniejszej twardości skały i wynosi zwykle 1,33 do 2,50 średnicy trzona.

W czasie wiercenia otworu ostrze dłuta nieco zużywa się, wskutek czego średnica otworu w końcu wiercenia jest nieco mniejsza, aniżeli na początku. Dlatego też przy wymianie dłuta w trakcie wiercenia długość ostrza każdego następnego dłuta powinna być coraz mniejsza.

Zwykle dla ułatwienia wiercenia zaczyna się pracę dłutem, krótkim (o długości 250 - 300 mm) i stopniowo przechodzi się do coraz dłuższych. Przy większych długościach otworu średnica ich (a więc długość ostrzy dłuta) zmniejsza się o 2 mm na każde 500 mm otworu.

b. W i e r c e n i e r ę c z n e u d a r o w e

Przed rozpoczęciem wiercenia otworu wybiera się miejsce i kierunek jego, wyrównuje się za pomocą kilofa niedużą powierzchnię, która powinna być prostopadła do osi przyszłego otworu,

eraz usuwa się wszystkie nierówności przedka, które mogłyby przeszkadzać pracy. Pierwsze uderzenie dłuta, zanim nie zagłębi się ono o parę centymetrów, powinny być słabe a następnie - coraz silniejsze. Po każdym uderzeniu dłuto obraca się o pewien kąt, a to dla otrzymania możliwie okrągłego kształtu otworu. W praktyce

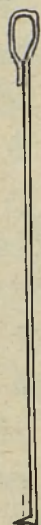


Fig. 250

wielkość kąta obrotu waha się od 20° do 45° , przy czym kąt ten jest tym mniejszy im większa jest średnica otworu i im większa jest twardość skały. W miarę nagromadzenia się na dnie otworu mączki wiertniczej usuwa się ją za pomocą gracki (fig. 250). Jest to pręt żelazny o średnicy 6 - 8 mm, którego jeden koniec jest rozpiaszczony i zagięty pod kątem prostym, przez co tworzy się rodzaj łyżeczki, drugi zaś zagięty w kształcie uszka, w które

wkłada się szmatkę lub pakuły dla wytarcia otworu w razie potrzeby po jego wywierceniu. Zarówno dla ułatwienia wiercenia, jak i usuwania mączki, w wypadku otworów skierowanych ku dołowi nalewa się trochę wody, z którą mączka tworzy błoto, łatwo dające się usunąć za pomocą gracki.

Ażeby błoto nie rozpryskiwało się z otworu i nie przeszkadzało pracy osadza się na dłucie krążek z otworem w środku lub też owija się je przy wlocie otworu szmatką. Obecność wody w otworze jest korzystna i pod tym względem, że chłodzi ona ostrze dłuta oraz zapobiega tworzeniu się szkodliwego dla zdrowia pyłu. Poza tym w wielu wypadkach woda ułatwia wiercenie, zmniejszając twardość skały.x)

1. W i e r c e n i e s a m y m d ł u t e m przeprowadza się za pomocą długiego (do 2,5 m) i ciężkiego (do 12 kg) dłuta z ostrzami na jednym lub obu jego końcach (fig. 251).

x) Wiercenie ręczne udarowe wykonuje się bądź to za pomocą samego dłuta, bądź też za pomocą dłuta i młotka.

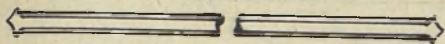
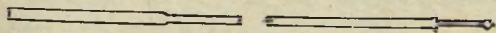


Fig. 251

Górną część otworu na głębokość około 20 - 30 cm wykonuje się zwykle za pomocą dłuta i młotka, a następnie wierci się ciężkim dłutem. W tym celu robotnik, trzymając dłuto obu rękami, podnosi je na wysokość 20 - 30 cm ponad dno otworu i całą siłą rzuci w dół. Przy każdym podniesieniu obraca dłuto o pewien kąt. Otwór pionowy może wiercić również i dwoje ludzi. Wiercenie za pomocą ciężkiego dłuta nie nadaje się zarówno do krótkich otworów, jak i otworów mniej stromych.

Przy wierceniu otworów na dole w węglu i łupkach używana jest tzw. laska żelazna o długości 1,5 do 2,5 m (fig. 252), na końcu której znajduje się gniazdko kwadratowe do wkła-



dania dłuta o długości 0,15 - 0,35 m. Za pomocą laski wykonuje się otwory w różnych kierunkach. Podczas wiercenia górnik trzyma laskę dwoma rękami i całą siłą uderza w skałę. Czas wiercenia 1 m otworu waha się od 10 do 60 minut.

Fig. 252

2. W i e r c e n i e z a p o m o c ą d ł u t a i m ł o t k a może być prowadzone przez jednego lub dwóch (bardzo rzadko trzech) robotników.

Jeżeli w i e r c e n i e w y k o n u j e j e d e n r o b o t n i k, wówczas trzyma on dłuto (najlepiej o przekroju wielobocznym) w lewej ręce, a prawą uderza w nie młotkiem o wadze 0,5 - 1,5 kg. Wiercenie może być prowadzone albo w s p o s ó b z w y k ł y, przy którym robotnik zwrócony jest twarzą do przodka a młotek jest podnoszony do góry (fig. 253, 254, 255, 256), albo też sposobem p i e m o n c k i m,

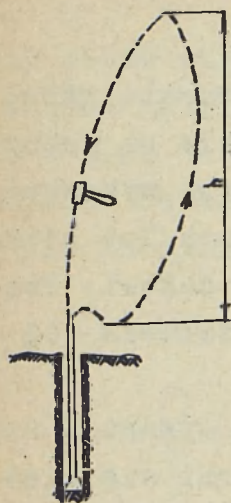


Fig. 253

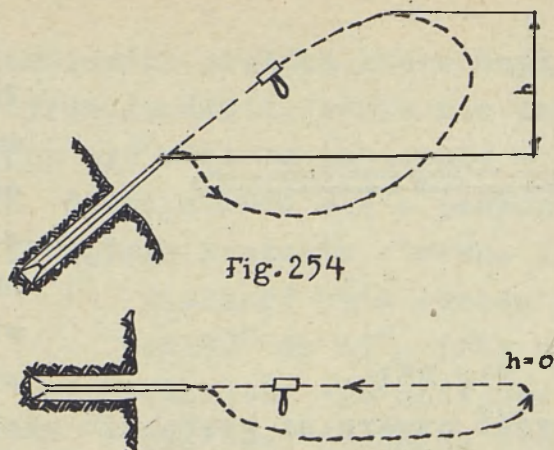


Fig. 254

przy którym robotnik zwrócony jest plecami do przodka, uderzenia zaś młotka (o ciężarze do 4 kg) uskutecznia się sposobem wahadkowym (fig. 257). Ten drugi sposób wiercenia stosowany jest do otworów wznoszących się i w mniejszym stopniu nadaje się do otworów opadających, ale tylko pod niedużym kątem.

Najłatwiej jest wiercić otwory pionowe z góry na dół. Jeżeli wydajność wiercenia takich otworów oznaczmy przez 1, wówczas wydajności wiercenia otworów, nachylonych do poziomu pod rozmaitymi kątami (+ oznacza otwór wznoszący się, - opadający), będą następujące :

Kąt nachylenia otworu : -90° , -60° , -30° , 0° , $+30^{\circ}$, $+60^{\circ}$, $+90^{\circ}$

Zwyczajny sposób wiercenia 1,00 0,75 0,65 0,50 0,30

Sposób piemoncki ... 0,75 0,65 0,55 0,45 0,35

Jeżeli wiercenie wykonuje dwóch robotników, wówczas jeden z nich trzyma i kieruje obu rękami dźwutę, drugi zaś uderza w nią oburącz młotem o wadze 4 - 6 kg. Wydajność wiercenia, ^{jest tu 1,7 razy wyższa. Przy wierceniu} przez trzech robotników, gdy dwóch z nich uderza kolejno młotami postęp wiercenia jest 1,35 razy większy, aniżeli przy wierceniu przez dwóch robotników, względnie 2,3 razy większy, aniżeli przy wierceniu przez 1 robotnika.

Wiercenie za pomocą dźwuty i młotka w porównaniu z wierceniem samym dźwutem pociąga za sobą większe zużycie energii, któ-

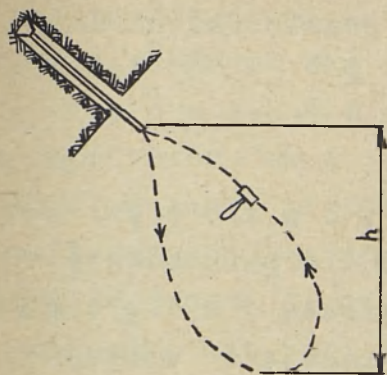


Fig. 256

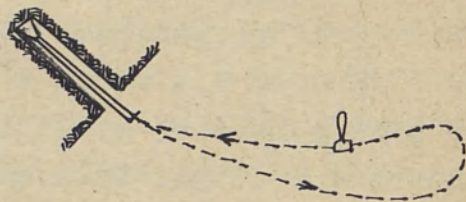


Fig. 257

rej straty są nieuniknione podczas uderzania młotkiem. Dlatego też sprawność wiercenia bez młotka jest około 30% większa od sprawności wiercenia dłutem i młotkiem.

Przy wierceniu za pomocą dłuta i młotka w twardym piaskowcu lub wapieniu czas wiercenia 1 m otworu waha się od 1 - 4 godzin.

c. W i e r c e n i e m a s z y n o w e

Napęd wiertarek udarowych uskutecznia się wyłącznie prawie za pomocą sprężonego powietrza o ciśnieniu roboczym 4 - 6 atmosfer i tylko



Fig. 258

w rzadkich wypadkach stosuje się napęd elektryczny. Wykonywane są one zarówno dla pracy z przedmuchiwaniem otworów sprężonym powietrzem, jak i z przepłukiwaniem wodą.

Wszystkie wiertarki udarowe mogą być podzielone na dwie grupy :

- a. wiertarki tłokowe i
- b. młotki wiertnicze.

1. W w i e r t a r k a c h t ł o k o w y c h dół D jest połączone z tłokiem T (fig.258) i porusza się z nim naprzód i w tył. Do wiertarek tych należą ciężkie wiertarki tłokowe o wadze 65 do 165 kg, wymagające obsługi złożonej z 2 ludzi, oraz wiertarki tłokowe lżejszego typu o wadze 40 do 65 kg, obsługiwane przez 1 człowieka (drugi potrzebny jest tylko przy ustawianiu maszyny na trójno-gu lub kolumnie). Pierwsze z nich używane są przy wierceniu głębokich otworów (do 6 m), drugie zaś do otworów 1 - 2,5 m głębokości w skałach twardych. Zastosowanie tych wiertarek ma miejsce głównie na robotach odkrywkowych. Pod względem konstrukcyjnym wiertarki tłokowe są podobne do wrębówek udarowych. Wykonują one 280 - 400 (do 600) uderzeń na minutę, a po każdym uderzeniu dół jest obracane o pewien kąt. Zużycie powietrza 2 - 3 m³/min. Z powodu dużego ciężaru i długiego czasu ustawiania (20 - 30 minut) wypierane są przez młotki wiertnicze.

2. M ł o t k i w i e r t n i c z e różnią się tym od wiertarek tłokowych, że tłok T w nich nie jest połączony z dółtem D (fig.259), lecz odgrywa rolę młotka, uderzającego w trzon dółta, które stale pozostaje na dnie otworu.

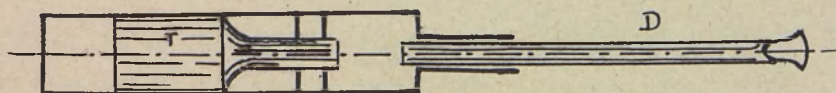


Fig. 259

C i ę ż k i e młotki wiertnicze o wadze 30 - 40 kg (do 75 kg) stosowane są do wiercenia otworów w skałach twardych

i bardzo twardych. Zużycie ssanego powietrza $1,5 - 2 \text{ m}^3/\text{min}$. Wiercenie odbywa się z k o l u m n .

T e l e s k o p o w e młotki wiertnicze o wadze $20 - 30 \text{ kg}$ zaopatrzone są w rozsuwany stojak, dzięki któremu na ustawienie młotka w przodku potrzeba tylko 2 do 3 minut czasu. Stosowane są głównie do wiercenia stromych otworów wznoszących się, istnieją jednak urządzenia, umożliwiające również i wiercenie niemal zupełnie poziomych otworów.

L e k k i e młotki wiertnicze o wadze $10 - 20 \text{ kg}$ trzymane są w czasie pracy przez robotników w rękach. Zużywają one średnio około $1 \text{ m}^3/\text{min}$. powietrza (ssanego) i wykonują około $1500 - 2000$ (do 2400) uderzeń na minutę. Postęp wiercenia w skałach średnio twardych $0,4 - 0,8 \text{ m/min.}$, w węglu $0,7 \text{ m/min.}$, w granicie $0,04 - 0,08 \text{ m/min.}$

Młotek wiertniczy składa się z trzech głównych części :

- a. z rękojeści,
- b. z cylindra roboczego z przyrządem rozdzielczym i przyrządem do obracania dłuta, i
- c. z mufki, w którą się wkłada dłuto.

Tłok wykonuje pracę użyteczną tylko przy ruchu naprzód, siła więc działająca na tłok przy jego ruchu powrotnym może być mniejsza. Osiąga się to w ten sposób, że przy ruchu naprzód powietrze sprężone działa na całą (tylną) powierzchnię tłoka, przy ruchu zaś powrotnym - na powierzchnię zmniejszoną o przekrój trzona tłokowego.

Rozdział powietrza skutecznia się albo przez otwieranie i zamykanie przez tłok kanałów, doprowadzających sprężone powietrze do cylindra, albo też za pomocą ruchomych przyrządów rozdzielczych w postaci tłoczków, kulek lub klap.

Ruch obrotowy dłuta po każdym uderzeniu uzyskuje się przez obracanie w pewnych momentach tłoka, a za jego pośrednictwem również i mufki, w którą wstawione jest dłuto. Obracanie tłoka skutecznia się przy powrotnym jego ruchu, ażeby nie osłabiać uderzenia w dłuto.

Dla przykładu rozpatrzmy m ł o t e k w i e r t n i - c z y F l o t t m a n n a (fig.260). W położeniu kulkowego

przysrządu rozdzielniczego K, pokazanym na rysunku, tłok porusza się naprzód. Z chwilą zamknięcia przez tłok T otworu

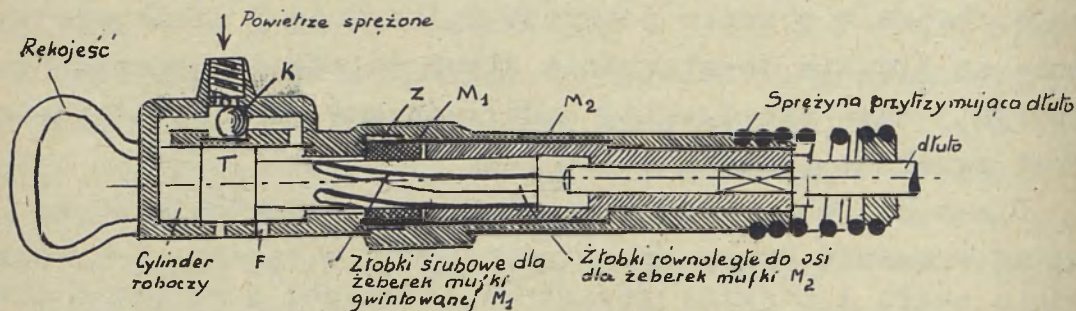


Fig. 260

wypustowego f powietrze pozostałe przed tłokiem zacznie się sprężać i przerzuci kulkę K w lewo; rozpocznie się wtedy ruch powrotny tłoka. Przy ruchu naprzód żłobki śrubowe, wykonane na trzonie tłoka, powodują obracanie się mufki M_1 ; mufka M_2 i dłuto nie obracają się wtedy. Przy ruchu powrotnym koło zapadkowe Z uniemożliwia obrót mufki M_1 , obraca się wobec tego tłok i za pomocą żłobków równoległych do osi obraca również mufkę M_2 razem z dżutem.

12. MASZYNOWE URABIANIE SKAŁ NA ROBOTACH ODKRYWKOWYCH

Na robotach odkrywkowych zachodzi zwykle potrzeba urabiania i transportu ogromnych mas skały, dlatego też robota ręczna znajduje tu tylko ograniczone zastosowanie ; gdy tymczasem urabianie maszynowe odgrywa olbrzymią rolę zwłaszcza przy skałach sypkich, miękkich lub kruchych.

a. U r a b i a n i e z a p o m o c ą p ł u g a

Dla urobienia gruntu może być stosowany p ł u g , wprowadzany w ruch za pomocą jednej lub dwóch par k o n i lub

też za pomocą t r a k t o r a .

Urabianie za pomocą pługa znajduje zastosowanie przy skałach sypkich lub miękkich, nie zawierających w sobie grubszego żwiru lub korzeni drzew. Dla urabiania gruntów zwięzłych, które wymagają zaprzęgu 8 - 12 koni, celowe jest zawsze używanie traktorów. W Ameryce uważa się za korzystne oranie nawet takiego gruntu, który daje się kopać ręcznie, a przez to równocześnie podnosi się znacznie wydajność robotnika. Jeden 20-konny traktor może zorać ponad 500 m^3 gruntu na godzinę. Przy robocie zatrudnia się dwóch ludzi : jeden przy koniach lub traktorze, drugi przy pługu.

b. U r a b i a n i e z a p o m o c ą z g a r n i a c z y

Z g a r n i a c z e c z y l i s k r e p e r y
stosowane są zarówno dla odrywania gruntu z powierzchni, jak i dla transportu oderwanych mas na niezbyt daleką odległość (do 50-100-150 m). Ciężar zgarniaczy - od 35 do 360 kg, pojemność ich - 0,1 do 0,5 m^3 (czasami nawet do 12 m^3). Na fig. 261 pokazany jest najprostszy zgarniacz. Zgarniacze pracują dobrze na równej powierzchni przy urabianiu skał sypkich i miękkich, jednak przy tych ostatnich wymagają uprzedniego rozluźnienia gruntu za pomocą pługa. Peruszanie uskutecznia się za pomocą jednej lub dwóch par k o n i , jak również mechanicznie za pomocą l i n y p r z e d -
n i e j (przy napełnianiu i przesuwaniu urobku do miejsca wyładowania) i t y l n e j (przy cofaniu zgarniacza), przy czym może być tylko jedna lina tylna (fig. 262), lub też dwie liny (fig. 263). W obu wypadkach kołowrót A mieści się na

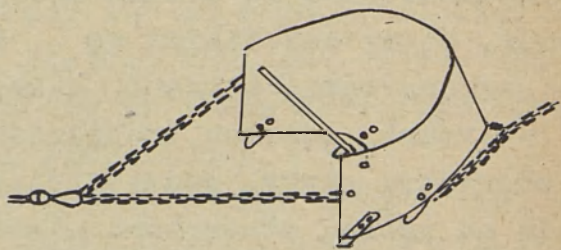


Fig. 261

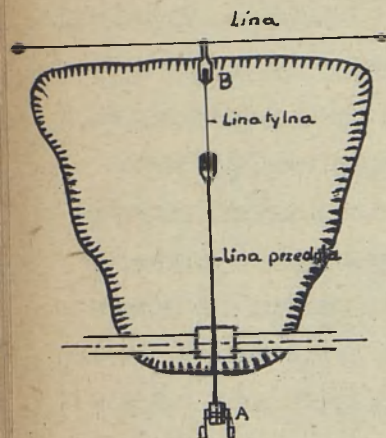


Fig. 262

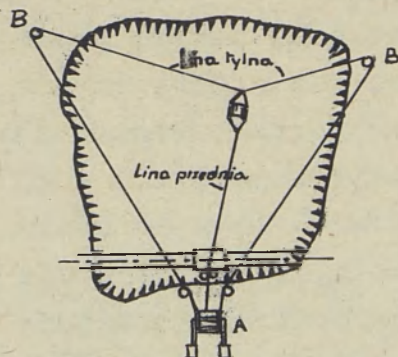


Fig. 263

jednym końcu wyrobiska, krążki zaś B, przez które przechodzi lina tylna - na drugim. Wydajność zgarniacza o pojemności $0,25 \text{ m}^3$ przy transporcie na odległość 30 m wynosi $15 \text{ m}^3/\text{godz.}$

3. U r a b i a n i e z a p o m o c ą c z e r p a r e k

Sposoby urabiania za pomocą pługów i zgarniaczy stanowią pod względem wydajności ogniwo pośrednie między urabianiem ręcznym, a urabianiem za pomocą maszyn, posiadających olbrzymią wydajność. Maszynami takimi są c z e r p a r k i, zwane inaczej bagrownicami, bagrami, ekskawatorami lub pogłębiarkami.

Czerparki podczas urabiania wykonują następujące czynności: oderwanie skały, podniesienie jej na pewną wysokość, przeniesienie na pewną, stosunkowo niewielką odległość i wyładowanie, przy czym podczas pracy czerparki same poruszają się wzdłuż przodka. Częścią roboczą czerparki jest czerpak, względnie czerpaki, które wrzynają się w skałę i oddzielają ją od calizny. Wszystkie czerparki możemy podzielić na jednoczerpakowe i wieloczerpakowe.

1. C z e r p a r k i j e d n o c z e r p a k o w e
czyli ł y ż k o w e wykonują ruchy, przypominające ruchy łopaty (fig.264) i dlatego nazywane są niekiedy ł o p a t a -

mi mechanicznymi. Pierwsza łopata parowa była wynaleziona w Ameryce przez Otisa w roku 1834 i znalazła zastosowanie przy wykonywaniu wykopów kolejowych. Dopiero w późniejszych latach czerpaki zaczęto stosować w górnictwie.

Pojemność czerpaka u czerparek różnych konstrukcji waha się w szerokich granicach, a mianowicie od 0,4 do 15 m³; naj-

większe zastosowanie znalazły czerpaki z czerpakami o pojemności 1 do 2,5 m³. Przednia część czerpaka, przeznaczonego do pracy w skałach sypkich lub miękkich zaopatrzona jest w ostrą krawędź; dla pracy natomiast w gruntach twardych zamiast ostrej krawędzi czerpak posiada zęby z odpowiednio twardej stali.

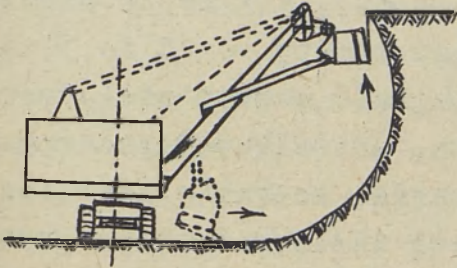


Fig. 264

W czasie ruchu roboczego czerpak posuwa się w kierunku od maszyny, nabierając urobek od dołu do góry skarpy. Po napełnieniu czerpaka urobkiem czerpak obraca się i wysypuje go do wagonu lub innego, przeznaczonego na ten cel, miejsca. Napęd maszyny może być parowy, elektryczny lub za pomocą silników spalinowych. Poruszanie się wzdłuż przodka może się odbywać na kołach wprost po spodzie wyrobiska lub po torze kolejowym, może poza tym czerparka posiadać napęd gąsienicowy.

Czas potrzebny na wykonanie jednego cyklu robót, tzn. na oderwanie skały, obrót maszyny, wyładowanie urobku z czerpaka i powrót jego do przodka, wynosi od 15 do 60 sekund zależnie od wielkości czerpaka i własności urabianej skały. A więc w ciągu 1 minuty czerpak wykonuje od 1 do 4 cykli. Wysokość przodka - do 10 m; moc maszyny rozmaita, do 800 KM, a nawet i więcej.

Wydajność czerparki łyżkowej zależy od pojemności czerpaka i własności skały. Średnio na 1 m³ czerpaka można przyjąć:

przy urabianiu piasku i żwiru	65	m ³ /godz.
przy urabianiu gliny	55-45	"
przy urabianiu gliny kamienistej lub ładowaniu skały odstrzelonej	30-40	"

2. C z e r p a r k i w i e l o c z e r p a k o w e
w przeciwieństwie do jednoczerpakowych posiadają czerpaki o stosunkowo niedużej pojemności (0,1 - 1,2 m³), ale za to wskutek nieprzerwanej pracy wyładowują w ciągu minuty od 18 do 32 a nawet i 42 czerpaków. Wskutek tego wydajność maszyn wieloczerpakowych jest w wielu wypadkach większa, aniżeli jednoczerpakowych. Czerparki jednoczerpakowe znalazły bardzo szerokie zastosowanie głównie w Ameryce, czerparki natomiast wieloczerpakowe, wynalezione we Francji w r.1860, otrzymały swój rozwój techniczny i szerokie rozpowszechnienie zwłaszcza w Niemczech. Spośród rozmaitych typów czerparek wieloczerpakowych największe znaczenie posiadają czerparki ł a ń c u c h o w e .

Ze względu na położenie roboczej części maszyny, a więc łańcucha bez końca z czerpakami wyróżniamy :

a. C z e r p a r k i g ó r n e (fig.265), urabiające skałę tylko powyżej poziomu, na którym są ustawione ; wymagają wykopu dla rozpoczęcia pracy; używane przeważnie do luźnych piasków.

b. C z e r p a r k i d o l n e (fig.266), urabiające skałę poniżej poziomu ustawienia ; nie wymagają wykopu dla rozpoczęcia pracy, ale mogą być stosowane tylko przy równej powierzchni.

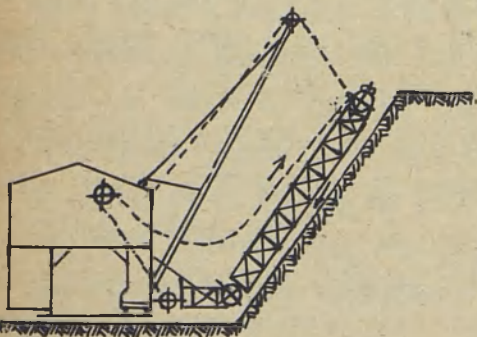


Fig. 265

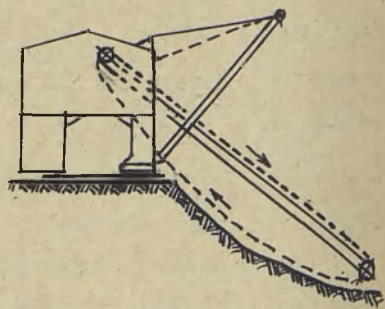


Fig. 266

c. C z e r p a r k i , które mogą pracować zarówno jako dolne i jako górne.

d. C z e r p a r k i p o d w ó j n e - dolna i górna, które będąc ustawione na poziomie pośrednim, urabiają równocześnie skałę poniżej i powyżej tego poziomu.

Łańcuch czerpakowy może być albo naciągnięty na ramie (fig.265), albo też swobodnie zwisać. Ostatni sposób ma tę zaletę, że przy napotkaniu lokalnych przeszkód (kamieni, korzeni itp.) w gruncie niejednorodnym łańcuch może łatwo je omijać.

Cały łańcuch porusza się równocześnie i stosunkowo wolno ($0,5 - 1 \text{ m/sek.}$). Po urobieniu skały czerpaki transportują ją do zbiornika w czerparce, skąd dostaje się ona po żłobach do wagonu albo też na transporter. Dla możliwie kompletnego wykorzystania zdolności wydobywczej czerparki dolnej należy przodek roboczy (skarpe) utrzymywać pod możliwie stromym kątem, gdyż przy kącie nachylenia poniżej 35° czerpaki nie zostają odpowiednio wypełnione, a część urobionego gruntu wysypuje się z nich przy torze czerparki.

Czerparki wieloczerpakowe są najodpowiedniejsze przy urabianiu skał sypkich, a więc piasku, drobnego żwiru, ziemi roślinnej; poza tym mogą one być stosowane również i do skał o niedużym stopniu zwiezłości, jak lekkie gliny, gliny piaszczyste, piaski gliniaste itp. Czerparki natomiast łyżkowe są bardziej odpowiednie do urabiania gruntów bardziej zwiezłych i bryłowatych (zleżające zwały, grunty zmarznięte, iły itd.).

Wydajność czerparek wieloczerpakowych jest rozmaita, zależnie od pojemności czerpaków, prędkości ich ruchu, oraz własności gruntu, i waha się od 30 do $1.000 \text{ m}^3/\text{godz.}$ Wysokość przodka przy czerpakach górnych dochodzi do 20 m, przy dolnych - nawet do 35 m. Moc maszyn - do 400 KM i więcej.

W miarę jak czerpaki zdejmują ze skarpy warstwę ziemi, cała maszyna posuwa się powoli wzdłuż toru, po czym wraca tą samą drogą. Powstarza się to zanim skarpa nie zostanie zrobiona na 2 - 4 m, po czym należy przesunąć tor czerparki. Przesuwanie toru odbywa się albo ręcznie za pomocą drągów, albo

też za pomocą specjalnych maszyn. Długość przodka (skarpy) nie powinna być zbyt mała (nie mniejsza od 150 m), by nie zachodziła potrzeba zbyt częstego przesuwania toru.

13. URABIANIE SKAŁ ZA POMOCĄ WODY

=====

Przy urabianiu skał za pomocą wody wykorzystuje się bądź to dynamiczne działanie wody, bądź też fizyczne lub chemiczne.

a. D y n a m i e z n e d z i a ł a - n i e w o d y

Szerokie zastosowanie znalazł sposób urabiania, przy którym woda, działając dynamicznie, rozmywa skałę. Sposób ten po raz pierwszy był zastosowany w Ameryce (w Kalifornii) przy eksploatacji złotonośnych złóż okruchowych, w czasie zaś obecnym stosuje się go zarówno do eksploatacji złóż okruchowych (złoto, cyna), jak i w robotach odkrywkowych przy usuwaniu nadkładu oraz w górnictwie węglowym - do urabiania i spłukiwania materiału podsadzkowego.

Istota tego sposobu polega na tym, że silny strumień wody pod ciśnieniem 10 - 20, a nawet i więcej atmosfer kieruje się na dolną część przodka (skarpy); skała zostaje rozmyta do tego stopnia, że górna część przodka usuwa się; urobek zaś zostaje uniesiony przez wodę za pomocą kanałów, żłobów lub rur do miejsca przeznaczenia.

b. F i z y c z n e d z i a ł a n i e w o d y

Działanie fizyczne wody znalazło zastosowanie przy wyłamywaniu wielkich monolitów (brył kamienia) na kolumny itp. Wykorzystuje się w tym wypadku fizyczną własność wody zwiększania objętości przy zamarzaniu, przy czym towarzyszy temu rozwój ogromnej siły. Robotę prowadzi się w sposób następujący: na granicy przeznaczonego do oderwania od calizny monolitu wierci się w pewnej odległości od siebie szereg otworów,

napełnia się je wodą, szczelnie zatyka się korkami drewnianymi i pozostawia się na działanie mrozu. Przy zamarzaniu wody skała pęka wzdłuż linii otworów. Sposób ten możliwy jest naturalnie - do zastosowania tylko w zimie w krajach, gdzie panują większe mrozy.

Oprócz tego sposobu wykorzystuje się również zdolność suchego drzewa do pochłaniania wilgoci i rozszerzania się przy tym. W tym celu do otworów wbija się dobrze dopasowane kliny z miękkiego i zupełnie suchego drzewa, a następnie nasycza się je wodą. Drzewo pęcznieje i powoduje pęknięcie skały. Sposób ten czasami stosowany jest w kamieniołomach zamiast roboty strzelniczej.

c. C h e m i c z n e d z i a ł a n i e w o d y

Przy eksploatacji złóż soli często stosowane jest urabianie, w którym wykorzystane jest rozpuszczające działanie wody. W ten sposób prowadzone jest zarówno pędzenie wyrobisk przy użyciu odpowiednich n a t r y s k ó w , jak i sama eksploatacja soli przez jej ługowanie, na skutek czego powstają dużych rozmiarów komory tzw. ł u g o w n i e . W niektórych wypadkach eksploatację soli prowadzi się nie za pomocą wyrobisk górniczych, lecz o t w o r ó w w i e r t n i c z y c h , wierconych z powierzchni ziemi. Do otworów tych przez jedną rurę wtłacza się wodę, przez drugą zaś wypływa solanka. Zarówno eksploatacja złóż soli, jak i pędzenie w nich wyrobisk przy użyciu wody, wchodzi w zakres solnictwa.

VIII. P R Z E W I E T R Z A N I E K O P A L N I =====

1. S K Ł A D N I K I P O W I E T R Z A K O P A L N I A N E G O

a. S k ł a d p o w i e t r z a a t m o s f e r y c z n e g o

Skład powietrza kopalnianego zależy od składu powietrza, doprowadzonego do kopalni oraz od zmian zachodzących w tym skła-

dzie w czasie ruchu powietrza na kopalni. Pod nazwą powietrza atmosferycznego rozumiemy mieszaninę :

tlenu		około 21%	objętościowo
azotu		" 78%	"
argonu i innych		" 1%	"
dwutlenka węgla		" 0,04%	"

Obok tych składników powietrza atmosferyczne zawiera jeszcze szereg domieszek, jak para wodna, pył ziemny i kosmiczny, które zawsze występują w powietrzu oraz inne, spotykane lokalnie w małych ilościach. Z domieszek tych jedynie tylko para wodna występować może w znacznych ilościach i wywierać poważny wpływ na przebieg przewietrzania.

b. T l e n

Tlen (O_2) jest nieco cięższy od powietrza (gęstość jego w stosunku do powietrza 1,1); w powietrzu atmosferycznym mamy go 21% o b j ę t o ś c i o w o lub 23% wagowo. Tlen łączy się z innymi pierwiastkami, przy czym zależnie od prędkości reakcji mamy następujące zjawiska :

1. u t l e n i a n i e - powolne łączenie się,
2. p a l e n i e - łączenie się z towarzyszeniem zjawiska światła,
3. w y b u c h - bardzo prędkie palenie się w połączeniu ze zjawiskiem huków.

Reakcje te są e g z o t e r m i c z n e , przy czym ilość wydzielanego ciepła zależy jedynie od rodzaju ciała, wchodzącego w reakcję z tlenem i rodzaju otrzymanych produktów, a nie zależy od prędkości przebiegu reakcji.

Potrzebna dla człowieka ilość tlenu w stanie spoczynku wynosi około 0,25 litr/min., w stanie zaś ruchu 1 - 4 litr/min.; średnio na dniówkę górnik zużywa 1 - 1,25 litr/min.

O b n i ż e n i e z a w a r t o ś c i O_2 w powietrzu do 17% w y w o ła j e w o r g a n i z m i e l u d z k i m cięższy oddech, bicie serca oraz zmniejszenie zdolności do pracy, a w wypadku, gdy zawartość ta wynosi poniżej 12 - 10%, przytomność i życie ludzkie są poważnie za-

grożone.

Jeżeli chodzi o zachowanie się płomienia lamp, to przy 19% ^{gł.} O_2 /światła lamp benzynowych maleje do jednej trzeciej; przy 17% gasną lampy benzynowe, a przy 12% - lampy acetylenowe.

A więc lampy górnicze, zwłaszcza benzynowe, gasną w warunkach, w których człowiek może jeszcze żyć i oddychać; gaśnięcie lampy jest ostrzeżeniem przed grożącym niebezpieczeństwem.

Przepisy górnicze wymagają, ażeby zawartość tlenu w powietrzu w miejscach pracy nie była niższa od 19%.

c. Azot

Azot (N_2) oraz towarzyszące mu argon, krypton, neon, ksenon itd. są gazami obojętnymi przy oddychaniu i paleniu. Zawartość ich w powietrzu atmosferycznym wynosi około 79% objętościowo lub 77% wagowo, natomiast w powietrzu kopalnianym zawartość objętościowa waha się od 77% do 81%.

d. Dwutlenek węgla

Powietrze atmosferyczne zawiera około 0,04% CO_2 . W powietrzu kopalnianym zawartość dwutlenku węgla (CO_2) wzrasta wskutek oddychania ludzi i zwierząt, palenia lamp, robót strzelniczych, działania silników spalinowych, rozkładu drzewa, utleniania węgla, wydzielania się CO_2 w postaci gotowej ze szczelin i por w skałach, jak również w czasie pożarów i wybuchów.

Każdy człowiek wydziela średnio około 50 litr/godzinę CO_2 , przy paleniu się lampy powstaje 10 litr/godz. Wydzielanie CO_2 ze skał w stanie gotowym następuje :

1. przez regularny i powolny wypływ z bardzo małych i niewidocznych dla oka por i szczelin,
2. przez obfity wypływ ze szczelin w postaci fontann gazowych,
3. przez nagłe wydzielenie ogromnych ilości gazu w ciągu krótkiego czasu ; towarzyszy temu w kopalniach węgla zwykle wyrzucenie bardzo dużych ilości (do kilku tysięcy ton) miazgu węglowego.

Wydzielanie dużych ilości CO_2 ma miejsce w kopalniach węgla na Dolnym Śląsku, w południowej Francji, w Saksonii i in. Ilość wydzielającego się w kopalni CO_2 oznacza się zwykle w m^3 na 1 tonę wydobywania. Ilość ta wynosi np. średnio na Dolnym Śląsku $26 \text{ m}^3/\text{t}$, w pld. Francji - 12, w Zagłębiu Ruhry (Westfalia) 9.

Zawartość CO_2 w powietrzu w ilości 1 - 2% nie jest szkodliwa ; przy zawartości 5 - 10% wywiera dwutlenek węgla działanie drażniące na błony śluzowe i delikatniejszą skórę, oddech staje się przyspieszony i ciężki, praca uciążliwa, są objawy duszności i osłabienia ; przy zawartości powyżej 10% może nastąpić utrata przytomności, a przy większej zawartości nawet i śmierć. Dwutlenek węgla nie jest więc gazem obojętnym (jak np. azot), lecz szkodliwym dla zdrowia.

Jeżeli chodzi o zachowanie się płomienia lamp, to przy 3% CO_2 płomień jest słaby i kopcący, a przy 5 - 6% gasną lampy benzynowe, lampy natomiast acetylenowe palą się nawet w bardzo zanieczyszczonym powietrzu.

Tak więc gaśnięcie lampy benzynowej, podobnie jak i w wypadku braku tlenu, jest ostrzeżeniem przed grożącym niebezpieczeństwem, dlatego też przy badaniu w kopalni miejsc źle przewietrzanych nie należy wchodzić z lampą elektryczną, lecz z benzynową lampą bezpieczeństwa.

CO_2 trudno miesza się z powietrzem, a ponieważ jest od niego cięższy (1,5 razy), zbiera się w najniższych częściach wyrobisk. W miejscu, gdzie powietrze jest w spoczynku, CO_2 oddziela się od niego i zajmuje dolną część wyrobiska, przy czym można ustalić płonącą lampą wyraźną powierzchnię rozgr-

niczenia, poniżej której lampa nagle gaśnie. Z CO_2 mamy bardzo często do czynienia w robotach w pobliżu starych zrobów, z których wydziela się ten gaz przez szczeliny i nieszczelności w tamach.

Przepisy wymagają, ażeby zawartość CO_2 w powietrzu w miejscach pracy nie przekraczała 1%.

e. T l e n e k w ę g l a

Tlenek węgla (CO) jest gazem bezbarwnym, bez woni i smaku. Zapach, jaki niektórzy przypisują tlenkowi węgla, pochodzi od produktów destylacji węgla, które w czasie pożarów towarzyszą tlenkowi węgla. CO jest gazem palnym, a wskutek tego tworzy z tlenem mieszaninę wybuchową.

CO jest gazem silnie trującym, gdyż czerwone ciążka krwi mają 250 razy większe powinowactwo do CO , aniżeli do O_2 . Stopień zatrucia organizmu jest zależny od ilości hemoglobiny związanej z CO . Bezpieczny czas przebywania może być obliczony za pomocą wzoru :

$$T = -\frac{3}{B} \text{--- godzin}$$

gdzie B - zawartość CO w setnych częściach %. Wzór ten jest ważny przy zawartości CO poniżej 0,5%.

P r z y k ł a d :

Człowiek może bezpiecznie przebywać w powietrzu, zawierającym 0,1% CO ($B = 10$) w przeciągu czasu:

$$T = -\frac{3}{10} = 0,3 \text{ godzin} = 18 \text{ minut}$$

Uważa się, że CO nie jest szkodliwy przy zawartościach poniżej 0,002%, a przy krótkotrwałym przebywaniu 0,02%.

CO tworzy się przy niecałkowitym spalaniu węgla, jak również gdy CO_2 styka się z rozżarzonym węglem, metalami, parą wodną przy wysokich temperaturach itp. Głównymi źródłami CO w kopalniach są pożary podziemne i wybuchy, poza tym

w mniejszej ilości tworzy się CO przy robotach strzelniczych i podczas działania silników spalinowych.

Dla stwierdzenia obecności i oznaczenia zawartości CO posługiwano się dawniej małymi zwierzątkami i ptakami (białe myszy, kanarki, wróble), które są bardziej czułe na działanie CO, aniżeli człowiek. W tym celu zawieszano klatki ze zwierzętami w miejscach, gdzie spodziewano się występowania gazu i obserwowano ich zachowanie się. W czasie obecnym używa się odczynników chemicznych, jak pięcio tlenku jodu (J_2O_5), który zmienia swą szarą barwę na zieloną, lub też chlorku palladu ($Pd Cl_2$), który pod działaniem CO zmienia swą barwę na brunatną aż do czarnej. Przyrządy, w których używa się tych odczynników, noszą nazwę detektorów tlenku węgla.

f. Inne gazy trujące

Oprócz tlenku węgla w atmosferze kopalnianej występują również i inne gazy trujące, jak siarkowodór, dwutlenek siarki, oraz tlenki azotu. Niektórzy uważają, że związki siarki są około 5 razy, a związki azotu około 10 razy bardziej trujące od CO.

Siarkowodór H_2S wydziela się przy gnicie drzewa, przy rozkładzie pirytu i gipsu, w stanie gotowym ze szczelin skał (zwłaszcza soli) oraz z wód podziemnych; może powstać poza tym przy strzelaniu prochami, zwłaszcza jeżeli są cokolwiek wilgotne, przy paleniu lontu i w czasie pożarów podziemnych. Należy być ostrożnym w takich miejscach kopalni, gdzie znajduje się woda i wyczuwany jest zapach H_2S (zapach zgniłych jaj), gdyż spadnięcie do niej stojaka lub kawałka skały może wywołać gwałtowne i niebezpieczne dla życia wydzielenie się tego gazu.

Dwutlenek siarki SO_2 w kopalniach występuje bardzo rzadko. Tworzy się podczas pożarów, zwłaszcza w kopalniach siarczków, oraz podczas robót strzelniczych w ska-

łach o dużej zawartości siarczków.

T l e n k i a z o t u NO, NO₂ tworzą się zwykle przy strzelaniu materiałami wybuchowymi, zawierającymi nitroglicerynę. Nadzwyczaj silnie podrażniają błony śluzowe oczu, nosa, ust oraz płuca; przy nieostrożnym głębokim wdechu może nastąpić bardzo niebezpieczne oparzenie płuc. Dlatego też przy wejściu do wyrobiska po strzałach należy oddychać bardzo ostrożnie, unikając gwałtownych ruchów.

g. G a z k o p a l n i a n y

Głównym składnikiem gazu kopalnianego jest m e t a n CH₄. Jest on bezbarwny, bez zapachu i smaku; w stosunku do organizmu człowieka jest on podobnie jak N₂ gazem obojętnym; po zapaleniu spala się błękitnym płomieniem.

Gaz kopalniany wydziela się głównie w kopalniach węgla, ale występuje również i w kopalniach soli, a nawet w kopalniach rudy. Wydzielanie się gazu, podobnie jak i CO₂ może być regularne, w postaci fontann gazowych oraz nagłe.

Przez r e g u l a r n y w y p ł y w g a z u odbywa się odgazowanie pokładu węgla. Największa ilość gazu wydziela się zwykle w robotach przygotowawczych; w robotach odbudowy jest ona przeciętnie 4 - 5 razy mniejsza. Ciśnienie gazu w skale może być zmierzone przez umieszczenie w wywierconym otworze uszczelnionej rurki, połączonej z manometrem; w niektórych wypadkach jest ono bardzo duże i przekracza nawet 40 at.

F o n t a n n y gazowe stanowią wypływ dużych ilości gazu i przez dłuższy czas ze szczelin i próżni w skałach. Wydajność fontann gazowych jest rozmaita i dochodzi do dziesiątków tysięcy m³ na dobę.

N a g ł e w y d z i e l a n i a g a z u w ogromnych nieraz ilościach (dziesiątki i setki tysięcy m³) pociągają za sobą zwykle wyrzucenie miału węglowego od kilku do kilkunastu tysięcy ton. Są zjawiskami nadzwyczaj groźnymi ze względu na ich niespodziewany i żywiołowy charakter. Zjawiska te mają miejsce w pld. Belgii, pld. Francji, na Węgrzech, w nie-

których kopalniach Zagłębia Ruhry (Niemcy), w Anglii i in.

Obfitym źródłem CH_4 mogą być stare niepodsadzone zroby. Podczas zniżki barometrycznej gazy te dostają się do powietrza kopalnianego przez szczeliny w skałach i nieszczelności tam.

Gaz kopalniany dość trudno miesza się z powietrzem, a jako lżejszy (prawie 2 razy) z b i e r a s i ę z a w - s z e w g ó r n y c h c z ę ś c i a c h w y r o - b i s k . Z tego wynika, że w kopalniach gazowych niebezpieczne są wyrwy i dzwony w piętrze wyrobisk, jak również pędzenie pochylni i szybików z dołu do góry.

Ilości wydzielającego się gazu kopalnianego są w niektórych zagłębiach bardzo wysokie. Tak np. w Zagłębiu Ostrawsko-Karwińskim średnia ilość wydzielającego się CH_4 wynosi 29 m^3 na 1 tonę wydobycia, w Zagłębiu Saary - 19, Ruhry - 7; na Górnym Śląsku, a zwłaszcza w rejonie dąbrowskim lub krakowskim, na wyższych poziomach nie ma często nawet śladów CH_4 , natomiast występuje on na poziomach niższych.

Gaz kopalniany jest palny i z powietrzem tworzy mieszaninę wybuchową. Przy zawartości w powietrzu około 9% wybuch jest najsilniejszy; przy zawartości wyższej ilość tlenu w powietrzu jest niewystarczająca dla spalenia całości CH_4 . D o l - n a g r a n i c a zawartości gazu, przy której możliwy jest wybuch, wynosi 5 - 6%, g ó r n a - 14 - 16%. Temperatura zapłoniczenia około 700° .

W powietrzu o zawartości CH_4 mniejszej od tej dolnej granicy spala się on tylko w bezpośrednim sąsiedztwie z płomieniem. Palenie to zaznacza się w lampach wydłużeniem płomienia i charakterystyczną n i e b i e s k ą a u r e o - l ą dookoła płomienia lampy.^{x)} Według wielkości aureoli sądzić można o procentowej zawartości gazu w powietrzu.

Dla uniknięcia gromadzenia się niebezpiecznych ilości metanu i umożliwienia łatwego jego odpływu należy nie dopuścić do powstania wyrw i dzwonów w stropie wyrobisk ; wyrobiska zać pochyłe, szyby i szybiki pędzić z góry na dół.

^{x)} Aureola ta, staje się widoczna tylko przy małym płomieniu lampy.

Obecność w wyrobisku 1,5% gazu należy uważać już jako zagrażającą bezpieczeństwu i dla jego usunięcia należy zwiększyć intensywność przewietrzania. Przy zawartości 2 - 2,5% należy pracę w przodku przerwać i usunąć z niego wszystkich ludzi za wyjątkiem zatrudnionych przy poprawianiu stanu przewietrzania. W przodkach, w których obecność gazu da się stwierdzić za pomocą lampy bezpieczeństwa, lub też w których stwierdzona zostanie większa od dopuszczalnej zawartość gazu kopalnianego, nie wolno prowadzić robót strzelniczych, i to nawet przy użyciu powietrznych materiałów wybuchowych. Zawartość gazu w powietrzu wychodzącym nie powinna przekraczać 1%.

Kopalnie, w których da się stwierdzić obecność gazu kopalnianego zalicza się do rzędu kopalń gazowych. Zależnie od ilości wydzielającego się gazu lub jego zawartości w prądzie wychodzącym, kopalnie gazowe zalicza się do różnej kategorii i klasy. Najczęściej kopalnie dzieli się na trzy kategorie, przy czym kopalnie III kategorii obowiązują najostrzejsze przepisy.

W kopalniach gazowych dozwolone są tylko powietrzne materiały wybuchowe; wszystkie urządzenia elektryczne winny być należycie zabezpieczone; do oświetlenia mogą być użyte tylko lampy bezpieczeństwa lub elektryczne.

h. Oznaczenie zawartości gazu kopalnianego

Oznaczenie zawartości gazu w powietrzu przeprowadza się za pomocą analizy chemicznej wykonywanej w laboratorium, względnie pomiary przeprowadza się na miejscu w wyrobisku za pomocą lamp bezpieczeństwa, lamp wskaźnikowych lub też specjalnych przyrządów wskaźnikowych (indykatorów, detektorów).

1. Przyrządy wskaźnikowe, liczbą konstrukcyj których przekracza już 100, nie znalazły dotychczas (poza lampami wskaźnikowymi) większego zastosowania.

2. Oznaczenie za pomocą ben-
zynowych lamp bezpieczeństwa
jest najczęściej stosowane, przy czym oznaczenie to może być
przeprowadzone bądź to przy pełnym płomieniu lampy, bądź też
przy zmniejszeniu jego do minimum.

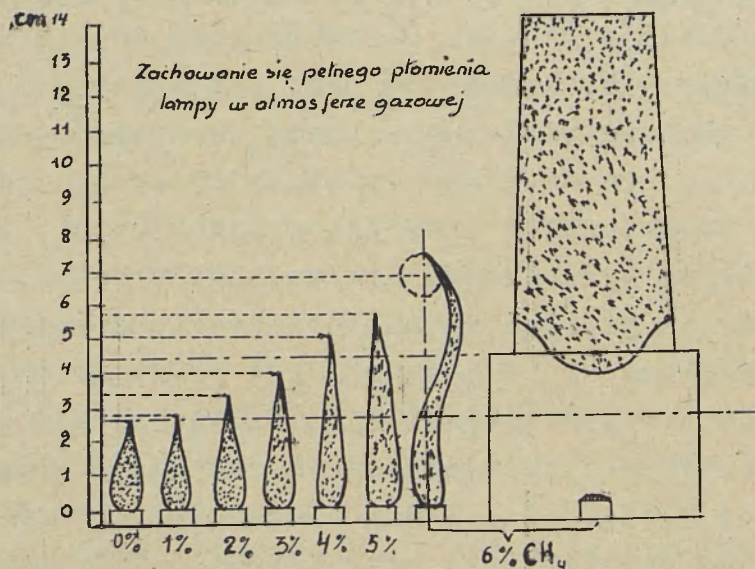


Fig. 267

Jeżeli lampa bezpieczeństwa, paląca się pełnym
płomieniem (o wysokości 25 - 27 mm) zostanie wpro-
wadzona do atmosfery gazowej, to przy zawartości (fig. 267) :

- 1 - 2% CH₄ - płomień wydłuża się o kilka mm;
- 3 - 4% " - płomień wydłuża się o 15 - 25 mm, przy czym ma-
leje siła światła lampy;
- 4 - 5% " - wydłuża się około 30 mm i staje się kopcącym;
- 5 - 6% " - wydłuża się ponad szkło ochronne, skręca się i
jest w dużym stopniu kopcący i niestabilny, wresz-
cie gaśnie, przy czym zdarza się czasami, że gaz
w dalszym ciągu pali się wewnątrz siatki jasnym
błękitnym płomieniem.

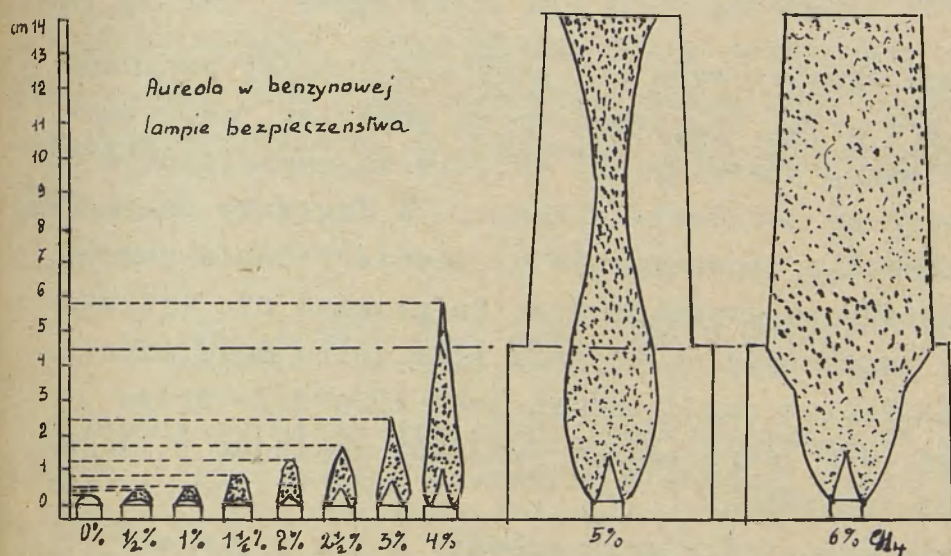


Fig. 268

Przy zmniejszeniu płomienia do 2-3 mm przekształca się on w wąski pasek błękitnego koloru z małą żółtawą plamką w środku. Jeżeli powietrze zawiera gaz kopalniany, wówczas spala się on w bezpośrednim sąsiedztwie płomieniem, tworząc dookoła niego błękitną aureolę (płomień gazu) (fig. 268):

przy	0,75 - 1%	CH ₄	- pierwsze ślady ciemno-błękitnej aureoli w postaci niedużego rozszerzenia płomienia lampy ;
przy	1,5%	"	- tworzy się błękitny stożek wysokości 7 mm ze ściętym wierzchołkiem;
przy	2%	"	- prawie sformowany stożek wysokości 12 mm;
przy	2,5%	"	- pełny stożek wysokości 15 - 17 mm;
przy	3%	"	- pełny stożek wysokości około 25 mm (normalna wysokość płomienia lampy) ;
przy	4%	"	- wysokość stożka sięga ponad szkło;
przy	5%	"	- stożek sięga do pokrywy siatki, płomień lampy gaśnie, a wewnątrz siatki wypełnia się płomieniem palącego się gazu.

Tak więc przy zawartości 4,5 - 5% gazu aureola sięga pokrywy siatki, a więc może ją rozżarzyć i wywołać zapalenie gazu na zewnątrz

lampy (tak zwane przeskoczenie lub wyrzucenie płomienia);
l a m p a p r z e s t a j e b y ć b e z p i e c z -
n a .

W kopalniach są stosowane oba powyższe sposoby oznaczania zawartości gazu. Tak np. przed wojną przepisy, obowiązujące na Górnym Śląsku, przewidywały badanie ze zmniejszonym płomieniem, a więc na podstawie aureoli. W Zagłębiu Dąbrowskim oraz okręgu krakowskim obowiązywało uprzednie badanie pełnym płomieniem i dopiero po stwierdzeniu, że płomień nie wydłuża się, można było przystąpić do badania płomieniem ~~zmniejszonym~~.

Badanie płomieniem zmniejszonym jest wprawdzie nieco mniej bezpieczne, ale jednocześnie bardziej dokładne i dlatego chętniej jest stosowane.

Przy badaniu zawartości gazu należy t r z y m a ć
dobrze oczyszczoną lampę za zbiornik w położeniu pionowym i powoli zbliżać ją do piętra wyrobiska. Jeżeli na pewnej wysokości stwierdzi się zawartość około 3% gazu, należy lampę powoli i ostrożnie zniżyć, nigdy zaś nie opuszczać jej nagle ze względu na możliwość wyrzucenia płomienia na zewnątrz. Jeżeli przestrzeń wewnątrz siatki wypełnia się płomieniem gazu, n i e
m o ż n a w ż a d n y m w y p a d k u n a g l e w y c o f a ć
l a m p y , a n i t e ż g a s i ć p ł o m i e n i a
p r z e z d m u c h a n i e , l e c z p o w o l i z n i ż y ć j ą i p r z e -
nieść do miejsca, gdzie nie ma gazu. Gaszenie lampy dozwolone jest tylko przez skręcenie knota lub też przez zamknięcie dopływu do niej powietrza.

Jeżeli lampa zgaśnie w czasie pomiaru gazu, nie należy nigdy zapalać jej w miejscu, gdzie możliwy jest gaz.

3. L a m p y w s k a ż n i k o w e F i e l e r ' a , C h e s -
neau (sztytaj Szeno) i in. służą dla dokładniejszego oznaczenia
m a ł y c h z a w a r t o ś c i g a z u o d 0,25 d o
2,5%. W lampach tych zamiast benzyny pali się alkohol, wskutek
czego płomień jest mniej jaskrawy; poza tym płomień ten jest
osłonięty metalowym stożkiem lub cylinderkiem. Umożliwia to
badanie zawartości gazu nawet przy pełnym płomieniu alkoholu,
wskutek czego zjawisko aureoli występuje bardzo wyraźnie, a wy-
sokość jej jest znacznie większa, aniżeli przy użyciu lamp bez-

pieczeństwa. Przy zawartości 2,5 - 3% CH_4 aureola sięga już pokrywy siatki i lampa staje się niebezpieczna, dlatego też lamp wskaźnikowych wolno używać tylko wtedy, gdy chodzi o małe zawartości gazu i gdy uprzednie badanie za pomocą lampy pieczeństwa wykaże, że zawartość CH_4 , nie przekracza 1,5 - 2,5%.

2. BRANIE PRÓB POWIETRZA W KOPALNI

=====

Przepisy górnicze wymagają przeprowadzania co pewien czas (1 - 4 miesięcy) analiz powietrza z każdego wychodzącego prądu.

Najprostszym sposobem brania prób powietrza z kopalni dla analizy chemicznej jest wypełnienie butelki wodą, opróżnienie jej w odpowiednim miejscu i zakorkowanie.

Zwykle bierze się próby do specjalnych p i p e t (fig. 269) o pojemności od paruset cm^3 do 1 litra, zakończonych z obu stron rurkami o średnicy 1 mm, zamykanymi za pomocą doszlifowanych i posmarowanych kurków lub też rurek gumowych z zaciskami. Pipety wypełnia się wodą destylowaną i przenosi się do wyrobisk w odpowiednich skrzynkach. W miejscu brania próby otwiera się na początku górny, a następnie dolny kurek; woda powoli wycieka, a na jej miejsce wchodzi powietrze.

Jeżeli chodzi o wzięcie średniej próby w prądzie powietrza, wówczas podczas wyciekania wody oprowadza się powoli pipetę po całym przekroju wyrobiska.

Ponieważ CO_2 rozpuszcza się w wodzie, przeto - jeżeli chodzi o próbę dokładną - zaleca się pipety s u c h e, z których powietrze jest usuwane w miejscu brania próby za pomocą pompki gumowej. Tego

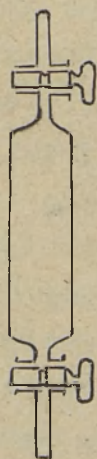


Fig. 269

rodzaju pipety zakończone są rurkami o większej średnicy.

Poza tym stosowane są p i p e t y p r ó ż n i o w e , z których uprzednio zostało wypompowane powietrze.

Analizę chemiczną wykonuje się zwykle w laboratorium, czasami jednak na miejscu na dole kopalni.

3. PYŁ WĘGLOWY

Najwięcej pyłu w kopalniach tworzy się przy wierceniu otworów, wykonywaniu wrębu i odbijaniu węgla, podczas strzałów, ładowania i transportu. Zawartość pyłu zawieszonego w powietrzu dochodzi czasami (w pobliżu wrębówek i rynien) do 5 - 7 gramów na metr sześcienny powietrza. Pyły ciał palnych, a więc i pył węglowy, tworzyć mogą z powietrzem m i e - s z a n i n y w y b u c h o w e . Własności łatwego zapłoniczenia i tworzenia mieszanin wybuchowych posiadają również pyły niektórych ciał niepalnych, jak np. rudy siarczkowe oraz metale, co tłumaczy się ogromną powierzchnią zetknięcia z tlenem, a wskutek tego i łatwym ich utlenianiem. Najbardziej niebezpieczny pod względem możliwości wybuchów w kopalniach jest pył węglowy.

Pył węgla chudych i antracytów o zawartości części lotnych poniżej 10% praktycznie nie jest niebezpieczny pod względem wybuchów; największą wybuchowością odznaczają się pyły węgla powyżej 30% części lotnych.

D o l n a g r a n i c a zawartości pyłu węglowego w powietrzu, przy której możliwy jest wybuch, wynosi w warunkach kopalnianych 100 - 120 g na m³; n a j s i l n i e j s z y w y b u c h następuje przy zawartości około 400 - 500 g/m³. Ponieważ, jak widzieliśmy, największa zawartość zawieszonego w powietrzu pyłu nie przekracza 5 - 7 g/m³, przeto wybuch pyłu jest możliwy tylko wtedy, gdy osadzony w wyrobisku (na spodzie, ścianach i obudowie) pył zostanie uniesiony w powietrze. Może to nastąpić np. w chwili strzału, przy lokalnym wybuchu gazu kopalnianego itp. Tak więc niebezpieczeństwo wybuchu pyłu

węglowego zależy nie tyle od zawartości jego w powietrzu, ile głównie od ilości znajdujących się w wyrobisku.

Nie każdy pył węglowy jednakowo podatny jest do zapalenia: nawet w tej samej kopalni, ale w różnych pokładach, możemy mieć więcej lub mniej niebezpieczny pył węglowy. Ażeby stwierdzić stopień niebezpieczeństwa kopalni pod względem pyłu węglowego oznacza się zawartość jego w wyrobisku, a następnie przeprowadza się badania pyłu w kopalniach lub stacjach doświadczalnych przez sztuczne wywoływanie w nich wybuchu pyłu z badanego pokładu. Taką stacją doświadczalną Instytutu Naukowo-Badawczego P.W. jest kopalnia "Barbara" w Mikołowie.

O z n a c z e n i e i l o ś c i p y ł u osadzonego w wyrobisku przeprowadza się w ten sposób, że zbiera się go na pewnej długości wyrobiska ze spodu, piętra, ścian i obudowy, przesiewa się przez sito o otworach 1 mm (ziarna powyżej 1 mm nie biorą udziału w wybuchu), waży się i przelicza się na 1 m³ wyrobiska.

Główna różnica między niebezpieczeństwem, pochodzącym od gazu kopalnianego i pyłu węglowego, polega na tym, że przy dobrej wentylacji gaz kopalniany zbierać się może tylko w niektórych miejscach kopalni, gdy tymczasem pył węglowy może znajdować się w całej kopalni.

Pod względem stopnia niebezpieczeństwa wybuchu pyłu węglowego kopalnie przed wojną zostały podzielone na trzy klasy:

- a. do k l a s y I zalicza się wyrobiska nie zagrożone wybuchem pyłu węglowego, tzn. że pył w tych wyrobiskach jest bezpieczny;
- b. dla k l a s y II zalicza się wyrobiska, zagrożone wybuchem lokalnym, tzn. że posiadają one pył względnie bezpieczny,
- c. do klasy III zalicza się wyrobiska, w których możliwość wybuchu jest zupełnie wyraźna, a więc pył tych wyrobisk jest niebezpieczny.

W celu zarówno zapobieżenia wybuchom pyłu węglowego, jak i dla zlokalizowania jego w wypadku, gdyby pomimo zastosowanych środków zapobiegawczych wybuch taki nastąpił, stosowana jest

w o d a i p y ł k a m i e n n y . Oprócz tego nieodzownym warunkiem bezpieczeństwa jest możliwie najoszczędniejsze i ostrożne używanie węglowych (powietrznych) materiałów wybuchowych przy równocześnie starannie wykonanej przybitce.

a. Z r a s z a n i e . Pył dostatecznie mokry nie wybucha; wybuchy zwykle ustają już przy zawartości 8 - 10% wody; a wskutek tego przez odpowiednie zlanie wodą pyłu węglowego możemy unikać niebezpieczeństwa wybuchu. Zraszanie należy przeprowadzać możliwie dokładnie, tzn. piętro, ściany i spód wyrobiska powinny być dostatecznie zlane wodą. Doraźną kontrolę dostatecznej wilgotności pyłu przeprowadza się w ten sposób, że zgniata się go w ręce i jeżeli przy tym pył wykazuje pewną plastyczność i zachowuje kształt nadany mu ściśnięciem ręki, na której prócz tego pozostają ślady wilgoci, to pył taki można uważać za dostatecznie zroszony.

W wypadkach wyrobisk, zaliczony do klasy II, należy przed strzałami zraszać piętro, spód i ścianę przodka, a oprócz tego utrzymywać strefę wilgotną w chodniku na długości 50 m od przodka. W wyrobiskach III klasy długość strefy wilgotnej powinna być nie mniejsza od 100 m. W kopalniach gazowych wszystkie wyrobiska, gdzie może tworzyć się lub osiadać pył węglowy winny być zraszane.

b. U ż y c i e p y ł u k a m i e n n e g o . Podobnie jak woda działa również i pył kamienny, jeżeli zostanie on zmieszany z pyłem węglowym lub będzie pokrywał ten ostatni dostatecznie grubą warstwą. Ażebym wybuch nie nastąpił, zawartość pyłu kamiennego w mieszaninie powinna wynosić przynajmniej 50 - 60%, a nawet 90%.

Pył kamienny winien odpowiadać przepisom tak pod względem stopnia jego rozdrobienia, jak i nieszkodliwości dla zdrowia ludzkiego. Całość pyłu winna być przesiana przez sito 1 mm, a poza tym przynajmniej 50% jego powinno przechodzić przez sito nr 80 (czyli mesh 200), tzn. w 1 cm winno się mieścić 80 otworów sita łącznie z drucikami (6400 otworków na powierzchni 1 cm²).

Do wytwarzania pyłu używa się iłożupku, wapienia lub gliny, pył ze skał, zawierających krzemionkę (np. piaskowce), jest

bardzo szkodliwy dla zdrowia.

Pyłu kamiennego używa się:

1. dla wytworzenia stref zapyłonych,
2. dla całkowitego zapylenia wyrobisk wąskich
3. na tzw. "zapory" pyłowe i
4. na tzw. "zewnętrzną przybitkę pyłową" - kieszeń pyłową.

1. S t r e f y z a p y ł o n e zaczynają się 4 m od przodka i wynoszą 50 m chodnika dla klasy II i 100 m - dla klasy III.

2. C a ł k o w i t e z a p y ł e n i e wszystkich wąskich wyrobisk (chodników, pochylni, przecznic itd.) obowiązuje w kopalniach gazowych, posiadających niebezpieczny pył węglowy.

3. Z a p o r y z p y ł u k a m i e n n e g o służą do izolowania przodków, w których łatwo może być zapoczątkowany wybuch, od reszty kopalni. Zapory pyłowe stanowią półki (fig.270) lub łatwo wywrotne skrzynki drewniane, przytwierdzone do obudowy w kierunku poprzecznym do chodnika (rzadziej przy jego ścianach), z nasypanym pyłem kamiennym. Ilość pyłu kamiennego powinna wynosić do 400 kg na 1 m² przekroju chodnika.

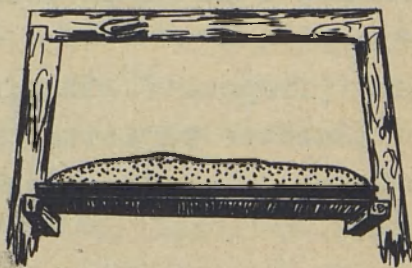


Fig. 270

Zapory umieszcza się na wszystkich drogach, prowadzących do oddziału, który ma być izolowany od reszty kopalni. Zapory takie nie powinny jednak być budowane zbyt blisko od miejsca ewentualnego zapoczątkowania wybuchu (przodka), gdyż dla uniesienia pyłu lub obalenia zapór potrzebna jest dość duża siła podmuchu. Dlatego też odległość zapór od przodka nie powinna być w żadnym wypadku mniejsza od 40 m, i nie większa jak 300 m.

Działanie zapory rozpoczyna się już w chwili przejścia fali powietrza, poprzedzającej płomień wybuchu; uniesiony w po-

wietrze pył kamienny gasi następnie płomień.

Zamiast zapór z pyłu kamiennego przepisy pozwalają zakładać podwójnej długości strefy zapylone przy przodkach lub też strefy przynajmniej 150-metrowej długości w dalszych od nich odległościach.

4. Z e w n ę t r z n ą p r z y b i t k ą p y ł o - w ą nazywamy pył kamienny, umieszczony przed otworem strzałowym. Stwierdzone zostało, że 5 kg. pyłu kamiennego, umieszczonego na półce przed otworem, zawsze było dostateczne dla ugaszenia płomienia strzału. Zamiast półki przywiązuje się również do kołka, wetkniętego do otworu strzelniczego, lejek z papieru nietlejącego - tzw. kieszeń pyłowa - do którego daje się 1,5 kg pyłu kamiennego (K r u s k o p f).

4. C I Ś N I E N I E P O W I E T R Z A =====

C i ś n i e n i e (prężność) gazów wyraża się w kg/m^2 , kg/cm^2 , w atmosferach, w mm słupa wody lub rtęci, oraz w metrach słupa powietrza.

Stara (fizyczna) atmosfera (oznaczenie - Atm) wyraża normalne ciśnienie powietrza na poziomie morza; nowa (metryczna, techniczna) atmosfera (oznaczenie - at) odpowiada ciśnieniu 1 kg/cm^2 .

Współzależność między wymienionymi jednostkami ciśnienia jest następująca :

$$\begin{aligned}
 1 \text{ Atm} &= 10330 \text{ kg/m}^2 = 1,033 \text{ kg/cm}^2 = 1,033 \text{ at} = 10330 \text{ mm H}_2\text{O} \\
 (\text{przy } + 4^\circ) &= 760 \text{ mm Hg} (\text{przy } 0^\circ) = \frac{10330}{\gamma} \text{ m s\kupa powietrza;} \\
 1 \text{ at} &= 10000 \text{ kg/m}^2 = 1 \text{ kg/cm}^2 = 0,968 \text{ Atm} = 10000 \text{ mm H}_2\text{O} = \\
 &= 735,5 \text{ mm Hg} = \frac{10000}{\gamma} \text{ m s\kupa pow.}; \\
 1 \text{ mm H}_2\text{O} &= 1 \text{ kg/m}^2 = 0,0001 \text{ kg/cm}^2 = 0,0000968 \text{ Atm} = 0,0001 \text{ at} = \\
 &= 0,07355 \text{ mm Hg} = \frac{1}{\gamma} \text{ m s\kupa pow.}; \\
 1 \text{ mm Hg} &= 13,596 \text{ kg/m}^2 = 0,0013596 \text{ kg/cm}^2 = 0,001316 \text{ Atm} = \\
 &= 0,0013596 \text{ at} = 13,596 \text{ mm H}_2\text{O} = \frac{13,596}{\gamma} \text{ m s\kupa pow.}; \\
 1 \text{ m s\kupa pow.} &= \gamma \text{ kg/m}^2 = 0,0001 \cdot \gamma \text{ kg/cm}^2 = 0,0000968 \cdot \gamma \text{ Atm} = \\
 &= 0,0001 \cdot \gamma \text{ at} = \gamma \text{ mm H}_2\text{O} = 0,07355 \cdot \gamma \text{ mm Hg}; \\
 \text{gdzie } \gamma &= \text{ciężar właściwy powietrza w kg/m}^3.
 \end{aligned}$$

Ciśnienie powietrza mierzy się za pomocą barometru (aneroïdu lub też barometru rtęciowego). Niektóre przepisy nakładają na kopalnie obowiązek posiadania barografów, czyli barometrów samopiszących a to dla możliwości stwierdzenia każdej chwili przebiegających zmian ciśnienia powietrza, gdyż w czasie nagłego spadku ciśnienia możemy się spodziewać wzmożonego wydzielania się gazów z otamowanych starych zrobów, w czasie natomiast gwałtownie przebiegającej zwyżki ciśnienia jest możliwość wznawiania się pożarów w otamowanych polach zaognionych oraz ewentualnego pojawienia się ich przed tamami ogniowymi.

Jest zupełnie zrozumiałe, że ciśnienie barometryczne jest zależne od wysokości punktu, w którym przeprowadzony jest pomiar, a więc np. na dole kopalni jest ono większe, aniżeli na powierzchni. Na tej też zasadzie oparty jest sposób barometrycznej niwelacji.

5. TEMPERATURA POWIETRZA

=====

Wysokość temperatury powietrza zależy od szeregu czynników, jak wyższe ciśnienie barometryczne na dole kopalni, tempe-

ratura skał, temperatura powietrza na powierzchni, intensywność przewietrzania oraz inne czynniki.

a. W p ł y w w i ę k s z e g o c i ś n i e -
n i a b a r o m e t r y c z n e g o n a d o l e
k o p a l n i

Wiemy, że przy sprężaniu powietrza podnosi się jego temperatura, przy rozprężaniu natomiast - obniża się. Dlatego też powietrze, przechodząc z niższego ciśnienia barometrycznego, panującego na powierzchni, do wyższego - na dole, będzie posiadało temperaturę wyższą. Temperatura ta wzrasta o 1° na każde 100 m głębokości. Jest to tzw. g r a d i e n t t e m p e -
r a t u r y .

b. W p ł y w t e m p e r a t u r y
s k a ł

Wahania temperatury na powierzchni ziemi odczuwane są w skałach tylko na stosunkowo niedużej głębokości, nie przekraczającej 25 - 30 m, gdzie panuje już stała temperatura przez cały rok równa średniej temperaturze rocznej w danej miejscowości (w Krakowie temperatura ta wynosi około $8,5^{\circ}$).

Od tego poziomu temperatura skał wzrasta wraz z głębokością, przy czym liczba metrów głębokości odpowiadająca wzrostowi temperatury o 1° , nosi nazwę s t o p n i a (gradientu) g e o t e r m i c z n e g o . Wielkość stopnia geotermicznego zależy od wielu okoliczności i wynosi średnio :

dla rejonów węglowych 30 - 35 m;

dla rejonów rudnych 40 - 45 m.

W niektórych miejscowościach stopień geotermiczny jest znacznie wyższy (t.np. w kopalniach złota w południowej Afryce wynosi on 139 m), co umożliwia prowadzenie robót górniczych nawet na bardzo dużych głębokościach.

P r z y k ł a d :

Średnia temperatura roczna $8,5^{\circ}$, stopień geotermiczny 33 m. Jaka jest temperatura skał na głębokości 1.000 m ?

Na głębokości 30 metrów mamy średnią roczną temperaturę, a więc $8,5^{\circ}$; zaczynając od tego poziomu temperatura wzrasta o 1° co 33 m, a więc na głębokości 1000 m mamy temperaturę:

$$8,5 + \frac{1000 - 30}{33} = 38^{\circ}$$

Wchodzące do kopalni powietrze - zależnie od jego temperatury - ochładza się lub ogrzewa przy zetknięciu ze skałami, przy czym przy dużej głębokości szybu temperatura powietrza w podszybiu jest prawie że niezależna od temperatury powietrza wchodzącego i jest nieco niższa od pierwotnej temperatury skał. W dalszym ciągu, w chodnikach poziomych, temperatura powietrza stopniowo zbliża się do temperatury skał. W szybie wydechowym natomiast temperatura powietrza wprawdzie obniża się, to jednak jest ona tu na ogół wyższa od temperatury skał.

c. W p ł y w t e m p e r a t u r y p o -
w i e t r z a w c h o d z ą c e g o i
i n t e n s y w n o ś c i p r z e w i e -
t r z a n i a

Jak z powyższego wynika, tylko w kopalniach płytkich (50 - 100 m) i przy małej długości wyrobisk temperatura powietrza kopalnianego zależy od temperatury powietrza wchodzącego.

Przy odległości od wlotu szybu lub sztolni 1.200 - 1.500 metrów wahania temperatury powietrza na powierzchni nie odbijają się praktycznie na temperaturze powietrza w kopalni. Panująca tu temperatura powietrza jest zwykle o 2° - 3° niższa od temperatury skał.

Im większa ilość powietrza płynie przez kopalnię, a więc im większą prędkość posiada ono w wyrobiskach, tym niższa jest temperatura powietrza na dole.

d. W p ł y w i n n y c h c z y n n i k ó w

Spośród innych przyczyn podwyższenia temperatury powietrza w kopalni najpoważniejszą rolę odgrywają e g z o t e r m i c z n e r e a k c j e utleniania węgla, gnicia drzewa i rozkładu niektórych skał (np. pirytów). Poważną rolę odgrywać również mogą d o p ł y w y w o d y . Znaczenie lokalne (w miejscach pracy) może posiadać obecność ludzi i zwierząt oraz praca maszyn, obecność przewodów parowych i elektrycznych, t r a n s f o r m a t o r ó w itp. Natomiast w znacznie mniejszym stopniu wpływa osiadanie skał, roboty strzelnicze i oświetlenie, zwłaszcza elektryczne.

e. W a l k a z w y s o k ą t e m p e - r a t u r ą

Na skutek powyższych czynników powietrze osiąga swą najwyższą temperaturę zwykle w najdalszych przodkach odbudowy ; w szybie wentylacyjnym temperatura jest już nieco niższa od maksymalnej, ale jednocześnie najbardziej stała w ciągu całego roku.

Radikalnych środków do walki z wysoką temperaturą w kopalniach dotychczas nie posiadamy, co uniemożliwia nam prowadzenie robót na bardzo dużej głębokości. P r a k t y c z n a g r a n i c a , przy której możliwa jest jeszcze r e n t o w n a e k s p l o a t a c j a węgla, wynosi około 1000 - 1200 m głębokości; rudy w niektórych wypadkach (wysoki stopień geotermiczny) eksploatuje się nawet na głębokości powyżej 2000 metrów.

Najbardziej praktycznym środkiem do poprawiania warunków pracy w kopalniach gorących jest i n t e n s y w n e p r z e w i e t r z a n i e przodków i unikanie przewietrzania ich przez dyfuzję. Zwykle otrzymuje się dobre warunki pracy przy prędkości powietrza w przodkach 1,5 - 2 m/sek.

Do innych sposobów obniżania temperatury powietrza w kopalniach głębokich (powyżej 700 m) należy zaliczyć : oziębianie powietrza za pomocą specjalnych urządzeń chłodniczych (sposób

kosztowny), wyłożenie ścian dróg powietrznych materiałem izolacyjnym (trociny, popiół), skrócenie drogi powietrznej od szybu do gorącego miejsca kopalni, sprężone powietrze (przy rozprężaniu obniża się temperatura ; sposób kosztowny), rozpylanie wody w miejscu pracy.

W niektórych kopalniach w czasie silnych mrozów stosowane jest ogrzewanie powietrza, wchodzącego do szybu wdechowego, jeżeli jest on, wydobywczym, a to dla uniknięcia pokrywania się lodem kierowników, belek i drabin oraz dla polepszenia warunków pracy na podszybiu. W tym celu powietrze przepuszcza się przez kaloryfery lub też wpuszcza się do szybu gorącą parę.

6. Wilgotność powietrza

Powietrze zawiera zawsze w swym składzie parę wodną. Ilość w gramach pary wodnej, przypadająca na 1 m^3 powietrza nosi nazwę wilgotności bezwzględnej (f).

Największa ilość pary wodnej, jaka może się znajdować w powietrzu, odpowiada wypadkowi, kiedy powietrze jest nasycone parą. Wilgotność bezwzględna pary nasyconej $F\text{ g/m}^3$ zależy tylko od temperatury (t°) a mianowicie, im wyższa jest temperatura powietrza, tym większa ilość pary wodnej, może być w nim zawarta, jak to ilustruje następująca tabelka

t°	= -20	- 10	0	+ 10	+ 20	+ 30	+ 40
F	=1,1	2,3	4,9	9,4	17,2	30,1	50,8 g/m^3

Stosunek procentowy ciężaru pary wodnej, znajdującej się w powietrzu, do ciężaru pary, która w danej temperaturze nasyca powietrze, nazywamy wilgotnością względną (n) :

$$n = 100 \cdot \frac{f}{F}$$

Zależnie od stopnia wilgotności powietrza wyróżniamy:

powietrze bardzo suche	przy n	=	poniżej 40%
" suche	" n	=	40 - 60%
" normalne	" n	=	60 - 80%
" wilgotne	" n	=	80 - 100%

Przy wilgotności względnej $n = 100\%$ powietrze jest całkowicie nasycone parą wodną.

Jeżeli chodzi o powietrze atmosferyczne, to wilgotność jego zależy głównie od warunków klimatycznych danej miejscowości. Wilgotność bezwzględna (f) jest zwykle większa w lecie, aniżeli w zimie; wilgotność względna (n) - odwrotnie.

Wilgotność względna powietrza w szybie wdechowym i na podziębii zależna jest od ilości wody w szybie i w wypadku szybów mokrych dochodzi do $n = 90 - 95\%$. W chodnikach i szybach wentylacyjnych prawie zawsze $n = 90 - 100\%$. W kopalniach głębokich (800 - 1000 m), w związku ze zmniejszeniem dopływu wody na niższych poziomach i ze wzrostem temperatury skał powietrze zwykle jest bardziej suche, aniżeli w kopalniach płytkich. W kopalniach soli, zwłaszcza potasowych, wskutek ich hygroskopijności powietrze może być nawet wyjątkowo suche ($n = 15 - 25\%$).

Wilgotne powietrze, a zwłaszcza w temperaturze podwyższonej, wpływa ujemnie na zdrowie pracującego człowieka; poza tym w kopalniach wilgotnych przy wyższej temperaturze ($20 - 38^\circ$) zerzy się czasami zakaźna choroba zawodowa górnicza "ankylozjomia".

Oznaczenie wilgotności bezwzględnej dokonywa się przez absorpcję wilgoci, zawartej w powietrzu, przepuszczając go przez odczynniki, pochłaniające wodę, jak chlorek wapnia (CaCl_2), kwas siarkowy (H_2SO_4) itp. Różnica ciężaru odczynnika przed i po absorpcji daje ilość wody, zawartej w przepuszczonej objętości powietrza.

Wilgotność względną oznacza się za pomocą higrometrów lub psychrometrów. Najbardziej rozpowszechnione są higrometry włosowe, których działanie oparte jest na własności włosów ludzkich zmieniać długość pod wpływem wilgoci. W praktyce kopalnianej dogodniejsze w użyciu są psychrometry. Psychrometr składa się z dwóch termometrów - suchego i wilgotnego (bańka owinięta jest musliem zwilżonym wodą). Wskutek parowania wody termometr wilgotny skazuje tym niższą temperaturę, im bardziej suche jest powietrze. W powietrzu całkowicie nasyconym parą wodną ($n = 100\%$)

woda nie paruje, a wówczas oba termometry wskazują taką samą temperaturę. Dla ułatwienia parowania wody stosuje się psychrometry obrotowe (fig.271) lub też tzw. psychroaspiratory (fig.272), w których wytwarza się

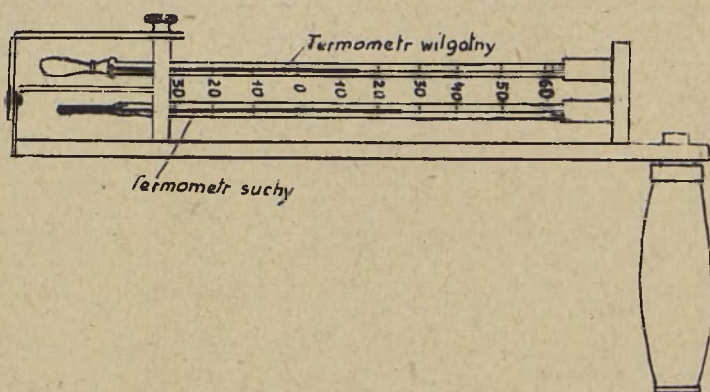


Fig. 271

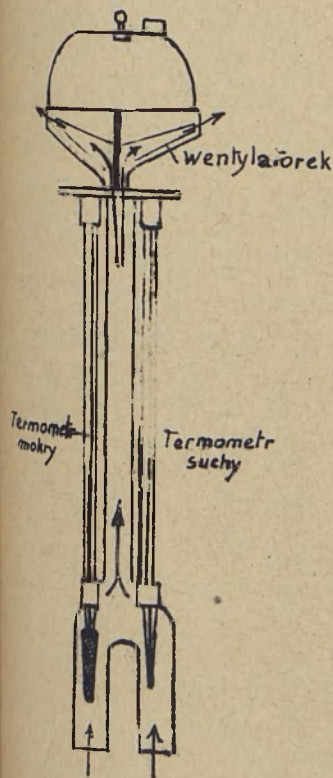


Fig.272

prąd powietrza za pomocą małego wentylatora, wbudowanego w głowicę osłony obu termometrów. Wilgotność względną określa się na podstawie odczytów obu termometrów za pomocą specjalnych tabel wykresalnych lub liczbowych (fig. 273), dołączonych do przyrządów.

Przykład :

Temperatura na termometrze suchym wynosi 20° , na wilgotnym 17° . Jaka jest wilgotność względna powietrza (n) i jaka bezwzględna (f) ?

Różnica odczytów na obu termometrach wynosi:

$$20 - 17 = 3^{\circ}$$

Z tabeli psychrometrycznej (fig.273)

Fig. 273. Oznaczenie wilgotności względnej powietrza na podstawie różnicy odczytów na termometrach suchym i mokrym.

Odczyt na termometrze suchym	Różnica odczytów na termometrach suchym i mokrym								Odczyt na termometrze suchym	Różnica odczytów na termometrach suchym i mokrym							
	0	1	2	3	4	5	6	7		9	1	2	3	4	5	6	7
0	100	81	63	46	23	12			18	100	90	80	72	63	55	48	41
5	100	86	71	58	43	31	17	4	19	100	91	81	72	64	57	50	41
6	100	86	72	59	46	33	21	8	20	100	91	81	73	65	58	50	42
7	100	87	74	60	48	36	24	14	21	100	91	82	74	66	58	50	44
8	100	87	74	62	50	39	27	16	22	100	91	82	74	66	58	51	45
9	100	88	75	63	52	41	30	19	23	100	91	83	75	67	59	52	46
10	100	88	77	64	53	43	32	22	24	100	91	83	75	67	59	53	47
11	100	88	79	65	55	45	35	25	25	100	92	84	76	68	60	54	48
12	100	89	79	67	57	47	37	27	26	100	92	84	76	69	62	55	50
13	100	89	79	68	58	49	39	30	27	100	92	84	77	69	62	56	51
14	100	89	79	69	59	50	41	32	28	100	92	84	77	70	64	57	52
15	100	90	80	70	61	51	43	34	29	100	92	85	78	71	65	58	53
16	100	90	80	70	61	53	45	37	30	100	92	85	79	72	66	59	53
17	100	90	80	71	62	55	47	40									

mamy $n = 73\%$. Wilgotność bezwzględna pary nasyconej ($n = 100\%$) przy $+ 20^\circ$ wynosi $F = 17,2 \text{ g/m}^3$, a więc przy $n = 73\%$ otrzymamy wilgotność bezwzględną:

$$f = F \cdot \frac{n}{100} = 17,2 \cdot \frac{73}{100} = 12,6 \text{ g/m}^3$$

7. CIEPLNE WARUNKI PRACY

Samopoczucie człowieka wykonującego pracę i wydajność tej ostatniej są w wysokim stopniu zależne od równowagi cieplnej ciała ludzkiego. Chodzi o to, że przy wykonywaniu pracy organizm człowieka wydziela pewną ilość ciepła, które musi być oddane otoczeniu. Gdyby takie odprowadzenie ciepła nie miało miejsca, temperatura człowieka ustawicznie by się podnosiła i po osiągnięciu pewnej granicy człowiek byłby niezdolny do jakiegokolwiek wysiłku.

To odprowadzenie ciepła zależy od trzech czynników: temperatury otaczającego powietrza, jego wilgotności i prędkości ruchu. Przy pewnej kombinacji tych czynników człowiek zachowuje pełną swoją zdolność do pracy; warunki takie nazywamy "komfortem". Przy innych znowu warunkach, a mianowicie zarówno wtedy, gdy wytwarzane przez organizm ciepło nie jest należycie odprowadzane, jak i wtedy, gdy otoczenie działa nadmiernie chłodząco, samopoczucie zostaje naruszone, wydajność zaś pracy spada.

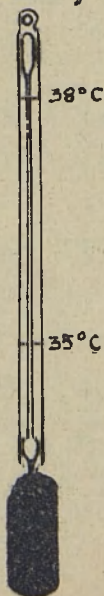


Fig. 274

Jak z powyższego widzimy, ogólnie utarte mniemanie, że uczucie zimna czy też gorąca zależy wyłącznie tylko od panującej temperatury, nie jest słuszne, gdyż bardzo poważną rolę odgrywają tu dwa inne wspomniane czynniki - wilgotność i prędkość ruchu powietrza. W danym wypadku nie chodzi więc tylko o temperaturę, lecz o działanie

Chłodzące otoczenia .

Dla pomiarów działania chłodzącego służy tzw. k a t a -
t e r m o m e t r , wynaleziony w r.1920 przez H i l l 'a .
Jest to termometr alkoholowy (fig.274), na którym oznaczone są
tylko 2 kreski, odpowiadające temperaturze 35° i 38° . Kata-
termometr ogrzewa się nad lampą, parą wodną lub - lepiej -
w termosie (temp.wody 50° - 70°), przy czym alkohol przechodzi
częściowo do górnego rozszerzenia. Gdy to górne rozszerzenie
zostanie wypełnione alkoholem do $1/3$ jego objętości, zawiesza
się katatermometr w badanym miejscu i obserwuje się jego ochła-
dzenie, m i e r z ą c c z a s (T sek) s p a d a n i a
a l k o h o l u m i ę d z y p o d z i a ł k a m i
 38° i 35° . Średnia więc temperatura katatermometru w grani-
cach obserwacji wynosi $36,5^{\circ}$, co odpowiada normalnej temperatu-
rze ciała ludzkiego. W ten sposób naśladuje katatermometr do pew-
nego stopnia ciało ludzkie.

Im dłuższy jest czas chłodzenia (T sek) tzn. im wolniej
spada słup alkoholu między 38° i 35° , tym mniejsze jest chłó-
dzenie i odwrotnie, a wobec tego i n t e n s y w n o ś ć
c h ł o d z e n i a :

$$K = -\frac{F}{T}$$

gdzie F jest stała, podana dla danego katatermometru ;

K i l o ś ć k a t a s t o p n i .

P r z y k ł a d :

Stała katatermometru $F = 600$; zmierzony czas chłodzenia $T = 40$
sekund. Intensywność chłodzenia wynosi więc;

$$K = \frac{600}{40} = 15 \text{ katastopni.}$$

Im w i ę c e j jest k a t a s t o p n i tym więk-
sze jest działanie chłodzące, a więc tym więcej odczuwa człowiek
c h ł ó d . Przeciwnie, p r z y m a ł e j i l o ś c i
k a t a s t o p n i człowiek odczuwa "g o r ą c o " lub nawet

" d u s z n o ", skóra zaś jego pokrywa się potem. Tak więc liczba katastopni nie idzie w parze ze stopniami temperatury.

Pomiary mogą być przeprowadzone za pomocą k a t a t e r - m o m e t r u s u c h e g o (po wyjęciu z termosu musi on być dokładnie wytarty) lub w i l g o t n e g o (bańka katatermometru otoczona jest mokrym muslinem). Katatermometr suchy odpowiada suchej skórze człowieka, katatermometr wilgotny - skórze pokrytej potem. Zwykle cieplne warunki pracy określa się za pomocą katastopni w i l g o t n y c h .

Najlepsze warunki mamy :

dla pracy biurowej		14 - 15	katastopni	wilgotnych
"	"	lekkiej fizycznej	18	" "
"	"	średniej	25	" "
"	"	ciężkiej fizycznej	30	" "
"	"	w kopalni	18 - 25	" "

odpowiadająca liczba katastopni suchych wynosi mniej więcej 3 razy mniej, aniżeli katastopni wilgotnych.

8. CIĘŻAR WŁAŚCIWY POWIETRZA

Ciężar właściwy powietrza (γ kg/m³) może być obliczony za pomocą tzw. z a s a d n i c z e g o r ó w n a n i a d l a g a z ó w :

$$\frac{p}{\gamma} = R \cdot T$$

gdzie p - ciśnienie powietrza w kg/m² lub mm słupa wody;

T - temperatura absolutna ($T = 273 + t$) ;

R - stała gazowa, która dla suchego powietrza wynosi

$$R = 29,27.$$

Jeżeli ciśnienie powietrza określamy za pomocą barometru, wówczas ciśnieniu barometrycznemu b mm Hg odpowiada

$$p = 13,6 \cdot b$$

Rozwiązując równanie zasadnicze względem γ i wstawiając wartości za T, R i p, otrzymamy ciężar właściwy powietrza suchego

$$\gamma = \frac{p}{RT} = \frac{13,6 \cdot b}{29,27 \cdot (273 + t)} = 0,4645 \cdot \frac{b}{273 + t}$$

P r z y k ł a d :

Jaki jest ciężar właściwy powietrza suchego przy temperaturze $t = 15^{\circ}$ i ciśnieniu $b = 760$ mm Hg ?

$$\gamma = 0,4645 \cdot \frac{760}{273+15} = 1,226 \text{ kg/m}^3$$

Zmiany ciężaru właściwego powietrza na skutek zmiany jego składu wahać się mogą w warunkach kopalnianych tylko w bardzo wąskich granicach (około 1%). Nieduży stosunkowo wpływ wywiera również wilgotność powietrza. Większą natomiast rolę odgrywa zmiana ciśnienia barometrycznego i temperatury. Dla uproszczenia wszelkich obliczeń wentylacji (p.niżej) przyjmuje się dla powietrza pewną średnią wartość ciężaru właściwego, a mianowicie:

$$\gamma = 1,2 \text{ kg/m}^3$$

Odwrotność ciężaru właściwego

$$V = -\frac{1}{\gamma} = \text{m}^3/\text{kg}$$

nosi nazwę o b j ę t o ś c i w ł a ś c i w e j ; wyraża ona objętość w m^3 , jaką zajmuje 1 kg powietrza.

P r z y k ł a d :

Jaka jest objętość właściwa powietrza o ciężarze właściwym 1,226 ?

$$V = \frac{1}{1,226} = 0,816 \text{ m}^3/\text{kg}.$$

9. PRĘDKOŚĆ POWIETRZA

=====

Powietrze w przekroju wyrobiska nie płynie z jednakową prędkością, a mianowicie największą prędkość mamy mniej lub więcej w środku, najmniejszą - przy ścianach wyrobiska. Przy pomiarach prędkości chodzi nam zwykle o pomiar p r ę d k o ś c i ś r e d n i e j .

Prędkość ta nie może przekraczać pewnych wartości, a to ze względu na gaszenie lamp, możliwość wyrzucenia płomienia lampy bezpieczeństwa na zewnątrz, ujemny wpływ na zdrowie ludz-

kie oraz duże opory ruchu powietrza, które występują przy zbyt dużej prędkości. Przepisy różnych krajów przewidują rozmaite n a j w i ę k s z e d o p u s z c z a l n e p r ę d k o ś c i . Tak np. przepisy niemieckie, które przed wojną obowiązywały również na Górnym Śląsku, ograniczały prędkość powietrza w chodnikach przewozowych do 4m/sek, w c h o d n i k a c h z a ś w e n t y l a c y j n y c h - do 6 m/sek; przepisy obowiązujące w okręgu krakowskim - 6 m/sek w chodnikach przewozowych i 10 m/sek - w wentylacyjnych. Obecnie obowiązujące przepisy dopuszczają jako największą prędkość - 6 m/sek.

Prędkość powietrza w kopalniach mierzy się zwykle za pomocą anemometrów, w kanałach wentylatorów - za pomocą rurk Pi t o t 'a; oprócz tego stosowane są również kataterymetry oraz niektóre prymitywne sposoby.

a. A n e m o m e t r y

Najbardziej rozpowszechnionymi przyrządami do pomiaru prędkości powietrza w kopalniach są a n e m o m e t r y a k r z y d e ł k o w e (fig. 275). Zasadniczą częścią tych przyrządów jest wiatraczek, obracany prądem powietrza, zaopatrzony w licznik. Uruchomienie i zatrzymanie licznika uskutecznia się za pomocą odpowiedniej śmigłi. Dla określenia prędkości należy odczyt na liczniku (w metrach) podzielić przez czas trwania pomiaru oraz wprowadzić (dodać albo odjąć) poprawkę, podaną na załączonym do każdego anemometru wykresie.

Bardziej doskonałe modele anemometrów posiadają mechanizm zegarowy, który automatycznie uruchamia i zatrzymuje licznik anemometru : np. po ustawieniu anemometru w miejscu pomiaru i uruchomieniu mechanizmu zegarowego licznik zostaje automatycznie włączony po upływie 0,5 minuty, a następnie po upływie dalszej minuty zostaje znowu wyłączony i wskazówka na tarczy licznika zostaje unieruchomiona. W ten sposób obserwator ma możliwość usunięcia się z miejsca pomiaru, a odczyt daje bezpośrednio prędkość powietrza na 1 minutę bez jedno-

czesnego pomiaru czasu.

Ze względu na występujące w anemometrze tarcie zwykły anemometr nie nadaje się do pomiaru prędkości zbyt małych, poniżej 0,5 m/sek. Górna granica prędkości wynosi zwykle 12 - 15 m/sek (rzadziej do 20), gdyż przy wyższych prędkoś-

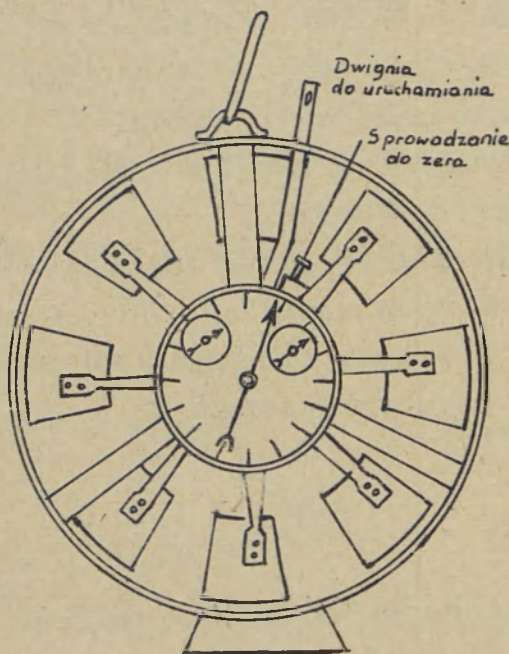


Fig. 275

ciach zachodzi już niebezpieczeństwo uszkodzenia przyrządu. Tak więc anemometr nadaje się do pomiaru prędkości od 0,5 do 15 m/sek. Tylko bardziej czułe anemometry pozwalają mierzyć prędkości zaczynając od 0,1 lub 0,2 m/sek, a tzw. anemometry różnicowe - nawet od 0,02 m/sek.

Delikatna konstrukcja anemometrów z łatwością narażona jest w warunkach kopalnianych na zużycie, uszkodzenie lub zanieczyszczenie, toteż obchodzenie się z anemometrem winno być wyjątkowo ostrożne. Poza tym musi on być co pewien czas sprawdzany i cechowany na odpowiednich stacjach, które po każdym sprawdzeniu podają nowy wykres poprawki.

Jednym z najdokładniejszych sposobów pomiaru średniej prędkości powietrza w wyrobisku jest podział jego przekroju na pola za pomocą naciągniętych nici i pomiar prędkości

w środku każdego z tych pól. Średnia arytmetyczna z otrzymanych wyników pomiarów daje nam średnią prędkość powietrza. Zwykle przekrój wyrobiska dzieli się na pola zbliżone do kwadratów o bokach 30 - 60 cm ; ilość pól - przynajmniej 16. Sposób ten daje na ogół dużą dokładność (przeciętny błąd około 3%), to jednak wymaga dużo czasu.

Zwykle pomiary kopalniane przeprowadza się przez wolne posuwanie anemometru, trzymanego w ręce lub osadzonego na kiju długości około 1 m, po całym przekroju wyrobiska. Pomiar prędkości tą metodą trwa 2 do 3 minut lub więcej, przy czym wykonywanie pomiaru może być przeprowadzone dwoma sposobami : pomiarem "w przekroju" lub "pomiarem przed sobą".

Przy pomiarze "w przekroju" obserwator stoi z boku wyrobiska, np. we wnętrzu, między stojakami obudowy, a nawet wprost przy ścianie, przyciśnięty do niej plecami. Przy tym sposobie (najczęściej stosowanym w praktyce) otrzymuje się wyniku nieco za duże, a mianowicie w dużych przekrojach o 5%, w małych - 10 - 15%.

Przy pomiarze "przed sobą" obserwator stoi w środku wyrobiska twarzą do prądu i wyciągniętą ręką odprowadza anemometrem przekrój chodnika. Przy tym sposobie otrzymuje się wyniki nieco za małe, a mianowicie przy trzymaniu anemometru

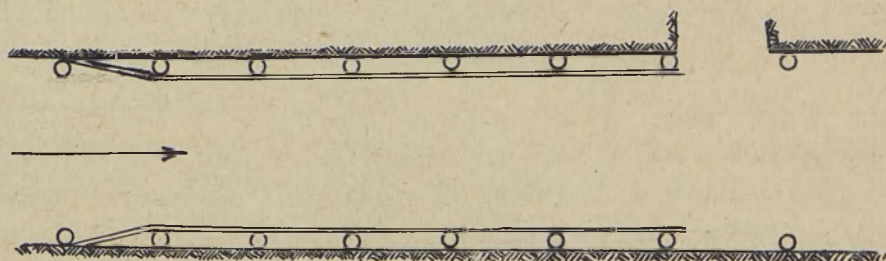


Fig. 276

w ręku - średnio o 14%, przy osadzeniu anemometru na krótkim kiju - 5 - 10%, na kiju zaś o długości 1 m obecność obserwatora w prądzie nie wywiera już wpływu na wyniki pomiaru.

Tak więc błąd pomiaru za pomocą anemometru dochodzi do 10%, a nawet i więcej.

Dla przeprowadzenia pomiarów prędkości należy wybierać proste części chodników o regularnym przekroju i możliwie gładkich ścianach. W punktach, gdzie regularnie co pewien czas prowadzone są pomiary, urządza się s t a c j e p o m i a - r o w e (fig.276). Obija się je deskami na długość 4 - 5 - 6 m, przy czym oszalowanie musi szczelnie przylegać do ścian i piętra wyrobiska, by całość prądu płynęła przez stację. Pomiary należy przeprowadzać na odległość 0,5 m od końca stacji.

b. R u r k i P i t o t ' a

Jeżeli ciecz lub gaz znajduje się w spoczynku, to - jak wiemy - c i ś n i e n i e s t a t y c z n e w nim rozchodzi się z jednakową siłą we wszystkie strony. Inaczej przedstawia się sprawa w wypadku ruchu, a mianowicie od strony prądu oprócz ciśnienia statycznego mamy również c i ś n i e n i e d y n a m i c z n e ; ciśnienie statyczne łącznie z dynamicz-

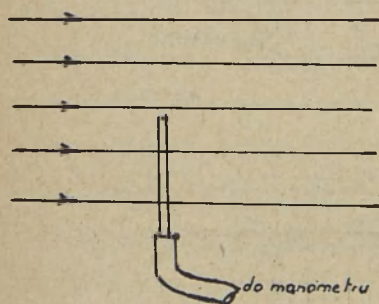


Fig. 277

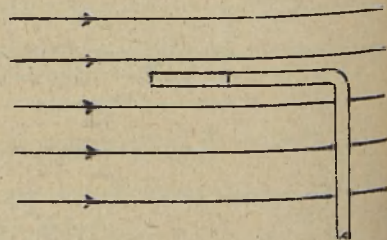


Fig. 278

nym stanowi t.zw. ciśnienie całkowite.

Ciśnienie statyczne (p) może być zmierzone za pomocą zwykłej rurki statycznej umieszczonej prostopadle do kierunku prądu (fig. 277); ciśnienie natomiast całkowite (p_1) mierzone jest za pomocą rurki zgiętej w kierunku przeciwnym ruchowi powietrza (fig. 278); rurka ta nosi nazwę rurki Pitot'a. Różnica ciśnienia całkowitego i statycznego daje nam ciśnienie dynamiczne ($p_1 - p$), które jest tym większe, im większa jest prędkość powietrza. Toteż na podstawie wielkości ciśnienia dynamicznego może być obliczona prędkość powietrza (v) w danym punkcie:

$$v = \sqrt{\frac{2g \cdot (p_1 - p)}{\gamma}}$$

gdzie $g = 9,81$ - przyspieszenie ziemskie w m/sec^2 ,

$(p_1 - p)$ - ciśnienie dynamiczne w mm słupa wody,

γ - ciężar właściwy powietrza w kg/m^3 .

Przykład :

Jaka jest prędkość powietrza, jeżeli ciśnienie dynamiczne wynosi $p_1 - p = 0,98$ mm słupa wody, $\gamma = 1,2$?

$$v = \sqrt{\frac{2 \cdot 9,81 \cdot 0,98}{1,2}} = 4 \text{ m/sec}$$

Dla pomiarów prędkości na zasadzie Pitot'a stosuje się rurki kombinowane, stanowiące połączenie w jedną całość rurki dynamicznej Pitot'a z rurką statyczną. Rurki z końcówką stożkową (fig. 279) noszą nazwę Prabbée, z końcówką zaś półkulistą (fig. 280) - Prandtl'a. Rurkę umieszcza się w prądzie tak, aby otwór a rurki dynamicznej był zwrócony w kierunku przeciw prą-

dowi powietrza, otwory b rurki statycznej są wtedy ustawione równoległe do kierunku przepływu. Otwory a i b są połączone

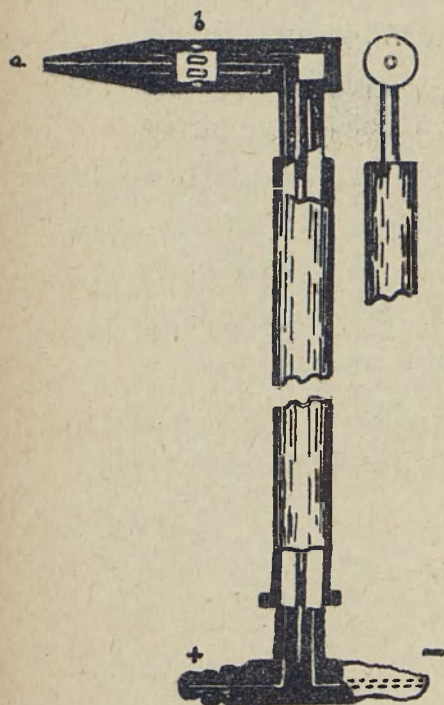


Fig. 279

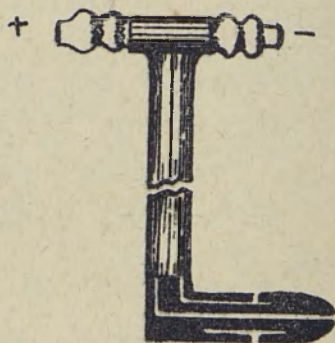


Fig. 280

odpowiednio z końcówkami, oznaczonymi + (kolor czerwony) i - (kolor niebieski), które łączy się z manometrem, mierzącym różnicę ($p_1 - p$) w mm H_2O , tzn. w kg/m^2 .

c. MANOMETRY I MIKROMANOMETRY

Różnicę ciśnienia powietrza w kopalniach (np. prężność powietrza za tamami, depresję wytwarzaną przez wentylator itp.) mierzy się z reguły za pomocą zwykłych manometrów wodnych lub alkoholowych w postaci rurki U (fig. 281). Manometr alkoholowy ze względu na mniejszy c.wł. cieczy (0,8) daje dokładniejsze wyniki. Dla otrzymania różnicy ciśnienia w wysokości słupa wody należy odczyt na manometrze alkoholowym pomnożyć przez 0,8.

Przy pomiarach bardzo małej różnicy ciśnienia ($p_1 - p$), jak występuje przy użyciu rurek Pitot'a, zwykłe manometry

W kształcie litery U nie mogą znaleźć zastosowania. W wypadkach tych używa się mikromanometrów, opartych na rozmaitych zasadach. Jednym z najczęściej używanych mikromanometrów jest tzw. mikromanometr pochyły (fig.282). Składa się on z naczynia A, które stanowi jedno kolano rurki manometrycznej; drugim kolaniem jest cienka rurka szklana B, umieszczona pochyło. Do przyrządu nalewa się zabarwiony alkohol.

Zależnie od nachylenia rurki mikromanometru można otrzymać mniejszą lub większą dokładność odczytu. W większości przyrządów (np. firmy F u e s s) dla otrzymania ciśnienia ($p_1 - p$) w mm H_2O należy odczyt na mikromanometrze pomnożyć przez liczbę, oznaczającą nachylenie rurki. Zwykle zaleca się przyjmować na-

Fig.281

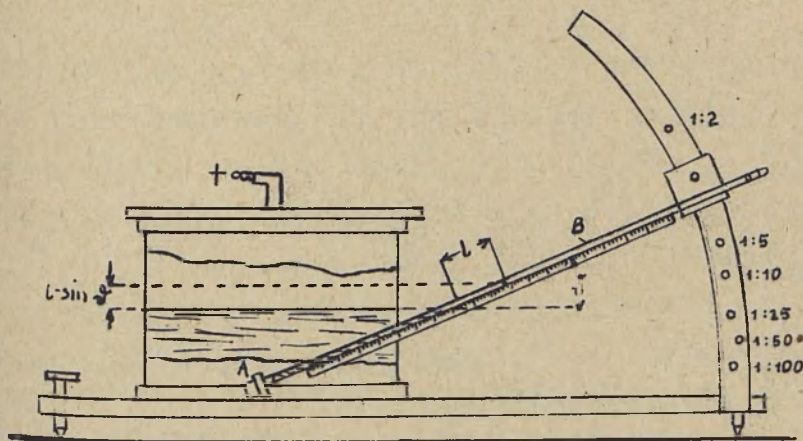


Fig. 282

chylenie nie większe od 0,1. Nachylenie 0,05 uważa się jako graniczne, przy którym można otrzymać jeszcze mniej więcej pewne wy-

niki. Dokładność pomiarów za pomocą mikromanometru wynosi 0,02, a nawet 0,01 mm H₂O.

Rurki P i t o t 'a w połączeniu z mikromanometrem nadają się do pomiarów prędkości powyżej 1,2 - 1,5 m/sek. Im większa jest prędkość powietrza, tym dokładniejsze wyniki daje pomiar za pomocą rurek P i t o t 'a .

d. W o l u m e n o m e t r y i d e p r e s j o - m i e r z e

Rurki P i t o t 'a umieszcza się w kanale, prowadzącym do wentylatora, w celu rejestrowania prędkości w nim powietrza, a raczej jego ilości. Znając mianowicie powierzchnię przekroju poprzecznego kanału ($S \text{ m}^2$) oraz prędkość ($v \text{ m/sek}$), otrzymamy ilość p r z e p ł y w a j ą c e g o p o w i e -
t r z a .

$$Q = v \cdot S \text{ m}^3/\text{sek}$$

Przyrządy, które służą do pomiaru i zapisywania ilości przepływającego powietrza, noszą nazwę wolumenometrów. W o -
l u m e n o m e t r (fig. 283) składa się ze szczelnego naczynia N, napełnionego wodą, w którym znajduje się pływak P. Przestrzeń C pod pływakiem połączona jest z końcówką (+) rurki, przestrzeń D - z końcówką (-). Na pływaku przymocowany jest pręt A, którego ruch przenoszony jest na przyrząd samopiszący, poruszany mechanizmem zegarowym.

Bardzo często wolumenometry posiadają równocześnie urządzenie (osobny manometr i pływak) do automatycznego zapisywania ciśnienia statycznego, panującego w przestrzeni badanej. Przykładem takiego urządzenia może posłużyć d e p r e s j o -
m i e r z s a m o p i s z ą c y , pokazany na fig. 284. Składa się on z dwóch naczyń połączonych A i B, odgrywających

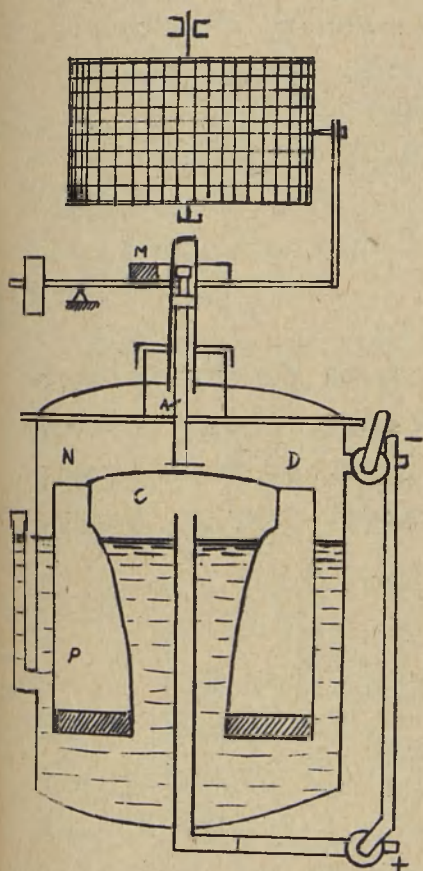


Fig. 283

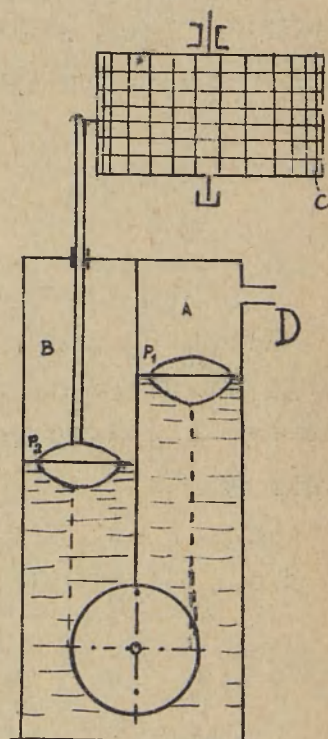


Fig. 284

rolę rurki manometrycznej. Do naczyń tych nalana jest woda i umieszczone są pływaki P_1 i P_2 , połączone u dołu łańcuszkiem, przechodzącym przez kółko. Naczynie A ma połączenie przez otwór D z badaną przestrzenią za pomocą rurki statycznej (końcówka -), naczynie B - z atmosferą zewnętrzną. Pływak P_2 połączony jest z zegarowym przyrządem samopiszącym C.

Depresjomierz samopiszący zaopatruje się dla kontroli w zwykły manometr wodny w postaci rurki U.

Przyrząd samopiszący pozwala stale obserwować stan przewietrzania : każde gwałtowne zwiększenie oporu kopalni (np. zawał w głównym prądzie) lub jego zmniejszenie (otworzenie drzwi) zostaje niezwłocznie zarejestrowane. Wykres depresji może być również korzystny w wypadku wybuchu, jako dokument, stwierdzający stan wentylacji w chwili jego powstania.

e. K a t a t e r m o m e t r y

Znając ilość katastopni K , określoną za pomocą katatermometru suchego (p.7. Ciepłne warunki pracy), oraz temperaturę powietrza t , możemy obliczyć jego prędkość v za pomocą jednego z podawanych w podręcznikach wzorów. Tak np. wzór Weissa :

$$K = (0,14 + 0,49 \cdot \sqrt{v}) \cdot (36,5 - t)$$

skąd:
$$v = 4,16 \cdot \left(\frac{K}{36,5 - t} - 0,14 \right)^2$$

P r z y k ł a d :

Stała katatermometru $F = 600$, zmierzony czas chłodzenia $T = 55$ sek, temperatura $t = 16,5^\circ$.

$$K = \frac{F}{T} = \frac{600}{55} = 10,9 \text{ katastopni}$$

$$v = 4,16 \cdot \left(\frac{10,9}{36,5 - 16,5} - 0,14 \right)^2 = 0,68 \text{ m/sek}$$

Katatermometr jest bardzo czułym przyrządem dla pomiarów prędkości powyżej 0,1 m/sek. Można go stosować również i do pomiarów bardzo małych prędkości (od kilku cm/sek), to jednak w tym wypadku pomiary są już mniej pewne, gdyż reaguje on na wszelkie wiry i prądy w różnych kierunkach, co przy małych prędkościach może odgrywać stosunkowo dużą rolę i zniekształcać pomiary.

Błąd pomiaru nie przekracza zwykle 5%.

f. Inne sposoby pomiaru prędkości

W praktyce kopalnianej dla pomiaru prędkości powietrza stosowane są głównie anemometry, w kanałach zaś wentylatorów umieszcza się rurki Pitot'a. Poza tym coraz szersze zastosowanie znajdują katatermometry, zwłaszcza dla pomiarów małej prędkości.

Trudności pomiarów prędkości poniżej 0,5 m/sek za pomocą zwykłych anemometrów mogą niejednokrotnie zmusić (przy braku katatermometru) do zastosowania w praktyce kopalnianej sposobów prymitywnych, jak np. pomiary prędkości na podstawie ruchu gazów o wybitnym zapachu lub też dymu itp.

Pomiary takie przeprowadza się w sposób następujący : dwóch obserwatorów staje od siebie w odległości 5 - 15 m; jeden z nich rozbija flaszeczkę z silnie aromatyczną cieczą (eter octowy, amoniak), zapala proch lub rzuca garść pierza, drugi zaś oczekuje ze stoperem w ręce chwili pojawienia się zapachu, dymu lub pierza.

Wyniki takich pomiarów zgadzają się na ogół z pomiarami za pomocą katatermometru.

Bardzo prostym sposobem pomiaru prędkości jest przejście z lampą otwartą 100 - 150 m w kierunku prądu powietrza z taką prędkością, aby płomień lampy pozostawał stale w położeniu pionowym. Będzie to dowodem, że obserwator porusza się z prędkością, równą prędkości prądu powietrza.

10. POTRZEBNA ILOŚĆ POWIETRZA

=====

Ilość doprowadzanego do kopalni powietrza winna być taka, ażeby we wszystkich dostępnych dla ludzi wyrobiskach skład i temperatura powietrza były w miarę możliwości zbliżone do normalnych warunków atmosferycznych i ażeby zawartości O_2 , CO_2 , CH_4 oraz gazów trujących odpowiadały wymaganiom przepisów górniczych.

Przepisy górnicze stawiają poza tym wymagania, ażeby ilość powietrza nie była mniejsza od pewnej dopuszczalnej normy, przyjętej na jednego człowieka na j l i c z n i e j s z e j o b s a d y . Jako najmniejsze wymagane ilości powietrza na jednego człowieka wynoszą dla kopalni niegazowych 1 - 1,5 m³/min., dla kopalni zaś gazowych 3 - 5 m³/min., a nawet i więcej, zależnie od kategorii kopalni.

W praktyce ilość powietrza, wchodzącego do kopalni jest na ogół znacznie większa od tych najniższych norm i dochodzi czasami w kopalniach rud do 15 - 20 m³/min., w gazowych kopalniach węgla do 20 - 40 m³/min. Na Górnym Śląsku przeciętna ilość powietrza na 1 człowieka przekracza 6 m³/min.

Sam fakt, że do kopalni wchodzi duża ilość powietrza, nie świadczy jeszcze bynajmniej, że kopalnia jest dobrze przewietrzana, gdyż ilość powietrza dopływająca do miejsc pracy, zależy od stanu drzwi, tam regulacyjnych i wentylacyjnych, mostów powietrznych itd. W tych bowiem miejscach zachodzą głównie straty powietrza. Czasami zaledwie tylko kilkanaście procent ogólnej ilości powietrza, wchodzącego do kopalni, dochodzi do przodków, podczas gdy na kopalniach, dbających o stan przewietrzania i przy korzystnych warunkach naturalnych, dochodzi do przodków 80 - 85% powietrza.

Przy dobrym przewietrzaniu przynajmniej 50% powietrza, wchodzącego do kopalni, winno dopływać do przodków.

11. RUCH POWIETRZA W KOPALNI

=====

Dla dostarczenia kopalni potrzebnej ilości powietrza musi ono stale przepływać przez wszystkie czynne wyrobiska. Dla umożliwienia takiego ciągłego ruchu i stałej wymiany powietrza zepsutego przez świeże, kopalnia musi posiadać co najmniej dwa połączenia z powierzchnią. Jest to warunek stawiany przez przepisy górnicze wszystkich krajów. Przez jedno z tych połączeń powietrze świeże wchodzi do kopalni, przez drugie wychodzi powietrze zepsute.

S z y b , przez który powietrze czyste wchodzi do kopalni, nazywa się w d e c h o w y m l u b w c i ą - g a j ą c y m ; szyb, przez który powietrze zepsute wychodzi z kopalni - w y d e c h o w y m l u b w y c i ą - g a j ą c y m .

Ruch powietrza zostaje wywołany w większości wypadków, a zwłaszcza w kopalniach dużych, z a p o m o c ą w e n - t y l a t o r ó w , przy czym szyb, w którym umieszczony jest wentylator, nosi nazwę s z y b u w e n t y l a c y j n e - g o l u b p o w i e t r z n e g o . Najczęściej szyb wydechowy jest równocześnie i wentylacyjnym.

Oprócz przewietrzania za pomocą wentylatorów stosuje się często w kopalniach również i p r z e w i e t r z a n i e n a t u r a l n e pod wpływem takich czynników, jak różnica temperatury i składu powietrza, różnica wysokości wylotu i wlotu powietrza w kopalni, wiatr itd.

a. P r z e w i e t r z a n i e z a p o m o c ą w e n t y l a t o r ó w

W e n t y l a t o r a m i nazywamy maszyny, służące dla wywołania ruchu powietrza pod wpływem umiarkowanych ciśnień lub depresji, nieprzekraczających 1000 mm H₂O. Pod względem zasady działania wentylatory mogą być objęte w dwie grupy:

1. wentylatory odśrodkowe i
2. wentylatory osiowe czyli skrzydłowe.

1. Działanie w e n t y l a t o r ó w o d ś r o d - k o w y c h (fig.285) polega na tym, że wskutek obracania się koła ł o p a t k o w e g o A powietrze zostaje wyrzucone na zewnątrz siłą odśrodkową, a w miejsce jego wchodzi nowe powietrze przez o t w ó r s s ą c y B. Uzyskuje się przez to działanie ssące i zniżkę ciśnienia w części środkowej oraz zwiększenie ciśnienia na obwodzie. Wskutek tego kierunek ruchu powietrza nie jest tu zależny od kierunku obrotu koła roboczego. Zwykle koło robocze jest otoczone płaszczem C, za-

kończonym dyszą czyli dyfuzorem D. Łopatki mogą być promieniowe (fig. 286), zakrzywione w przód (fig. 287) lub zakrzywione w tył (fig. 288).

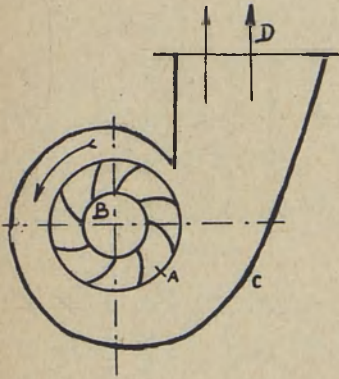


Fig. 285

Łopatki promieniowe są najmniej odpowiednie, stosuje się je tylko w tych wypadkach, gdy potrzebna jest zmiana kierunku obrotu. Łopatki zakrzywione w przód dają największe ciśnienie lub ssanie; stosuje się je dla wentylatorów wysokiego ciśnienia przy niedużej ilości powietrza. Łopatki zakrzywione w tył mają dużą wydajność przy niskim ciśnieniu.

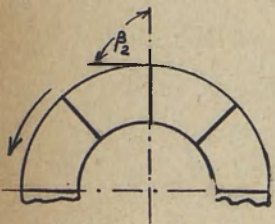


Fig. 286

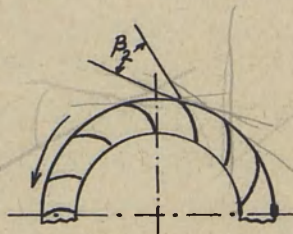


Fig. 287

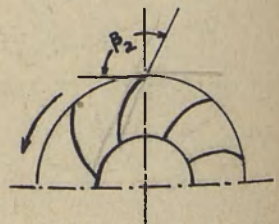


Fig. 288

2. Wentylatory osiowe (skrzydłowe, fig. 289) posiadają skrzydła, które w czasie obrotu wywołują ruch powietrza w kierunku równoległym do osi obrotu. Ruch powietrza odbywa się w jedną lub drugą stronę zależnie od kierunku obrotu.

Jako wentylatory główne dla przewietrzania kopalni używane są przeważnie wentylatory odśrodkowe, wentylatory natomiast osiowe znajdują duże zastosowanie przy przewietrzaniu za pomocą lutni (rur).

Dla wywołania ruchu za pomocą wentylatora musi on być tak ustawiony, ażeby wytwarzał ciśnienie czyli kompresję w początkowym punkcie AB (fig. 290) lub też ssanie czyli depresję w końcowym jego punkcie (fig. 291). W pierwszym wypadku mamy przewietrzanie tłoczące - w drugim - ssące.

Może być jeszcze trzeci sposób umieszczenia wentylatora, a mianowicie w dowolnym punkcie C (fig. 292) w środku przewodu. W tym wypadku w części przewodu AC wentylator wytwarza depresję, w części natomiast CB - kompresję.

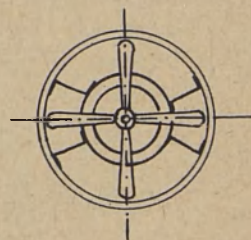


Fig. 289

Różnica ciśnienia h (fig. 290, 291 i 292) za i przed wentylatorem nosi nazwę depresji. Termin "depresja" stosowany więc jest do wytworzonej przez wentylator różnicy ciśnienia, niezależnie od tego, czy działa on ssąco, czy też tłocząco. Depresję mierzy się w praktyce w mm słupa wody.



Fig. 290.

Stosowane w praktyce górniczej wentylatory dzielimy na: wentylatory niskiego ciśnienia o depresji od 6 do 100 mm, wentylatory średniego ciśnienia o depresji od 100 do 200 mm, wentylatory wysokiego ciśnienia o depresji od 200 do 500 mm i więcej.

Przy zamawianiu wentylatora wystarczy tylko podać wymaganą depresję h w mm H_2O i wydajność Q w m^3/min . Wydajność ta przy wentylatorach odśrodkowych dochodzi do kilkunastu tysięcy m^3/min , przy wentylatorach natomiast osiowych - nawet

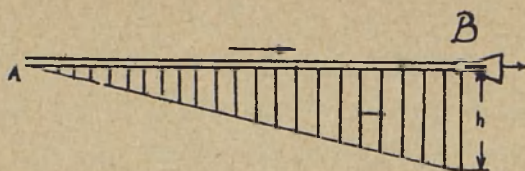


Fig. 291

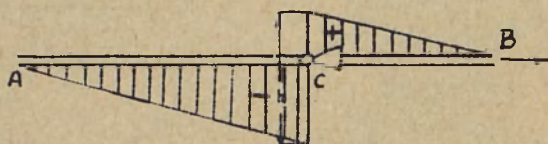


Fig. 292

do 50 000 m³/min. Należy jednocześnie nadmienić, że o ile wydajność wentylatorów Q podaje się w praktyce w m³/min., o tyle przy wszelkich obliczeniach wentylacji należy przyjmować Q w m³/sek.

Znając wydajność wentylatora Q m³/sek i wytwarzaną przez niego depresję h mm H₂O, możemy z łatwością obliczyć potrzebną moc silnika elektrycznego, posługując się wzorem:

$$N = \frac{Q \cdot h}{75 \cdot \eta}$$

koni mechanicznych (KM),

lub też

$$N = \frac{Q \cdot h}{102 \cdot \eta}$$

kilowatów (kW).

gdzie η jest współczynnikiem sprawności. Współczynnik ten waha się w granicach od 0,4 (dla wentylatorów małych o wydajności do 300 m³/min.) do 0,7 (dla

dużych - o wydajności powyżej $3000 \text{ m}^3/\text{min}$) ; wartość średnia współczynnika sprawności wynosi 0,6.

Przykład :

Obliczyć moc silnika elektrycznego dla wentylatora o wydajności $Q = 3.000 \text{ m}^3/\text{min}$ i depresji $h = 100 \text{ mm H}_2\text{O}$ przy współczynniku sprawności 0,6.

$$Q = \frac{3000}{60} = 50 \text{ m}^3/\text{sek.}$$

$$N = \frac{50 \cdot 100}{75 \cdot 0,6} = 111 \text{ KM lub też } N = \frac{50 \cdot 100}{102 \cdot 0,6} = 82 \text{ kW.}$$

b. Przewietrzanie naturalne

Jedną z najważniejszych przyczyn naturalnego przewietrzania kopalni jest różnica temperatury powietrza wchodzącego i wychodzącego.

Jeżeli kopalnia połączona jest z powierzchnią ziemi za pomocą dwóch wyrobisk, mających wyloty na różnych poziomach, np. za pomocą sztolni i szybu (fig.293),

wówczas w ziemie wskutek ciepła skał powietrze w szybie będzie ogrzane, a wobec tego i lżejsze od powietrza zewnętrznego. Powietrze to zacznie więc wychodzić szybem, a na jego miejscu powietrze chłodne będzie wchodziło przez sztolnię.

W upalne dni latnie powietrze zewnętrzne będzie

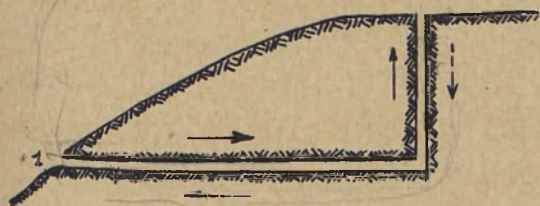


Fig. 293

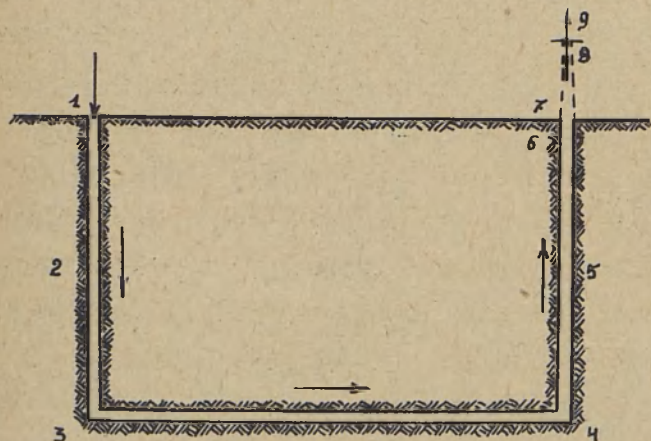
cieplejsze, aniżeli w kopalni, a wskutek tego cięższe powietrze chłodne będzie się opuszczało w szybie, powodując odwrotny kierunek ruchu. W jesieni i na wiosnę mogą zachodzić wypadki, kie-

dy następuje zatrzymanie prądu w kopalni.

Podobne zjawisko możemy obserwować również i wtedy, gdy kopalnia będzie połączona z powierzchnią za pomocą 2 szybów mających wyloty na różnych poziomach.

Jeżeli wyloty obu szybów znajdują się na jednym poziomie (fig. 294), wówczas zdawałoby się na pierwszy rzut oka, że powietrze musi być w równowadze i że ruch powietrza w kopalni nie powinien istnieć. Równowaga ta jednak jest bardzo nietrwała i wystarczy tylko w ten lub inny sposób zapoczątkować ruch powietrza w kopalni, by odbywał się on w dalszym ciągu w ściśle określonym kierunku pod wpływem czynników naturalnych. Im niższą temperaturę posiada prąd wchodzący do kopalni, oraz im głębsza jest kopalnia, tym bardziej powietrze ogrzewa się w niej, tym wyższą temperaturę posiada ono w szybie wydechowym, a więc tym silniejszy będzie przewiew naturalny. W zimie przewietrzanie naturalne jest silniejsze, aniżeli w lecie.

Ponieważ ciepłe powietrze ma tendencję płynąć do góry, przeto najkorzystniejszy jest taki sposób przewietrzania, przy



którym powietrze z szybu wdechowego zostaje doprowadzone najkrótszą drogą do najniższego miejsca kopalni, na drodze zaś od tego punktu aż do wylotu szybu wydechowego, przepływając przez przodki, ma stałe kierunek wznoszący się. Taki sposób przewietrzania jest najkorzystniejszy również i ze względów bezpieczeństwa.

Fig. 294

Przewietrzanie natomiast prądem schodzącym, posiadające cały szereg wad, powinno być w miarę możliwości unikane w kopalniach. Poza tym powietrze zepsute winno być kierowane bezpośrednio do chodników wentylacyjnych i nie przepływać przez drogi przewozowe. Z tego też względu szyb wydobywczy, główne przecznice i chodniki przewozowe powinny służyć dla doprowadzenia powietrza świeżego, a nie odprowadzenia zepsutego.

Dla polepszenia przewietrzania naturalnego buduje się czasami nad szybem wydechowym komin wentylacyjny (fig.294) lub też stosuje się tzw. piece wentylacyjne, które mogą być urządzone, zarówno na powierzchni, jak i pod ziemią.

Piece nadziemne (fig.295) posiadają palenisko w pobliżu wylotu szybu wentylacyjnego oraz komin. Zwiększenie ciągu powietrza następuje tu zarówno z powodu istnienia komina, jak i podniesienia w nim temperatury powietrza wychodzącego.

Jako piec wentylacyjny może służyć również komin czynnej kotłowni. Wadą pieców nadziemnych jest nieduża wysokość ogrzanego słupa powietrza; zaletą ich jest - większe - w porównaniu z piecami podziemnymi - bezpieczeństwo, proste urządzenie i łatwa obsługa.

Piece podziemne (fig.296) umieszcza się na dole szybu wydechowego, a wskutek tego ogrzewają one słup powietrza równy głębokości szybu i tym samym stwarzają znacznie większy ciąg. Wadą ich jest możliwość zetknięcia się z ogniem gazu kopalnianego.

Piece wentylacyjne obecnie już nie są prawie stosowane, a w kopalniach węgla zabronione nawet są przez przepisy górnicze.

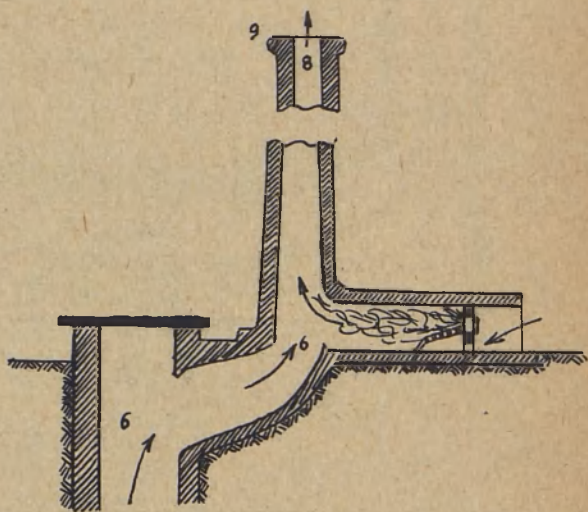


Fig. 295

Odmianą pieców podziemnych są tzw. ż a r o w n i e . Są to kosze żelazne, napełnione rozżarzonymi węglami i zawieszane na łańcuchu w szybie wydechowym. Podobną rolę, jak piece wentylacyjne, odgrywają w szybach p r z e w o d y p a - r o w e , doprowadzające parę na dół, a wobec tego wskazane jest umieszczać je w szybie wydechowym. Próbowano również

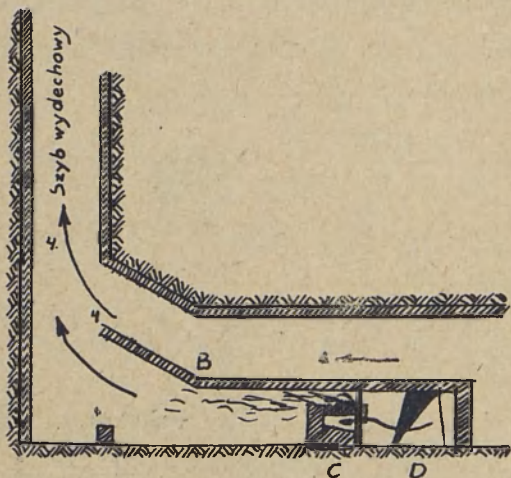


Fig. 296.

wpuszczać parę wodną bezpośrednio do szybu; sposób ten okazał się jednak mało skuteczny; lepsze wyniki uzyskuje się przez zastosowanie odpowiednio dużych i n ż e k t o r ó w p a r o w y c h .

Na wielkość ciągu naturalnego oprócz zmian temperatury powietrza wywierają również wpływ zmiany s k ł a d u i w i l g o t n o ś c i p o w i e t r z a .

Wpływ ten jednak jest sto-

sunkowo nieduży. Oprócz tego pewien wpływ wywierać może również wiatr i woda, spadająca w postaci deszczu w szybie. Działanie wody polega zarówno na ochładzaniu powietrza, jak i na mechanicznym porywaniu jego cząstek, dlatego też wpływ wody może być korzystny dla ruchu powietrza tylko w szybach wdechowych.

Odmianą przewietrzania naturalnego jest przewietrzanie przez d y f u z j ę . Ma ono miejsce w wyrobiskach, w pobliżu których przepływa prąd świeżego powietrza. Przepisy górnicze pozwalają przewietrzanie przez dyfuzję na odległość od 15 - 60 m zależnie od rodzaju wyrobiska.

c. P o m i a r d e p r e s j i c a - ż o ś c i k o p a l n i

D e p r e s j ę w e n t y l a t o r a mierzy się za pomocą rurki statycznej, umieszczonej w kanale wentylatora prostopadle do kierunku prądu i połączonej ze zwykłym manometrem wodnym lub też depresjomerem samopiszącym (fig.284).

D e p r e s j ę n a t u r a l n ą c a ż o ś c i k o p a l n i możemy oznaczyć dwoma sposobami : przez bezpośredni pomiar depresji za pomocą manometru lub też sposobem termodynamicznym.

B e z p o ś r e d n i p o m i a r d e p r e s j i n a t u r a l n e j uskutecznia się przez umieszczenie zamkniętej tamy w całym prądzie powietrza i zmierzenie za pomocą manometru różnicy ciśnienia przed i za tamą. Różnica ta daje nam wielkość depresji naturalnej całej kopalni.

W wypadku, gdy w kopalni nieczynnej zamknięty jest zarówno szyb wdechowy, jak i wydechowy, a równocześnie z tym nie ma innych tam w całym prądzie powietrza wewnątrz kopalni, należy zmierzyć różnicę ciśnienia przy obu szybach. W warunkach normalnych za tamą na szybie wdechowym mamy depresję ($-h_1$), za tamą zaś na szybie wydechowym - kompresję ($+h_2$). Całkowita depresja naturalna kopalni wynosi wówczas:

$$h = + h_1 + h_2$$

W okresie gwałtownie przebiegającej zwyżki barometrycznej może się zdarzyć, że pomiary ciśnienia wykażą za obu tamami depresję ($-h_1 - h_2$), a wówczas : $h = + h_1 - h_2$

W okresie natomiast gwałtownie przebiegającej zniżki za obu tamami może być kompresja ($+h_1 + h_2$), wtedy: $h = -h_1 + h_2$

T e r m o d y n a m i c z n y s p o s ó b oznaczenia depresji naturalnej (podany przez W. B u d r y k a w r.1929) polega na tym, że wzdłuż określonej drogi w kopalni (fig. 297) przeprowadza się pomiary ciśnienia barometrycznego (b) oraz temperatury (t).

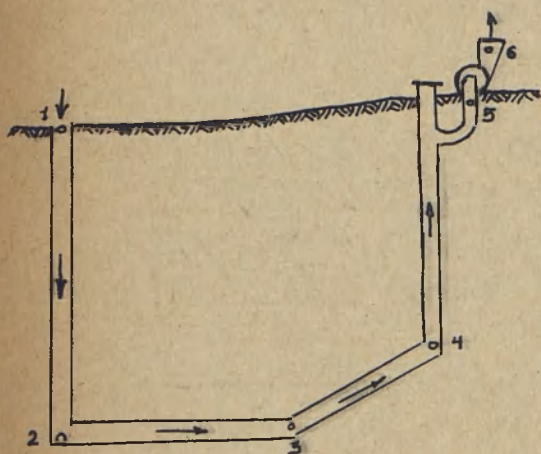


Fig. 297

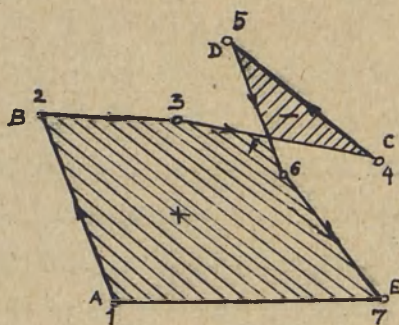


Fig. 299

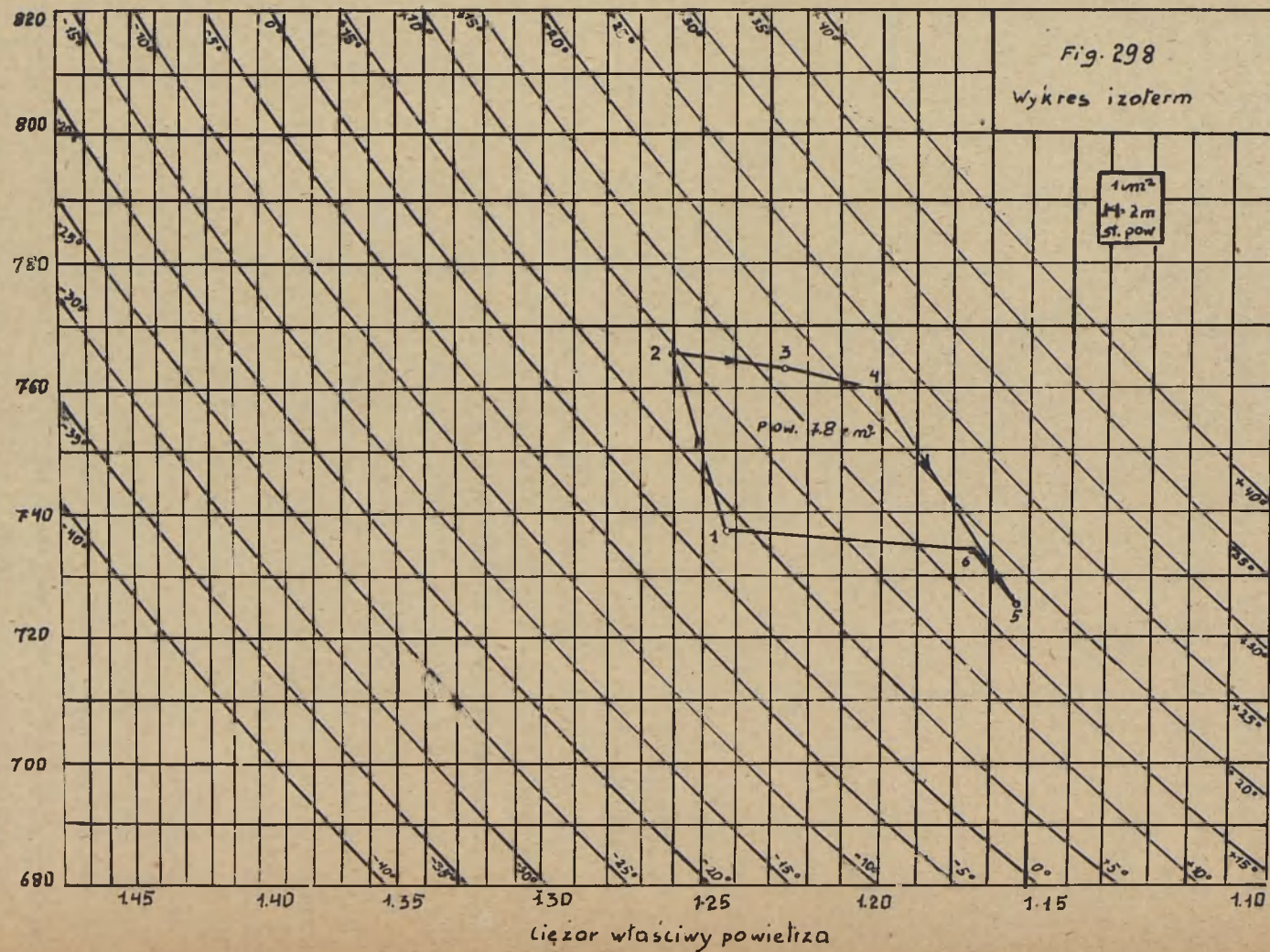
Pomiary należy przeprowadzać na nadszybiach i podszybiach, na górnych i dolnych kolanach pochylni i upadowych, z obu stron tam, przed i za wentylatorem, w punktach, gdzie zachodzą nagłe zmiany temperatury, a przy łączeniu się prądów powietrza - przed i za miejscem mieszania się prądów. Pomiary należy wykonywać w sposób możliwie szybki i bez przerwy.

Wyniki pomiarów nanosi się jako punkty na wykresie "izoterm" (fig. 298). Po połączeniu kolejnych punktów liniami prostymi otrzymuje się pewne zamknięte pole (cykl) którego powierzchnia wyraża w pewnej skali wielkość depresji naturalnej (H) w metrach słupa powietrza. Dla przeliczenia tej depresji na mm słupa wody należy pomnożyć ją przez średni ciężar właściwy powietrza, który z łatwością odczytujemy na poziomej osi wykresu izoterm.

Cykle lub ich części, w których ruch powietrza odbywa się w kierunku wskazówki zegara (ABFE, fig. 299), są dodatnie; części, gdzie ruch odbywa się w kierunku przeciwnym - ujemne (FDC).

Termodynamiczny sposób umożliwia oznaczenie wielkości depresji naturalnej zarówno w tym wypadku, gdy przewietrzanie kopalni odbywa się tylko ciągiem naturalnym, jak i wtedy, gdy czynny jest wentylator.

Cisnienie barometryczne w mm słupa rtęci



P r z y k ł a d :

Na jednej z dróg między wylotami szybów wdechowego i wydechowego (fig.197) wykonano pomiary za pomocą barometru i termometru, otrzymując następujące wyniki:

Punkt	Ciśnienie barometryczne b mm Hg	Temperatura t°
1	737,0	+ 2,5
2	765,5	+ 9,5
3	763,5	+16,5
4	759,0	+21,0
5	725,4	+17,0
6	734,0	+17,5

Po naniesieniu tych punktów na wykresie izoterm (fig.298) i połączeniu ich liniami prostymi, otrzymamy cykl zamknięty o powierzchni $7,8 \text{ cm}^2$, a więc zgodnie z podziałką wykresu ($1 \text{ cm}^2 = 2 \text{ m}$ słupa powietrza) otrzymamy

$$H = 7,8 \cdot 2 = 15,6 \text{ m sł. pow.}$$

Z wykresu tego wynika, że średni c.wł. powietrza wynosi około 1,22 , w wobec tego wielkość depresji naturalnej -

$$h = 15,6 \cdot 1,22 = 19,0 \text{ mm H}_2\text{O}.$$

Wielkość depresji naturalnej waha się od kilku mm słupa wody do 40 i więcej mm H_2O (w kopalniach bardzo głębokich).

C a ł k o w i t ą d e p r e s j ę otrzymamy przez zsumowanie depresji wentylatora i depresji naturalnej.

W praktyce bardzo często pomija się wielkość depresji naturalnej i ogranicza się tylko do pomiaru depresji, jako różnicy ciśnienia za i przed wentylatorem. Nieuwzględnienie depresji naturalnej jest jednak usprawiedliwione tylko wtedy, jeżeli wartość jej jest rzeczywiście bardzo mała w porównaniu z depresją wentylatora, co ma zwykle miejsce w kopalniach niegłębokich (poniżej 300 m) i przy znacznej depresji wentylatora (powyżej 100 mm H_2O).

d. P o m i a r d e p r e s j i c z ę ś c i k o p a l n i

Dla określenia straty naporu (depresji) między dwoma punktami (1 i 2) kopalni (fig.300) mamy dwie metody.

1. Pomiar różnicy ciśnienia za pomocą manometru lub mikromanometru daje bezpośrednio wielkość depresji. W tym celu manometr M (fig.300) łączy się za pomocą grubościennych rurek gumowych z rurkami statycznymi, umieszczonymi w początkowym (1) i końcowym (2) punktach wyrobiska. Dla wyrównania temperatury powietrza w rurkach jest konieczne, ażeby rurki te przebyły przez pewien czas w miejscu pomiaru. Poza tym wskazane jest, ażeby przed pomiarem końce rurek były otwarte (nie połączone z manometrem). Sposób ten może być stosowany przy stosunkowo niezbyt dużej odległości między punktami 1 i 2.

2. P o m i a r c i ś n i e n i a z a p o m o c ą b a r o -
metrów lub innych przyrządów - przeciwnie - wskazane jest raczej stosować przy dużej odległości między obu punktami. Mając zmierzone ciśnienia powietrza w tych punktach, a mianowicie p_1 i p_2 (w mm słupa wody), szukaną depresję obliczamy ze wzoru:

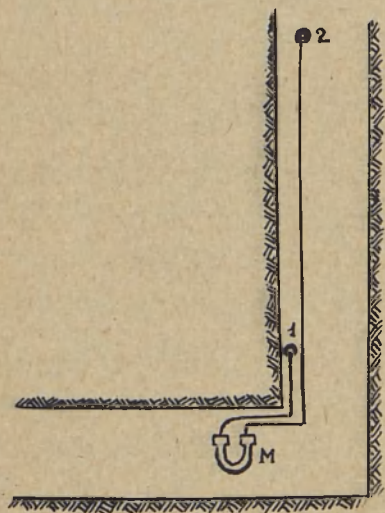
$$h = (p_1 - p_2) + \frac{2 \cdot (z_1 - z_2)}{\frac{1}{\gamma_1} + \frac{1}{\gamma_2}}$$

gdzie $(z_1 - z_2)$ - różnica poziomów punktów 1 i 2 w metrach,

γ_1 i γ_2 - ciężary właściwe powietrza w tych punktach.

B a r o m e t r y - a n e r o i d y dają w najlepszym wypadku dokładność do 0,5 mm Hg, czyli 7 mm H₂O. Jest to dokładność zbyt mała, by można było obliczyć depresję h na podstawie pomiarów za pomocą barometrów. O wiele dokładniejszymi przyrządami są s t a t o s k o p y . Stanowią one aneroidy

specjalnej konstrukcji, umożliwiające pomiary z dokładnością do 0,1 mm Hg, czyli około 1,5 mm H₂O. Oprócz tego używane są hipsometry i depnymometry.



Działanie hipsometrów oparte jest na zmianach temperatury wrzenia wody pod wpływem zmian ciśnienia powietrza; dokładność dochodzi tu do 0,025 mm Hg, czyli 0,35 mm H₂O. Działanie depnymetrów oparte jest na zmianie objętości pewnej ilości powietrza, zawartego w przyrządzie pod wpływem zmian ciśnienia powietrza zewnętrznego. Dla

Fig. 300

utrzymania stałej temperatury powietrza w przyrządzie otacza się go lodem. Dokładność pomiarów dochodzi do 0,1 mm H₂O.

Przykład :

Wielkości pomierzone w dwóch punktach 1 i 2 (fig. 300); różnica poziomów $z_1 - z_2 = -93,6$ m; ciśnienia barometryczne:

$b_1 = 814,9$ mm Hg; $b_2 = 806,0$ mm Hg; temperatury: $t_1 = 23,3^\circ$
 $t_2 = 21,9^\circ$. Jaka jest depresja h między tymi punktami?

Różnica ciśnienia w punktach 1 i 2 wynosi (c.wł. rtęci 13,6

$p_1 - p_2 = (814,9 - 806,0) \cdot 13,6 = 121,0$ mm H₂O

Nie uwzględniając wilgotności powietrza, otrzymamy jego ciężary właściwe:

$$\gamma_1 = \frac{p_1}{R \cdot T_1} = \frac{814,9}{29,27 \cdot (273 + 23,3)} = 1,278 \text{ kg/m}^2$$

$$\gamma_2 = \frac{806 \cdot 13,6}{29,27 \cdot (273 + 21,9)} = 1,270 \text{ kg/m}^2$$

Wielkość depresji :

$$h = 121,0 + \frac{2 \cdot (-93,6)}{\frac{1}{1,278} + \frac{1}{1,270}} = 121,0 - 119,2 = 1,8 \text{ mm H}_2\text{O}$$

[illegible]

itp.

wskutek tarcia oraz opory tam regulacyjnych.

a. Opory wywołane tarcie m
powietrza o ściany wyro-
biska

ssona):

$$h = c \frac{L.P.}{S^3} \dots Q^2$$

gdzie h - strata naporu (depresja) w mm słupa wody,

c - współczynnik oporu,

L - długość wyrobiska w metrach

P - obwód wyrobiska w metrach

S - powierzchnia przekroju wyrobiska w m²

Q - ilość przepływającego powietrza w m³/sek.

We wzorze tym wielkość

$$R = c \cdot \frac{L \cdot P}{S^3}$$

nosi nazwę oporu właściwego.

Opór właściwy wyrobisk i kopalni wyraża się zwykle w drobnych ułamkach. Dla uniknięcia tego **P e t i t** (czytaj Pt1)

zapropenował wyrażenie oporu w jednostkach 1000 razy mniejszych i na cześć znanego francuskiego badacza teorii wentylacji M u r g u e 'a (Miurg) jednostkę taką nazwał m i u r - g i e m . O p ó r w m i u r g a c h wynosi wobec tego -

$$M = 1000 \cdot R = 1000 \cdot c \cdot \frac{L}{S} \frac{P}{S}$$

Wstawiając z tego wzoru wartość oporu do wzoru G i - r a r d'a d'A u b u i s s o n a , otrzymamy

$$h = 0,001 \cdot M \cdot Q^2$$

b. W i e l k o ś ć w s p ó ł c z y n n i k a o p o r u

Wielkość współczynnika oporu c zależy od stopnia gładkości ścian, rodzaju obudowy i obecności w przekroju wyrobiska takich lub innych urządzeń (np. belek, kierowników i drabin w szybie). Poza tym wywiera wpływ również i wielkość przekroju wyrobiska oraz prędkość w nim powietrza, a mianowicie współczynnik oporu wyrobisk o dużym przekroju można przyjmować nieco mniejszy od współczynnika oporu wyrobisk ciasnych; przy większych prędkościach powietrza można przyjmować mniejszą wartość współczynnika oporu.

Przybliżone wartości współczynnika oporu c są następujące:

Lutnie blaszane lub drewniane	$c = 0,0003$
Wyrobiska z gładką obudową betonową	$c = 0,0003$
" z obudową betonową niedbale wykonaną	
lub z obudową murowaną	$c = 0,0004$
" bez obudowy w węglu bez przybierki	
	$c = 0,0005 - 0,0006$
" bez obudowy w węglu z przybierką	
	$c = 0,0007 - 0,0008$
" bez obudowy w kamieniu po rozciągłości	
	$c = 0,0008$

Wyrobyśka bez obudowy przecznice i sztolnie	c = 0,0010
" z obudową drzewną	c = 0,0010- 0,0025
" ścianowe	c = 0,0025- 0,0040

Szyby z belkami, kierownikami i drabinami:

z obudową murowaną	c = 0,0020- 0,0030
z " drzewną	c = 0,0030- 0,0035

Jeżeli wyrobiska są zanieczyszczone należy c zwiększyć o 0,0002

Jeżeli wyrobiska są kręte należy c zwiększyć o 0,0002

Przy wzmocnieniu obudowy stojakami w środku należy c zwiększyć o 0,0006- 0,0008

Przykład :

Jaki jest opór chodnika bez obudowy, ale krętego, w węglu bez przybierki o długości 500 metrów i przekroju 2 x 2 m ?

Współczynnik oporu $c = 0,0006 + 0,0002 = 0,0008$;

$L = 500$ m; $P = 2 \times 4 = 8$ m; $S = 2 \times 2 = 4$ m²;

$$M = 1000 \cdot c \frac{L \cdot P}{S^3} = 1000 \cdot 0,0008 \frac{500 \cdot 8}{4^3} = 50 \text{ miurgów.}$$

c. Opór tamy regulacyjnej

Tamy regulacyjne są to tamy, zwykle drewniane, z okienkiem, którego otwór może być zmieniany zasuwą (fig.301).

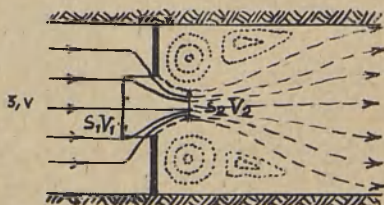
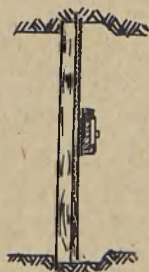
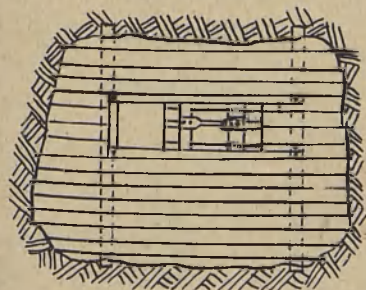


Fig. 301

Fig. 302

Najczęstsze wymiary okienek: wysokość 0,25 - 0,70 m, szerokość 0,50 - 1,00 m. Okienko umieszcza się zwykle w górnej części tamy na wysokości głowy.

Opór tamy regulacyjnej polega na wytworzeniu wirów wskutek nagłego zmniejszenia przekroju strumienia z S do S_2 (fig.302) i następnego znowu jego zwiększenia do S . Opór ten może być obliczony za pomocą wzoru:

$$M = 177 \cdot \left(\frac{1}{S_1} - \frac{1}{S} \right)^2$$

gdzie S - przekrój w m^2 wyrobiska, w którym ustawiona jest tama;

S_1 - powierzchnia okienka w m^2

P r z y k ł a d :

W wyrobisku o przekroju $2 \times 2,5$ m znajduje się tama z okienkiem $S_1 = 0,5 m^2$. Jaki jest opór tamy ?

$$S = 2 \cdot 2,5 = 5 m^2; \quad M = 177 \cdot \left(\frac{1}{0,5} - \frac{1}{5} \right)^2 = 573 \text{ niurgon}$$

d. I n n e o p o r y r u c h u

Opory ruchu powietrza występują głównie wskutek tworzenia się wirów. Ma to miejsce przy nagłym zwiększeniu przekroju przepływu (fig.303) nagłym jego zmniejszeniu (fig.304), przy obecności wózka lub klatki w prądzie (fig.305), na zakrętach



Fig. 303

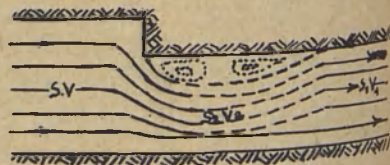


Fig. 304

chodników (fig.306) itd. Oporów tych zwykle nie uwzględnia się przy obliczaniu oporu całości kopalni. Wyjątek pod tym względem stanowią mogą kopalnie, w których odbudowa prowadzona jest za pomocą dużych komór (np. kopalnie soli), a w których równocześ-

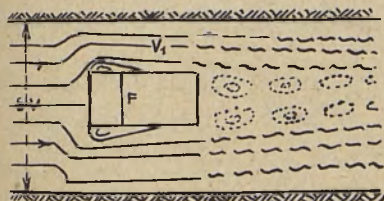


Fig. 305

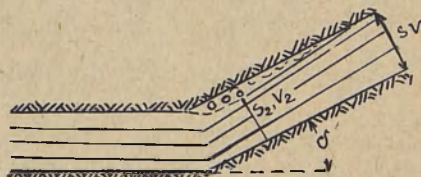


Fig.306

nie opór chodników wskutek niedużej ich długości i znacznych wymiarów poprzecznych jest bardzo mały.

13. OTWÓR RÓWNOZNACZNY

=====

Przy obliczaniu wentylacji kopalni oprócz jednostek oporu (opór właściwy, miurgi), charakteryzujących trudność przewietrzania, posługujemy się również jednostkami, charakteryzującymi łatwość przewietrzania wyrobisk lub całości kopalni. Do jednostek takich zaliczamy temperament i otwór równoznaczny (wprowadzony przez M u r g u e 'a w r.1873). Temperament jest jednostką starą, obecnie prawie nieużywaną.

O t w ó r e m r ó w n o z n a c z n y m całości lub części kopalni nazywamy takiej wielkości otwór w cienkiej ścianie, przez który przy danej depresji przepływa taka sama ilość

powietrza, jak i przez daną kopalnię lub jej część. Otwór równoznaczny oznacza się literą A i wyraża się w m^2 .

Zależność między otworem równoznacznym (A) a oporem w miurkach (M) może być przedstawiona za pomocą wzoru :

$$MA^2 = 144$$

K o p a l n i e , których otwór równoznaczny A jest mniejszy od $1 m^2$ zaliczamy pod względem przewietrzania do kopalni wąskich (trudnych do przewietrzania), kopalnie o otworze równoznacznym od $1 m^2$ do $2 m^2$ - do kopalni średnich, powyżej zaś $2 m^2$ - do szerokich (łatwych do przewietrzania).

P r z y k ł a d :

Jaki jest otwór równoznaczny kopalni o oporze $M = 50$ miurgów

$$A^2 = \frac{144}{M} ; A = \frac{12}{\sqrt{M}} = \frac{12}{\sqrt{50}} = 1,7 m^2$$

- kopalnia średnia.

Otwór równoznaczny całości kopalni możemy obliczyć na podstawie ilości przepływającego przez nią powietrza $Q m^3/sec$ oraz depresji wentylatora (lub depresji naturalnej) $h mm H_2O$, posługując się wzorem :

$$A = 0,38 \sqrt{\frac{Q}{h}}$$

P r z y k ł a d :

Przez wentylator, umieszczony na szybie wydechowym, przepływa $Q = 3000 m^3/min$. powietrza ; depresja jego wynosi $h = 100 mm$. Jaki jest otwór równoznaczny kopalni ?

$$Q = \frac{3000}{60} = 50 m^3/sec ; A = 0,38 \cdot \frac{50}{\sqrt{100}} = 1,9 m^2$$

- kopalnia średnia.

14. OPÓR SIECI WENTYLACYJNEJ

=====

Wyrobiska, przez które płynie powietrze w kopalni, mogą tworzyć mniej lub więcej skomplikowaną sieć, w której poszczególne opory łączą się ze sobą w rozmaity sposób, tworząc taki lub inny system przewietrzania.

a. Opór połączenia szeregowego

Jeżeli chodnik, wzdłuż którego płynie jedna i ta sama ilość powietrza, składa się z kilku części o oporach $m_1, m_2, m_3, \dots$, wówczas opór M takiego szeregowego połączenia jest równy sumie oporów poszczególnych jego części:

$$M = m_1 + m_2 + m_3 + \dots$$

W tych bardzo rzadkich wypadkach, gdy kopalnia przewietrzana jest tylko jednym prądem powietrza, obliczenie jej całkowitego oporu sprowadza się do zwykłego podsumowania oporów poszczególnych wyrobisk.

b. Opór połączenia równoległego

Jeżeli prąd powietrza między punktami A i B (fig. 307) płynie kilku drogami (bocznikami) $b_1, b_2, b_3, \dots$, mówimy wówczas o równoległym połączeniu tych bocznik. Jest rzeczą zupełnie zrozumiałą, że opór ruchu powietrza będzie w tym wypadku mniejszy, aniżeli wtedy, gdybyśmy cały prąd skierowali jedną tylko z naszych bocznik. Innymi słowami opór równoległego połączenia kilku bocznik jest mniejszy, aniżeli opór każdej z tych bocznik, wziętych osobno.

Dla ułatwienia obliczenia oporu połączenia równoległego posługujemy się otworami równoznacznymi poszczególnych bocz-

nic. W tym celu opory każdej bocznicy ($m_1, m_2, m_3, \dots$) przeliczamy na otwory równoznaczne ($a_1, a_2, a_3, \dots$) na podstawie zależności $MA^2 = 144$. Przez zsumowanie otrzymanych otworów równoznacznych otrzymujemy otwór równoznaczny całego połąc-

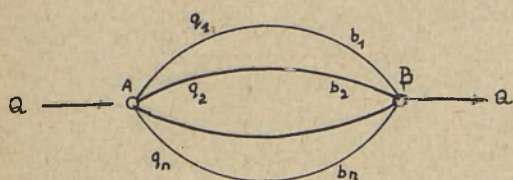


Fig. 307

czenia równoległego:

$$A = a_1 + a_2 + a_3 + \dots$$

który następnie z łatwością możemy przeliczyć na miurgi, posługując się tym samym wzorem, a mianowicie:

$$M = \frac{144}{A^2}$$

P r z y k ł a d :

Prąd powietrza płynie do przodków odbudowy dwoma chodnikami równoległymi, których opory wynoszą $m_1 = 25$ i $m_2 = 100$ miurgów. Jaki jest opór takiego równoległego połączenia obu chodników ?

Otwór równoznaczny pierwszego z tych chodników wynosi -

$$a_1 = \frac{12}{\sqrt{m_1}} = \frac{12}{\sqrt{25}} = 2,4 \text{ m}^2,$$

otwór równoznaczny drugiego chodnika -

$$a_2 = \frac{12}{\sqrt{100}} = 1,2 \text{ m}^2;$$

otwór równoznaczny równoległego połączenia tych chodników =

$$A = a_1 + a_2 = 2,4 + 1,2 = 3,6 \text{ m}^2;$$

opór tego połączenia

$$M = \frac{144}{3,6^2} = 11,1 \text{ miurgów.}$$

Tak więc otwór równoznaczny (A) równoległego połączenia kilku bocznic jest równy sumie otworów równoznacznych tych bocznic ($a_1 + a_2 + a_3 + \dots$). Drugą bardzo ważną właściwością połączenia równoległego jest to, że rozdział powietrza na poszczególne bocznicę ($q_1, q_2, q_3, \dots$) jest wprost proporcjonalny do wielkości ich otworów równoznacznych, tzn.

$$q_1 : q_2 : q_3 : \dots = a_1 : a_2 : a_3 : \dots$$

P r z y k ł a d :

Przez dwa równoległe chodniki o oporach 25 i 100 miur-gów (p.przykład poprzedni) płynie razem do przodków odbudowy $Q = 12 \text{ m}^3/\text{sek}$ powietrza. Ile płynie każdym z tych chodników ?

Jak widzieliśmy (przykład poprzedni), otwory równoznaczne chodników wynoszą $a_1 = 2,4 \text{ m}^2$ i $a_2 = 1,2 \text{ m}^2$, a więc rozdział w nich powietrza -

$$q_1 : q_2 = 2,4 : 1,2 ;$$

poza tym, jak wynika z zadania -

$$Q = q_1 + q_2 = 12 \text{ m}^3/\text{sek} ;$$

a więc

$$q_1 = 12 \cdot \frac{2,4}{2,4+1,2} = 8 \text{ m}^3/\text{sek}$$

$$q_2 = 12 \cdot \frac{1,2}{2,4+1,2} = 4 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

c. K l a s y f i k a c j a s y s t e m ó w p r z e w i e t r z a n i a

Systemy wentylacyjne mogą być podzielone na trzy kategorie :

1. S y s t e m y n i e r o z g a ł ę z i c n e , składające się z części połączonych ze sobą szeregowo;
2. s y s t e m y r o z g a ł ę z i o n e n o r m a l -
n e i
3. s y s t e m y r o z g a ł ę z i o n e p r z e k ą t -
n e .

Najprostszy system normalny (fig.308) składa się z części nierozgałęzionych i rozgałęzionych równoległych, połączonych ze sobą szeregowo. Bocznice równoległe prostego systemu normalnego zaliczamy do klasy I.

Każda bocznicą klasy I może w dalszym ciągu rozgałęziać się, tworząc bocznicę II klasy, te zaś na bocznicę III klasy itd., przez co powstają systemy normalne mniej lub więcej złożone (fig.309).

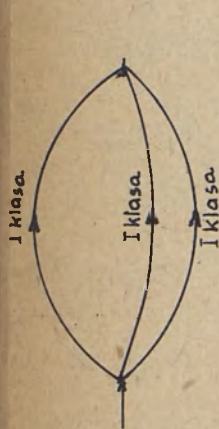


Fig.308

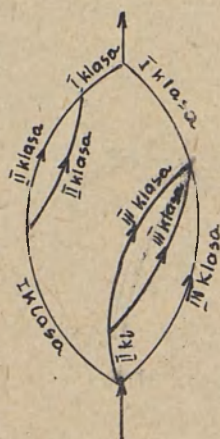


Fig.309



Fig.310

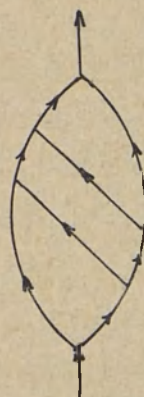


Fig. 311



Fig.312

Systemami przekątnymi nazywamy także systemy rozgałęzione, w których istnieją bocznicę, łączące dwa punkty różnych bocznic (fig.310, 311, 312).

d. Schematy przewietrzania

Dla ułatwienia obliczeń oraz orientacji w sposobie rozprzeczania powietrza w kopalni stosowane są schematy przewietrzania : przestrzenne i kanoniczne.

Schemat przestrzenny (fig.313) ułatwia ogólne zorientowanie się w sposobie przewietrzania kopalni. W schemacie przestrzennym wkreśla się również (liniami przery-

wanymi) krótkie połączenia oraz drogi przewozowe, w których umieszczone są tamy z drzwiami.

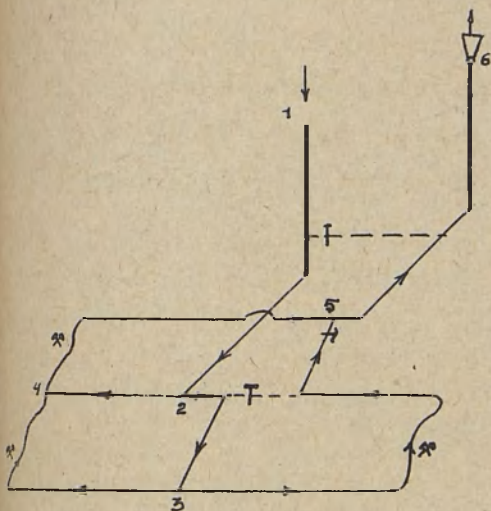


Fig. 313

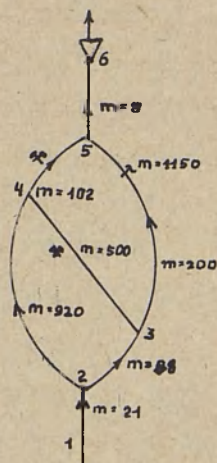


Fig. 314

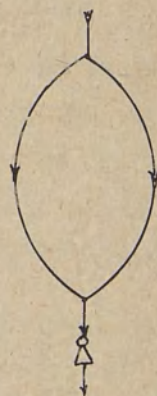


Fig. 315

S c h e m a t k a n o n i c z n y (fig. 314) ma na celu przejrzyste przedstawienie systemu przewietrzania oraz ułatwia wszelkie jego obliczenia. Na schemacie tym oznacza się miejsca umieszczenia wentylatorów, ich depresje, kierunki prądów, pola odbudowy, tamy regulacyjne, opory poszczególnych bocznic,

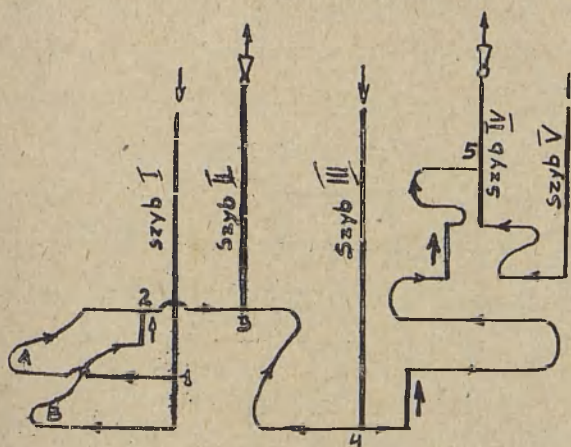


Fig. 316

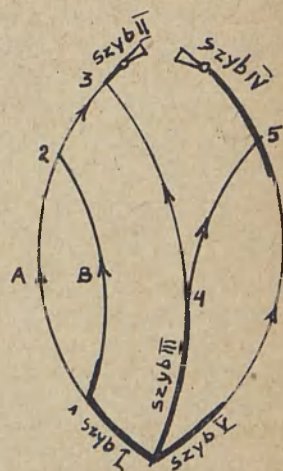


Fig. 317

oraz ewentualnie ilości przepływającego powietrza i depresje w punktach węzłowych. W wypadku przewietrzania kopalni prądem wznoszącym się schemat kanoniczny usytuowuje się na rysunku w ten sposób, ażeby szyb wdechowy przypadł u dołu, szyb zaś wydechowy u góry (fig. 314). Jeżeli roboty w kopalni przewietrzane są prądem schodzącym, dla zaznaczania tego na schemacie szyb wydechowy umieszcza się u dołu na rysunku (fig. 315).

Na fig. 316 i 317 przedstawione zostały schematy - przestrzenne i kanoniczny - przewietrzania kopalni za pomocą trzech szybów wdechowych i dwóch wydechowych.

e. O p ó r s y s t e m u n o r m a l n e - g o

System normalny jest kombinacją połączeń równoległych i szeregowych, a wskutek tego przy obliczaniu jego oporu opiera-
my się na poznanym już sposobie obliczeń tych połączeń, przy

czym jako zasadę przyjmujemy, że obliczenia należy przeprowa-
dzać, zaczynając od bocznic klas najwyższych.

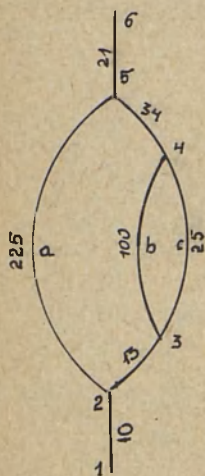


Fig. 318.

Tak np. jeżeli mamy system, przedstawiony na fig. 318, na którym podane są opory bocznic, to - jak widzimy - równoległe jego bocznic klasy II, a mianowicie 3b4 i 3c4, łączą się szeregowo z bocznicami klasy I - 23 i 45, a wobec tego musimy przede wszystkim obliczyć opór połączenia równoległego 34. W tym celu przeliczamy opory bocznic 3b4 i 3c4 na otwory równoznaczne na podstawie wzoru $MA^2 = 144$ i sumujemy te otwory ze sobą:

bocznicą 3b4		opór	100	miurgów	otw. równ.	1, 2	m ²
"	3c4		opór	25	"	"	"
						<u>2, 4</u>	"
połączenie równoległe 34						otw. równ:	3, 6 m ²

Opór tego połączenia 34 wynosi - po przeliczeniu otworu równoznacznego (3,6) na miurgi - 11,1 miurgów.

Dodając do tego oporu (11,1) opory bocznic 23 (13 miurgów) i 45 (34 miurgów), otrzymamy opór całej bocznicy pierwszej klasy 2345 -

$$13 + 11,1 + 34 = 58,1 \text{ miurgów,}$$

Ponieważ całość bocznic 2345 wchodzi w połączenie równoległe z bocznicą 2a5, przeto musimy znowu operować tu otworami równoznacznymi :

bocznicą 2a5		opór	225	miurgów	, otw. równ.	0,80	m ²
"	2345		"	58,1	"	"	"
						<u>1,58</u>	"
całość połączenia							
równoległego 25						otw. równ.	2,38 m ² .

Po przeliczeniu na miurgi otrzymamy opór połączenia 25 równy 25,4 miurgów. Opór ten musimy dodać do oporów bocznic 12 (10 miurgów) i 56 (21 miurg.) a wówczas otrzymamy opór całości naszego systemu normalnego.

$$10 + 25,4 + 21 = 56,4 \text{ miurgów.}$$

f. O p ó r s y s t e m u p r z e k ą t n e g o

Obliczenie oporów systemów przekątnych nastrocza bardzo duże trudności, gdyż musimy tu posługiwać się równaniami wyższych stopni.

Z nieskończonej ilości odmian systemów przekątnych jedynie tylko opór najprostszego systemu przekątnego (fig.310) może być obliczony dokładnie, we wszystkich natomiast innych wypadkach musimy posługiwać się sposobami przybliżonymi. Ponieważ jednak z zagadnieniem tym rzadko tylko spotykamy się w praktyce, przeto na tym miejscu pominiemy opis bardzo zawiłych sposobów obliczania oporów prądów przekątnych.

15. KIERUNKI PRĄDÓW POWIETRZA W BOCZNICACH SYSTE-

MÓW WENTYLACYJNYCH PRZY JEDNYM WENTYLATORZE

a. K i e r u n k i p r ą d ó w w s y s t e - m a c h n o r m a l n y c h

W wypadku, gdy wentylator umieszczony jest na zewnątrz systemu, a więc na szybie wydechowym (przy przewietrzaniu ssącym) określenie kierunków prądów powietrza w systemach normalnych nie nastręcza jakichkolwiek trudności. Mianowicie, powietrze będzie tu płynęło od ciśnienia wyższego do niższego, a więc np. w wypadku przewietrzania ssącego wszystkie prądy powietrza będą się kierowały ku wentylatorowi (fig.319).

Sprawa komplikuje się nieco, jeżeli wentylator umieszczony jest pod ziemią w jednej z bocznic systemu. W tym wypadku (fig.320) wprowadzić wentylator ssąć będzie powietrze z szybu wdechowego i tłoczyć do wydechowego, ale równocześnie z tym tłó-

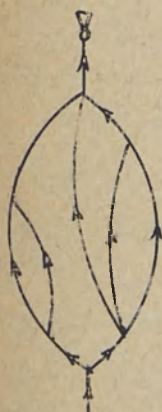


Fig.319

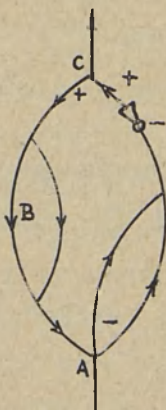


Fig.320

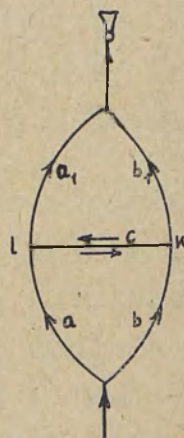


Fig.321

czyć będzie powietrze w punkcie C do bocznicy ABC i wyciągać z niej - w punkcie A. Wskutek tego kierunek ruchu powietrza w bocznicy ABC będzie o d w r ó c o n y , pewna jego część będzie stale krążyła wewnątrz kopalni, przewietrzając przodki częściowo zepsutym powietrzem. Mamy więc tu niekorzystne warunki przewietrzania nawet w czasie normalnym, nie mówiąc już o wypadku pożaru na dole, kiedy to cała niemal kopalnia przy takim sposobie przewietrzania zostanie zadymiona i wypełniona gazami trującymi. Toteż taki sposób przewietrzania jest w wysokim stopniu niebezpieczny.

b. K i e r u n k i p r ą d ó w w s y s t e - m a c h p r z e k ą t n y c h .

W wypadku obecności obok bocznic normalnych również bocznice przekątne (c - fig.321) - prąd w tych ostatnich może płynąć w jedną lub drugą stronę, zależnie od wielkości oporów innych bocznic systemu.

Tak np. w wypadku prostego prądu przekątnego (fig.321) powietrze będzie płynęło w kierunku KL, gdy

$$\frac{a}{a_1} > \frac{b}{b_1}$$

gdzie a a_1 b b_1 - opory w miurgach odnośnych bocznic.

Prąd w bocznicy c płynie w kierunku przeciwnym (LK), gdy

$$\frac{a}{a_1} < \frac{b}{b_1}$$

w wypadku natomiast zachowania warunku

$$\frac{a}{a_1} = \frac{b}{b_1}$$

- prąd przekątny zostaje zatrzymany.

Przykład :

Wartości oporów bocznic w systemie prostym przekątnym (fig.321) są następujące: $a = 30$; $a_1 = 20$; $b = 25$; $b_1 = 50$. W jakim kierunku płynie prąd przekątny c ?

$$\frac{a}{a_1} = \frac{30}{20} = 1,5; \quad \frac{b}{b_1} = \frac{25}{50} = 0,5$$

Ponieważ $\frac{a}{a_1}$ jest w danym wypadku większe od $\frac{b}{b_1}$ przeto prąd przekątny płynie od punktu K do L.

16. KIERUNKI PRĄDÓW POWIETRZA PRZY DWÓCH LUB ===== WIĘCEJ WENTYLATORACH =====

Jeszcze bardziej komplikuje się sprawa, jeżeli kopalnia przewietrzana jest za pomocą dwóch lub kilku wentylatorów. Tak np. w wypadku przedstawionym na fig.322, wentylator h_1 będzie dążył do nadania ruchu powietrza w bocznicy b w kierunku od A do B, wentylator natomiast h_2 - w kierunku przeciwnym (strzałka przerywana). Który z tych wpływów przeważy, będzie zależało zarówno od oporów bocznic a , c_1 , c_2 , jak i od wielkości depresji h_1 i h_2 , a mianowicie:

prosty kierunek prądu (AB) mamy, jeżeli:

$$\frac{h_1}{h_2} > \frac{c_1 + c_2}{a}$$

kierunek odwrócony (BA) mamy, jeżeli

$$\frac{h_1}{h_2} < \frac{c_1 + c_2}{a}$$

za utrzymanie prądu b następuje przy warunku

$$\frac{h_1}{h_2} = \frac{c_1 + c_2}{a}$$

gdzie a , c_1 i c_2 - opory bocznic w miurkach.

Jeżeli chodzi o kierunki prądów w bocznicach a i c_1 i c_2 (fig.322), to w danym wypadku są one ściśle określone, gdyż na te bocznicę oba wentylatory wywierają zgodny wpływ.

P r z y k ł a d :

Opory bocznic systemu przedstawionego na fig.322, są następujące : $a = 100$, $b = 10$, $c_1 = 20$, $c_2 = 30$ miurgów, depresja wentylatora głównego $h_1 = 60$ mm H_2O . Jaka winna być depresja wentylatora wtórnego (h_2), ażeby nie nastąpiło odwrócenie prądu b ?

Zatrzymanie prądu b następuje przy warunku

$$\frac{h_1}{h_2} = \frac{c_1 + c_2}{a}; \quad \frac{60}{h_2} = \frac{20 + 30}{100}$$

stąd

$$h_2 = \frac{60 \cdot 100}{20 + 30} = 120 \text{ mm } H_2O$$

A więc prąd b będzie odwrócony, jeżeli depresja wentylatora wtórnego będzie większa od 120 mm H_2O .

Drugim przykładem przewietrzania kopalni za pomocą dwóch wentylatorów mamy wypadek, przedstawiony na fig.323. Mamy tu jeden szyb wdechowy i dwa wydechowe. Ściśle zdecydowany kierunek prądu mamy tylko w bocznicę c , wpływy natomiast obu wentylatorów na kierunki prądów w bocznicach a i b są wręcz przeciwne, a wskutek tego w niektórych wypadkach zarówno prąd a , jak i b , mogą być odwrócone.

Warunkiem prostego kierunku prądu a , tzn. od A do B jest to, by stosunek

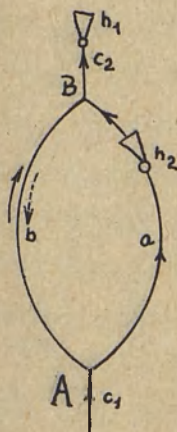


Fig.322

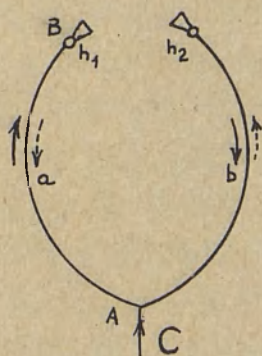


Fig.323

$$\frac{h_2}{h_1} < 1 + \frac{b}{c}$$

warunkiem zaś prostego kierunku prądu b jest warunek, ażeby

$$\frac{h_1}{h_2} < 1 + \frac{a}{c}$$

zatrzymanie prądu b następuje przy

$$\frac{h_1}{h_2} = 1 + \frac{a}{c}$$

17. ROZPROWADZANIE POWIETRZA W KOPALNIACH

=====

a. Zasady ogólne

Powietrze nie powinno płynąć przez wszystkie przodki w kopalni jednym tylko prądem, gdyż robotnicy, pracujący najdalej, otrzymaliby powietrze najbardziej zanieczyszczone, w wypadku zaś wybuchu lub pożaru cała kopalnia byłaby bezpośrednio zagrożona. Dla uniknięcia tego prąd powietrza w kopalni dzieli się na możliwie dużą ilość prądów niezależnych.

Przepisy górnicze przewidują największą ilość ludzi, jaka może być zatrudniona w jednym prądzie. Tak np. przepisy górnośląskie pozwalają zatrudnienie w jednym prądzie w kopalniach niegazowych - do 100 ludzi, w kopalniach zaś gazowych - do 80. Poza tym opór systemów rozgałęzionych jest mniejszy, a więc łatwość przewietrzania przemawia za tym, ażeby rozgałęzienie prądów następowało możliwie blisko przy szybach.

Jeżeli kopalnia posiada większą ilość szybów, wówczas powietrze wchodzi np. przez szyb wydobywczy i wychodzi przez

dwa szyby wentylacyjne (fig.323), rozmieszczone na obu skrzydłach kopalni. Czasami - przeciwnie - powietrze wchodzi przez kilka szybów i kieruje się do jednego szybu wydechowego. Takie scentralizowanie przewietrzania jest o tyle korzystne, że umożliwia zastosowanie jednego tylko wentylatora ssącego, a poza tym przyczynia się do znacznego zmniejszenia oporu kopalni wskutek równoległego połączenia kilku niezależnych prądów powietrza wchodzącego oraz do zmniejszenia prędkości powietrza w głównych drogach przewo-
zowych.

Powietrze atmosferyczne, wchodząc do kopalni, zazwyczaj ogrzewa się stopniowo, nasyca się parą wodną, staje się lżejsze, a wskutek tego posiada tendencję ruchu w kierunku wznoszącym się. Okoliczność ta (depresja naturalna) przemawia za przewietrzaniem robót prądem wznoszącym się. Nie zawsze jednak jest to możliwe i czasami, zwłaszcza przy wybieraniu resztek pól, zachodzi potrzeba kierowania prądu na dół, wbrew jego ciągowi naturalnemu, co może w znacznej mierze utrudniać przewietrzanie i usuwanie gazów szkodliwych.

Należyty rozdział powietrza na poszczególne bocznicę osiąga się przez regulację, która może być dokonana bądź przez zwiększenie oporów niektórych bocznic za pomocą tam regulacyjnych (fig.301), bądź też przez zastosowanie wtórnych wentylatorów. W praktyce najczęściej stosowany jest sposób pierwszy; w tych jednak wypadkach, gdy istnieją na kopalni bocznicę o bardzo dużych oporach i gdy chcemy przez te bocznicę przeprowadzić znaczną ilość powietrza, wówczas bardziej celowym jest umieszczenie w tych bocznicach wentylatorów wtórnych.

Zarówno tamy regulacyjne, jak i wentylatory wtórne, wywierają wpływ na ruch powietrza nie tylko w tych bocznicach, w których zostały one umieszczone, lecz również i na ruch powietrza w całości systemu. Jeżeli natomiast chodzi o przewietrzanie ślę-
pnych chodników za pomocą lutni z wentylatorami (patrz niżej), to nie wpływają one na ruch powietrza w ogólnym systemie wentyla-

cyjnym i dlatego nie zaliczamy ich do sposobów regulacji całości systemu.

Dla zmniejszenia oporu kopalni należy w miarę możliwości unikać wszelkich dodatkowych oporów, jak nagłych zakrętów prądu, tam regulacyjnych, jeżeli nie są one koniecznie potrzebne, nagromadzenia materiału lub sprzętu w drogach powietrznych itp. Drogi powietrzne powinny być dobrze utrzymane, zawały muszą być skrzętnie usuwane, a połamana odbudowa wymieniana.

Największy wpływ na opór kopalni wywierają główne drogi wentylacyjne, w których płynie duża ilość powietrza, a więc na ogół bocznice I klasy wywierają większy wpływ, aniżeli bocznice II, III i następnych klas. Dlatego też na wyrobiska, którymi płynie duża ilość powietrza, musi być zwrócona baczna uwaga: muszą one być utrzymywane w dobrym stanie, przez co ich powinien być odpowiednio duży, a długość możliwie mała, tzn. możliwie blisko od szybu wdechowego powinien rozgałęziać się prąd główny i możliwie blisko przy szybie wydechowym powinny łączyć się bocznice I klasy.

Nieprodukcyjną stratę powietrza i energii pociągają za sobą wszelkie ucieczki powietrza. W celu zmniejszenia strat powietrza należy wszelkie urządzenia wentylacyjne (tamy, mosty, lutnie itp.) utrzymywać zawsze w należytych stanie szczelności. Należy poza tym unikać w miarę możliwości stawiania tam z drzwiami, zwłaszcza w głównych drogach komunikacyjnych kopalni, gdyż pociągają one za sobą nieuniknione ucieczki w czasie otwierania drzwi, jak również wskutek nie szczelności tych ostatnich. W miejscach, gdzie tamy z drzwiami są nieuniknione, dla zmniejszenia ucieczek powietrza muszą być stosowane tamy podwójne, tak ażeby wtedy, gdy jedne drzwi są otwarte, drugie były zamknięte.

W przeważającej większości wypadków stosowane jest w kopalniach przewietrzanie ssące. Sposób ten ma szereg zalet, a mianowicie umożliwia łatwe doprowadzenie świeżego powietrza przez szyb wydobywczy, który jest zwykle najgłębszy, a wskutek tego przy przewietrzaniu ssącym mamy prawie zawsze wznoszący się kierunek prądu. Przy tym sposobie

przewietrzania zamknięty musi być wylot szybu wydechowego, co na ogół nie stwarza większych trudności dla kopalni. Jeżeli natomiast chcemy, by przy przewietrzaniu tłoczącym szyb wydobywczy był wdychowym, musi być na tym szybie umieszczony wentylator, co pociąga za sobą konieczność zamknięcia jego wlotu, a jednocześnie z tym wpływa ujemnie na sprawność pracy szybu.

Przepisy górnicze wymagają, ażeby przy każdym wentylatorze było urządzenie, pozwalające na łatwą zmianę przewietrzania z ssącego na tłoczące.

Jeżeli zaś chodzi o lokalne przewietrzanie przedoków za pomocą lutni, to tłoczący sposób przewietrzania posiada tu szereg zalet, a wskutek tego częściej jest stosowany od sposobu ssącego.

Umieszczenie wentylatora pod ziemią ma tę dodatnią stronę; że wylot szybu wentylacyjnego pozostaje wówczas otwarty, a wskutek tego może on być bez jakichkolwiek przeszkód wykorzystany do wyciągu. Obsługa takiego wentylatora jest jednak mniej wygodna, a w czasie po-

żaru staje się w wielu wypadkach nawet uniemożliwiona. Wskutek tego w praktyce górniczej spotykamy wyłącznie niemal główne wentylatory nadziemne.

Czasami na jednym szybie umieszcza się dwa (najlepiej jednakowe) wentylatory. W wypadku tym jest najbardziej celowe, gdy stale w ruchu znajduje się jeden tylko wentylator, a drugi służy jako rezerwa. W wypadku potrzeby chwilowego zwiększenia ilości powietrza (przepisy górnicze wymagają możliwości zwiększenia tej ilości o 25%) mogą być te dwa wentylatory uruchomione równocześnie przy szeregowym (w kopalni wąskiej) lub równoległym (w szerokiej) ich połączeniu.

b. Tamy i przegrody wentylacyjne

Prąd powietrza musi płynąć ściśle określoną drogą i dochodzić możliwie blisko do przodków. Dla niedopuszczenia po-

wietrza do jakiegokolwiek wyrobiska umieszcza się w nim w kierunku poprzecznym tamę

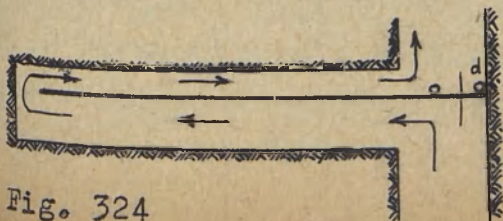


Fig. 324

w e n t y l a c y j n ą . Jeżeli natomiast chodzi o podłużne przegrodzenie wyrobiska na dwa przedziały, w jednym z których (szerszym) płynie świeże powietrze, w drugim (węższym) - w kierunku przeciwnym - zepsute, to wzdłuż takiego wyrobiska stawia się p r z e g r o d ę w e n t y l a c y j n ą (fig. 324). W przegrodzie takiej wykonuje się zwykle drzwi (d) dla przejścia ludzi. W chodnikach wąskich i wysokich robi się czasami przegrodę poziomą; górny przedział chodnika służy wówczas dla przewozu i świeżego powietrza, dolny - dla odpływu wody i zepsutego powietrza. Krótką przegrodę wskazane jest umieszczać w miejscu spotkania dwóch prądów (fig. 325).

Pod względem konstrukcyjnym tamy i przegrody nie różnią się od siebie i mogą być wykonane z płótna, drzewa, muru lub

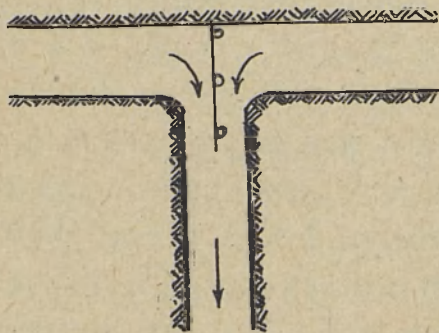


Fig. 325

innych materiałów. Tama winna być umieszczona w pobliżu prądu świeżego powietrza, aby uniknąć zbierania się przy niej gazu kopalnianego. Nie może być jednak umieszczona zbyt blisko przy chodniku, w którym płynie świeże powietrze, gdyż skały w takich miejscach są zwykle spękań, a więc tama byłaby z jednej

strony narażona na duże ciśnienie skał, z drugiej zaś nie byłaby zbyt szczelna.

Najprostszymi i najłatwiejszymi do wykonania są t a m y i p r z e g r o d y p ł ó c i e n n e czyli z a s k o n y . Wykonuje się je z płótna żaglowego lub nawet jutowego; dla zwiększenia nieprzenikliwości płótno takie pokrywa się smołą lub bieli się wapnem. Tamy płócienne (fig. 326) mają szereg zalet: przytwierdzenie ich gwoździami do obudowy wymaga minimalnej ilości czasu, łatwo jest je przenosić w inne miejsca, po

uniesieniu płótna można łatwo przez tamy przejść, nie wpływa na nie ani ciśnienie skał, ani osiadanie stropu. Główną ich wadą jest ogromna strata powietrza. Strata ta w wypadku przegrody płóciennej, przy dokładnym nawet wykonaniu, dochodzi do

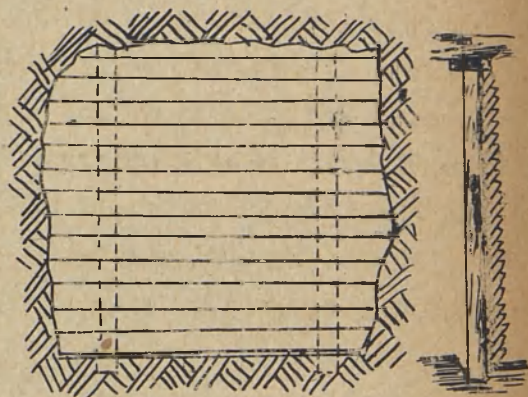
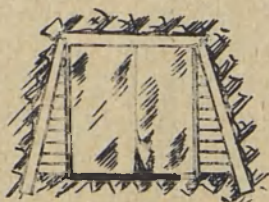


Fig. 326.

80 - 90% przy długości 40 - 100 m. Dlatego też przegrody płócienne mogą być stosowane tylko przy małej ich długości (np. poniżej 50 m).

Tamy i przegrody drewniane, wykonane z desek, zwykle nie ściętych do kantu, lub szryn, są powszechnie

stosowane. Deski lub szryny nabija się na stojaki od strony świeżego powietrza (fig. 327). Nabijanie uskutecznia się od góry płaską stroną na zewnątrz, dolna deska nalega częściowo na górną, przez co tworzy się głęboki rowek, wygodny dla oblepienia tamy gliną (fig. 328). Czasami deski nabija się obok siebie na styk lub nawet na wpust (fig. 329), przy czym przed założeniem każdej następnej deski rowek wypełnia się warstewką miękkiej gliny. Przed budową tamy spód wyrobiska musi być dobrze oczyszczony, ażeby była pewność, że tama przylega bezpośrednio do skały. Ponadto wykonuje się wcięcie na ścianach, pięttrze i spodzie chodnika o szerokości 7 - 8 cm i głębokości około 5 cm. Dla uszczelnienia miejsce przylegania desek do skały daje się

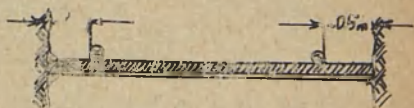


Fig. 327

na spodzie wyrobiska warstwę gliny i dokładnie się ubija ;
nieszczelności przy ścianach wyrobiska zalepia się gliną.
Przy dobrym wykonaniu i starannym utrzymaniu, straty powietrza
są stosunkowo nieduże i przy
przegrodach kilkuset nawet
metrów długości da się je o-
graniczyć zaledwie do kilku
procent. Przy niedbałym na-
tomiaśt utrzymaniu glina łat-
wo odpada, a straty wówczas
mogą być bardzo duże. Osiada-
nie stropu odbija się na
szczelności takich przegród
i tam, mogą one ulec przy tym
nawet zupełnemu zniszczeniu.

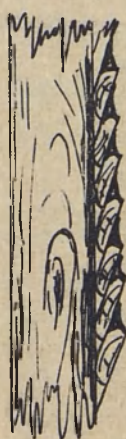


Fig. 328

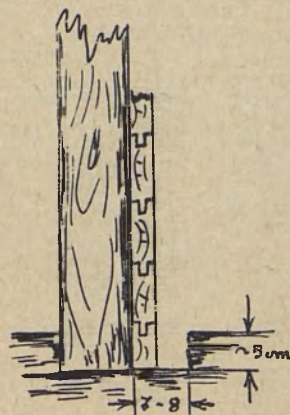


Fig. 329

łamy z desek buduje się
zwykle w takich miejscach,
gdzie istnieć one mają sto-
sunkowo krótki okres czasu; poza tym, zawdzięczając łatwości
ich wykonania, stosowane one są jako tymczasowe przy otamo-
waniu pożarów na dole.

Bardzo wytrzymałe na ciśnienie skał są t a m y kloco-
we (fig.330). Buduje się je z okrągłaków długości 0,5 do 1 m,

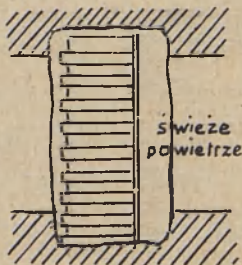
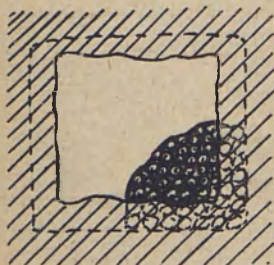


Fig. 330

układanych równoleg-
le do osi chodników,
najlepiej na zapra-
wie wapiennej. Przed
budowaniem tamy wyko-
nuje się na obwodzie
chodnika wcięcie o
szerokości półtora
razy większej od gru-
bości tamy, głębokość
zależy od stanu skał,
nie mniejsza jednak
od 0,2 m, i tylko
w bardzo twardych ska-

łach wcięcia może być nie robione. Strona zewnętrzna tamy (od strony świeżego powietrza) musi być równa i pionowa. W czasie układania kłoców wkłada się między nie cienkie kawałki drzewa, a po wykończeniu tamy we wszystkie szpary wbija się kliny. Tamy te doskonale wytrzymują nawet bardzo duże ciśnienie.

Czasami buduje się dwie tamy z desek w pewnej od siebie odległości, przestrzeń zaś między nimi wypełnia się gliną lub gliniastą ziemią, kawałkami skały lub podsadzką płynną. Tamy takie są bardzo wytrzymałe na ciśnienie, a nawet ze wzrostem ciśnienia stają się bardziej szczelne.

T a m y m u r o w a n e wykonuje się z cegieł (grubości 1 - 2 cegieł) lub kamienia łamanego na zaprawie wapiennej lub cementowej oraz z betonu. Wykonanie tych tam w porównaniu z kłocowymi jest szybsze i tańsze, nie nadają się jednak do miejsc, gdzie występują duże ciśnienia. P r z e g r o d y m u r o w a n e wykonuje się zwykle z muru pruskiego o grubości $1/2$ cegły. Czasami stosuje się przegrody żelbetonowe, względnie nawet siatkę żelazną, naciągniętą między słupami i ryglami drewnianymi, wyprawia się betonem; całkowita grubość w ten sposób wykonanej płyty może być zredukowana w takich wypadkach nawet do 25 mm.

c. D r z w i i o k n a w e n t y l a c y j n e

T a m y w e n t y l a c y j n e z d r z w i a m i buduje się w wyrobiskach, w których odbywa się ruch wozów i ludzi. Dla przejścia ludzi urządza się w tamach otwór z zasuwą ($0,5 \times 0,6$ m) lub - lepiej - drzwiczki ($0,45 \times 0,9$ lub $0,6 \times 1,2$ m); dla przejazdu wózków - drzwi jedno lub dwuskrzydłowe, zależnie od szerokości chodnika i ilości w nim torów. Tamy z drzwiami mogą służyć bądź to dla całkowitego odcięcia prądu powietrza w chodniku, bądź też mogą one spełniać równocześnie rolę tamy regulacyjnej. W tym drugim wypadku zaopatrzone one są w o k n o w e n t y l a c y j n e (fig. 331). Wielkość otworu okna

może być zmieniana za pomocą zasuw i w ten sposób może przez nie przechodzić większa lub mniejsza ilość powietrza. Drzwi mogą być wykonane z drzewa lub żelaza; te ostatnie osadza się zwykle w ścianach murowanych, najlepiej betonowych.

Drzwi otwierać się winny w stronę przeciwną prądowi powietrza, ażeby przez to ułatwione było utrzymywanie ich w stanie zamkniętym. Dla umożliwienia samoczynnego zamknięcia się drzwi osadza się je w odrzwiach nie pionowo, lecz z nachyleniem około 80° . Do tego samego celu służą również sprężyny, przeciwwagi itp. Otwieranie drzwi przejazdowych uskutecznia się albo przez specjalnie przeznaczonych do tego celu robotników, albo też samoczynnie za pomocą systemu dźwigni uruchamianych w chwili przejścia wózków. Przy znacznym ciśnieniu powietrza na drzwi otwieranie ich przedstawiać może znaczną trudność. Dla ułatwienia otwierania stosuje się rozmaite środki. Jednym z takich środków jest zastosowanie zamiast zawiasów pionowej osi w środku drzwi. W tym wypadku ciśnienie na jedną połowę dąży do zamknięcia drzwi, na drugą - do ich otworzenia. Jeżeli oś nie będzie umieszczona ściśle w środku, możemy osiągnąć stan, przy którym drzwi będą przyciskane umiarkowanie i otworzenie ich nie będzie przedstawiało trudności. Oprócz tego sposobu stosowane są dla ułatwie-

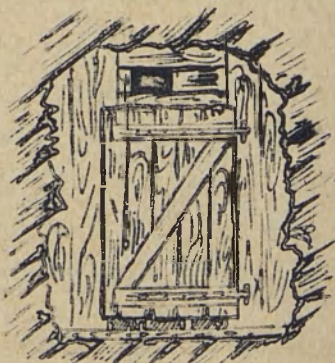


Fig. 331

nia otwierania drzwi odpowiednie dźwignie lub też małe okienka w drzwiach, służące do wyrównania ciśnienia z obu ich stron; w tym wypadku na początku otwiera się okienko, a następnie same drzwi.

Obecność tam przejazdowych przyczynia się do dużych ucieczek powietrza. Dla zmniejszenia tych strat daje się drzwi podwójne, ażeby w każdym momencie były zamknięte przynajmniej jedne z nich. Odległość między podwójnymi drzwiami musi być większa aniżeli długość pociągu. Najlepiej jednak rozprowadzać powietrze w kopalni w ten sposób, ażeby na drogach przewozowych drzwi ogóle nie były potrzebne, a przynajmniej, ażeby ilość ich była jak najmniejsza.

d. Mosty wentylacyjne

Mosty wentylacyjne stosuje się w miejscu skrzyżowania dwóch prądów, jeżeli mają one płynąć niezależnie od siebie. Spośród urządzeń tego rodzaju można wyróżnić dwa zasadnicze typy:

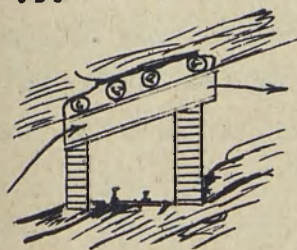


Fig. 332

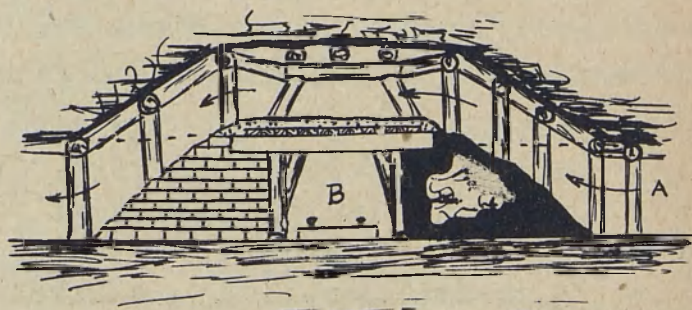


Fig. 333

urządzenia w postaci rur czyli lutni (fig. 332) oraz w postaci dwóch osobnych wyrobisk, z których jedno podnosi się do góry i przechodzi ponad drugim. Tego rodzaju mosty budowane są z drzewa (fig. 333) lub muru (fig. 334), względnie górny chodnik podnosi się o tyle, ażeby między nim a dolnym pozostawała dostatecznej grubości warstwa skały (fig. 335).



Fig. 334

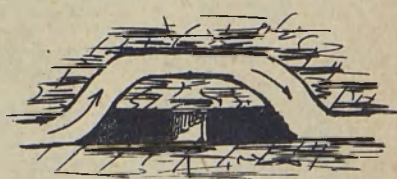


Fig. 335

d. L u t n i e w e n t y l a c y j n e

Przy przewietrzaniu wyrobisk, pędzonych pojedynczo, stosowane są oprócz przegród również rury, czyli lutnie wentylacyjne, wykonane z drzewa, blachy lub płótna, a w ostatnich czasach również i z masy papierowej.

L u t n i e d r e w n i a n e z b i j a s i ę z d e s e k g r u b o ś c i 25 m m , w m i e j s c u z a ś i c h p o łą c z e n i a u s z c z e l n i a s i ę l i s t e w k a m i , s m o ł o w a n y m p ł ó t n e m , w z g l ę d n i e z a l e w a s i ę s m o ł ą , o b l e p i a s i ę z a p r a w ą , l u b g l i n ą . W a d a m i l u t n i d r e w n i a n y c h s ą z n a c z n e s t r a -

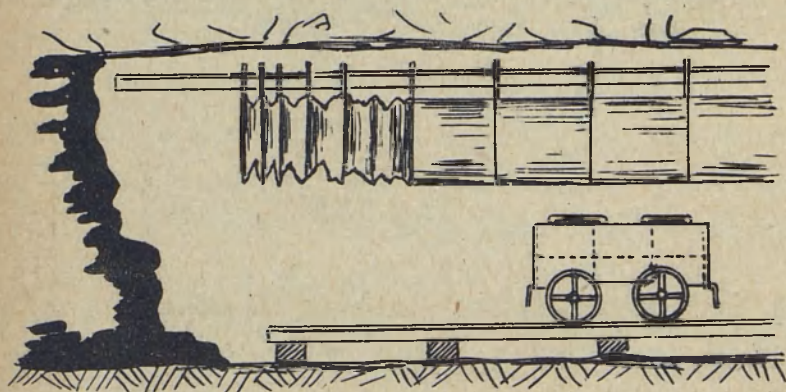


Fig. 336

ty powietrza (1 - 2,5% na 1 mb) i duży opór, są ciężkie i szybko się niszczą.

L u t n i e p ł ó c i e n n e o ś r e d n i c y 250 - 750 m m s ą w y k o n a n e z p ł ó t n a g u n o w a n e g o , n a c i ą g n i ę t e g o n a o b r ę c z e s t a l o w e (fig.336). Są lekkie i łatwe do transportu (na jednym wózku można przewieźć 50 - 60 mb o

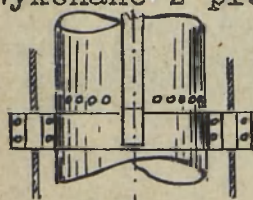


Fig.337

Φ 500 mm), dlatego też są chętnie stosowane, gdy

chodzi o szybkie ich zmontowanie, np. w czasie wybuchów albo pożarów, lub też w wypadku, gdy muszą być często przenoszone.

Lutnie z masy papierowej są bardzo lekkie, nadają się w chodnikach suchych.

Lutnie blaszane są najlepsze, zwłaszcza jeżeli mają służyć przez dłuższy czas. Średnice ich wahają się od 150 do 1000 mm; najczęściej stosowane są lutnie o średnicy 300, 400, 500 i 600 mm, ogniwa 2 - 4 m długości. Opór w miurkach 1 mb wynosi przy ϕ 300 mm - 850, przy ϕ 400 - 215, ϕ 500 - 55, ϕ 600 - 20 miurgów.

W wyrobiskach poziomych lutnie zawiesza się zwykle w górnym rogu wyrobiska na odbudowie drzewnej za pomocą starych lin, drutu, płaskiego żelaza, żelaznych klamer, haków itp. Przy zgłębianiu szybów lutnie albo przytwierdza się do obudowy, albo też zawiesza się na dwóch linach (fig.337).

Przewietrzanie za pomocą lutni może być tłoczące (fig.338) albo ssące (fig.339). Sposób tłoczący jest znacznie korzystniejszy, gdyż dochodzące do przodka powietrze jest tu czystsze, przodek jest energicznie przewietrzany (fig.

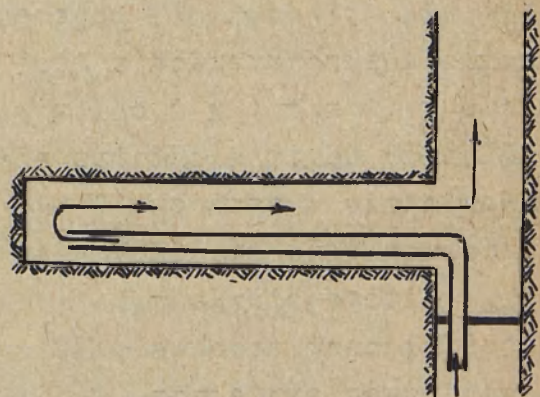


Fig. 338

340-a), a tym samym lepiej jest usuwany gaz kopalniany, większe jest poza tym działanie chłodzące prądu powietrza. Wadą przewietrzania tłoczącego jest odpływ powietrza zepsutego przez wyrobisko, w którym odbywa się przewóz. W większości wypadków w praktyce stosuje się przewietrzanie tłoczące, w kopalniach jednak gazowych przy pędzeniu wyrobisk wznoszących się dla osiągnięcia możliwie korzystnych warunków pracy, a jednocześnie dla uniknięcia możliwości zbierania się gazu w górnej części wyrobiska wskazane jest stosować przewietrzanie za po-

mocą dwóch lutni - tłoczącej i ssącej (fig.341).

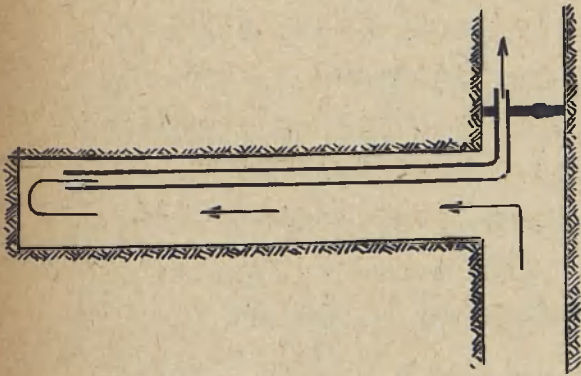


Fig. 339.

Włączenie lutni do ogólnego systemu przewietrzania kopalni (fig.338 i 339) spowodować może zwiększenie oporu odpowiedniej bocznicy. Dla uniknięcia tego stosuje się często w kopalniach tzw. przewietrzanie lokalne (odrębne), nie wywierające wpływu na przewietrzanie całości kopalni. Przewietrzanie lokalne może być uskutecznione albo przez doprowadzenie do przodka powietrza sprężonego, albo też przez zastosowanie odpowiednich przyrządów strumieniowych (inżektorów, dysz) lub wentylatorów w połączeniu z lutnią.

Przewietrzanie za pomocą sprężonego powietrza jest sposobem najdroższym i najmniej skutecznym, toteż sposób ten może być polecany tylko w wypadku, gdy służące do oddychania powietrze sprężone zostaje uprzednio wykorzystane do napędu wiertarek, wrębówek lub innych maszyn górniczych.

O wiele lepiej zużytkowuje się sprężone powietrze, jeżeli zostaje ono doprowadzone do lutni przez dyszę o małej średnicy. Wypływające z niej powietrze pociąga za sobą cząstecz-

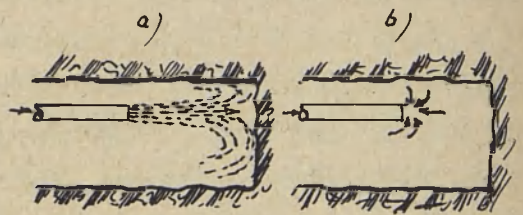


Fig. 340

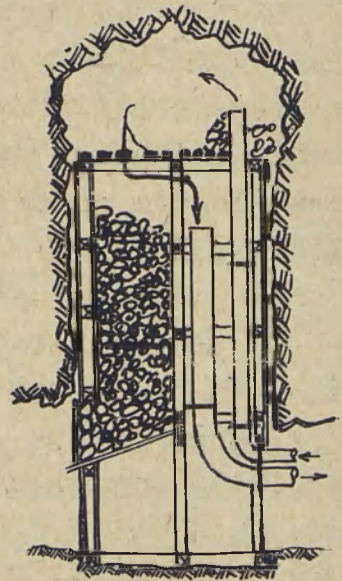


Fig. 341

ki otaczającego powietrza (fig.342). Dysza zdolna jest wytworzyć w lutni depresję do 7 mm H_2O . Przy 100 długości lutni dysza może dostarczyć do przodka ilość powietrza, dochodzącą do 20 - 35-krotnej ilości zużytego powietrza sprężonego. Dysze stosuje się przy stosunkowo niedużej długości lutni.

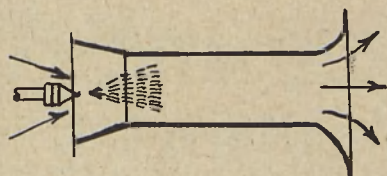


Fig. 342

lutni (do 1000 i więcej metrów) i przy ilości powietrza powyżej 50 m³/min korzystniejsze są wentylatory lutniowe, napędzane sprężonym powietrzem lub elektrycznością, o mocy 1 - 2,2 KM. Poza tym dla przewietrzania na odległość do 40 m stosowane są wentylatory ręczne, dające 20 - 40 m³/min powietrza przy depresji kilku mm H_2O .

Przy użyciu lutni z wentylatorem należy przedłużyć ją na

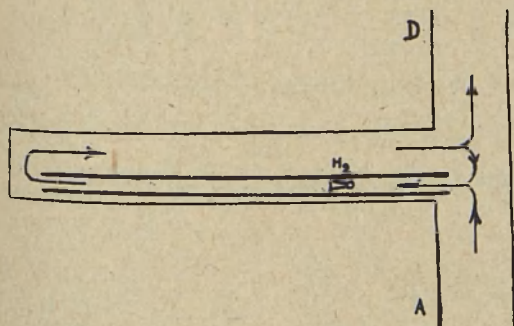


Fig. 344.

Przy większej długości

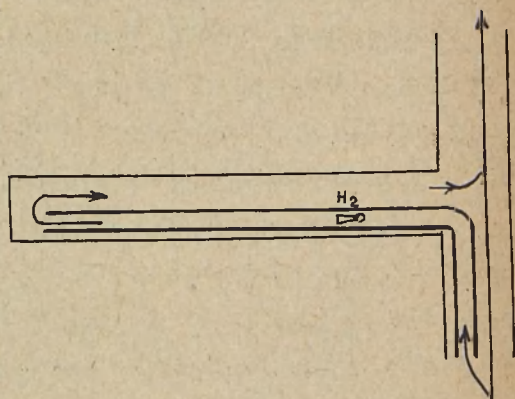


Fig.343

pewną odległość do chodnika, w którym przepływa świeże powietrze (fig. 343), a to dla uniknięcia krążenia części zepsutego powietrza w przewietrzanym wyrobisku (fig. 344).

18. PROJEKTOWANIE PRZEWIETRZANIA KOPALNI

=====

Przy projektowaniu przewietrzania kopalni postępujemy w sposób następujący:

1. obieramy drogi powietrzne w myśl podanych wyżej (§ 17a) ogólnych zasad rozprowadzania powietrza w kopalniach ;
2. układamy schemat kanoniczny przewietrzania;
3. projektujemy żądany rozdział powietrza na poszczególne prądy;
4. określamy opory bocznie systemu,
5. układamy równania spadków naporu na wszystkich drogach powietrznych między końcowymi punktami systemu;
6. rozwiązujemy te równania w celu
 - a) określenia bocznic, w których mają być umieszczone tamy regulacyjne, względnie wentylatory wtórne, oraz
 - b) obliczenia depresji wentylatora lub wentylatorów głównych, oporu tam regulacyjnych, względnie depresji wentylatorów wtórnych.

a. O k r e ś l e n i e o p o r ó w b o c z n i c s y s t e m u

Opory bocznie mogą być obliczone na podstawie jednego z następujących wzorów (§ 12 a) :

$$M = 1000 \cdot c \cdot \frac{L \cdot P}{S^3} \quad \text{lub} \quad M = 1000 \cdot \frac{h}{Q^2}$$

Układamy więc tu dwie zasadnicze metody : pierwsza oparta jest na pomiarze wymiarów wyrobisk (L, P, S), druga - na pomiarze depresji (h) i ilości przepływającego powietrza.

Metoda pierwsza polega na tym, że daną bocznicę dzieli się na odcinki o mniej więcej jednakowym przekroju

poprzecznym (P,S) i jednakowym współczynniku oporu (e), oblicza się ich opór na podstawie pomierzonych wielkości L, P, S, po czym przez zsumowanie tych szeregowo połączonych oporów określa się opór bocznic. Jeżeli bocznicę tworzą wyrobiska równoległe, łączny ich opór musi być obliczony w znany sposób (§-14-b). Metoda ta ze względu na zmienny przekrój i kierunek chodników w kopalni, różnorodność obudowy, częste zanieczyszczenie i zatarasowanie wyrobisk daje wyniki niedokładne. Pomimo tej ujemnej strony jest ona często stosowana, a równocześnie jest jedyną metodą dla określenia wielkości oporów bocznic w kopalniach projektowanych i jeszcze nieistniejących. W wypadkach takich tylko wyjątkowo daje się uzyskać większą dokładność, często natomiast rozbieżność między obliczonym i rzeczywistym oporem dochodzi do 25 - 50%.

W kopalniach istniejących, w których przepływa znaczna ilość powietrza, korzystniej jest obliczać opory bocznic metodą drugą, tzn. na podstawie pomiarów depresji (różnicy ciśnienia w końcowych punktach bocznic) oraz ilości przepływającego powietrza. Depresję mierzy się bądź to za pomocą rurek statycznych w połączeniu z mikromanometrem (fig. 300), bądź też za pomocą depnymetrów, statoskopów, hipsometrów itp. (§-11-d). Ciśnienia należy mierzyć we wszystkich węzłowych punktach systemu. Jeżeli na długości bocznic mają miejsce straty lub zwiększenia ilości powietrza, to przy określaniu oporów takich bocznic przyjmuje się największe Q, wyniki zaś obliczeń M zwiększa się o 15% przy stratach około 25%, względnie o 40% - przy stratach 50%.

b. Równania spadków naporu

Spadek naporu w dowolnej bocznic o oporze m miurgów, jeżeli przepływa przez nią $q \text{ m}^3/\text{sek}$ powietrza, wynosi w mm H_2O -

$$h = 0,001 \cdot m \cdot q^2$$

Jeżeli pójdziemy dowolną drogą między końcowymi punktami systemu (tzn. od wlotu szybu wdechowego do wylotu wydechowego), wówczas suma depresji wentyla -

torów znajdujących się na danej drodze będzie się równała sumie spadków naporu we wszystkich bocznicach, wzdłuż których przechodzimy na naszej drodze. Tak np. w wypadku systemu, przedstawione-

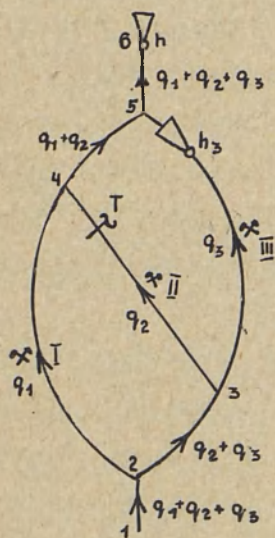


Fig. 345.

go na fig.345, w którym mamy przewietrzane trzy niezależne od siebie pola odbudowy (I, II i III), do których mają być doprowadzone ilości powietrza q_1, q_2 i q_3 , będziemy mieli trzy drogi powietrzne, a mianowicie - 12456, 123456, i 12356. Na podstawie danych q_1, q_2 i q_3 możemy z łatwością obliczyć ilości powietrza we wszystkich bocznicach systemu; tak np. w bocznicy 45 łączą się prądy q_1 i q_2 , a więc ilość powietrza będzie tu wynosiła $q_1 + q_2$. Znając poza tym opory poszczególnych bocznic (opór bocznicy 45 oznaczamy przez m_{45} , bocznicy 23 - przez m_{23} itd.),

możemy dla każdej drogi ułożyć równanie spadku naporu.

Na drodze 12456 mamy jeden tylko wentylator o depresji h , a więc równanie spadku naporu będzie :

$$h = 0,001 \cdot m_{12} \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2 + 0,001 \cdot m_{24} \cdot q_1^2 + 0,001 \cdot m_{45} \cdot (q_1 + q_2)^2 + 0,001 \cdot m_{56} \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2$$

Na drodze 123456 znajduje się tama regulacyjna T o oporze m przez którą przepływa q_2 powietrza, a wskutek tego równanie spadku naporu będzie tu:

$$h = 0,001 \cdot m_{12} \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2 + 0,001 \cdot m_{23} \cdot (q_2 + q_3)^2 + 0,001 \cdot m_{34} \cdot q_2^2 + 0,001 \cdot m_t \cdot q_2^2 + 0,001 \cdot m_{45} \cdot (q_1 + q_2)^2 + 0,001 \cdot m_{56} \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2$$

Na drodze 12356 mamy dwa wentylatory o depresjach h_1 i h_3 , a więc

$$h + h_3 = 0,001 \cdot m_{12} \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2 + 0,001 \cdot m_{23} \cdot (q_2 + q_3)^2 + 0,001 \cdot m_{35} \cdot q_3^2 + 0,001 \cdot m_{56} \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2.$$

Dla każdego systemu możemy ułożyć tyle równań, ile jest prądów niezależnych. W równaniach tych znane są opory bocznie (m_{12}, m_{23} itd) oraz ilości przepływającego powietrza (q_1, q_2, q_3), niewiadome są natomiast przy projektowaniu depresje wentylatorów (h, h_1) oraz opory tam regulacyjnych (m_t). Względem tych niewiadomych równania spadków naporów są równaniami pierwszego stopnia.

c. Rozwiązywanie układu równań spadków naporów

Przy projektowaniu przewietrzania kopalni z góry nie wiemy, w których z bocznic mają być umieszczone tamy regulacyjne (lub wentylatory wtórne, jeżeli za pomocą tych wentylatorów ma być przeprowadzona regulacja systemu), dlatego też przy układaniu równań przyjmujemy na razie, że tamy regulacyjne są umieszczone we wszystkich prądach niezależnych. W ten sposób otrzymamy większą liczbę niewiadomych, aniżeli równań. Musimy jednak mieć na uwadze, że w tym z prądów, w którym spadek naporu wypada z obliczenia największy, tamy nie będziemy stawiali, a wskutek tego opór tamy regulacyjnej będzie tu równy zeru. Przez tego rodzaju przyjęcia uda się nam zmniejszyć liczbę niewiadomych do liczby równań, których rozwiązanie nie będzie tu teraz nastroczało jakichkolwiek trudności.

Najłatwiej zrozumiemy sposób obliczania wentylacji kopalni na konkretnych przykładach.

Przykład 1.

Kopalnia przewietrzana jest za pomocą jednego wentylatora. Schemat systemu oraz opory bocznie w miurgach są podane na fig. 346 (str. 271); ilości powietrza w poszczególnych prądach niezależnych (polach odbudowy) mają być następujące:

$$q_1 = 10 \text{ m}^3/\text{sek}; \quad q_2 = 10 \text{ m}^3/\text{sek}; \quad q_3 = 20 \text{ m}^3/\text{sek}.$$

Określić bocznice, w których mają być umieszczone tamy regulacyjne, obliczyć opory tych tam oraz depresję i moc wentylatora głównego, jak również otwór równoznaczny kopalni.

Przyjmujemy, że tamy regulacyjne o oporach m_1, m_2, m_3 są umieszczone w prądach niezależnych. Układamy równania spadków naporów:

dla drogi 12 I 45 -

$$h = 0,001 \cdot 20 \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2 + 0,001 \cdot 100 \cdot q_1^2 + 0,001 \cdot m_1 \cdot q_1^2 + \\ + 0,001 \cdot 30 \cdot (q_1 + q_2 + q_3)^2;$$

$$h = 0,001 \cdot 20 \cdot 40^2 + 0,001 \cdot 100 \cdot 10^2 + 0,001 \cdot m_1 \cdot 10^2 + 0,001 \cdot 30 \cdot 40^2$$

$$h = 32 + 10 + 0,1 m_1 + 48 = 90 + 0,1 m_1;$$

dla drogi 12 II 345 -

$$h = 0,001 \cdot 20 \cdot 40^2 + 0,001 \cdot 50 \cdot 10^2 + 0,001 \cdot m_2 \cdot 10^2 + 0,001 \cdot 60 \cdot 30^2 + \\ + 0,001 \cdot 30 \cdot 40^2$$

$$h = 32 + 5 + 0,1 m_2 + 54 + 48 = 139 + 0,1 m_2;$$

dla drogi 12 III 345 -

$$h = 0,001 \cdot 20 \cdot 40^2 + 0,001 \cdot 200 \cdot 20^2 + 0,001 \cdot m_3 \cdot 20^2 + 0,001 \cdot 60 \cdot 30^2 + \\ + 0,001 \cdot 30 \cdot 40^2;$$

$$h = 32 + 80 + 0,4 m_3 + 54 + 48 = 214 + 0,4 m_3;$$

W ten sposób otrzymaliśmy trzy równania z czterema niewiadomymi:

$$1) \quad h = 90 + 0,01 \cdot m_1$$

$$2) \quad h = 139 + 0,1 \cdot m_2$$

$$3) \quad h = 214 + 0,4 \cdot m_3$$

Największy spadek naporu (214) mamy w równaniu trzecim, w tym więc prądzie tama regulacyjna nie będzie postawiona ($m_3 = 0$), a wskutek tego

$$h = 214 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Z równań (1) i (2) otrzymamy opory tam regulacyjnych

$$214 = 90 + 0,1 \cdot m_1; \quad m_1 = \frac{214 - 90}{0,1} = 1240 \text{ miurgów}$$

$$214 = 139 + 0,1 \cdot m_2; \quad m_2 = \frac{214 - 139}{0,1} = 750 \text{ miurgów.}$$

Tak więc należy zamówić wentylator o depresji $h = 214 \text{ mm H}_2\text{O}$ i wydajności $Q = q_1 + q_2 + q_3 = 40 \text{ m}^3/\text{sek} = 2400 \text{ m}^3/\text{min}$. Otwór równoznaczny kopalni (§-13) :

$$A = 0,38 \frac{40}{\sqrt{214}} = 1,04 \text{ m}^2$$

$$\text{Moc silnika przy wentylatorze (§-11-a) } N = \frac{40 \cdot 214}{0,6 \cdot 75} = 190 \text{ KM}$$

P r z y k ł a d 2.

Kopalnia przewietrzana jest za pomocą dwóch wentylatorów. Schemat systemu, opory bocznie oraz ilości powietrza w poszczególnych oddziałach pokazane są na fig. 347.

Równania spadków naporów :

1) dla drogi 1234:

$$h_1 = 0,001 \cdot 20 \cdot 50^2 + 0,001 \cdot 50 \cdot 20^2 + 0,001 \cdot m_1 \cdot 20^2 + 0,001 \cdot 30 \cdot 30$$

$$h_1 = 50 + 20 + 0,4 \cdot m_1 + 27 = 97 + 0,4 \cdot m_1;$$

2) dla drogi 12534:

$$h_1 = 0,001 \cdot 20 \cdot 50^2 + 0,001 \cdot 30 \cdot 30^2 + 0,001 \cdot 100 \cdot 15^2 + \\ + 0,001 \cdot 20 \cdot 10^2 + 0,001 \cdot m_2 \cdot 10^2 + 0,001 \cdot 30 \cdot 30^2;$$

$$h_1 = 50 + 27 + 22,5 + 2 + 0,1 \cdot m_2 + 27 = 128,5 + 0,1 \cdot m_2;$$

3) dla drogi 125678:

$$h_2 = 0,001 \cdot 20 \cdot 50^2 + 0,001 \cdot 30 \cdot 30^2 + 0,001 \cdot 100 \cdot 15^2 + \\ + 0,001 \cdot 150 \cdot 5^2 + 0,001 \cdot m_3 \cdot 5^2 + 0,001 \cdot 10 \cdot 20^2;$$

$$h_2 = 50 + 27 + 22,5 + 3,8 + 0,025 \cdot m_3 + 4 = 107,3 + 0,025 \cdot m_3;$$

4) dla drogi 12578 :

$$h_2 = 0,001 \cdot 20 \cdot 50^2 + 0,001 \cdot 30 \cdot 30^2 + 0,001 \cdot 100 \cdot 15^2 + \\ + 0,001 \cdot m_4 \cdot 15^2 + 0,001 \cdot 10 \cdot 20^2;$$

$$h_2 = 50 + 27 + 22,5 + 0,225 \cdot m_4 + 4 = 103,5 + 0,225 \cdot m_4.$$

Pierwsze dwa prądy płyną do szybu 1; większy spadek naporu (128,5) jest tu w prądzie drugim, a wobec tego $m_2 = 0$;

$$h_1 = 128,5; \quad m_1 = \frac{128,5 - 27}{0,4} = 80 \text{ miurgów};$$

$$Q = q_1 + q_2 = 30 \text{ m}^3/\text{sek} = 1800 \text{ m}^3/\text{min};$$

$$A = 0,38 \cdot \frac{30}{\sqrt{128,5}} = 0,98 \text{ m}^2;$$

$$N = \frac{30 \cdot 128,5}{0,6 \cdot 75} = 86 \text{ KM}$$

Prądy III i IV płyną do szybu drugiego; większy spadek naporu (107,3) mamy tu w prądzie III, a więc $m_3 = 0$;

$$h_2 = 107,3; \quad m_4 = \frac{107,3 - 103,5}{0,225} = 17 \text{ miurgów}$$

$$Q_2 = q_3 + q_4 = 20 \text{ m}^3/\text{sek} = 1200 \text{ m}^3/\text{min}.$$

$$A = 0,38 \cdot \frac{20}{\sqrt{107,3}} = 0,73 \text{ m}^2; \quad N = \frac{20 \cdot 107,3}{0,6 \cdot 75} = 48 \text{ KM}.$$

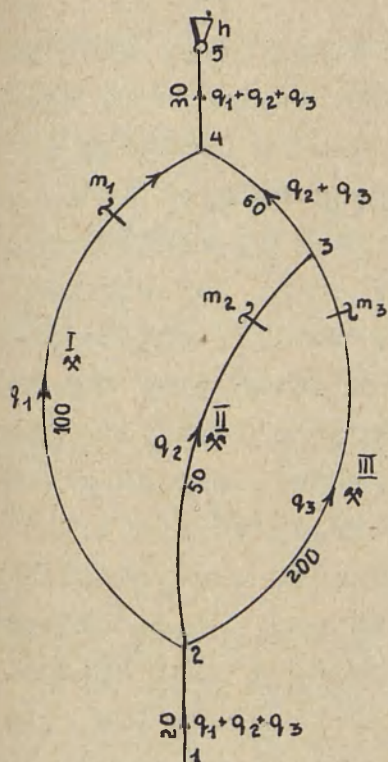


Fig. 346

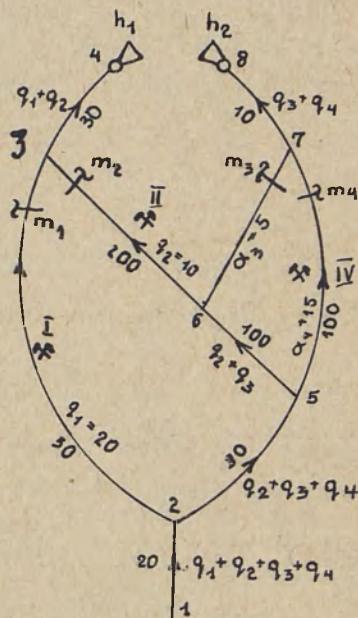


Fig. 347

19. WYBÓR WENTYLATORÓW

a. Charakterystyka wenty-
lators

Wydajność wentylatora (Q), jego depresja (h), zużycie mocy (N) i współczynnik sprawności (η) zależą z jednej strony od typu wentylatora, liczby jego obrotów (n obr. na minutę) oraz jego wymiarów, z drugiej zaś od warunków pracy tzn. od oporu, jaki ma być pokonany przez wentylator. Zmieniając warunki pracy (opór lub otwór równoznaczny systemu), otrzymamy przy jednej i tej samej liczbie obrotów (n) wentylatora różne wartości Q , h , N i η . Dla obrazowego przedstawienia wszystkich możliwości pracy danego wentylatora służy tzw. jego c h a r a k t e -

r y s t y k a .

Najczęściej używana charakterystyka podaje wykres zależności Q (na osi poziomej) i h (na pionowej). Dla wykreślenia charakterystyki wentylatora przeprowadza się pomiary depresji h przy różnych wydajnościach Q , regulowanych zasuwą, umieszczoną w kanale wentylatora.

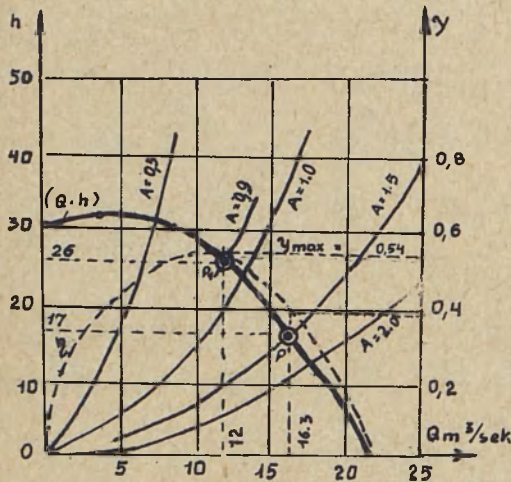


Fig 348

kości powietrza $V_1, V_2, \dots$ oraz odpowiadające im depresje $h_1, h_2, \dots$. Znając przekrój poprzeczny kanału (S), możemy na podstawie prędkości v obliczyć odpowiednią wydajność $Q = S \cdot v$ oraz wykreślić charakterystykę wentylatora.

Tak np. jeżeli w kanale wentylatora o przekroju $S = 2,4 \text{ m}^2$ zmierzono prędkość powietrza (v) oraz depresję (h) przy czterech położeniach zasuwy, zestawiamy wyniki pomiarów i obliczeń w postaci następującej tabelki:

Nr. pomiaru	1	2	3	4
Prędkość powietrza (v) w m/sec	0	1,80	3,55	5,35
Depresja (h) w mm H_2O	30	31	30	25
Wydajność wentylatora ($Q=S \cdot v$) w m^3/sek .	0	4,3	8,5	12,8

Na podstawie uzyskanych wyników wykreślamy charakterystykę wentylatora, przedstawioną na fig. 348 i oznaczoną przez (Q, h) . Wydajność wentylatora (Q) oraz wytwarzana przez niego depresja (h) będą zależały od wielkości oporów, jakie wentylator ten będzie musiał pokonać, a więc i od otworu równoznacznego kopalni. W celu

Łatwienia oznaczenia tych wielkości uzupełniamy wykres charakterystyki krzywymi jednakowych otworów równoznacznych, opierając się na znanym wzorze

$$A = 0,38 \frac{Q}{\sqrt{h}} \quad \text{czyli} \quad Q = A \cdot \frac{\sqrt{h}}{0,38}$$

Nanowicie, przyjmując np. $A = 1 \text{ m}^2$, otrzymamy $Q = \frac{\sqrt{h}}{0,38}$; wstawiając teraz za h rozmaite wartości, możemy obliczyć odpowiednie Q przy otworze równ. $A = 1 \text{ m}^2$; tak np.

$$h = 0 \quad 9 \quad 16 \quad 25 \quad 36$$

$$Q = 0 \quad 7,9 \quad 10,5 \quad 13,2 \quad 15,8$$

Na podstawie tych danych wykreślamy krzywą $A = 1$ (fig. 348). W podobny sposób możemy wykreślić krzywe, odpowiadające innym otworom równoznacznym, np. dla $A = 2 \text{ m}^2$ mamy

$$Q = 2 \cdot \frac{\sqrt{h}}{0,38} = \frac{\sqrt{h}}{0,19}, \quad \text{a więc}$$

$$h = 0 \quad 9 \quad 16 \quad 25 \quad 36$$

$$Q = 0 \quad 15,8 \quad 21,0 \quad 26,3 \quad 31,6$$

Mając wykreślonych cały szereg krzywych, odpowiadających A (na fig. 348 - $A = 0,5; 1,0; 1,5; 2$) z łatwością znajdziemy zarówno Q , jak i h , zależnie od wielkości otworu równoznacznego kopalni. Tak np. jeżeli otwór równoznaczny kopalni wynosi $A = 1,5 \text{ m}^2$, wówczas z punktu przecięcia się krzywej $A = 1,5$ z charakterystyką (fig. 348 punkt P) odczytujemy z wykresu, że wentylator będzie dostarczał ilość powietrza $Q = 16,3 \text{ m}^3/\text{sek} = 978 \text{ m}^3/\text{min}$, wytwarzając depresję $h = 17 \text{ mm H}_2\text{O}$.

Często charakterystykę wentylatora uzupełnia się krzywą sprawności (η), przedstawioną na fig. 348 linią kreskowaną. Z krzywej tej dla poprzedniego przykładu, a więc dla ilości powietrza $16,3 \text{ m}^3/\text{sek}$, znajdujemy, że w kopalni o otworze równoznacznym $A = 1,5 \text{ m}^2$ sprawność danego wentylatora wynosi 0,4. Największą sprawność (0,54) ma ten wenty-

lator przy ilości powietrza $12 \text{ m}^3/\text{sek}$, co odpowiada kopalni

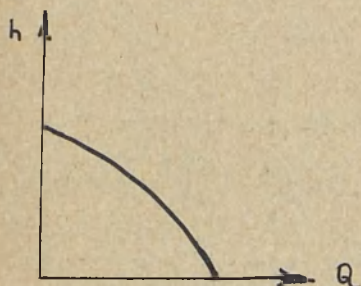


Fig. 349

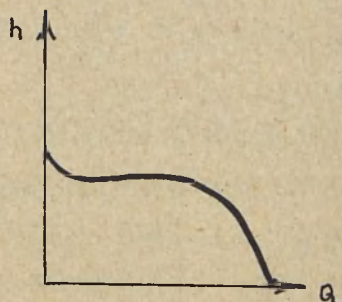


Fig. 350

(punkt P_1) o otworze równoznacznym $A = 0,9$. A więc wentylator dostosowany jest do kopalni wąskiej. W kopalni takiej wentylator nasz będzie wytwarzał depresję $h = 26 \text{ mmH}_2\text{O}$ i zużywał moc :

$$N = \frac{12 \cdot 26}{0,54 \cdot 75} = 7,7 \text{ KM.}$$

Kształt krzywej charakterystyki może być rozmaity (np. fig. 349 i 350), zależnie od konstrukcji wentylatora.

b. W p ł y w z m i a n y l i c z b y o b r o -
t ó w i w y m i a r ó w w e n t y l a t o -
r a

Jeżeli wentylator pracuje w kopalni o ściśle określonym otworze równoznacznym, wówczas przy zmianie liczby obrotów :

- 1) wydajność wentylatora (Q) jest proporcjonalna do liczby obrotów;
- 2) depresja (h) jest proporcjonalna do kwadratu liczby obrotów;

- 3) zużycie mocy (N) jest proporcjonalne do trzeciej potęgi liczby obrotów;
- 4) współczynnik sprawności (η) pozostaje prawie bez zmiany.

Przykład

Jak widzieliśmy wyżej, wentylator, którego charakterystyka podana jest na fig. 348, będąc umieszczony w kopalni o otworze równoznacznym $A = 1,5$, posiada wydajność $16,3 \text{ m}^3/\text{sek}$ i wytwarza depresję $17 \text{ mm H}_2\text{O}$. Jak się zmieni praca tego wentylatora, jeżeli liczbę jego obrotów zwiększymy o 25%, czyli 1,25 razy?

Wydajność wentylatora wzrośnie również 1,25 razy, a więc będzie wynosiła:

$$Q = 16,3 \cdot 1,25 = 20,4 \text{ m}^3/\text{sek} = 1\,224 \text{ m}^3/\text{min};$$

depresja wzrośnie $1,25^2 = 1,56$ razy, będzie więc wynosiła:

$$h = 17 \cdot 1,56 = 27 \text{ mm H}_2\text{O};$$

moc silnika będzie musiała być $1,25^3 = 1,95$ czyli okragło dwa razy większa; współczynnik sprawności pozostanie bez zmiany, a więc będzie wynosił 0,4.

Jak z powyższego widzimy, przez zwiększenie liczby obrotów możemy uzyskać dowolną wydajność każdego wentylatora.

W rzeczywistości jednak liczba obrotów nie może przekroczyć pewnej granicznej wielkości, uwarunkowanej wytrzymałością koła roboczego.

Przy proporcjonalnej (podobnej) zmianie wszystkich wymiarów wentylatora, ale przy zachowaniu jednakowej liczby obrotów i stałego oporu (lub otworu równoznacznego) kopalni:

- 1) wydajności podobnych wentylatorów są proporcjonalne do trzeciej potęgi wymiarów (np. średnicy koła roboczego);
- 2) depresje są proporcjonalne do kwadratu wymiarów;
- 3) zużycia mocy są proporcjonalne do piątej potęgi wymiarów.

c. R e g u l a c j a p r a c y w e n t y - l a t o r ó w

Najprostszym sposobem regulowania pracy wentylatorów jest r e g u l a c j a z a s u w ą , umieszczoną w kanale wentylatora. Jest to możliwe wtedy, jeżeli żądana wydajność jest mniejsza od wydajności wentylatora, tzn. jeżeli wentylator obliczony był z pewną rezerwą. Regulacja zasuw w szerszych granicach jest niekorzystna, gdyż pociąga za sobą dużą stratę energii.

Znacznie korzystniejsza jest regulacja przez zmianę liczby obrotów wentylatora; umożliwia ona poza tym zarówno zmniejszenie, jak i zwiększenie ilości powietrza.

20. KANAŁY WENTYLACYJNE

=====

Wentylatorów nie umieszcza się bezpośrednio w szybach lub nad nimi, lecz łączy się je z szybami za pomocą kanałów (K, fig. 351).

Przez kanał płynie cała ilość powietrza, a wskutek tego każdy dodatkowy opór wywołuje tu poważny spadek naporu. Dla uniknięcia tego należy zastosować dostatecznie duży przekrój o kształcie zbliżonym w miarę możliwości do koła, ściany kanałów winny być możliwie gładkie, a poza tym unikać należy nagłych skrętów.

W niektórych wypadkach (np. pożar szybu wdechowego), zachodzi potrzeba z m i a n y k i e r u n k u p r ą -
d u w c a ł e j k o p a l n i . Dla uskutecz-
nienia tego w możliwie najkrótszym czasie (2-3 minut) stosu-
je się przy wentylatorach odśrodkowych system kanałów z zasuwami, przez odpowiednie ustawienie których otrzymuje się ten lub inny kierunek prądu. Przy odwróceniu prądu może bądź to zachodzić zmiana sposobu przewietrzania - ssącego na tłoczący

(fig.352), bądź też pierwotny sposób przewietrzania (np. ssący, fig.353) może być zachowany i po odwróceniu prądu w kopalni. Przepisy górnicze wymagają, ażeby w kopalniach gazowych lub zagrożonych wybuchami pyłu węglowego urządzenie wentylacyjne umożliwiała w każdej chwili zwiększenie o 25% ilości powietrza, wchodzącego do kopalni. Zwiększenie takie, jak wi-
widzieliśmy (§-19-b), pociąg-
nąć musi za sobą konieczność
podniesienia depresji kopal-
ni 1,56 razy, mocy zaś
okrągło 2 razy.

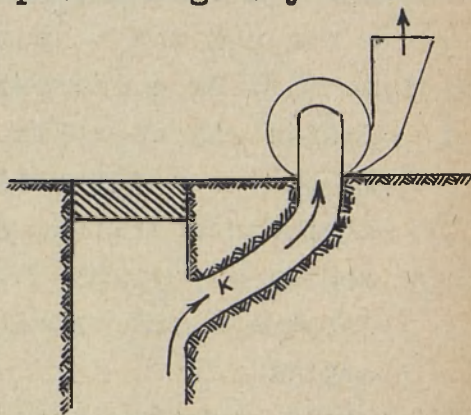


Fig.351.

Z w i ę k s z e n i e i l o ś c i p o w i e t r z a
może być osiągnięte albo przez zwiększenie ilości obrotów wenty-
latora, albo też przez uruchomienie dodatkowego wentylatora, któ-
ry może służyć jednocześnie jako rezerwa. Przy wspólnej pracy
obu wentylatorów mogą one być połączone ze sobą szeregowo, tzn.
jeden za drugim, lub równolegle (fig.354). Pierwszy sposób (po-
łączenie szeregowe) stosowany jest tylko w kopalniach o bardzo
małym otworze równoznacznym. Dla umożliwienia wspólnej pracy

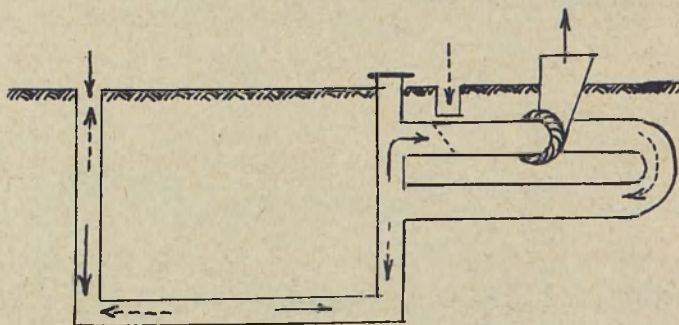


Fig.352

dwóch wentylatorów na jednym szybie muszą one posiadać odpowiednią sieć kanałów.

Zwykle wentylatory umieszcza się na powierzchni w pobliżu szybu wentylacyjnego. Niewygodę wentylatorów na powierzchni występują tylko w dwóch wypadkach:

- 1) jeżeli nie ma szybu, który mógłby służyć wyłącznie tylko jako wentylacyjny, a wskutek tego zachodzi potrzeba stosowania samoczynnego zamknięcia lub śluzy;
- 2) jeżeli stosowane jest przewietrzanie tłoczące szybem wydobywczym, co wymaga również zastosowania śluzy nad tym szybem.

W takich wypadkach instaluje się czasami na kopalniach wentylatory podziemne. W tym wypadku

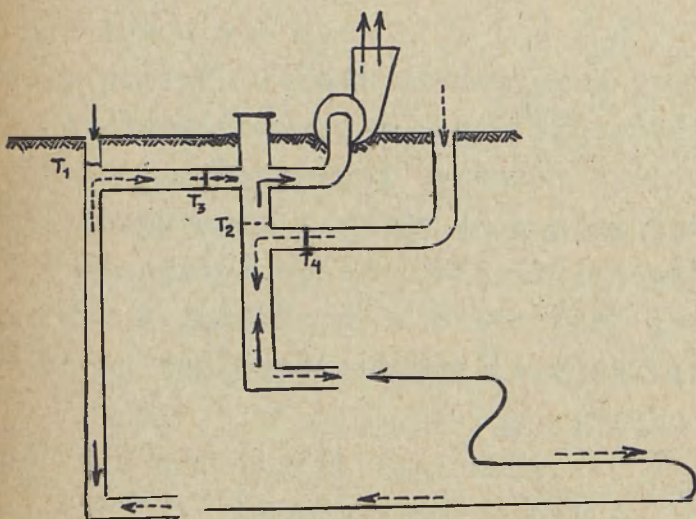


Fig. 353

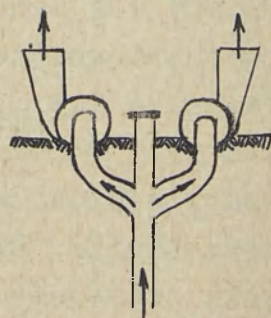


Fig. 354

ważną jest rzeczą umożliwienie dojścia z szybu wdechowego do komory, w której umieszczony jest silnik wentylatora i różne przyrządy kontrolne i zabezpieczenie tego dojścia przed zadymieniem w czasie pożarów i wybuchów. Przykład rozmieszczenia kanałów i wyrobisk w takim wypadku przedstawiony został na fig. 355.

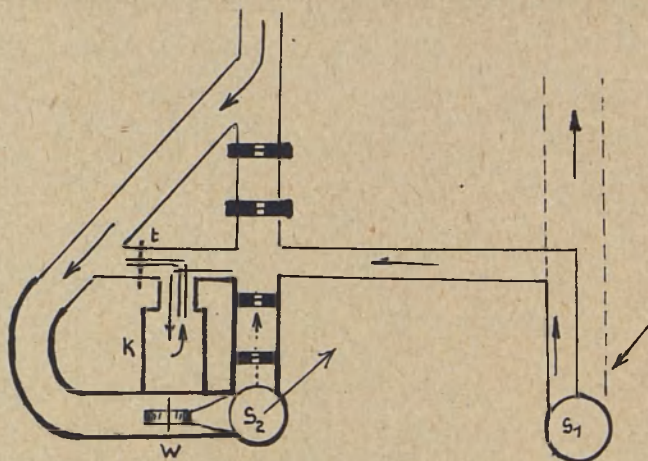


Fig. 355

Ze względu na ujemne strony przewietrzania kopalni wentylatorami podziemnymi, należy w ogóle ich unikać.

21. ZAMKNIĘCIE SZYBÓW WENTYLACYJNYCH

Przy zastosowaniu wentylatorów nadziemnych wyloty szypów wentylacyjnych muszą być zamknięte.

W wypadku, gdy szyp wentylacyjny służy wyłącznie tylko do przewietrzania, wylot jego może być stale zamknięty przez zamurowanie, zasypanie ziemią, zaknięcie komorą (fig. 356, K) albo pokrywą (fig. 357) z uszczelnieniem wodą, olejem lub gliną.

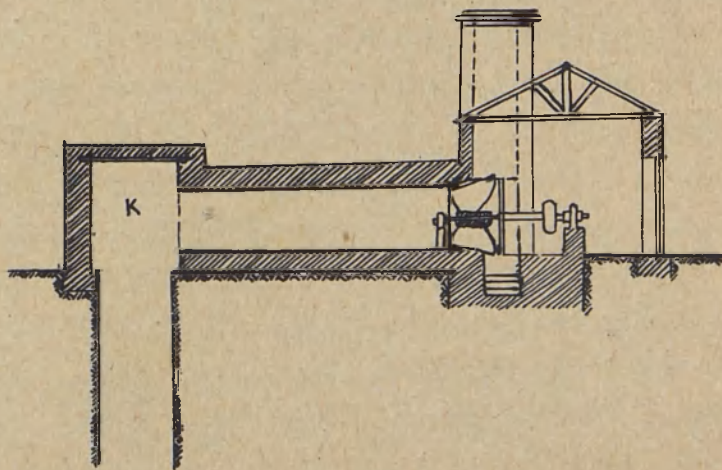


Fig. 356

Jeżeli szyb wentylacyjny służy dla ruchu klatek, stosuje się często pokrywę podnoszoną przez klatkę, która równocześnie swym dnem zamyka wylot szybu (fig. 358)

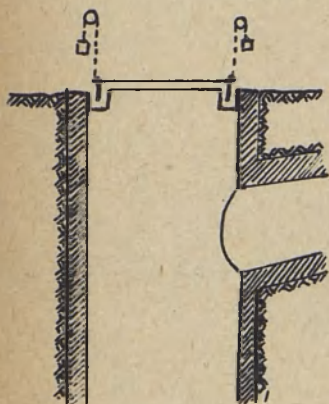


Fig. 357

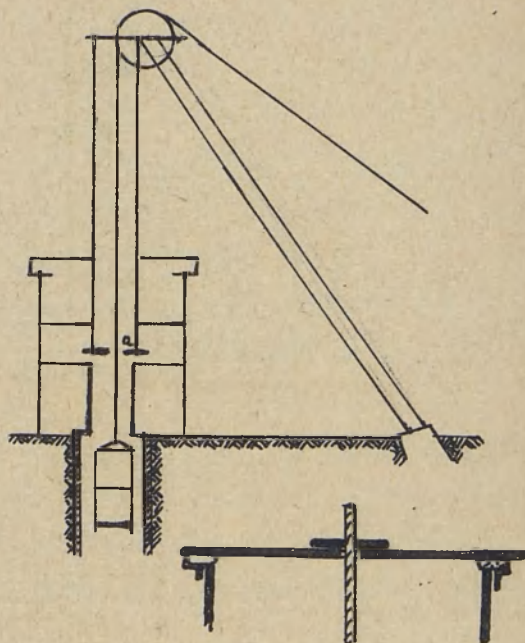


Fig. 358

szczegóły a

Zamknięcia takie posiadają prostą konstrukcję, mają jednak tę wadę, że nieuniknione są tu uderzenia klatki o pokrywę, przy czym musi być przewyciężony nie tylko ciężar samej pokrywy, lecz i ciśnienie powietrza na jej powierzchnię (przy wentylacji ssącej). Poza tym lina niszczy się wskutek tarcia o krawędzie otworu w pokrywie. Pokrywę uszczelnia się za pomocą gumy lub filcu.

Innym sposobem zamykania szybu służącego do ruchu klatek jest zastosowanie śluz powietrznych, przy których cały budynek nadszybowy lub przynajmniej jego część przylegająca do szybu zostaje szczelnie zamknięta. Dla lepszego uszczelnienia zamknięcie doprowadza się aż do kół linowych (fig. 359), gdzie mamy mniejsze wahania liny. Wozy przechodzą przez komory powietrzne K, zamknięte z dwóch stron drzwiami t.

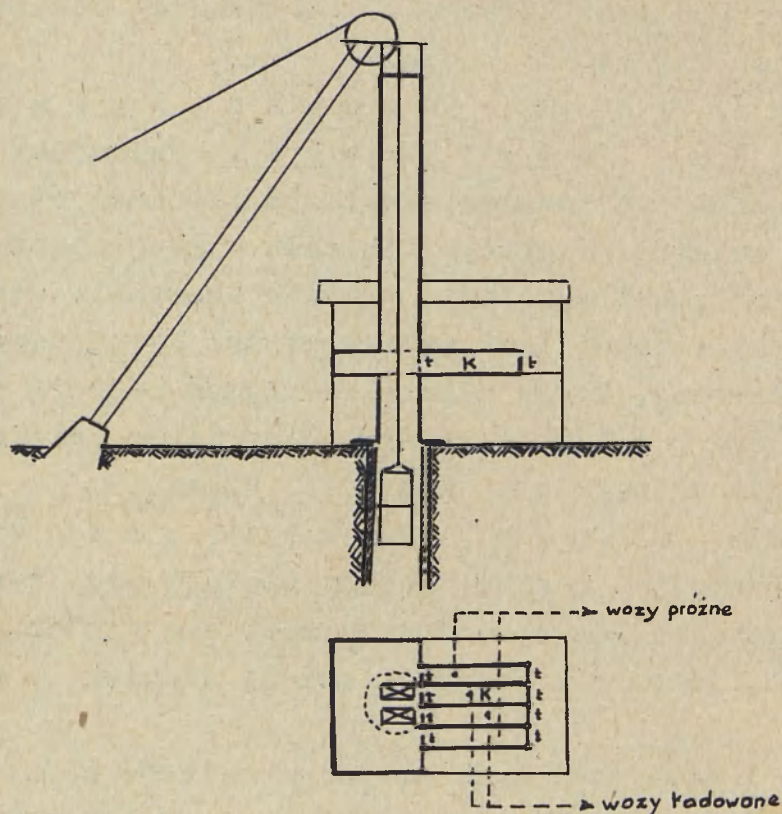


Fig. 359

IX. POŻARY PODZIEMNE

1. POWSTAWANIE POŻARÓW PODZIEMNYCH

a. Przyczyny powstawania pożarów podziemnych

Pożary podziemne powstawać mogą wskutek nieostrożnego obchodzenia się z ogniem w szynach i chodnikach z obudową drzewną, w stajniach i komorach maszynowych, w których znajdują się materiały palne, jak siano, słoma, benzyna, smary itp. Używanie lamp otwartych z kłosem jest na ogół bardziej niebezpieczne, aniżeli lamp zamknię-

tych, a nawet otwartych acetylenowych, a to wskutek możliwości odpadania tłących się części knota.

W y b u c h y g a z u k o p a l n i a n e g o ,
a zwłaszcza p y ł u w ę g l o w e g o , obejmujące znaczny obszar kopalni, mogą być powodem zapalenia napotkanych na swej drodze materiałów palnych. Większym wybuchom w kopalniach towarzyszą często bardzo poważne pożary, których ugaszenie wobec możliwości dalszych wybuchów jest zwykle bardzo utrudnione. Największy wypadek górniczy, kiedy wybuch pociągnął za sobą pożar kopalni, miał miejsce w r. 1906 w kopalni Courrières (czytaj Kurrier) we Francji; zginęło przy tym 1.230 ludzi.

Krótkie spięcia p r ą d u e l e k t r y c z n e g o
mogą być również przyczyną pożaru, jeżeli nastąpi przy tym zapalenie materiałów palnych lub spowodowany zostanie wybuch. Zdarzają się poza tym, jakkolwiek rzadko, pożary wskutek p o d -
p a l e n i a .

Pomimo dużej ilości możliwych przyczyn pożarów podziemnych, większość ich powstaje wskutek s a m o z a p a l e n i a .
Samozapaleniu ulegają głównie węgle kamienne i brunatne, niemniej jednak i w kopalniach rud, a zwłaszcza siarczkowych (FeS_2 , Cu_2S , CuFeS_2 i in.), spotykane są również pożary wskutek samozapalenia. Poza tym własności samozapalenia posiadają również nasycone oliwą konopie, bawełna, wełna itp., dlatego też używane do czyszczenia maszyn pakuły, nasycone oliwą i przechowywane w ciepłych miejscach, mogą być powodem pożarów.

b. P r o c e s s a m o z a p a l e n i a w ę g l a

Główną przyczyną samozapalenia węgla jest jego u t l e -
n i a n i e . Utlenianiu węgla sprzyja w wysokim stopniu jego zdolność a d s o r b o w a n i a tlenu, to znaczy gromadzenia i zagęszczania jego cząsteczek na powierzchni węgla. Sam już tylko f i z y c z n y p r o c e s adsorpcji tlenu jest połączony z wydzielaniem ciepła i może podnieść temperaturę węgla do + 50°C.

Im wyższa jest temperatura węgla, tym łatwiej ulega on utlenianiu, a więc egzotermicznej reakcji chemicznej, przy której wydzielą się ciepło oraz CO_2 i H_2O . Jeżeli tylko ciepło nie jest odprowadzane na zewnątrz, temperatura węgla będzie się stale podnosiła. Wzrost temperatury następuje na początku powoli, a następnie w coraz to szybszym tempie.

W miarę dalszego wzrostu temperatury węgiel się odgazowuje, wydzielają się różne węglowodory, które już łatwo jest poznać na podstawie charakterystycznego ich zapachu. Razem z węglowodorami zaczyna się wydzielać tlenek węgla. Po osiągnięciu pewnej temperatury następuje wreszcie zapalenie się gazowych produktów rozkładu i proces utleniania węgla przechodzi w palenie.

Największą zdolnością utleniania się, a więc i samozapalenia, odznacza się miąż węglowy, a zwłaszcza pył węglowy, gdyż posiadają one olbrzymią wprost powierzchnię zetknięcia się z powietrzem.

Temperatura zapłonienia węgla brunatnych wynosi około 250° , kamiennych - 350° , antracytu - 440° .

Najbardziej niebezpiecznymi miejscami dla powstania pożaru podziemnego wskutek samozapalenia się węgla są te, gdzie w większej ilości może się zbierać pył lub miąż węglowy, które posiadają ogromną wprost powierzchnię w stosunku do wagi węgla. Ma to miejsce w kopalniach - w starych zrobach, w miejscach nagromadzenia skruszonego węgla oraz w szczelinach wypełnionych pyłem węglowym. Samozapalenie węgla na składach jest również obserwowane tylko w wypadku obecności miążu węglowego. Węgiel bez szczelin i w grubych kawałkach nie ulega samozapaleniu.

Przy zwykłej temperaturze proces utleniania węgla przebiega bardzo wolno i trwać może nawet przez wiele miesięcy. Zbyt mały dopływ tlenu nie spowoduje samozapalenia węgla, podobnie jak i zbyt intensywny przewiew, połączony z odprowadzaniem ciepła i działaniem chłodzącym.

c. C z y n n i k i s p r z y j a j ą c e s a - m o z a p a l e n i u

O b e c n o ś ć p i r y t u (FeS_2) w węglu może wywie-
rać bardzo poważny wpływ na ułatwienie samozapalenia. Pochodzi
to stąd, że samozagrzewanie pirytu przebiega prędzej, aniżeli
samozagrzewanie węgla, a wskutek tego może ono zapoczątkować i
przyspieszyć proces utleniania substancji węglowej w bezpośred-
nim sąsiedztwie z ziarnkami pirytu. Utlenianie pirytu w kopal-
niach węgla może spowodować podniesienie się temperatury do
 72°C , przy której już proces utleniania węgla przebiega bardzo
intensywnie.

Następnym czynnikiem, mającym wpływ na utlenianie węgla
jest jego w i l g o t n o ś ć, jak również wilgotność powie-
trza kopalnianego. Tłumaczy się to tym, że obecność wilgoci ułat-
wia rozkład pirytów oraz inne reakcje chemiczne, które sprzyja-
ją samozagrzewaniu węgla. Dlatego też pewna wilgotność węgla
(higroskopijna) sprzyja jego samozapaleniu, nadmiar natomiast
wilgoci (zewnętrznej czyli kopalnianej) zmniejsza zdolność samo-
zapalenia węgla. Wyższa wilgotność powietrza sprzyja również sa-
mozagrzewaniu węgla, gdyż przy zupełnym nasyceniu powietrza pa-
rą wodną nie następuje odparowanie wilgoci³ węgla, wskutek cze-
go temperatura jego przy samozagrzewaniu wzrasta szybciej, szyb-
ciej również przebiega cały proces utleniania. Dowodem wpływu
wilgotności na samozapalenie węgla może posłużyć zjawisko, że
węgiel na zwałach zapala się głównie w czasie deszczów.

Łatwość samozapalenia węgla zależy w dużej mierze od jego
s k ł a d u p e t r o g r a f i c z n e g o. Każdy mianowi-
cie ze składników petrograficznych węgla odznacza się rozmaity-
mi własnościami: w ę g i e l m a t o w y (duryt) jest naj-
twardszą odmianą i z trudnością kruszy się na drobniejsze zia-
renka; w ę g i e l b ł y s z c z ą c y (witryt) jest bardzo kruchy,
silnie spękany, przy czym szczeliny są często wypełnione piry-
tem, zawartość w nim popiołu jest bardzo niską (1 - 2%); w ę -
g i e l w ł ó k n i s t y (fuzyt) jest sypki i łatwo się
rozciera na drobniejszy pyłek. Zawdzięczając temu fuzyt, mając du-

zą powierzchnię, może posiadać znaczną zdolność adsorbowania tlenu. Z drugiej jednak strony zawiera on znaczną ilość popiołu, co ułatwia jego samozapalenie. Ale i w takich warunkach może on być ośrodkiem samozagrzewania i przyspieszyć utlenianie stykającego się z nim wietrytu, który posiada wszelkie dane, ułatwiające proces samozapalenia (kruchosć, szczelinowatość, zawartość pirytu, niska zawartość popiołu). Jak wykazują spostrzeżenia, najbardziej skłonny jest do samozapalenia węgiel pasemkowaty, złożony z cienkich warstewek różnych odmian petrograficznych.

Wysoka temperatura, jaka często panuje na dole w kopalni, ułatwia proces utleniania, a tym samym jest czynnikiem, przyspieszającym samozapalenie węgla.

Dalszym czynnikiem ułatwiającym samozapalenie węgla jest ciśnienie skał, wskutek którego filary węglowe zostają zgniecione, powstają w nich szczeliny, wypełnione zwykle bardzo drobnym pyłem węglowym. Poza tym ciśnienie przyczynia się do rozdrabniania i odpadania węgla, którego większe skupienia w wyrobisku lub nad jego obudową przyczyniają się również do samozagrzewania i samozapalenia.

W pokładach grubych przejawy ciśnienia występują znacznie wyraźniej, aniżeli w pokładach cienkich. Dlatego też pożary podziemne mają miejsce głównie w kopalniach odbudowujących grube pokłady węgla. Wpływa tu oprócz ciśnienia również i pozostawienie większej ilości niewybranego węgla w filarach, nogach i płotkach, które zostają następnie zgniecione, oraz dłuższy czas odbudowy przygotowanych, a więc i narażonych na większe ciśnienie, pól.

Duży wpływ na samozapalenie węgla wywiera zastosowany system odbudowy. Przy odbudowie na zawał, gdy pozostają w starych zrobach niewybrane części pokładu, po ich rozgnieceniu powstają skupienia miazgu, a tym samym i warunki do łatwiejszego powstawania pożarów w przestrzeni odbudowywanej. Zastosowanie podsadzki pełnej zmniejsza lub nawet wyklucza możliwość pożarów w starych zrobach, natomiast wskutek ugięcia się stropu nad podsadzką może się zwiększyć ciśnienie w sąsiadującej z nią caliznie, wskutek czego istnieje tu większa możliwość pożarów w caliznie.

Przy systemach filarowych oraz przy odbudowie grubych pokładów warstwami poziomymi zachodzi konieczność wcześniejszego przygotowania pola do odbudowy przez rozcięcie go chodnikami, a wskutek tego filary, narażone przez dłuższy czas na zwiększone ciśnienie, zostają rozgniatane i powstawanie z nich pożarów jest łatwiejsze, aniżeli przy systemach ścianowych. Z tych również względów duże wymiary pól odbudowy sprzyjają powstawaniu w nich pożarów, podobnie jak i mała grubość filarów oraz duży przekrój chodników. Odbudowa od miejsca udostępnienia do granic bardziej sprzyja powstawaniu ognia, aniżeli odbudowa od granic kopalni, gdyż w tym wypadku powietrze musi płynąć przez chodniki w filarach oporowych, narażonych na duże ciśnienie.

S p o s ó b p r z e w i e t r z a n i a odgrywa bardzo poważną rolę w powstawaniu pożarów wskutek samozapalenia. Jeżeli powietrze ma możliwość dostawania się do starych zrobów, to powstawanie w nich pożarów będzie bardzo ułatwione. Doprowadzenie również większej ilości powietrza do szczelin węglowych ułatwia zapoczątkowanie ognia. Jeżeli zaś chodzi o pożary w miejscach nagromadzenia większej ilości miazgu (np. w urobku leżącym na spągu pokładu lub w węglu skruszonym, znajdującym się nad obudową), to łatwość powstawania w nich pożarów jest tym większa, im grubsza warstwa węgla znajduje się w wyrobisku i im wyrobisko jest gorzej przewietrzane, gdyż przy cienkiej warstwie i intensywnym przewietrzaniu ma miejsce chłodzące działanie prądu powietrza.

W wypadku powstania pożaru w jednym miejscu kopalni dopływ powietrza do dróg, w których płyną gorące gazy, może spowodować powstanie nowych w t ó r n y c h o g n i s k p o ż a - r u . Ogniska wtórne powstają czasami w dwóch, trzech i więcej miejscach, i to głównie na skrzyżowaniach chodników, gdzie ubogie w tlen, ale gorące gazy pożarowe, łączą się z bogatym w tlen świeżym powietrzem (fig. 360). W miejscach tych zapalić się może zarówno obudowa, jak i węgiel oraz gazy pożarowe.

W czasie zniżki barometrycznej gazy ubogie w tlen są wyciskane przez szczeliny z otamowanych starych zrobów, w czasie zaś wyżki - przeciwnie - wzmacnia się ruch świeżego powietrza do zro-

bów, a wskutek tego dłużej trwająca z w y ż k a b a -

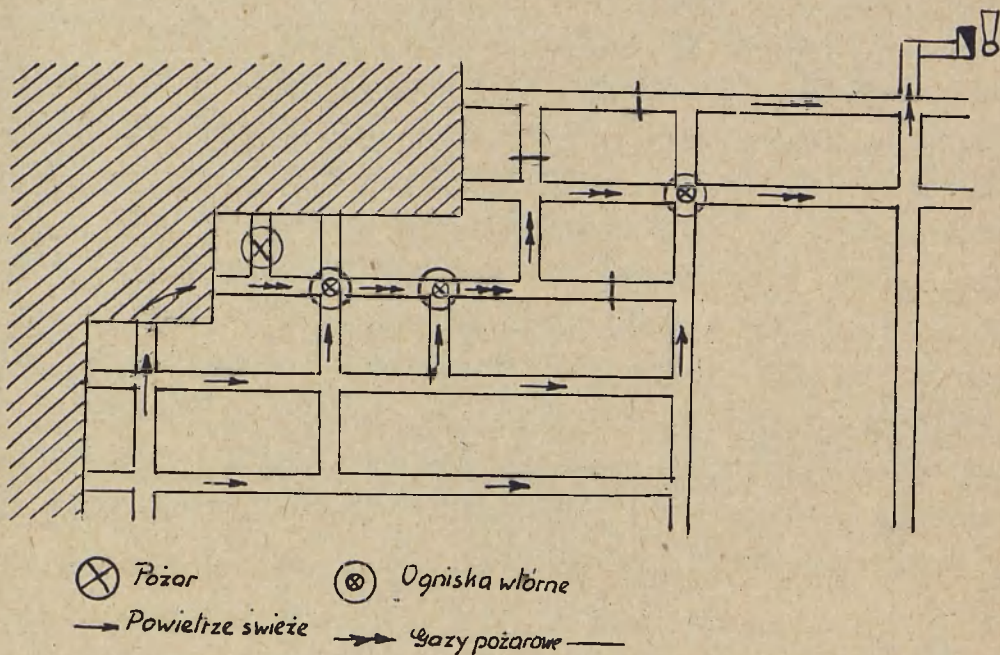


Fig. 360

r o m e t r y c z n a może być powodem pożarów w sąsiedztwie otamowanych zrobów.

d. Miejsca powstawania pożarów wskutek samozapalenia

Jak z powyższego wynika, pożary wskutek samozapalenia węgla powstać mogą w każdym miejscu, gdzie znajduje się pył i miak węglowy, dostateczny dopływ tlenu i słabe odprowadzenie ciepła. Pod względem warunków powstawania, pożary wskutek samozapalenia węgla mogą być podzielone na:

- 1) pożary w starych zrobach ,
- 2) pożary w miejscach nagromadzenia większej ilości miazgu;
- 3) pożary w szczelinowatych caliznach węglowych.

Pożar powstać może tylko przy dostatecznej zawartości tlenu w powietrzu. Ponieważ jednak w czasie ruchu powietrza tlen

jest adsorbowany przez węgiel, względnie tworzy z nim związki chemiczne, przeto zawartość tlenu w powietrzu zmniejsza się. Wskutek tego największe prawdopodobieństwo zapoczątkowania pożaru istnieje od strony dopływu świeżego powietrza do starych zrobów lub do szczelin w caliznie. Pożary w caliznach węglowych zależnie od warunków powstają zwykle w odległości 0,5 - 3 m, rzadziej do 5 m, od powierzchni ściany wyrobiska.

Z chwilą rozpoczęcia procesu palenia tlen znajduje się od strony dopływu świeżego powietrza, poza ogniem natomiast są produkty palenia bardzo ubogie w tlen lub nawet zupełnie go pozbawione. Siłą więc rzeczy ogień musi się szerzyć w kierunku przeciwnym ruchowi powietrza. W czasie pożarów obudowy chodników, w których płynie duża ilość powietrza, ogień - przeciwnie - szerzy się w kierunku ruchu powietrza.

2. WYBUCHY W CZASIE POŻARÓW =====

W czasie pożaru oprócz CO_2 wytwarza się również CO ; poza tym w bezpośrednim sąsiedztwie z ogniskiem zachodzi sucha destylacja węgla, której produktami są różne węglowodory (metan, etylen, acetylen). Oprócz tego dym zawiera w swym składzie dużą ilość bardzo drobnych cząstek węgla, nadających mu ciemną barwę, a zdolnych również do palenia się. Wszystkie te składniki gazów pożarowych (dymu) w obecności tlenu mogą utworzyć mieszaninę wybuchową. Dlatego też przepisy górnicze wszystkich krajów zabraniają używania otwartych lamp we wszystkich wyrobiskach objętych pożarem, jak również w wyrobiskach, w których przepływa dym. Nieprzestrzeganie tych przepisów było w wielu wypadkach powodem wybuchów nawet w niegazowych kopalniach w czasie pożaru.

Ażebymógł powstać wybuch, gazy pożarowe muszą zostać zmieszane z odpowiednią ilością powietrza i dopiero wówczas wejść w zetknięcie z ogniem, co na ogół w czasie otwartej walki z ogniem może mieć miejsce tylko w wypadkach wyjątkowych, natomiast znacznie częstsze są wybuchy w czasie izolowania obszaru zaognio-

tego. Tłumaczy się to tym, że przy stawianiu tam często bardzo następuje odwrócenie prądu w pod wpływem represji ognia, kiedy dym po zmieszaniu się z powietrzem kieruje się z powrotem do ognia.

Ponowne skierowanie się dymu wraz ze świeżym powietrzem do ognia może nastąpić również przy zatrzymaniu wentylatora lub zmianie wentylacji ssącej na tłoczącą.

Zatrzymanie wentylatora przewietrzającego pole zaognione, jak również odwrócenie kierunku prądu w kopalni, jest czynnością bardzo ryzykowną i nie powinno być stosowane w czasie pożaru. Jest to tylko bezwzględnie ważne powody, jak np. pożar w szybie dechowym, usprawiedliwiająca decyzję zarządzenia zatrzymania wentylatora.

3. ZAPOBIEGANIE POŻAROM W STARYCH ZROBACH

=====

Zapobieganie pożarom w starych zrobach sprowadza się do uniknięcia pozostawiania w zrobach węgla lub łupków palnych oraz niepuszczania do nich powietrza.

Najpoważniejszym środkiem dla uniknięcia pożarów w starych zrobach jest ich podszadzenie skałą płonącą, nie zawierającą węgla, lub też czyste wybieranie węgla i łupków palnych przy odbudowie pokładów. Warunek ostatni może być zachowany przy odbudowie ścianowej lub filarowej ubierkowej, a więc przede wszystkim w pokładach mniejszej grubości. Przy odbudowie zabierkowej na zawał pokładów grubych niemożliwe jest czyste wybieranie nóg, płotów węglowych oraz filarów oporowych, co jest jednym z głównych powodów częstych pożarów w pokładach grubych.

Jeżeli nie da się uniknąć pozostawienia węgla w odbudowanej części pokładu, zapobiegającym środkiem przeciwko pożarom w starych zrobach jest niedopuszczenie do nich powietrza. Uskutecznione to może być albo przez izolowanie odbudowanych pól, albo przez odpowiednią odbudowę i przewietrza-

nie pól eksploatowanych.

Izolowanie pól odbudowanych uskutecznia się zwykle przez pozostawienie filarów oporowych, możliwie najmniej rozciętych chodnikami i przecinkami oraz przez postawienie w tych ostatnich tam izolacyjnych (fig. 361). Filar oporowy, izolując odbudowane pole, sam jednak z biegiem czasu ulega rozgnieceniu i stać się może ogniskiem pożaru. Niedogodności tej można uniknąć przez zastosowanie zamiast fila-

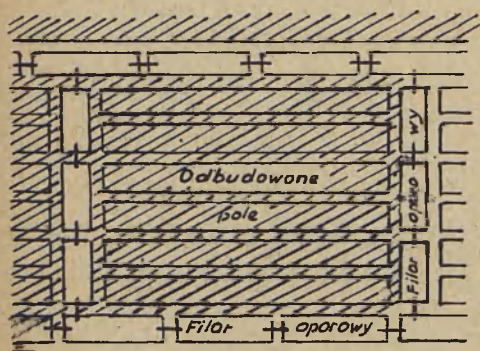


Fig. 361

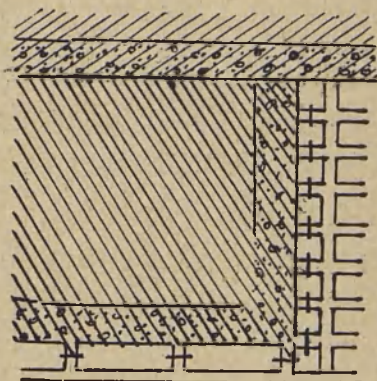


Fig. 362

rów oporowych pasów podsadzkowych (najlepiej za pomocą podsadzki płynnej) dookoła pól, odbudowanych na zawał (fig. 362). Odbudowę w tym wypadku prowadzi się w ten sposób, że przede wszystkim wybiera się i podsadza filar oporowy dookoła pola, a następnie odbudowuje się samo pole na zawał.

Przy przewietrzaniu pól odbudowy należy starannie unikać przepływu powietrza przez stare zroby. Przepływ taki jest zawsze możliwy, jeżeli tylko zroby położone są między wyrobiskami, w których istnieje znaczna różnica depresji. Tak np. w wypadku, pokazanym na fig. 363, zachodzi znacznie większe prawdopodobieństwo

powstania pożaru w zrobach Z_2 , aniżeli Z_1 , a to skutkiem dążenia powietrza do przejścia najkrótszą drogą (A - B) przez te zrobby. W tym wypadku spodziewać się należy przede wszystkim powstania pożaru w pobliżu punktu A, od strony dopływu powietrza do zrobów, gdyż na swej dalszej drodze będzie ono zawierało coraz mniej tlenu.

Podobny niekorzystny wpływ będą wywierały również szczeliny, jakie powstają wskutek ruchu skał nad odbudowaną częścią pokładu. Szczeliny takie mogą łączyć stare zrobby z wyrobiskami w innym pokładzie (przy małej odległości między pokładami) jak również z powierzchnią ziemi (przy odbudowie płytko zalegających pokładów).

W zrobach Z_1 (fig. 363) nie jest wykluczone również powstanie pożaru, a to skutkiem tego, że powietrze będzie tu płynęło zdłuż przodków odbudowy mniej lub więcej daleko od nich w głąb zrobów. Przy dostatecznie jednak szybkiej odbudowie pół proces samozagrzewania węgla w zrobach może nie zdążyć osiągnąć temperatury, przy której następuje zapalenie węgla. Tak więc dla za-

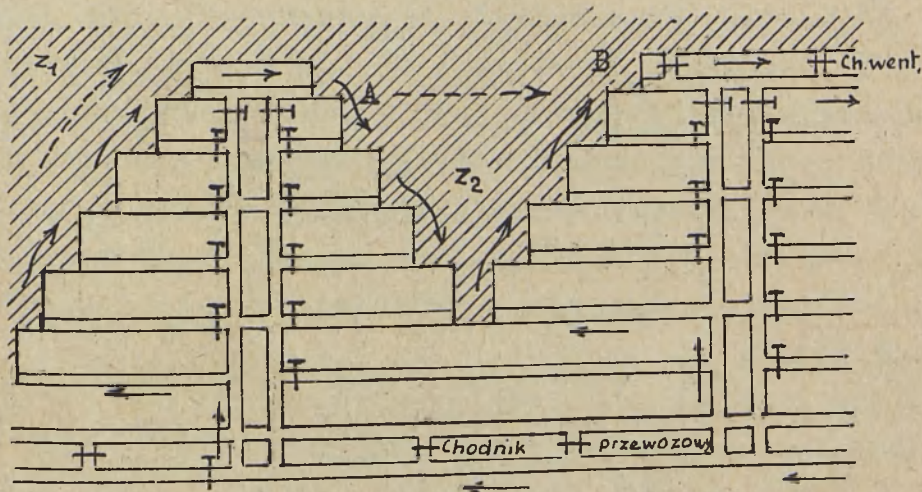


Fig. 363

obieżenia pożarom w starych zrobach odbudowa winna być prowadzona możliwie szybko przy jednoczesnym możliwie regularnym roz-
leszczeniu przodków odbudowy (unikanie zrobów Z_2).

4. ZAPOBIEGANIE POŻAROM

=====

W MIEJSCACH NAGROMADZENIA MIAŁU

=====

Większe nagromadzenie mialu w wyrobiskach może powstać przez rozgniecenie calizny lub oderwanie się węgla z piętra i ścian, względnie przez pozostawienie urobku w wyrobisku. Zapobieganie pożarom w takich miejscach sprowadza się do uniknięcia możliwości tworzenia się skupień mialu i do usuwania powstałych skupień.

Przede wszystkim więc należy dążyć do zmniejszenia ciśnienia w wyrobiskach, które mają istnieć przez czas dłuższy. Osiąga się to przez zmniejszenie wymiarów chodników, zmniejszenie ilości robót przygotowawczych, ścisłe dostosowanie ilości tych robót do produkcji kopalni, możliwie prędką odbudową pól i ewentualne zmniejszenie wymiarów tych pól, gdyż w tym wypadku czas istnienia chodników będzie najkrótszy.

Odpadający z piętra i ścian węgiel winien być usuwany z wyrobiska, co uskutecznia się przez przebudowę i oczyszczanie chodników. Dla uniknięcia gromadzenia się drobnego węgla i związanych z nim pożarów poza obudową wyrobisk należy pustą przestrzeń między obudową i calizną wypełniać szczelnie skałą płoną. W wypadku zawalenia się chodnika należy bądź to wybrać z niego zawalony węgiel, bądź też - jeżeli jest to trudne do wykonania - szczelnie wypełnić zawalisko podsadzką płynną.

Pożary skupień mialu węglowego zdarzają się nie tylko na dole kopalni, lecz również i na powierzchni, w czasie magazynowania węgla na zwalach. Samozapaleniu węgla sprzyjają, w tym wypadku, grubość jego warstwy, zawartość wilgoci, stopień rozdrobnienia i dopływ powietrza wewnątrz zwalów.

Aby nie dopuścić do samozapalenia się węgla na zwałach, należy przede wszystkim o ile możliwości przechowywać węgiel już sortowany, a w każdym razie osobno sortymenty grubsze a osobno miał. Dla sortymentów grubszych zaleca się ograniczyć wysokość zwałów do 3-4 m, dla miału nie przekraczać 1 m. Obok zwałów, a tym bardziej pod nimi, nie powinny przebiegać rurociągi parowe, ani przewody gorących gazów lub wody. Należy unikać konstrukcji drewnianych wewnątrz zwałów, gdyż według doświadczeń w sąsiedztwie ich najczęściej powstaje pożar. Polecenia godne jest nakrycie zwałów przed słońcem, deszczem i śniegiem, jak również zasłonięcie ich płotem od strony wiatrów, które chłodzą wprawdzie skład węgla, ale tylko z jednej strony, przyczyniają się natomiast do łatwiejszego przenikania powietrza wewnątrz zwałów. Korzystne jest również pokrycie powierzchni zwałów miału warstwą zaprawy. Bardzo dobrym środkiem jest możliwie szczelne osadzenie miału węglowego w miejscu magazynowania. Może być to uskutecznione np. przez obfite zlewanie miału silnym strumieniem wody po wyładowaniu go z wózków. W wypadku tym miał osadza się w wodzie (podobnie jak podsadzka płynna) a więc bardzo szczelnie, a poza tym drobniejsze cząstki miału wypełniają dokładnie przestrzenie między ziarnami większymi i utrudniają w ten sposób dostęp powietrza wewnątrz zwałów.

Z w a ł y p i r y t ó w o znacznej nawet wysokości nie ulegają samozapaleniu, możliwe natomiast są pożary zwałów wskutek przyczyn zewnętrznych (np. iskry z lokomotywy).

5. ZAPOBIEGANIE POŻAROM W CALIŹNIE WĘGLOWEJ

Pożary w caliźnie węglowej mogą mieć miejsce, gdy istnieją w niej szczeliny wypełnione pyłem węglowym. Zapobieganie pożarom w caliźnie węglowej może być uskutecznione:

- a. przez izolowanie szczelin,
- b. przez zmniejszenie ilości przesączającego się przez szczelinę powietrza za pomocą środków wentylacyjnych
- c. przez odwracanie kierunku prądu w szczelinie.

a. Z a p o b i e g a n i e p o ż a r o m
p r z e z i z o l o w a n i e
s z c z e l i n

Izolowanie szczelin skutecznia się przez uszczelnienie boków wyrobisk za pomocą gliny, piasku, zaprawy wapiennej lub cementowej, względnie przez wykonanie obudowy murowanej.

Uszczelnienie boków wyrobiska za pomocą g l i n y polega na ubiciu warstwy o grubości 30 - 50 cm poza oszalowaniem. Spód chodnika poziomego może być uszczelniony p i a s - k i e m przez częściowe podmulenie podsadzką płynną. Uszczelnienie narzucaną z a p r a w ą jest szybsze i łatwiejsze od ubijania gliny. Przy uszczelnianiu ścian za pomocą o b u - d o w y m u r o w e j przestrzeń między sklepieniem a calizną musi być dokładnie podsadzona. Omurowanie winno nie tylko obejmować całą szczelinowatą część calizny, lecz musi ono również być przedłużone na pewną długość w caliźnie zdrowej. Poza tym czoła murów winny być wpuszczone do calizny (fig.370).

Oprócz izolowania szczelin od strony zewnętrznej stosuje się również ich zamulanie lub cementowanie. Z a m u l a n i e szczelin polega na wtłaczaniu do nich mieszaniny wody z materiałami drobnoziarnistymi (miałki piasek, popiół z kanałów dymowych kotłów parowych itp.); woda przy tym odpływa, osadzając w szczelinach cząstki stałe aż do zupełnego prawie ich uszczelnienia. Jeszcze lepiej jest zamiast zamulania zastosować c e m e n t o w a n i e szczelin przez wtłaczanie do nich mleka wapiennego lub cementowego, względnie rzadkiej zaprawy z drobnym piaskiem lub popiołem. Czynność zamulania lub cementowania skutecznia się wtłaczaniem mieszaniny za pomocą pompy lub sprężonego powietrza przez rurę (Φ 30 - 60 mm), osadzoną w szczelinie lub otworze.

b. Zmniejszenie dopływu powietrza do szczelin za pomocą środków wentylacyjnych

Srodkami dla zmiany wielkości depresji w różnych punktach wyrobisk są tamy regulacyjne (i wentylacyjne), wentylatory wtórne oraz odpowiednie wykorzystanie depresji naturalnej.

1. Tama regulacyjna powoduje nagły spadek ciśnienia w miejscu jej ustawienia. Jeżeli w przewodzie AB (fig.364) ruch powietrza odbywa się pod wpływem depresji h , a rozkład spadku ciśnienia w tym przewodzie określa linia AC, wówczas przez umieszczenie w dowolnym punkcie D tamy następuje spadek ciśnienia KL i li-

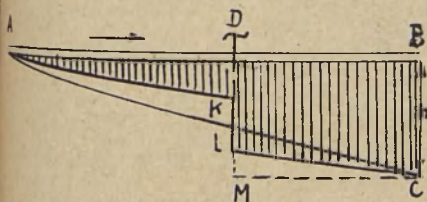


Fig.364

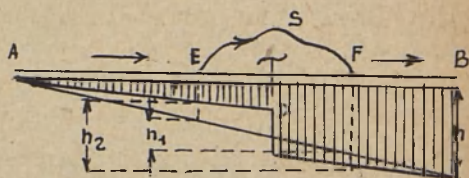


Fig.365

nia ciśnienia przyjmuje położenie AKLC. Spadek ciśnienia jest tym większy, im większy jest opór tamy; przy całkowicie zamkniętej tamie (wentylacyjnej) jest on w danym wypadku równy depresji h , a linia ciśnienia przedstawia się w postaci ADMC.

Jak z rysunku tego wynika, włączenie do przewodu (drogi powietrznej) dodatkowego oporu (tamy) powoduje zwiększenie ciśnienia (zmniejszenie depresji) przed tym oporem i zmniejszenie poza nim.

Jeżeli w ścianie wyrobiska AB znajduje się szczelina S, której wlot i wylot są w punktach E i F (fig.365), wówczas różnica ciśnienia (czyli depresja) między tymi dwoma punktami przed postawieniem tamy wynosi h_1 (fig.365). Po postawieniu natomiast tamy w punkcie D, a więc między wlotem i wylotem szczeliny, depresja ta wzrośnie do h_2 (fig.365), a więc wzrośnie również i ilość przepływającego w szczelinie powietrza. Przed postawieniem tamy węgiel mógłby się w ogóle nie zagrzewać (jeżeli depresja h_1 jest bardzo mała), po postawieniu natomiast tamy wskutek dużego wzrostu depresji (w praktyce setki lub tysiące razy) ilość dopływającego do szczeliny powietrza może wybitnie wzrosnąć, a wskutek tego pożar może powstać w pobliżu wlotu powietrza do szczeliny, a więc w pobliżu punktu E.

Jeżeli natomiast tamę postawimy przed wlotem do szczeliny (fig.366, pkt.G) lub za wylotem (fig.367, pkt.H), wówczas depresja h_3 będzie mniejsza, aniżeli przed postawieniem tamy.

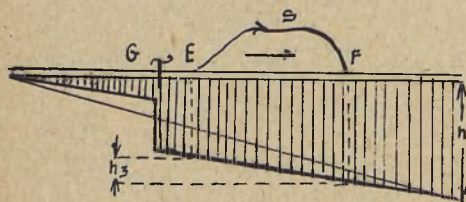


Fig.366

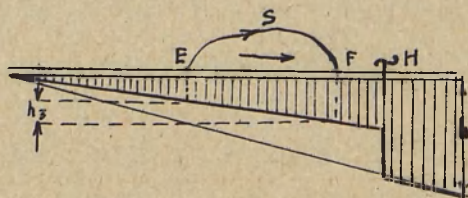


Fig.367

Obecność tamy nie przyczyni się wobec tego do zapoczątkowania pożaru.

Jak z tego wynika, umieszczenie tamy między wlotem i wylotem szczeliny może spowodować samozapalenie węgla wskutek przepływu większej ilości powietrza w szczelinie. Dla uniknięcia tego należy tamę stawiać przed wlotem lub poza wylotem szczeli-

ny.

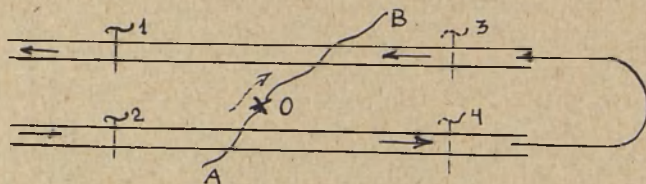


Fig. 368

P r z y k ł a d 1. (fig.368) W chodnikach równoległych, z których jednym powietrze dopływa, a drugim odpływa należy tamę stawiać poza wylotem szczeliny (punkt 1) lub przed jej wlotem (punkt 2). Przez postawienie tamy w punkcie 3 i 4 zwiększymy różnicę depresji i ilość przepływającego przez szczelinę powietrza, co może być powodem pożaru w caliznie w punkcie O od strony wlotu powietrza do szczeliny.

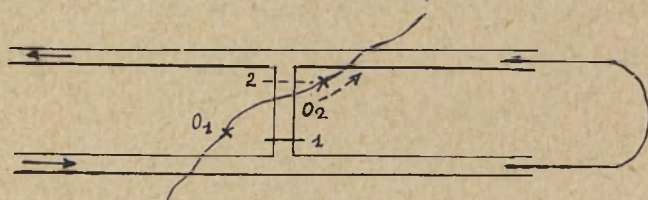


Fig.369

P r z y k ł a d 2. (fig.369). Tama 1 w przecince może spowodować ogień w punkcie O_1 , tama 2 - w O_2 . Jeżeli obie tamy będą czynne na przemian, możemy uniknąć samozapalenia węgla.

P r z y k ł a d 3. (fig.370). Przez postawienie tamy (1) w omurowanej części chodnika spowodujemy znaczną różnicę depresji i wzmożemy ruch powietrza w szczelinach poza omurowaniem, co może przyczynić się do powstania pożaru za obudową murową. Dla należytego izolowania szczelin należy czoła murów wpuszczać głę-

biej aż do zdrowego (nieszczelinowatego) węgla. Srodek jednak

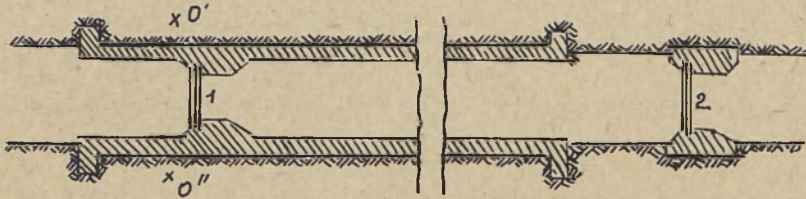


Fig. 370

ten nie zawsze zdoła zapobiec pożarowi, a to ze względu na to, że i sam beton może przy znacznej różnicy depresji przepuszczać dostateczną dla samozapalenia węgla ilość powietrza. Dla uniknięcia pożarów za omurowaniem, należy tamę stawiać w części nieomurowanej chodnika (fig. 370, pkt. 2) lub też w miejscu postawienia tamy przerwać omurowanie.

2. W e n t y l a t o r , umieszczony w przewodzie AB (fig. 371), w którym odbywa się ruch powietrza pod wpływem depresji h , stwarza przed sobą dodatkową depresję, zaś poza sobą kompresję, a więc powoduje w miejscu jego ustawienia nagły wzrost ciśnienia.

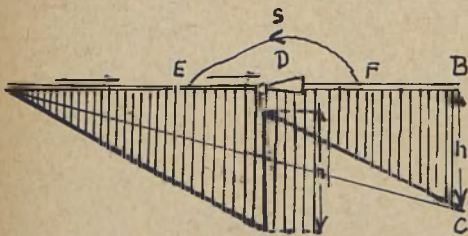


Fig. 371

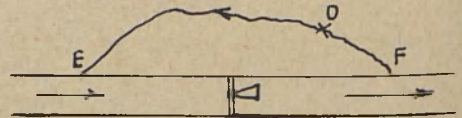


Fig. 372

Tak więc działanie wentylatora wtórnego w kopalni jest wręcz przeciwnie, aniżeli działanie tamy regulacyjnej.

W wypadku, gdy wentylator jest umieszczony między wlotem i wylotem szczeliny w ścianie chodnika (fig.372) tworzącej z prądem powietrza połączenie równoległe, spowodować może on ruch powietrza w szczelinie w kierunku odwrotnym od tego, jaki by istniał, gdyby wentylatora nie było i zapoczątkować pożar w pobliżu punktu F.

3. P o ł ą c z e n i e t a m y i w e n t y l a t o r a . Mogą zachodzić wypadki, kiedy będzie chodziło o wytworzenie w pewnym odcinku przewodu dodatkowej depresji lub kompresji przy jednoczesnym zachowaniu poprzednio przepływającej ilości powietrza. Da się to uskutecznić przez połączenie tamy i wentylatora.

Przez umieszczenie tamy regulacyjnej, a za nią wentylatora, uzyskuje się między nimi odcinek przewodu, w którym panuje d o d a t k o w a d e p r e s j a (h_1 , fig.373), przez umieszczenie natomiast tamy regulacyjnej za wentylatorem uzyskuje się w danym odcinku dodatkową kompresję (h_1 , fig.374).

P r z y k ł a d . W filarze granicznym F (fig.375) między kopalniami K_1 i K_2 zachodzi niebezpieczeństwo pożaru od strony kopalni K_1 , a to skutkiem powstania szczelin w tym filarze oraz panującej znacznie większej depresji w kopalni K_2 (powietrze w szcze-

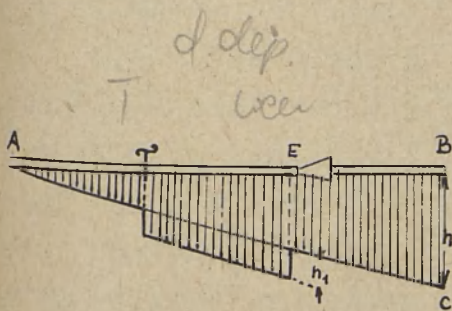


Fig. 373

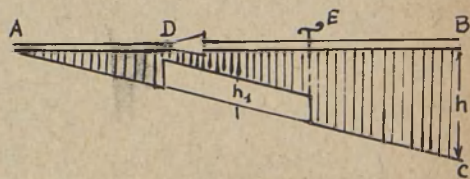


Fig.374

linach ma tendencję płynąć z kopalni K_1 do K_2). Dla wyrównania depresji na granicy obu kopalni i uniknięcia w ten sposób pożaru może być wskazane jednoczesne umieszczenie tamy i wentylatora W.

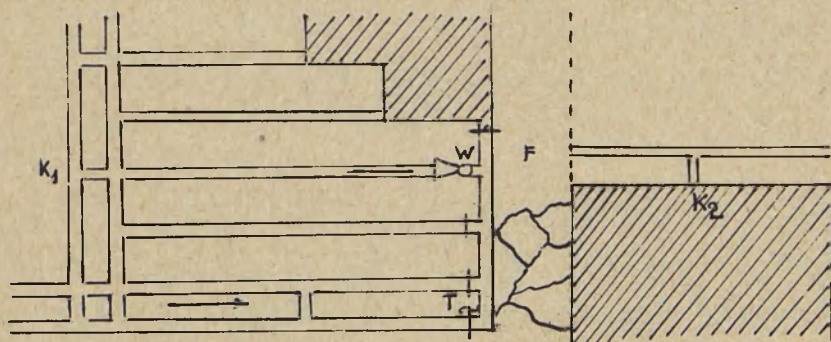


Fig. 375

4. Wykorzystanie depresji naturalnej w szczelinie. Depresja naturalna w bocznicy pochyłej skierowana jest zawsze w kierunku

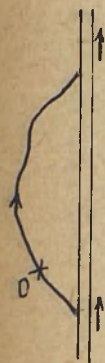


Fig. 376

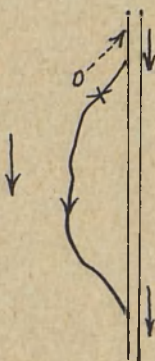


Fig. 377

wzniesienia, wobec tego przy przewietrzaniu prądem wznoszącym się (fig. 376) z chwilą zagrzania się węgla w szczelinie w punkcie O powstała wskutek tego depresja naturalna będzie potęgowała ruch powietrza w szczelinie, a wskutek tego może szybciej powstać pożar. Przeciwnie, w wypadku przewietrzania części kopalni prądem schodzącym (fig. 377) powietrze

w szczelinie będzie płynęło w kierunku zgodnym z ogólnym kierunkiem prądu, ale tylko do momentu, zanim depresja naturalna, spowodowana zagrzaniem się węgla, nie zrównoważy depresji systemu.

W momencie tym nastąpi zatrzymanie prądu w szczelinie, zatrzymanie jednocześnie dopływu tlenu do zagrzanego miejsca i - w konsekwencji - powstrzymanie procesu samozapalenia się węgla, ochłodzenie calizny oraz ponowny normalny ruch powietrza w szczelinie.

Jak z tego wynika, powstanie pożaru w szczelinie, w której ruch powietrza odbywa się w kierunku schodzącym, jest utrudnione.

c. Zapobieganie pożarom przez odwracanie kierunku prądu w szczelinie

Jeżeli szczelina FB (fig.378) tworzy bocznice przekątną, to - zależnie od miejsca umieszczenia tamy regulacyjnej w bocznicy ABC - prąd w szczelinie będzie płynął w jedną lub drugą stronę. A więc przez umieszczenie tamy (T_1) w AB i przy dostatecznej długości szczeliny możemy się spodziewać ognia w punkcie D od strony świeżego powietrza; jeżeli natomiast tama (T_2) zostanie przeniesiona poza wylot szczeliny do odcinka BC, prawdopodobieństwo pożaru w punkcie D będzie mniejsze, prąd FB przy dostatecznie dużym oporze tamy zostanie odwrócony, a wówczas ognia będziemy mogli się spodziewać w pobliżu punktu B - w punkcie E.

Jeżeli mamy do czynienia z możliwością odwracania się prądu w szczelinie, będzie wskazane posiadanie dwóch tam - T_1 i T_2 ,

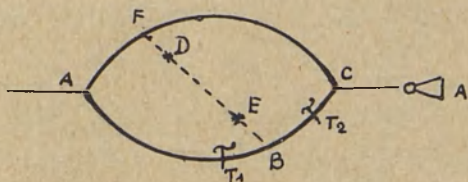


Fig. 378

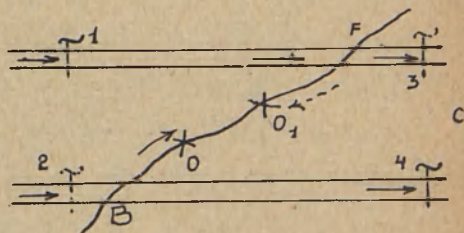


Fig.379

z których zawsze będzie czynna tylko jedna. W czasie, gdy czynna będzie tama T_1 , grzać się będzie węgiel w punkcie D, po otworzeniu następnie T_1 , i zamknięciu T_2 węgiel będzie się zagrzewał w punkcie E, w punkcie zaś D będzie mógł on w tym czasie ochłodzić się.

P r z y k ł a d (fig. 379). Tamy w chodnikach równoległych należy stawiać z jednej strony szczeliny, tzn. przed (1 i 2) lub poza nią (3 i 4).

Przez postawienie jednej tamy (1) przed szczeliną, drugiej zaś (4) poza nią, spowodujemy zniżkę ciśnienia poza tamą 1 i wyżkę przed 4, ruch powietrza w szczelinie w kierunku BF i możliwość ognia w punkcie O. Postawienie tam 3 i 2, przeciwnie, spowoduje ruch w kierunku FB i ogień w C_1 . Dla większego zrównoważenia depresji w punktach B i F celowe jest oprócz umieszczenia tam z jednej strony szczeliny - połączenie obu chodników nieotamowaną przecinką.

6. OZNAKI POZARU PODZIEMNEGO

=====

Pierwszymi oznakami grzania się węgla są : podwyższona temperatura (węgla i powietrza), wydzielanie się pary wodnej i dwutlenku węgla. Oznaki te przy dobrej wentylacji mogą być łatwo przeoczone.

W miarę dalszego procesu samozapalenia rozpoczyna się **s u c h a d e s t y l a c j a** węgla, wydzielają się różne węglowodory oraz częściowo już tlenek węgla (CO). **C h a r a k t e r y s t y c z n y z a p a c h** aromatycznych węglowodorów jest już zupełnie pewnym i niezawodnym wskaźnikiem początku pożaru.

Czas, jaki upływa od chwili rozpoczęcia się suchej destylacji do okresu właściwego pożaru, bywa rozmaity: może on trwać kilka dni, czasami nawet kilka tygodni, czasami już po upływie kilku godzin **w ę g i e l s i ę z a p a l a**. Towarzyszy temu wydzielanie się **d y m u**, który w miarę rozwoju pożaru staje się coraz bardziej obfity przy jednoczesnej zmianie

barwy na coraz ciemniejszą.

W pierwszej chwili powstania pożaru w kopalni świeże powietrze i wytwarzane produkty gazowe płyną tą samą drogą, jaką płynęło powietrze przed pożarem. Wskutek podniesienia temperatury w czasie pożaru wytworzona zostaje dodatkowa depresja naturalna, która działa podobnie, jak wtórny wentylator na dole, i może spowodować odwrócenie prądów i zadymienie lub zagazowanie takich części kopalni, które - zdawałoby się - znajdują się w warunkach zupełnie bezpiecznych. Pociągnąć to może za sobą zacinanie lub uduszenie ludzi, pracujących w zupełnie na pozór bezpiecznych miejscach, niejednokrotnie bardzo daleko od miejsca pożaru i w niezależnym prądzie powietrza. Oprócz niebezpieczeństwa uduszenia ludzi przez gazy dołącza się tu również niebezpieczeństwo w y b u c h u wskutek zapalenia ich mieszaniny z powietrzem przez lampy z otwartym płomieniem lub przez płomień pożaru przy ponownym skierowaniu się do niego odwróconych dymów.

Taki naruszony stan przewietrzania, kiedy wskutek odwrócenia się prądów dym lub gazy ukazują się w prądach bocznych lub w prądzie głównym przed ogniem, nazywamy z a d y m i e n i e m lub z a g a z o w a n i e m k o p a l n i.

Zarówno samo zbliżenie się do ognia, jak i bezpieczeństwo i łatwość ugaszenia pożaru są tym większe, im wcześniej przystąpi się do walki z pożarem i im prędzej jest ona prowadzona. Dlatego też w akcji przeciwpożarowej przyjęta musi być jako główna zasada: n i e z w ł o c z n e i n a j e n e r g i c z n i e j s z e z w a l c z a n i e o g n i a w c h w i l i j e g o z a u w a ż e n i a .

W wypadku akcji spóźnionej lub jej przewleknięcia nie tylko może się okazać utrudnione i niebezpieczne dojście do pożaru, lecz wskutek zadymienia możemy nawet być całkowicie dezorientowani co do samego miejsca ognia. Okoliczność ta zmusza często do otamowania większego obszaru kopalni i dłuższego czasu do zwalczania pożaru; pociąga poza tym większe straty materialne, spowodowane unieruchomieniem znacznej części kopalni, większe prawdopodobieństwo wybuchów poza tamami itp.

Najmniejszy nawet pożar nie może być nigdy lekceważony, gdyż często nieznaczny nawet ogień rozwinąć się może w ciągu bardzo krótkiego czasu do niezmiernie groźnych wymiarów. Dlatego też, przystępując do zwalczania najmniejszego nawet pożaru, należy zawsze liczyć się z możliwością dalszego i szybkiego jego rozwoju.

7. ODSZUKANIE MIEJSCA POŻARU I DOJŚCIE DO NIEGO

W pierwszym stadium pożaru (zagrzewanie się węgla), które trwa zwykle kilka lub kilkanaście dni, podnosi się temperatura w wyrobisku do 25°- 35°, a nawet i więcej. Przy dotknięciu ręką do calizny, wewnątrz której zapoczątkowany został pożar, odczuć można również pewne jej ogrzanie, przy czym w wypadku pożaru w chodniku poziomym szukać należy raczej jego ogniska w górnej ścianie chodnika (od strony wzniesienia pokładu), gdyż tylko w rzadkich wypadkach pożar powstaje w ścianie dolnej (od strony upadu pokładu). Gazy wydzielają się przez szczeliny poza ogniskiem w kierunku ruchu powietrza i zwykle pod piętnem chodnika. Dla stwierdzenia CO może być użyty odpowiedni detektor.

Przy odszukaniu pożaru na podstawie zapachu gazów lub słabego dymu, jeżeli nie przeszkadza on oddychaniu, może być wskazane przejście po kopalni w kierunku przeciwnym ruchowi powietrza. Jeżeli wydzielające się gazy uniemożliwiają oddychanie lub są bardzo gorące, wówczas do miejsca pożaru należy się zbliżać od strony świeżego powietrza.

Jeżeli wskutek znacznej depresji pożaru nastąpiło odwrócenie prądów i część kopalni została zadymiona, już sam nawet kierunek dymu w bocznicach odwróconych umożliwia więcej lub mniej dokładne określenie miejsca pożaru, a w każdym bądź razie daje zupełnie ścisłe wskazówki, w jakim kierunku należy szukać ognia.

Dojście do ognia w kopalni zadymionej (nawet w aparatach ratowniczych) jest w większości wypadków praktycznie niewykonalne. Toteż dla umożliwienia dojścia do ognia należy zadymie-

nie kopalni usunąć, należy poza tym zabezpieczyć kopalnię przed możliwością odwracania się dalszych prądów i ukazania się dymów na tyłach ładzi, zajętych w akcji przeciwpożarowej. Środkami do tego celu mogą służyć :

- a. s z c z e l n e t a m y i z o l a c y j n e , stawiane w bocznicach, z których wychodzą lub mogą wychodzić dymy, względnie
- b. n i e s z c z e l n e t a m y r e g u l a c y j n e , których zadaniem jest utrwalenie pierwotnego kierunku prądów, lub jego przywrócenie w wypadku, gdy zadymienie nie nastąpiło.

Posiadanie gotowych t a m i z o l a c y j n y c h , które mogą być każdej chwili zamknięte, jest wymagane przez przepisy górnicze, zwłaszcza jeżeli chodzi o możliwość izolowania większych oddziałów wentylacyjnych.

Postawienie tam izolacyjnych w bocznicach, w których odwrócenie prądów nastąpiło, nie wpływa bynajmniej na zmianę kierunku tych prądów, a wskutek tego w wypadku nieszczelności tam zadymienie (zagazowanie) nie zostanie usunięte, lecz jedynie tylko zmniejszone w mniejszym lub większym stopniu. Całkowite usunięcie zagazowania za pomocą tam izolacyjnych jest możliwe tylko przy bardzo dużej szczelności tych tam. Stawianie takich tam w czasie pożaru, zwłaszcza w dymie jest uciążliwe i wymaga dłuższego czasu.

Niedogodności tych nie posiadają t a m y n i e s z c z e l n e o charakterze tam regulacyjnych. Tamy takie mogą być zbudowane z dowolnego materiału (deski, płótno), a ponieważ mają one na celu jedynie tylko zwiększenie oporu bocznicy, przeto nie-wymagana jest tu staranność i dokładność wykonania. Ze względu na łatwość i szybkość wykonania najkorzystniejsze mogą być w czasie pożaru tamy płóciennne: zawieszenie ich w poprzek chodnika wymaga małej ilości czasu nawet w dymie. Jeżeli czas na to pozwala po postawieniu tam regulacyjnych można przystąpić do budowy tam szczelnych, izolacyjnych.

Mając powyższe na uwadze, należy przyjsć do wniosku, że dla zabezpieczenia kopalni przed zadymieniem, względnie dla jego usunięcia, należy posiadać oprócz gotowych tam izolacyjnych

również materiał (płótno, deski) na tamy regulacyjne.

Spóśb rozmieszczania tam regulacyjnych zaleŹny jest od tego, czy poŹar powstał we wznoszącym się, czy teŹ w schodzącym prądzie powietrza, a wskazówek co do rozmieszczenia tam regulacyjnych dostarczają nam wiadomości z przewietrzania kopalń.

8. POŹARY WE WZNOSZĄCYM SIĘ PRĄDZIE POWIETRZA

a. Z a b e z p i e c z e n i e k o p a l n i p r z e d z a d y m i e n i e m

Obecność poŹaru w prądzie wznoszącym się wywiera na ruch powietrza w kopalni podobny wpływ, jak i obecność w tym prądzie wentylatora wtórnego (h_2 , fig.322) o działaniu zgodnym z wenty-

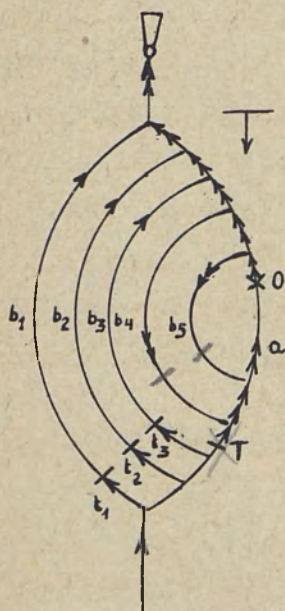


Fig.380

laterem głównym (h_1). Przy dostatecznie duŹej depresji tego poŹaru moŹe nastąpić o d w r ó c e n i e p r ą d u b o c z n e g o (b) i z a d y m i e n i e k o p a l n i, z a c z y n a j ą c o d p u n k t u A, przy czym dym zmieszany z powietrzem będzie się kierował z powrotem do ognia. W wypadku, gdy mamy większą ilość prądów bocznych (b_1, b_2 b_5 , fig.380) kaŹdy z nich moŹe ulec odwróceniu pod wpływem depresji poŹaru O, przy czym w większości wypadków jako pierwszy odwraca się prąd (b_5), połoŹony najbliŹej miejsca poŹaru, w mia-

re zaś zwiększenia jego depresji odwracają się kolejno dalsze ($b_4, b_3, \dots$). W rzadkich wypadkach kolejność odwracania się prądów może być inna.

Przez postawienie tamy (nieszczelnej) T w prądzie głównym (tzn. prowadzącym do miejsca pożaru) oraz tam t_1, t_2, t_3 w prądach bocznych przed tamą T będziemy mieli pełną gwarancję, że kopalnia przed tamą T nie będzie zadymiona. Poza tamą natomiast zasadniczą (T) kopalnia będzie całkowicie zadymiona (wszystkie prądy boczne odwrócone).

Na fig. 380 kierunki prądów czystego powietrza pokazane są strzałkami pojedynczymi, kierunki zaś dymów - podwójnymi.

Przy rozmieszczaniu tam regulacyjnych zasadniczą rolę posiada tama T w prądzie głównym, tamy natomiast t_1, t_2, t_3 w prądach bocznych mają role pomocnicze. W praktyce zwykle nie zachodzi potrzeba otamowania wszystkich prądów bocznych. Zazwyczaj wystarczy otamować kilka bocznic, położonych najbliżej tamy zasadniczej.

Jeżeli nam chodzi o uniknięcie w ogóle prądów odwróconych i zadymionych, wówczas tama zasadnicza T musi być postawiona w bocznicy a, w której powstał pożar. Tzn. powinniśmy dążyć do tego, ażeby między tamą zasadniczą a ogniem nie było w ogóle prądów bocznych.

Pamiętać należy, że w wypadku, gdyby ludzie, zatrudnieni przy pożarze, zostali zaskoczeni przez dym, ukazujący się od strony świeżego powietrza, wystarczyć może w pierwszej chwili zawieszenie w prądzie głównym płótna zajmującego zaledwie część przekroju chodnika, ażeby zadymienie usunąć.

b. U s u n i ę c i e z a d y m i e n i a

Ażeby możliwe było dojście do ognia w prądzie świeżego powietrza w wypadku kopalni zadymionej wskutek odwrócenia się prądów b_5 i b_4 (fig. 380); należy przede wszystkim usunąć zadymienie w bocznicy b_4 , a w tym celu musimy przenieść tamę zasadniczą T

poza tę bocznice, oraz postawić tamę pomocniczą w bocznicy b_4 . Po usunięciu zadymienia w b_4 , będziemy mogli w taki sam sposób przystąpić do nadania prostego kierunku prądu b_5 itd.

Jeżeli AB (fig. 381) jest drogą dojścia do ognia, przy czym postawiona już została tama zasadnicza T oraz otamowane ($t_1, t_2 \dots t_n$) wszystkie prądy boczne od szybu wdychowego

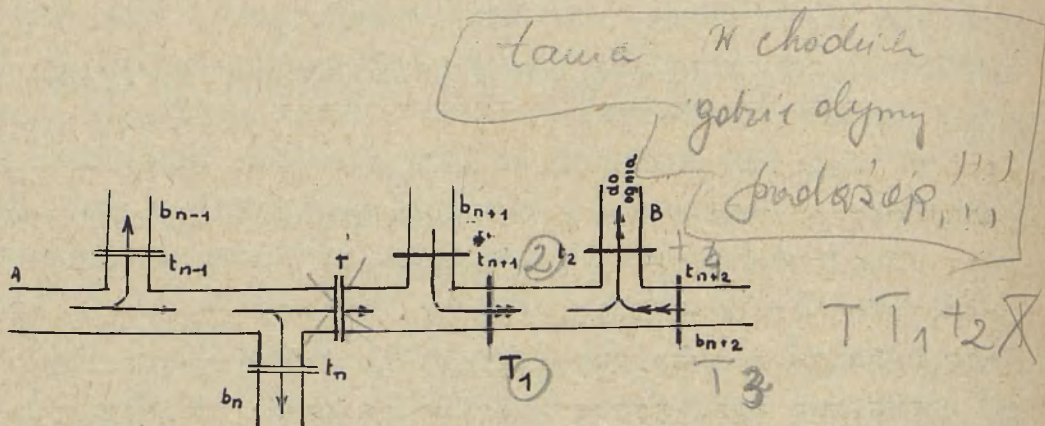


Fig. 381

do tamy T (lub przynajmniej kilka istotnych prądów bocznych), będziemy mogli niezwłocznie przystąpić do usunięcia zadymienia w bocznicy $b_n + 1$. Akcja usuwania zadymienia będzie następująca:

1. wchodzimy poza tamę zasadniczą T i stawiamy tamę T_1 (np. zawieszamy płótno) w chodniku, dokąd podążają dymy;
2. po częściowym otworzeniu tamy T (np. przez uniesienie lub odchylenie płótna) usuwamy zadymienie w prądzie bocznym $b_n + 1$ i stawiamy w nim tamę $t_n + 1$ (zawieszamy płótno);
3. po postawieniu tam T_1 i $t_n + 1$ usuwamy tamę T.

W analogiczny sposób usuwamy zadymienie w chodniku $b_n + 2$ a więc stawiamy tamę T_2 , usuwamy dymy w $b_n + 2$, tamujemy tę bocznice ($t_n + 2$), w końcu usuwamy tamę T_1 itd.

W czasie akcji usuwania zadymienia wentylator przewietrzający kopalnię nie powinien być zatrzymywany, ani też zmniejszana liczba jego obrotów, gdyż samo tylko zmniejszenie depresji wentylatora może przy małym nawet ogniu pociągnąć za sobą odwrócenie się prądów i zadymienie kopalni.

c. O d s z u k a n i e m i e j s c a p o ż a r u

Jak widzimy, podczas pożarów we wznoszącym się prądzie powietrza dymy w bocznicach odwróconych płyną do prądu głównego (nieodwróconego) i razem ze światłym powietrzem kierują się z powrotem do ognia, sam więc kierunek dymów wskazuje, w jakim miejscu należy szukać pożaru. Wobec tego pożaru należy szukać w kierunku, dokąd dymy podążają. !

Tak np. w wypadku, pokazanym na fig. 382, odwrócony kierunek prądów 69 i 98 wskazuje na możliwość pożaru w jednej z bocznic: 87, 75 lub 56 (prąd główny jest tu 1238756); odwrócony kierunek prądu 54 wskazuje na możliwość pożaru w bocznicach 47 i 75 (prąd główny - 124756). Z zestawienia tych dwóch możliwości

1. 87, 75, 56

2. 47, 75

wynika, że ogień znajduje się w bocznicy 75.

Przy określaniu miejsca pożaru nie jest konieczne kierowanie się wyłącznie tylko ściśle zdecydowanym kierunkiem dymów,

gdyż w okresie bezpośrednio poprzedzającym odwrócenie prądu, dym może utrzymywać się pod piętrami chodnika, gdy jednocześnie w dolnej jego części powietrze płynie w dalszym ciągu w kierunku pierwotnym. Zjawisko to jest oznaką, że ten częściowo za-

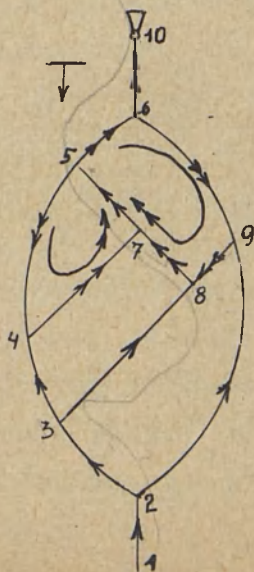


Fig. 382

dymiony prąd przy dalszym wzroście depresji ognia zostanie całkowicie odwrócony i zadymiony.

Tak np. utrzymywanie się dymów pod piętnem pochylni AB w górnej części CB (fig.383) wskazuje na to, że prąd CB ma tendencję do odwrócenia się i że ognia należy spodziewać się w kierunku CD.

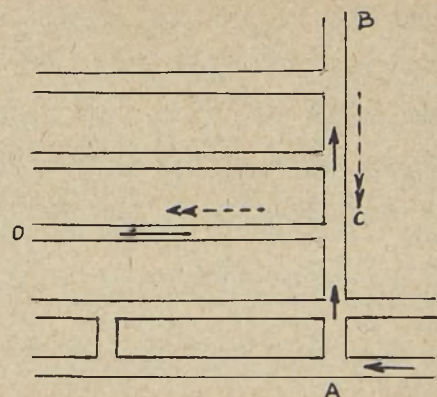


Fig.383

9. POŻARY W SCHODZĄCYM PRĄDZIE POWIETRZA

a. Z a b e z p i e c z e n i e k o p a l n i p r z e d z a d y m i e n i e m

W wypadku pożaru w schodzącym prądzie powietrza kierunek działania depresji ognia będzie przeciwny, aniżeli kierunek działania depresji wentylatora, wskutek czego o d w r ó c i ó s i ę m o ż e p r ą d g ł ó w n y (droga dojścia do ognia), przy czym dymy skierują się do nieodwróconych prądów bocznych. A więc mamy tu zjawisko wręcz przeciwne, aniżeli w wypadku pożaru we wznoszącym się prądzie powietrza.

Przez p o s t a w i e n i e t a m nieszczelnych T_1, T_2, T_3 (fig. 384) w prądach bocznych zabezpieczymy objętą tymi tamami część kopalni ABC przed zadymieniem. Tamy te będą w danym wypadku tamami zasadniczymi i w większości wypadków w zupełności wystarczą dla uniknięcia zadymienia wspomnianej części kopalni ABC. Posiadanie tamy t w prądzie głównym nie jest tu w większości wypadków konieczne, to jednak wtedy, gdy rozwój pożaru przybiera takie rozmiary, że może zostać odwróco-

ny cały prąd na kopalni, tama ta będzie nieodzowna. Dlatego też posiadanie na wszelki wypadek tamy pomocniczej t w prądzie głównym będzie pożądane.

Jak z tego widzimy, zarówno przy pożarach we wznoszącym się prądzie, jak i schodzącym, główną rolę odgrywają te tamy (zasadnicze), które są stawiane w prądach, do których mogą się kierować dymy. Tamy pomocnicze stawia się natomiast w prądach, z których dymy mogą wychodzić.

Jakkolwiek w większości wypadków możemy zabezpieczyć kopalnię przed zadymieniem za pomocą tylko tam zasadniczych, to jednak w każdym razie posiadanie przynajmniej nieszczelnych tam (płótno) pomocniczych jest bardzo pożądane.

W wypadku pożaru w schodzącym prądzie powietrza tamę pomocniczą t (fig. 384) należy raczej mieć przygotowaną, ale otwierać ją, a w każdym bądź razie nie zamykać jej przed dojściem do ognia lub miejsca zadymionego, gdyż po jej zamknięciu spowodujemy zadymienie kopalni poza tamą t, jak to jest pokazane na fig. 384.

Dla uniknięcia w ogóle prądów odwróconych w kopalni, przewietrzanej prądem schodzącym, należy mieć otamowane wszystkie prądy boczne oraz posiadać tamę pomocniczą w prądzie głównym przed samym ogniem (w bocznicy a).

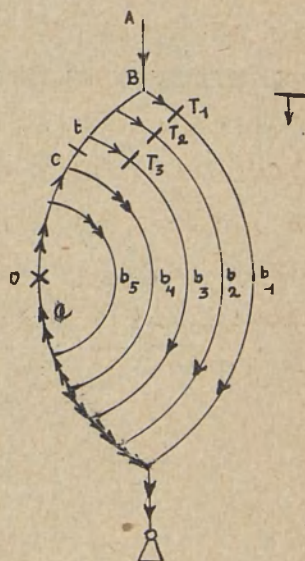


Fig. 384

b. Usunięcie zadymienia

Dla usunięcia zadymienia (fig.385) należy:

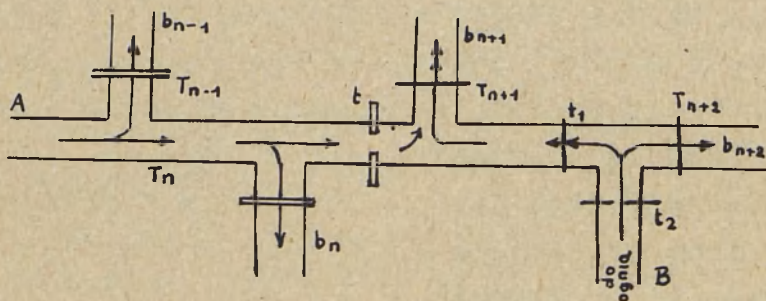


Fig. 385

1. idąc od szybu wdychowego, otamować wszystkie prądy boczne ($T_1, T_2, \dots, T_n$), lub przynajmniej ostatnie z nich;
2. po dojściu do miejsca zadymionego przygotować tamę pomocniczą t ;
3. postawić tamę zasadniczą $T_n + 1$ (zawiesić płótno) w chodniku, dokąd dymy uchodzą;
4. w wypadku, gdyby pomimo istnienia tam zasadniczych cały prąd kopalni wykazał tendencję do odwracania się należy niezwłocznie zamknąć tamę pomocniczą t , otwierając równocześnie tamę T_n w jednym z prądów bocznych przed tamą t , do którego kieruje się odwrócony prąd dymów, wychodzących przez nieszczelności tamy t ; dalsze usuwanie zadymienia byłoby bardzo utrudnione, dlatego też należałoby raczej z niego zrezygnować.-

c. Odszukanie miejsca
pożaru

W wypadku pożaru w schodzącym prądzie powietrza, odwróceniu, jak widzieliśmy, może ulec prąd główny, a dymy z niego skier-

rują się do prądów bocznych. Pożaru należy więc szukać w kierunku, skąd dymy wychodzą.

W poszczególnych wypadkach na podstawie kierunku dymów da się ściśle określić miejsce (bocznicy) pożaru. Tak np.

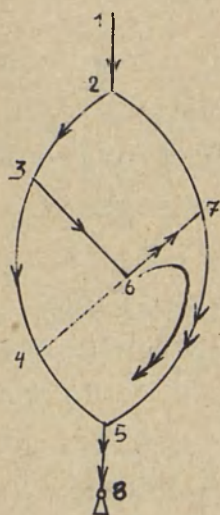


Fig. 386

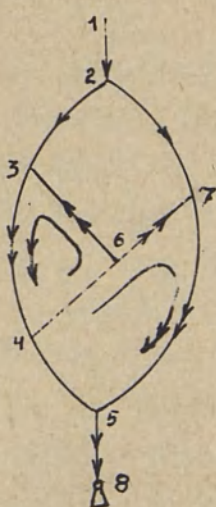


Fig. 387

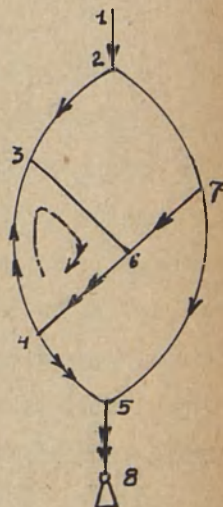


Fig. 388

w wypadku pokazanym na fig. 386, ogień jest w bocznicy 67, na fig. 387 - w bocznicy 46, na fig. 388 - w bocznicy 43.

Poza tym przy prowadzeniu systematycznej akcji usuwania zadymienia łatwo można określić drogę do ognia, kierując się tam, skąd dymy wychodziły.

10. SPOSOBY TŁUMIENIA POŻARÓW

=====

Dla powstania pożaru niezbędne są trzy warunki:

1. obecność materiału palnego,
2. doprowadzenie go do odpowiedniej temperatury,
3. dostateczny dopływ tlenu.

Palenie może się odbywać, gdy warunki te występują jednocześnie; brak nawet jednego z nich musi przerwać rozpoczęty pożar. Gaszenie pożaru polega na wyłączeniu jednego, dwóch lub nawet wszystkich tych trzech warunków.

a. U s u w a n i e m a t e r i a ł u p a l - n e g o

Usunięcie materiału palnego, a więc w wypadku kopalni węgla wybranie zagrzanego lub palącego się węgla jest najpewniejszym i najskuteczniejszym środkiem zwalczania rozpoczętego pożaru.

Sposób ten może być zastosowany tylko w tym wypadku, gdy możliwe jest dojście do samego ogniska, tzn. tylko w początkowym okresie pożaru, gdy nie przybrał on jeszcze dużych rozmiarów oraz gdy powstał on w wyrobisku, do którego możliwe jest dojście. Sposób ten nie może być stosowany w wypadku pożarów w starych zrobach.

Przy wybieraniu palącego się węgla należy unikać obnażenia większej powierzchni, a to dla uniknięcia dopływu powietrza do ognia oraz zmniejszenia możliwości zawałów, ułatwiających w znacznym stopniu zwiększenie pożaru. Wskazane wobec tego jest wybieranie węgla za pomocą wąskich (1,5 - 2 m) wyrobisk, które muszą być doprowadzone 1 - 2 m do zdrowej i niezagrzonej calizny. Przed przystąpieniem do wybierania dalszej części calizny sąsiednia wybrana jej część musi być dokładnie podsadzona.

Dla ułatwienia wybierania palącego się węgla mogą być stosowane środki pomocnicze, zdążające do obniżenia jego temperatury, jak woda, zamulanie i inne środki gaśnicze.

b. G a s z e n i e w o d ą

Woda jest najprostszym i najczęściej stosowanym środkiem do zwalczania pożaru przez obniżenie temperatury. Główną zaletą wody jako środka gaśniczego jest to, że jej

ciepło właściwe (1,00) jest wyższe, aniżeli wszystkich innych ciał (np. ciepło właściwe piasku 0,22, popiołu 0,20), poza tym bardzo wysokie jest ciepło parowania wody, a wskutek tego ze wszystkich ciał pobiera woda największą ilość ciepła i posiada n a j w i ę k s z e d z i a ł a n i e c h ł o d z ą c e . Oprócz tego z jednego litra wody powstaje okrągło około 1700 litrów pary, która otaczając palące się ciało u t r u d n i a d o p ł y w t l e n u d o o g n i a .

Oprócz tych swoich zalet posiada woda również bardzo poważne w a d y . Wskutek wytwarzania się bardzo dużej ilości pary zachodzi n i e b e z p i e c z e ń s t w o o p a r z e n i a l u d z i ; poza tym przy polewaniu ognia w przestrzeni zamkniętej bez pozostawienia wylotu dla pary może się wytworzyć tak duże ciśnienie, że nawet bardzo mocne tamy mogą być rozbite. Zachodzi więc tu niebezpieczeństwo w y b u c h u p a r y , podobnie jak ma to miejsce podczas wybuchów kotłów parowych. Przy polewaniu wodą rozżarzonego węgla możliwe jest t w o r z e n i e s i ę g a z u w o d n e g o , który z powietrzem wytworzyć może mieszaninę wybuchową. Poza tym pośród składników gazu wodnego występuje trujący tlenek węgla (CO).

Nie nadaje się woda do gaszenia ognia w pobliżu składów karbidu (ze względu na tworzenie się acetylenu) i wapna palonego (wywiązywanie się ciepła), do gaszenia palących się płynów oprócz spirytus (rozpuszcza się w wodzie) i topniejących materiałów palnych. Nie można używać wody do polewania rozżarzonych metalowych przedmiotów, gdyż powstają ich zniekształcenia (pękanie kotłów, belek żelaznych) jak również przewodów elektrycznych, będących pod prądem, gdyż wskutek przewodzenia prądu przez wodę nastąpić mogą krótkie spięcia, jak również porażenia ludzi.

P r z y p o ż a r a c h w w ę g l u w o d a może być z powodzeniem s t o s o w a n a w p o c z ą t k o w y m i c h s t a d i u m jako środek pomocniczy przy wybieraniu palącego się węgla. Przy pożarach większych

należy zastosować środki ostrożności przeciwko oparzeniu ludzi, zapewniając swobodny wylot dla pary. Woda nie powinna być stosowana do gaszenia dużych pożarów, jak również nie powinna być wylewana do przestrzeni zamkniętych tamami.

Gaszenie pożarów wodą, jako środek pomocniczy przy wybieraniu palącego się węgla przeprowadza się niekiedy przez w t ł a c z a n i e w o d y d o c a l i z n y za pomocą rur o długości 3 - 4 m. Po jednym lub kilku dniach calizna ochładza się i wtedy przystępuje się do wybierania węgla. Wskutek wypłukania szczelin i powstania nowych ułatwiony zostaje dostęp powietrza do ogniska, co może nawet ułatwić dalszy rozwój pożaru lub ponowne rozpalenie się ognia.

Do sposobów walki za pomocą wody należy również z a - t e p i e n i e k o p a l n i. Środek ten stosowany jest tylko w ostateczności, kiedy wszystkie inne środki zawodzą.

c. G a s z e n i e c i a ł a m i s t a ł y m i

Jako materiału gaszącego używa się p i a s k u i p y - ł u k a m i e n n e g o. Środki te stosowane są do gaszenia palących się cieczo, karbidu itp. jak również w niektórych wypadkach do gaszenia pożarów w kopalniach węgla, gdy palący się węgiel może być pokryty warstwą materiału. Dobrze jest równoczesne mieszanie łopatom piasku i pyłu z żarem.

Główną zaletą tych materiałów w porównaniu z wodą jest uniknięcie tworzenia się pary. Po ugaszeniu ognia nie zachodzi obawa ponownego jego rozpalenia się.

Ujemną stroną tego sposobu jest konieczność transportu dużych ilości materiału do miejsca pożaru. Dla ugaszenia małego nawet ognia należy rozporządzać przynajmniej 100 workami materiału.

d. G a s z e n i e p r z e z z a m u l e n i e

Gaszenie pożarów przez wprowadzenie do ogniska mieszaniny ciał stałych z wodą jednoczy w sobie zalety wody i ciał stałych jako środków gaśniczych. Sposób ten może być stosowany zarówno dla wypełniania objętych pożarem wyrobisk sposobem płynnego podsadzania, jak i dla wypełniania pod ciśnieniem szczelin zaognionej calizny węglowej.

1. Skierowanie p o d s a d z k i p ł y n n e j do wyrobiska objętego pożarem ma tę dodatnią stronę, że czynność załogi sprowadza się tu do doprowadzenia do miejsca pożaru rurociągu podsadzkowego i ewentualnie do zbudowania tamy podsadzkowej, dalsza zaś czynność - gaszenie pożaru - może się odbywać po usunięciu ludzi w bezpieczne miejsce. W porównaniu z wodą gaszenie podsadzką płynną jest o tyle skuteczniejsze, że następuje jednocześnie izolowanie piaskiem palącego się węgla, który następnie będzie mógł być wybrany razem z piaskiem. Przy muleniu piasek przenika nawet do szczelin węglowych, izolując je bardzo dokładnie.

Przy laniu podsadzki płynnej na ogień w przestrzeni zamkniętej należy - podobnie jak i przy użyciu samej wody - liczyć się z możliwością wybuchów pary wodnej (przewidzieć odpływ dla niej) lub gazu wodnego.

Podsadzka płynna jest poza tym bardzo dobrym i skutecznym środkiem dla izolowania pól pożarowych (p.niżej -§-11-b - otamowanie). Wszystko to powoduje, że w obecnym czasie jest ona jednym z najbardziej niezawodnych środków zwalczania pożarów podziemnych. Toteż przystępując do walki z pożarem w kopalni, posiadającej urządzenie podsadzki płynnej, niezależnie od przedsięwziętych środków, należy niezwłocznie przystąpić do przygotowań, mających na celu użycie w każdej chwili podsadzki płynnej do gaszenia pożaru.

2. Z a m u l e n i e s z c z e l i n w c a l i Ź n i e jest również jednym z najskuteczniejszych środków nie tylko dla zapobiegania pożarom, lecz i dla ochłodzenia calizny, a tym samym umożliwienia wybrania z niej węgla. Należy unikać

zarówno zbyt rzadkiej mieszaniny - która - wypłukując szczeliny - nie zamula ich jednocześnie, jak i zbyt gęstej, która może spowodować tylko częściową ich izolację. Wyraźną oznaką skuteczności zamulenia jest odpływ gorącej i dostatecznie czystej wody. Okoliczność ta dowodzi, że woda dosięgła strefy zaognionej i osadziła w niej materiał, jak również, że po upływie pewnego czasu (1 lub kilku dni) spodziewać się można polepszenia sytuacji. Zamiast zamulania szczelin może być zastosowane również ich c e m e n t o w a n i e .

Po upływie 2 - 3 dni, gdy calizna zostanie należycie ochłodzona, można przystąpić do jej wybierania i w ten sposób całkowicie zlikwidować ognisko pożaru.

e. G a ś n i c e

Ze względu na zasadę działania istnieje kilka typów gaśnic, jak:

1. gaśnice z roztworami soli (nie nadają się do gaszenia cieczy, przewodów elektrycznych pod prądem, karbidu i lekkich metali; zamarzają) ;
2. gaśnice pianowe (gaszenie cieczy jest możliwe; zamarzają);
3. gaśnice z czterechlorkiem węgla (nie nadają się do zamkniętych pomieszczeń ze względu na możliwość powstawania w wysokich temperaturach trującego fosgenu i pary HCl) ;
4. gaśnice suche z pyłem (mieszanina sody i ziemi okrzemkowej);
5. gaśnice ze śniegiem CO_2 .

Gaśnice są stosowane tylko do gaszenia małych pożarów bezpośrednio po ich powstaniu. Nie nadają się do gaszenia węgla w złożu, mogą natomiast oddać dobre usługi przy gaszeniu pożarów w komorach maszynowych, warsztatach, magazynach, sortowniach itp.

f. G a s z e n i e g a z a m i

Gaszenie gazami niepodtrzymującymi palenia (N_2, CO_2) stosowane jest w górnictwie bardzo rzadko.

g. G a s z e n i e p r z e z o t a m o - w a n i e

Jak z powyższego wynika, pierwsze czynności tłumienia pożarów polegają na ugaszeniu ich na miejscu oraz wybraniu węgla z miejsca zaognionego.

Jeżeli w ten sposób nie da się pożaru ugasić, względnie jeżeli dojście do miejsca pożaru jest niemożliwe ze względu na jego położenie (np. w starych zrobach), daleko posunięty rozwój pożaru lub wysoką temperaturę, stosuje się izolowanie palącej się części kopalni za pomocą tam ogniowych i stłumienie pożaru przez odcięcie dopływu powietrza do ognia.

Gaszenie pożarów przez otamowanie, podobnie jak i gaszenie za pomocą podsadзки płynnej, jest sposobem niezawodnym, gdy tym czasem wszystkie inne środki mogą zawieść. Dlatego też należy przyjąć jako zasadę, że w chwili zauważenia pożaru, niezależnie od zastosowanych środków do jego zwalczania na miejscu, niezależnie od jego wielkości (chociaż by był to tylko najmniejszy ogień) należy zawsze i niezwłocznie przystąpić do przygotowania tam, które mogłyby być zamknięte każdej chwili.

Lekceważenie tej zasady przy małym nawet ogniu jest bardzo często powodem dużych katastrof i konieczności późniejszego otamowania ogromnych ebbzarów, a nawet zamknięcia całej kopalni.

W kopalniach, gdzie pożary są zjawiskiem częstym, należy oprócz tego posiadać w każdym polu przygotowane tamy izolacyjne, które mogą być zamknięte każdej chwili w razie potrzeby.

11. OTAMOWANIE

=====

a. W y b ó r m i e j s c a d l a t a m

Otamowana zaogniona część kopalni winna być jak najmniej za przy możliwie najmniejszej ilości tam. Zasada ta nie w każdym jednak wypadku może być w całej pełni przestrzegana i bardzo często musi ustępować innym względem.

Ściśle dokładne izolowanie pola tamami jest niemożliwe, gdyż powietrze przeciska się do ognia przez najmniej nawet widoczne szczeliny i przez pory materiałów budowlanych, z których wykonana została tama. Powoduje to, że pożar rozszerza się w kierunku tam, postawionych od strony wlotu powietrza świeżego i z łatwością przenieść się może przed te tamy. Pod tym względem tamy od strony wyjścia gazów znajdują się w warunkach o wiele korzystniejszych i to nawet wówczas, gdy są one bardziej przepuszczalne dla gazów. Stąd wynika konieczność zwrócenia szczególnej uwagi na szczelność i dokładność wykonania tam od strony dopływu świeżego powietrza.

M i e j s c a d l a t a m , a zwłaszcza od strony powietrza świeżego winny być obrane w skałach bez szczelin i możliwie wytrzymałych. Niezależnie od tego dla uszczelnienia należy pokryć grubą warstwą zaprawy nie tylko zewnętrzną powierzchnię tamy, lecz i ściany chodnika na pewną odległość przed tamą.

Nieodzownym warunkiem przy wyborze miejsca na tamy oprócz ostatecznie zdrowej calizny winna być obecność w pobliżu tamy prądu świeżego powietrza. Okoliczność ta jest ważna również ze względu na późniejszy nadzór nad tamami ogniowymi.

Wobec tego tamy ogniowe (a zwłaszcza od strony wylotu gazów) powinny być budowane zawsze w niedużej odległości od najbliższej drogi powietrznej. Odległość ta nie powinna przekraczać 10 m, nie powinna ona być również mniejsza od 5 m a to ze względu na to, by w razie potrzeby można było obok tamy postawić nową. Jeżeli w pobliżu miejsca stawiania tamy nie ma prądu powietrza, doprowadza się je za pomocą lutni lub przegrody.

b. R o d z a j e t a m

b. dobry
5 kół
b. dobry
b. dobry
dobry
nie dostateczny

Tamowanie ognia powinno być prowadzone możliwie szybko i szczelnie. Dla spełnienia tych dwóch warunków stawia się zwykle dwie tamy: jedna (tymczasowa) ma na celu szybkość zamknięcia, druga (ostateczna) - definitywne i szczelne izolowanie zaognionej części kopalni. Poza tym dla każdego pola muszą być wcześniej obmyślane sposoby tłumienia pożarów, muszą być postawione tamy zapasowe, oraz odpowiednio rozmieszczone stacje i komory pożarowe.

1. T a m y t y m c z a s o w e czyli pomocnicze są najczęściej wykonywane z d e s e k w ten sam sposób, jak zwykłe tamy wentylacyjne. Po wykonaniu tamy oblepia się ją gliną lub wyprawia się wapnem. W razie potrzeby tamy tymczasowe wykonuje się z drzwiami, otwieranymi na zewnątrz.

Dla ułatwienia stawiania tam z desek zawiesza się t a m ę p ł ó c i e n n ą . Tama taka w niektórych wypadkach może już sama przez się zastąpić tamę tymczasową; dla większej szczelności wykonuje się ją z płótna impregnowanego, względnie zwykajne płótno jutowe pobiela się wapnem, zanurza się w rozrobionej wodą glinie, składa się podwójnie itp.

W wypadku konieczności pracy w dużym dymie może być wskazane wykonanie tamy tymczasowej z worków z piaskiem lub - lepiej - z betonem (mokry piasek z cementem), który po stwardnieniu tworzy dość szczelną i mocną tamę. Napełnione worki o długości 40 cm i średnicy 30 cm umieszcza się jedne na drugich w jednym lub dwu rzędach.

Stosowane są również t a m y p r z e n o ś n e o kształcie dużego worka z płótna gumowanego, które w miejscu ustawienia wypełnia się powietrzem z rurociągu powietrza sprężonego lub za pomocą ręcznej pompki powietrznej.

2. T a m y o s t a t e c z n e czyli o g n i o w e służą dla ostatecznego szczelnego izolowania pożaru. Przepisy górnicze wymagają, ażeby tamy te były wykonane z materiału ogniotrwałego, często jednak odstępuje się w praktyce od tego wymagania, bądź to pozostawiając w wyjątkowo sprzyjających wypadkach tylko

tamę tymczasową, bądź też stawiając tamę kłocową.

Najczęściej stosowanymi tamami ostatecznymi są t a m y m u r o w a n e z cegieł na zaprawie cementowej o grubości 1 - 2 lub więcej cegieł zależnie od wysokości tamy. W tamie musi być przewidziany odpływ dla wody, jeżeli płynie ona w chodniku oraz wmurowana rurka dla brania prób gazów spoza tamy lub mierzenia ciśnienia gazów za tamą. Ujemną stroną tam murowanych jest mała ich wytrzymałość na ciśnienie. Powstałe szczeliny muszą być stale zalepiane. Jeżeli zniszczenia tamy wskutek ciśnienia są poważne, przystępuje się do stawiania obok niej nowej tamy.

Wady tej pozbawione są t a m y k ł o c o w e . Tamy te są bardzo rozpowszechnione w kopalniach węgla. Wadą ich jest łatwość gnicia a poza tym nie nadają się one do miejsc w bezpośrednim sąsiedztwie z ogniem ze względu na palność. Wykonanie tam kłocowych trwa dłużej od murowanych.

Stosowane są również t a m y z c e g i e ł i d r z e w a , przy czym drzewo (klocki) daje się na obwodzie lub w środku tamy. Są one do pewnego stopnia ściśliwe, zachowują się dobrze w obecności ciśnienia, a jednocześnie szybkość ich wykonania jest większa, aniżeli kłocowych.

Poza tym stosowane są t a m y z u b i t e j z i e m i gliniastej. Nie posiadają one wady tam murowanych, gdyż ze wzrostem ciśnienia stają się bardziej szczelne, nie posiadają również wady tam kłocowych, gdyż wykonuje się je z materiału ogniotrwałego. Czas wykonania jest trzy razy dłuższy od czasu stawiania tamy murowanej. W ostatnich latach zaczęto z powodzeniem stosować tamy z w a t y s z k l a n e j .

W kopalniach, posiadających urządzenia p o d s a d z k i p ł y n n e j stosuje się ją do wykonywania tam izolacyjnych. Przed wykonaniem tamy ostatecznej muszą być postawione tamy podszkawkowe w odległości 5 - 10 m, które jednocześnie spełniają rolę tamy tymczasowej. Rury podszkawkowe wprowadza się do przestrzeni między tamami pod samo piętro wyrobiska i szczelnie wypełnia się ją podsadzką płynną.

Zaletą tam z podsadzki płynnej jest mały ich koszt, łatwość i szybkość wykonania, ogniotrwałość, bardzo duża wytrzymałość na ciśnienie i wyjątkowa szczelność, a to ze względu na dużą grubość takiej tamy oraz okoliczność, że drobny materiał podsadzkowy przenika nawet częściowo do szczelin w skałach, odpada więc konieczność wybierania bardzo zdrowych miejsc dla tego rodzaju tam.

Ze względu na ogromne zalety tam z podsadzki płynnej należy je polecać we wszystkich wypadkach, gdzie tylko możliwe jest ich zastosowanie.

3. Tamy zapasowe z drzwiami zależnie od wielkości i znaczenia izolowanych części kopalni posiadają więcej lub mniej poważną konstrukcję. Tamy główne są murowane z drzwiami żelaznymi lub kłocowe - z deskowymi; tamy podrzędne z desek. Te ostatnie w wypadku izolowania pożarów odegrać mogą rolę jedynie tylko jako tamy tymczasowe.

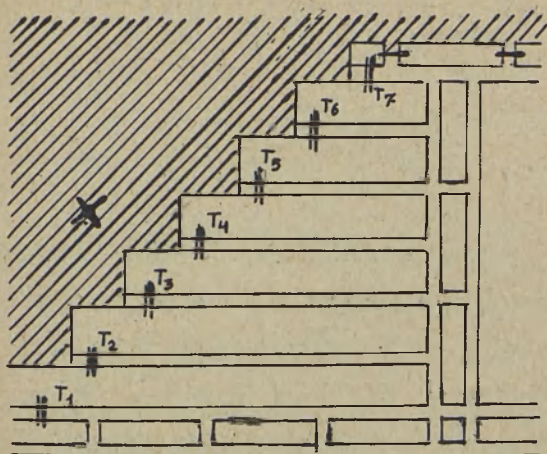


Fig. 389

c. R o z m i e s z c z e n i e t a m

Przy tłumieniu ognia przez otamowanie musi być przestrzegana zasada, ażeby z jednej strony tamy obejmowały jak najmniej-szą przestrzeń, z drugiej - ażeby ilość tych tam, a więc i czas otamowania, były jak najmniejsze. Warunki te w wielu wypadkach kolidują ze sobą. Tak np. jeżeli pożar powstał w starych zrobach, większa ilość tam może być postawiona w bezpośrednim sąsiedztwie ze zrobami (fig.389), względnie mniejsza ilość, jeżeli izolowane będzie całe pole (fig.390).

W wypadku pierwszym izolowana część kopalni nie będzie już w przyszłości otwierana i po postawieniu tam ognio-
wych można natychmiast przystąpić do odbudowy w polu pokładu,
z tym jednak, że zostają
tu stracone filary ognio-
we F (fig.391).

W drugim wypadku
(fig.390) izoluje się po-
le z tym, że po stłumieniu
pożaru tamy zostaną otwo-
rzone i przystąpi się do
normalnej odbudowy bez
pozostawienia filaru ognio-
wego.

Jeżeli otamowanie ognia
w samej kopalni jest nie-
możliwe ze względu na jego
położenie lub wybuchy, towa-

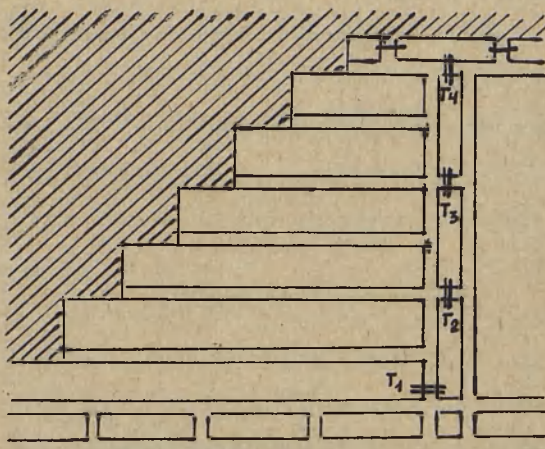


Fig.390

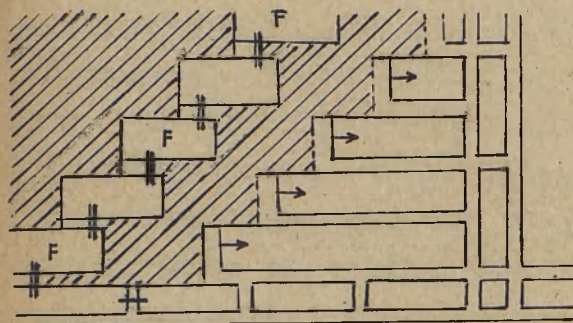


Fig. 391

rzyszające pożarowi, może zacho-
dzić konieczność s z c z e l -
n e g o z a m k n i ę c i a
w s z y s t k i c h s z y -
b ó w i wejść do kopalni. Jed-
nocześnie z zamknięciem zatapia
się kopalnię całkowicie lub
częściowo. Jest to środek osta-
teczny, do którego uciekać się
należy tylko w wyjątkowo poważ-
nych wypadkach.

d. K o l e j n o ś ć z a m y k a n i a t a m

Zamykanie tam izolacyjnych może nastąpić dopiero wówczas,
gdy istnieje pewność, że w otamowanym polu nikt nie został, lub
w najgorszym przypadku, że już nikt stamtąd wyjść nie może.

Stawianie lub zamykanie tam od strony powietrza świeżego jest znacznie łatwiejsze, aniżeli od strony wyjścia gazów, gdyż pracę prowadzi się tu w prądzie świeżego powietrza. Po zamknięciu tych tam dostęp powietrza do ognia zostanie powstrzymany, ilość wydzielających się gazów z pożaru zmaleje, a wskutek tego późniejsze zamykanie tam od strony wyjścia gazów będzie ułatwione.

Tak więc dla ułatwienia izolowania zaognionej części kopalni należy na początku zamykać tamy od strony dopływu powietrza, na samym zaś końcu tamy od strony wylotu gazów. Taka kolejność zamykania stosowana jest w większości krajów górniczych.

Ze względu na konieczność pracy w gazach tamy wyjściowe, a zwłaszcza ostatnią tamę, obowiązkowo należy stawiać w pobliżu prądu świeżego powietrza. W tym wypadku stan chodnika posiada mniejsze znaczenie, aniżeli obecność prądu.

Przy dużym rozwoju pożaru i znacznej ilości wydzielających się gazów, zaleca się pozostawienie w tamie wyjściowej wolnego odpływu dla gazów (1 lub 2 rury o średnicy 300 - 400 mm), który po pewnym czasie zostaje zamknięty.

e. B e z p i e c z e ń s t w o l u d z i p r z y o t a m o w a n i u

W czasie prowadzenia walki z pożarami zagraża załodze niebezpieczeństwo zarówno zacczadzenia, oparzenia parą wodną, jak i wybuchów.

Dla uniknięcia nieszczęśliwych wypadków z załogą należy natychmiast po zauważeniu pożaru usunąć wszystkich ludzi z wyrobisk, znajdujących się na drodze powietrznej między pożarem i szybem wydechowym, oraz przedsięwziąć środki w celu uniknięcia zadymienia lub zagazowania kopalni. W wypadku dużych pożarów wskazane jest usunięcie wszystkich ludzi z kopalni, niezatrudnionych w akcji przeciwpożarowej.

Dla uniknięcia niebezpieczeństwa z a c z a d z e -
n i a należy w miarę możliwości prowadzić akcję w prądzie świeżego powietrza. W wypadku konieczności pracy w gazach

(np. stawianie tam wyjściowych) należy używać aparatów oddychowych, starając się jednocześnie doprowadzić świeże powietrze do miejsca pracy za pomocą przegrody lub lutni. W wypadku braku aparatów czas przebywania robotników w gazach winien być zredukowany do minimum, praca zaś musi być tak zorganizowana, ażeby po kilkuminutowym przebywaniu w gazach robotnicy przebywali w świeżym powietrzu 5 - 10, a nawet 20 - 30 minut. Należy posiadać w pobliżu robót aparaty do sztucznego oddychania, do inhalacji, a przynajmniej butle z tlenem.

W y b u c h y w czasie pożarów możliwe są zarówno w kopalniach gazowych jak i niegazowych. Dla ich uniknięcia nie należy używać lamp otwartych oraz zabezpieczyć kopalnię przed możliwością odwrócenia się prądów i ponownego skierowania się gazów do ognia.

Najniebezpieczniejszym okresem ze względu na wybuchy jest okres stawiania pierwszych tam. Tłumaczy się to tym, że od chwili przystąpienia do stawiania tam zmniejsza się stopniowo ilość dopływającego tlenu do ognia, a jednocześnie powoduje się odwrócenie prądów i zadymienie kopalni poza tamami. Wobec tego w pewnym momencie dymy wytworzyć mogą niebezpieczną mieszaninę i wybuch może nastąpić w trakcie stawiania tam.

Dla uniknięcia wybuchów w czasie stawiania tam należy nie dopuścić w ogóle do odwrócenia się prądów za tamami, a w tym celu miejsca dla tam powinny być obrane możliwie blisko przy ogniu, ażeby między tym ostatnim a tamą nie było prądów bocznych.

Jeżeli z jakiegokolwiek powodu musi być izolowany większy obszar kopalni, kiedy odwrócenie się prądów poza tamami jest nieuniknione, jest wskazane pierwsze tamy budować z drzwiami. Po nagłym zamknięciu drzwi w tak przygotowanej lub istniejącej tamie należy wycofać ludzi w miejsce bezpieczne i przeczekać pewien czas (np. godzinę lub nawet dłużej). Po upływie tego czasu załoga może powrócić do zamkniętej tamy, należy ją uszczelnić, po czym przystąpić do stawiania tam następnych.

Ale i po postawieniu tam i to nawet przy nieobecności w izolowanej przestrzeni prądów, które mogą ulec odwróceniu, możli-

wość wybuchów istnieje w dalszym ciągu; mogą one nastąpić już po zamknięciu pola zaognionego tamami tymczasowymi, a nawet ostatecznymi ogniowymi. Z tego też powodu tamowanie za pomocą podsadzki płynnej jest najkorzystniejsze. Uniknąć przy tym można obecności ludzi w miejscu wykonywania tamy (w czasie podsadzania) a poza tym tama podsadzkowa nie ulegnie zburzeniu nawet i w wypadku wybuchu.

Zatrzymanie wentylatora lub zmniejszenie liczby jego obrotów w czasie pożaru pociąga za sobą bardzo częste natychmiastowe wybuchy. Zwiększenie ilości obrotów wentylatora - odwrotnie - jest czynnością bardzo korzystną, to jednak ze względów czysto mechanicznych (wytrzymałość wentylatora) należy być pod tym względem ostrożnym i pamiętać, że w większości wypadków ważniejsza jest pewność ruchu wentylatora, aniżeli zwiększenie jego depresji.

f. S t a c j e p o ż a r o w e

Dla umożliwienia szybkiego przystąpienia do akcji przeciwpożarowej należy posiadać odpowiednie materiały i narzędzia nie tylko w pobliżu szybu na powierzchni, lecz i w niektórych punktach w kopalni. Takie stacje lub komory pożarowe winny znajdować się w każdym oddziale wentylacyjnym, winny być łatwo dostępne i niezagrożone w czasie pożaru. Przepisy górnicze wymagają, ażeby ilość materiałów, znajdujących się na stacji, wystarczała na zbudowanie co najmniej dwóch tam. Lepiej jest przewidzieć zapas na 3 - 4 tamy.

W pobliżu zapasowych tam izolacyjnych, jak również w miejscach gdzie spodziewane jest stawianie tam w wypadku pożaru, wskazane jest posiadanie zapasów rozrobionej gliny i wapna dla szybkiego uszczelniania tych tam w razie potrzeby.

12. NADZÓR NAD TAMAMI OGNIOWYMI

=====

Skuteczność otamowania zależna jest w bardzo dużej mierze od jego szczelności, a wskutek tego nie tylko miejsca dla tam powinny być możliwie zdrowe, lecz i sam stan tam musi być dobry. Pociąga to za sobą konieczność stałego i starannego nadzoru nad tamami.

Nadzór ten ma na celu przede wszystkim b a d a n i e s z c z e l n o ś c i t a m . Dla ułatwienia tego zadania konieczne jest częste bielenie zarówno samych tam, jak i przyległych boków wyrobiska, gdyż wtedy łatwo jest zauważyć wszelkie nieszczelności. Przesączenie się powietrza lub gazów przez tamę może być poznane również przez wydawany przy tym dźwięk (syczenie). Każda zauważona nieszczelność winna być niezwłocznie usunięta za pomocą gliny lub zaprawy wapiennej.

Oprócz nieszczelności tam należy jednocześnie badać temperaturę przy tamach, ciśnienie za nimi, jak również brać próby gazów spoza tam, oraz przeprowadzać analizę na O_2 , CO_2 , CO i CH_4 .

O z n a k ą s t ł u m i e n i a p o ż a r u jest stopniowe zmniejszanie się zawartości CO i O_2 , a jednocześnie wzrost CO_2 (zwłaszcza przy tamach dolnych, wejściowych) i CH_4 (przy górnych). Jeszcze lepszą wskazówką stłumienia pożaru jest oznaczenie depresji naturalnej poza tamami na podstawie pomiarów ciśnienia przy tamach wlotowej i wylotowej ($-h_1$ i $+h_2$) w sposób podany w rozdziale o przewietrzaniu (§-11-c). Depresja ta w pierwszej chwili po otamowaniu pola wynosi kilkadziesiąt lub nawet kilkaset mm H_2O , w miarę zaś wygasania pożaru spada do kilku lub kilkunastu mm.

T a m y o g n i o w e (zarówno wejściowe jak i wyjściowe) muszą być na zewnątrz dobrze przewietrzane, zbliżanie się do nich i badanie może być uskuteczniane tylko przy użyciu lamp bezpieczeństwa lub elektrycznych.

13. OTWIERANIE OTAMOWANYCH PÓL

=====

Czas, w ciągu którego pożar zostaje stłumiony przez otamowanie, zależy od wielu przyczyn. Czas ten w wypadku pożaru obudowy waha się zwykle od 1 do 3 tygodni, w wypadku pożaru w pokładzie węglowym - 3 - 4 miesiące. Jeżeli jednak izolacja nie jest dokładna i powietrze dopływa przez liczne szczeliny do ognia, może on trwać całe lata; pola zaognione w większości takich wypadków uważa się jako stracone.

Otwieranie otamowanych pól może nastąpić tylko wtedy, gdy ogień jest dostatecznie stłumiony, a temperatura ogniska jest o tyle obniżona, że nie zachodzi obawa ponownego jego rozpalenia przed ostatecznym zlikwidowaniem pożaru.

Głównym wskaźnikiem stłumienia pożaru jest mała depresja naturalna otamowanej części kopalni, Innymi wskaźnikami są : brak przez dłuższy czas (nie tylko w okresie zwyżki barometrycznej) zawartości CO w najwyższych punktach otamowanej przestrzeni oraz wybitne zwiększenie zawartości CO₂ (przy tamach dolnych) i CH₄ (przy górnych). Obecność śladów CO wskazuje na możliwość ponownego rozpalenia się pożaru po otworzeniu pola.

Przed przystąpieniem do otwierania pola należy zawsze liczyć się z ewentualnością potrzeby ponownego jego zamknięcia i dlatego też z góry muszą być przewidziane wszystkie środki, mające na celu łatwe i szybkie ponowne otamowanie pola.

Podczas otwierania otamowanych pól możliwe są wybuchy gazów pożarowych dlatego też otwieranie musi być prowadzone z zastosowaniem wszystkich możliwych środków ostrożności, a więc zabronione jest tu również używanie lamp z otwartym płomieniem.

Otwieranie pól przeprowadza się zwykle w sposób następujący. Po należytym przewietrzeniu tam od strony zewnętrznej, usunięciu ludzi z prądu wychodzącego i przygotowaniu w pobliżu załogi ratowniczej, zaopatrzonej w aparaty oddechowe, przystępuje się do otworzenia tamy wyjściowej a następnie wejściowej. W tamie wyjściowej przebija się przede wszystkim mniejszy otwór, a po wyrównaniu ciśnienia rozbiera się ją całkowicie lub częściowo.

Przy otwieraniu tam należy liczyć się z możliwością odpływu przez tamę wyjściową gazów lekkich (CH_4), które łatwo porywa ze sobą wznoszący się prąd powietrza, przez tamę zaś wejściową - gazów ciężkich (CO_2), które mogą płynąć nawet w kierunku przeciwnym ruchowi powietrza.

Po otwarciu dwóch tam (jednej wyjściowej i jednej wejściowej) należy otamowaną przestrzeń przewietrzyć silnym prądem powietrza, usuwając na ten czas ludzi w miejsce bezpieczne, a to ze względu na możliwość wybuchów. Po upływie najmniej godziny, gdy otamowana przestrzeń została należyście oczyszczona z gazów, wchodzi się najkrótszą drogą do miejsca pożaru, mając zawczasu przygotowane środki do ugaszenia go na miejscu (wąż do zlewania wodą, rurociąg podsadzkowy itp).

Miejsce pożaru na całej dostępnej przestrzeni obficie zlewa się wodą i przystępuje się do możliwie szybkiego wybierania zagrzanego węgla. Jeżeli napotkany rozżarzony węgiel nie daje się ugasić wodą, wówczas w kopalniach posiadających urządzenie podsadzki płynnej, zamula się zaognione wyrobiska, a następnie wybiera się węgiel razem z piaskiem. Po wybraniu zagrzanego węgla uruchamia się normalną odbudowę pola.

Jeżeli przestrzeń objęta pożarem jest duża i zachodzi niebezpieczeństwo ponownego jego rozpalenia się przed ostatecznym zlikwidowaniem, pole otwiera się częściami przy jednoczesnym tamowaniu pozostałych jego części.

X. RATOWNICTWO GÓRNICZE =====

1. Aparaty do oddychania.

W wypadku eksplozji, pożaru lub nagłego wydzielenia się większych ilości gazów (CO_2 , CH_4) powietrze w kopalni staje się niezdadne do oddychania. Dla umożliwienia ludziom przebywania w takim powietrzu oraz wykonywania w nim prac w celu ratowania ludzi, zwalczania pożaru itp. muszą być użyte specjalne przyrządy do oddychania, zwane p r z y r z ą d a m i (aparatami r a t o w n i c z y m i).

Każdy przyrząd ratowniczy ma za zadanie dostarczenie dostatecznej ilości czystego i nadającego się do oddychania powietrza, odgradzając jednocześnie płuca od powietrza zepsutego duszącego lub trującego. Bardzo częste potrzebna jest jednoczesna ochrona oczu, a czasami nawet izolacja całego ciała.

Przyrządy ratownicze, służące do oddychania, mogą być objęte w trzy grupy :

1. R e s p i r a t o r y czyli maski z odpowiednim filtrem (pochłaniaczem) który umożliwia oczyszczenie powietrza z domieszek szkodliwych.
2. P r z y r z ą d y z doprowadzeniem świeżego powietrza za pomocą przewodu, łączącego ratownika z miejscem, gdzie jest świeże powietrze.
3. A p a r a t y o d d e c h o w e r o b o c z e w których ratownik oddycha tlenem, zawartym w zbiorniku aparatu.

Przyrząd ratowniczy winien zapewnić o b i e g 60 - 100 litrów powietrza n a m i n u t ę, winien dostarczyć ratownikowi 1,5 - 2,5 litrów t l e n u n a m i n u t ę ; zawartość tlenu w powietrzu wdychanym nie może spaść niżej 15% w przyrządach zaś tlenowych musi wynosić minimum 25%; zawartość CO_2 i pary wodnej w powietrzu, krążącym wewnątrz aparatu tlenowego powinna być możliwie mała (średnio 0,3% CO_2 , a przy końcu pracy 0,5%) i tylko w pewnych wypadkach, po wyjątkowo ciężkiej pracy może być ilość CO_2 chwilowo wyższa (najwyżej 2 - 2,5%).

Dopuszczalny opór całego aparatu nie może przekraczać 50 - 75 mm słupa wody (zwykle jest on mniejszy i wynosi 25 - 40 mm). Temperatura suchego powietrza wdychanego nie powinna być wyższa od $+42^{\circ}$, wilgotnego $+30^{\circ}$ C. Poza tym przyrząd musi być dostatecznie szczelny i wytrzymały, ciężar jego powinien być możliwie mały, a kształt praktyczny, jak najprostsza obsługa i łatwa możliwość kontroli.

2. IZOLOWANIE DROG ODDECHOWYCH OD OTACZAJĄCEGO POWIETRZA

Dla izolowania dróg oddechowych od otaczającego powietrza w ratownictwie górniczym znalazły zastosowanie hełmy, maski i ustniki.

a. **H e ł m** izoluje całą twarz, chroniąc równocześnie twarz i głowę przed uderzeniem, działaniem gorących gazów, wody, przed iskrami itp. Oddychanie w hełmie odbywa się w sposób naturalny, tzn. za pomocą nosa i ust; w hełmie można rozmawiać, nie wymaga długotrwałego ćwiczenia. Wady hełmów: znaczne zmniejszenie pola widzenia przez okienko w przedniej części hełmu, utrudnienie ruchów głowy, silne pocenie się osłoniętej części twarzy, duża przestrzeń szkodliwa (tzn. przestrzeń między organami oddechowymi i wentylami aparatu), wynosząca $2\ 000\text{ cm}^3$ lub nawet więcej, duża trudność lub niemożliwość należytego uszczelnienia, a wskutek tego nie są one odpowiednie w przyrządach, w których wytwarzana jest podczas oddychania depresja, gdyż w takich chwilach możliwe jest wciąganie szkodliwego powietrza zewnętrznego.

b. **M a s k a** posiada na ogół te same właściwości, co i hełm, to jednak wady jej są mniejsze: przestrzeń szkodliwa $300 - 600\text{ cm}^3$, większe pole widzenia, zwłaszcza przy zastosowaniu okularów zamiast jednego większego okienka; maska jest lżejsza i obejmuje tylko część twarzy; łatwiejsze uszczelnienie za pomocą taśm, gdyż nie obejmuje ona włosów (wielkość maski musi być dobrana dla każdego ratownika). Maski wykonuje się z różnych tkanin, ze skóry lub z gumy.

c. **U s t n i k** - przy równoczesnym zamknięciu nosa zaciskami - uważany jest za najlepszy sposób połączenia przyrządu z drogami oddechowymi. Zaletami jego są: twarz i głowa ratownika pozostają wolne, co ułatwia parowanie potu i wpływa na lepsze samopoczucie człowieka, zapewnia większe pole widzenia, ruchy głowy są mało skrępowane; przestrzeń szkodliwa jest znikoma; pod względem łatwości uszczelnienia stoi on na pierwszym miejscu. Wadami ustnika są: oddychanie przy zamkniętym nosie jest nienaturalne i nieprzyjemne, wymaga dłuższego ćwiczenia, przy czym nie wszyscy w ten sposób mogą w ogóle oddychać, wydzielanie śliny, której przy zamkniętym nosie nie da się połykać, jest intensywniejsze, a wobec tego musi być zastosowany zbiornik na ślinę; możliwość porozumienia się mową jest prawie wykluczona. Ustnik wykonuje się z gumy lub metalu emaliowanego; składa się on z języczków, które ratownik trzyma w zębach, oraz wygiętej płytki, którą wkłada między zęby i wargi. Umocowanie ustnika na głowie uskutecznia się za pomocą pasków. Dla ochrony oczu przy użyciu ustnika wkłada się okulary w oprawie gumowej.

3. POCHŁANIACZE

=====

Pochłaniacz jest to puszka metalowa, napełniona materiałami chłoniczymi, które usuwają szkodliwe domieszki powietrza, lub przynajmniej tak przetwarzającymi te domieszki, by utraciły one swe szkodliwe dla zdrowia właściwości.

W zależności od sposobu działania tych materiałów można je podzielić na:

- a. materiały, zatrzymujące zawiesiny mechaniczne, osadzające je na swej powierzchni (filtry);
- b. substancje, niszczące lub zatrzymujące szkodliwe domieszki na drodze fizyko-chemicznej (przez adsorpcję);
- c. substancje, niszczące lub pochłaniające szkodliwe domieszki na drodze chemicznej (przez absorpcję).

a. Filtry mechaniczne są stosowane dla ochrony organizmu przed działaniem substancji, które skażają powietrze pod postacią zawiesin (np. pył i wyziewy w fabrykach, dymy itp.), a które nie są pochłaniane ani przez adsorbcję, ani też absorboję. Filtry mechaniczne wykonuje się z waty, ligniny, filcu itp.

b. Pochłaniacze adsorpcyjne zatrzymują szkodliwe domieszki powietrza na drodze fizyko-chemicznej. Największe zastosowanie w dobie obecnej znalazły pochłaniacze węglowe, w których podstawowym składnikiem jest zwykle węgiel roślinny odpowiednio aktywowany. Zwykły pochłaniacz węglowy (fig. 392) chroni przed wszystkimi znanymi gazami bojowymi za wyjątkiem tlenku węgla (CO) i cyjanowodoru (HCN) oraz zawieszin stałych i ciekłych. Te

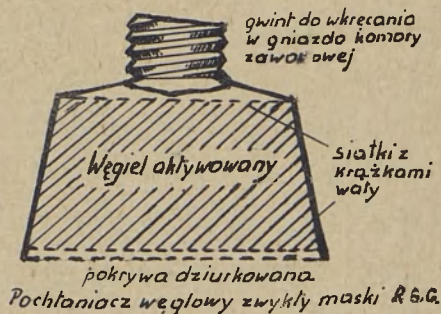
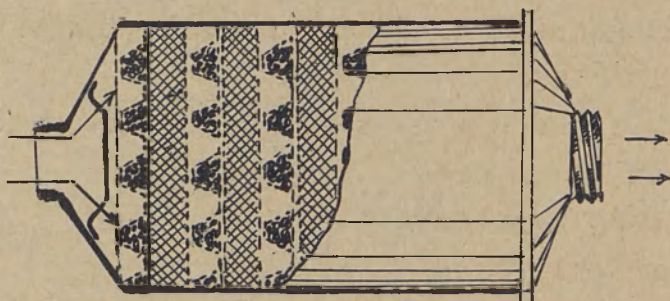


Fig. 392

ostatnie są natomiast zatrzymywane przez filtr mechaniczny, a wskutek tego pochłaniacz węglowy z filtrem mechanicznym (filcem) nie chroni tylko przed CO i HCN .

c. Pochłaniacze zasadowe. Spośród pochłaniaczy chemicznych (adsorpcyjnych) największe zastosowanie znajdują pochłaniacze zasadowe. Mają one zastosowanie w przemyśle chemicznym, w fabrykach, gdzie robotnicy muszą pracować w atmosferze oparów kwaśnych, oraz w przyrządach ratowniczych tlenowych do regeneracji wydychanego powietrza. W tych ostatnich używa się zwykle wodorotlenku sodowego (NaOH) lub mieszaniny jego z niedużą ilością wodorotlenku potasowego (KOH). Pochłaniacze zasadowe wiążą parę wodną, a w stanie wilgotnym chemicznie pochłaniają CO_2 , przy równoczesnym wydzielaniu ciepła. Wodorotlenek sodowy umieszcza się w tych pochłaniaczach luźno na od-

powiednio wygiętych siatkach (fig.393), talerzykach lub tp.



Pochłaniacz przyrządu Audos

Fig. 393

Przy potrząsaniu świeżego pochłaniacza słychać wyraźnie grzechotanie ziarn NaOH , w pochłaniaczach natomiast zużytych - wskutek zwiększenia objętości masy chłonnej - grzechotania tego nie słyszymy. Materiały zasadowe, stosowane są również w pochłaniaczach masek gazowych (tzw. pochłaniacze węglowo-zasadowe), a to dla niszczenia bojowych gazów kwaśnych (np. HCN). Tak więc pochłaniacze węglowo-zasadowe z filtrem mechanicznym (przeciwdymowym) dają ochronę organizmu przed wszystkimi znanymi dziś środkami napadu gazowego za wyjątkiem CO .

d. Pochłaniacze wydzielające tlen. W niektórych pochłaniaczach ratowniczych (pneumatogenach), znajdują zastosowanie związki chemiczne, wiążące parę wodną i CO_2 , a jednocześnie wydzielające pod wpływem tych ostatnich tlen. Do tego celu używa się nadtlenków sodu i potasu: Na_2O_2 , K_2O_4 , lub najczęściej NaKO_3 . Przy zachodzących tu procesach chemicznych wywiązuje się duża ilość ciepła, co pociąga za sobą nawet stapianie się masy chłonnej.

e. Pochłaniacze tlenku węgla. Dla usunięcia CO stosuje się substancje, ułatwiające utlenianie CO tlenem powietrza na CO_2 . Substancje takie noszą nazwę hopkalitów. Pochłaniacz hopkalitowy zawiera poza ty

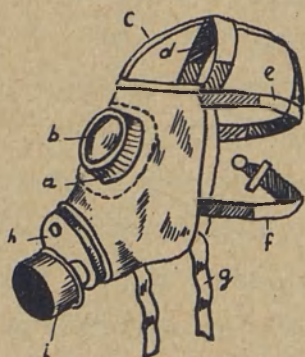
warstwy NaOH, które służą dla pochłaniania wilgoci oraz powstałego CO_2 . Oprócz tego znajduje się w nim substancja sygnalizująca (karbid), która uprzedza o wyczerpaniu się warstw chłonnych. Mianowicie, jeżeli zaczynamy wyczuwać acetylen o silnej i przykrej woni, świadczy to, że pochłaniacz jest już na wyczerpaniu.

*Maska przeciwigazowa R.Ś.C.
stosowana w Polsce*

4. RESPIRATORY

=====

Respiratory są to przyrządy, umożliwiające oddychanie wprost otaczającym powietrzem po uprzednim jego oczyszczeniu ze szkodliwych domieszek. Aby oddychanie takie było możliwe,



- a - Fala (materiał nietłukli-
- b - wy i chłonna wilgoć)
- c, d, e, f - taśmy elastyczne
- g - taśma nośna
- h - komora zaworowa
- i - pochłaniacz

*Maska przeciwigazowa R.Ś.C.
stosowana w Polsce*

Fig. 394

powietrze, dostające się do płuc, musi zawierać dostateczną ilość O_2 , a więc powyżej 15%, a w każdym bądź razie nie niżej 12%. Ponieważ w wypadku pożaru lub wybuchu w kopalni nigdy nie można mieć gwarancji, że ta niezbędna zawartość O_2 w powietrzu istnieje, przeto respiratory mogą znaleźć tylko bardzo ograniczone zastosowanie w akcji ratowniczej na dole. Ta grupa przyrządów używana jest natomiast przy pracy w szkodliwej atmosferze w zakładach przemysłowych na powierzchni, oraz w obronie przed działaniem bojowych środków chemicznych (maski przeciwigazowe).

Respiratory składają się z maski i połączonego z nią pochłaniacza. Pochłaniacz umocowuje się bezpośrednio na masce (fig. 394), lub też łączy się z nią za pomocą karbowanego giętkiego przewodu (fig. 395).

W wypadku uszkodzenia maski w atmosferze zagazowanej można się chronić przy pomocy samego pochłaniacza. Należy zatrzymać oddech, zamknąć oczy, wykręcić pochłaniacz, zerwać z twarzy zepsutą maskę, włożyć pochłaniacz gwintem do ust i po zatkaniu nosa oddychać bezpośrednio przez pochłaniacz.

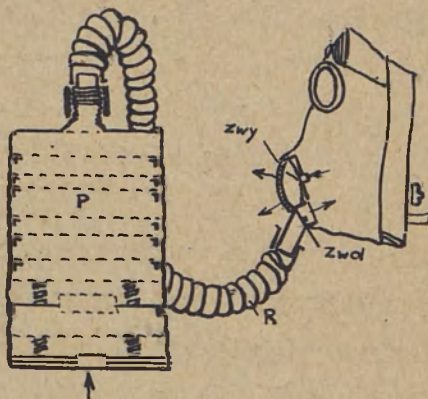


Fig. 395

5. PRZYZRZĄDY Z DOPROWADZENIEM SWIEŻEGO =====

POWIETRZA ZA POMOCĄ PRZEWODU

=====

Przyrządy te składają się z przewodu (węża), połączonego z hełmem, maską i ustnikiem; drugi koniec przewodu w czasie akcji ratowniczej znajduje się w chodniku, w którym płynie świeże powietrze. Przyrządy te znalazły w górnictwie szerokie zastosowanie jeszcze przed wprowadzeniem innych typów przyrządów ratowniczych. Główną ich zaletą jest możliwość przebywania w powietrzu szkodliwym przez dowolnie długi czas, wadą - ograniczona odległość, na jaką może się oddalić ratownik od miejsca świeżego powietrza. Wyróżniamy tu dwie grupy przyrządów:

- a. przyrządy z ssaniem powietrza siłą płuc i
- b. przyrządy z tłoczeniem powietrza za pomocą miecha, pompy itp.

a. P r z y r z ą d y z s s a n i e m p o w i e t r z a
s i ł ą p ł u c . Ze względu na duże opory ruchu powietrza
w przewodzie, które muszą być pokonane przez płuca, odległość,

na jaką może się oddalić ratownik, jest nieduża, i nie przekracza zwykle 25 - 30 m. Drugą wadą tych przyrządów jest to, że muszą one być zupełnie szczelne wobec otoczenia, gdyż w czasie wdechu panuje w nich wysoka depresja. Z tego też względu nie nadają się tu hełmy ze względu na trudność ich uszczelnienia. Wobec swych wad przyrządy tej grupy nie są stosowane na dole w kopalniach. Używane one są głównie na powierzchni przy rurociągach gazowych, na okrętach itp.

b. Przyrządy z tłoczeniem powietrza (fig.396), mają duże zastosowanie w kopalniach. Powietrze do oddychania jest w nich tłoczone za pomocą pompy, wentylatora, miecha lub inżektora. Może być tu z korzyścią użyte również powietrze sprężone z rurociągu przy zastosowaniu zaworu redukcyjnego.

Świeże powietrze stale dopływa pod niedużym ciśnieniem, powietrze zaś wydychane i nadmiar dopływającego uchodzi na zewnątrz przez wszystkie nieszczelności przyrządu oraz przez zawór wydechowy. Wobec panującej stale kompresji świeżego powietrza nie zachodzi niebezpieczeństwo dostania się z zewnątrz powietrza szkodliwego i to nawet przy małej szczelności węża, maski lub hełmu (nieprzyjemne w użyciu ustniki nie są tu stosowane).

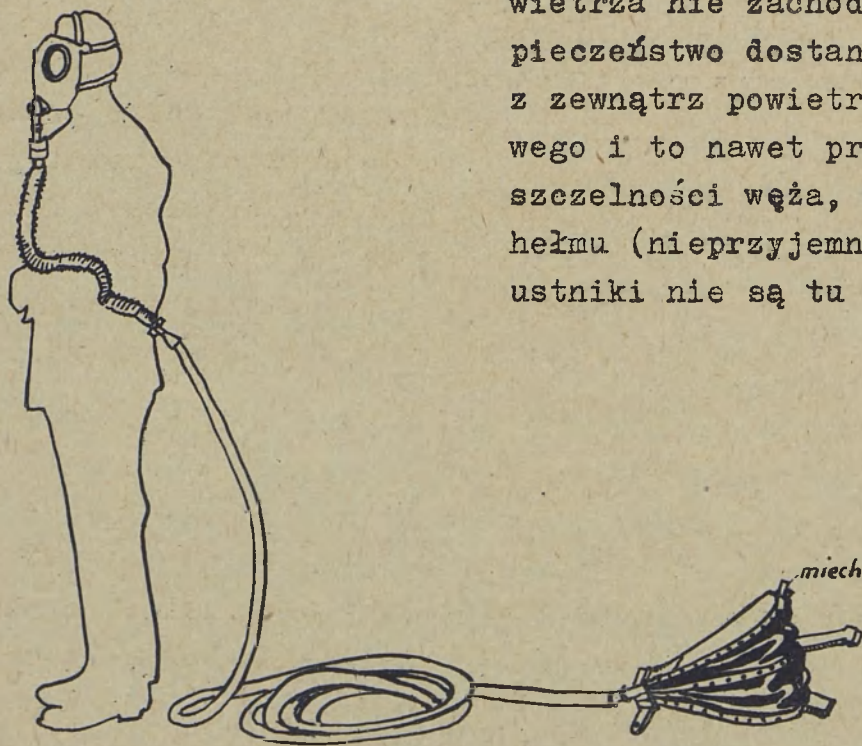


Fig.396

Przyrząd z tłoczeniem powietrza za pomocą przewodu

Zasięg działania tych przyrządów jest znacznie większy i dochodzi do 200 m od miejsca tłoczenia świeżego powietrza.

Ratownikom, pracującym w tych przyrządach należy dodawać kilku ratowników w aparatach oddechowych gdyż wskutek oberwania się skały ze stropu może nastąpić ściśnięcie węża, może również nastąpić rozłączenie poszczególnych jego odcinków w miejscu zagazowanym.

6. PRZYRZĄDY TLENOWE =====

a. K l a s y f i k a c j a p r z y r z ą d ó w t l e n o w y c h

Do przyrządów tlenowych zalicza się przyrządy, w których niezbędną do oddychania ilość tlenu niesie sam ratownik. Przyrządy te mogą być podzielone na dwie grupy:

1. p r z y r z ą d y z b i o r n i k o w e , w których zużyte powietrze jest wydalone na zewnątrz
2. p r z y r z ą d y r e g e n e r a c y j n e ,
w których wydychane powietrze jest oczyszczane z domieszek CO_2 i pary H_2O i po dodaniu odpowiedniej ilości tlenu kierowane jest z powrotem do płuc. Przyrządy regeneracyjne dzielą się na p n e u m a t o f o r y , w których tlen znajduje się w stanie gotowym i p n e u m a t o g e n y , w których tlen jest wytwarzany na drodze chemicznej.

b. P r z y r z ą d y z b i o r n i k o w e

Przyrządy zbiornikowe zawierają w osobnych zbiornikach tlen w stanie gazowym pod odpowiednim ciśnieniem lub w stanie ciekłym.

1. W wypadku użycia t l e n u w s t a n i e
g a z o w y m znajduje się on w stanie sprężonym w osobnych butlach. Tlen ten (lub sprężone powietrze) służy ratownikowi do oddychania, powietrze natomiast wydychane jest wydalone na ze-

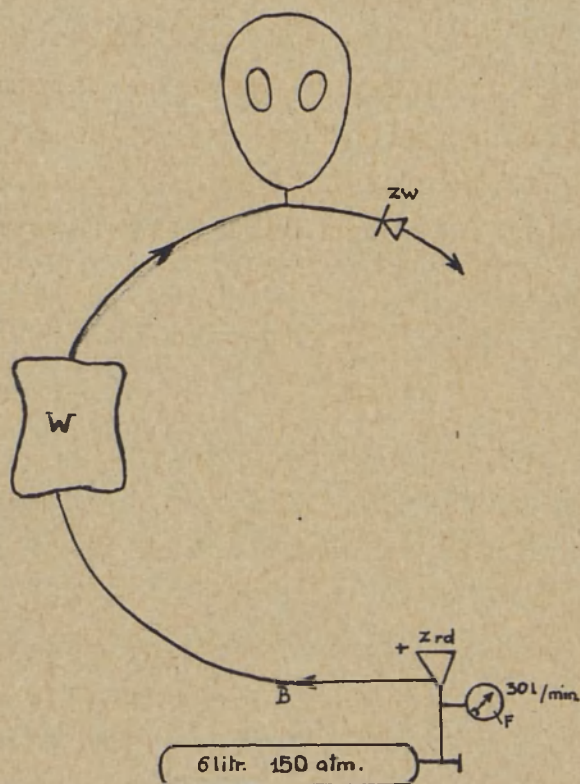
wewnątrz przez zawór wypustowy. Schemat przyrządu zbiornikowego przedstawiony jest na fig. 397.

Tlen sprężony pod ciśnieniem 150 at., dopływając z butli (B) do przyrządu, musi przejść przez zawór redukcyjny (Z_{rd}), który służy dla równomiernego i ściśle określonego dopływu tlenu (np. 30 litrów na minutę). Potrzebne dla wdychania powietrze gromadzi się w worku powietrznym (W), powietrze wydychane jest wydalone na zewnątrz przez zawór wypustowy (Zw).

Dla określenia zawartości tlenu w butelce, a więc i możliwego czasu pracy w przyrządzie, służy manometr lub finimetr (F). Finimetr tym się różni od manometru, że oprócz podziałki, określającej prężność tlenu, posiada również podziałkę, która pozwala odczytać bezpośrednio pozostały czas do pracy.

Przyrząd, którego schemat przedstawiony jest na fig. 397, dostarcza ratownikowi 30 litrów na minutę powietrza, co przy zapasie 900 litrów (6 litrów pod ciśnieniem 150 at.) umożliwia pracę w ciągu pół godziny.

Zaletą przyrządów zbiornikowych jest to, że ratownik otrzymuje w nich czyste i chłodne powietrze, wadą zaś - duży ciężar butli i bardzo ograniczony czas pracy. Wobec tych wad nie mają one obecnie zastosowania w górnictwie.



Schemat przyrządu zbiornikowego, Aerolator 1924

Fig. 397

2. Przyrządy z tlenem w stanie ciekłym czyli tzw. aerolity (fig. 398), składają się ze zbiornika (B) w kształcie tornistra wypełnionego watą azbestową, którą nasycą się skroplonym tlenem. Parujące powietrze, przepływając przez przewód R oraz długą metalową rurkę C, ogrzewa się powietrzem zewnętrznym i w stanie dostatecznie ogrzanym dostaje się do ustnika i płuc.

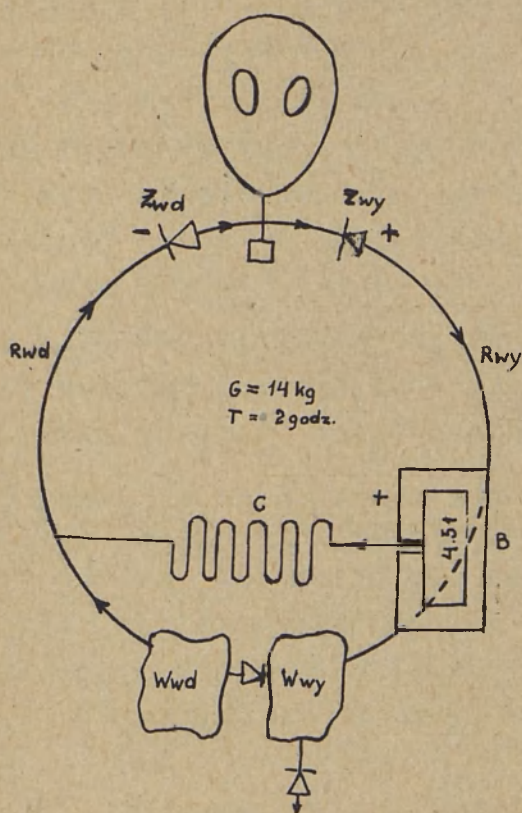
Podczas intensywnej pracy zapotrzebowanie powietrza jest większe, większe więc musi być parowanie powietrza ciekłego. Osiąga się to samoczynnie przez ogrzewanie powietrzem wydychanym zbiornika B. W tym celu przewód wydechowy przechodzi przez

przekątną rurkę w zbiorniku B.

Zwd - zawór wdechowy, Zwy - zawór wydechowy; Wwd - worek wdechowy, Wwy - worek wydechowy.

Przy dwugodzinnym użyciu przyrządu wystarcza normalnie około 3000 litrów powietrza w stanie gazowym, czyli około 3,5 litrów powietrza ciekłego, uwzględniając konieczną rezerwę, pojemność zbiornika daje się około 5 litrów.

Zaletami aerolitów są bardzo prosta konstrukcja, umiarkowany ciężar przyrządu (około 14 kg) oraz oddychanie powietrzem chłodnym; wadami: niebezpieczeństwo przy dotyka-



Aerolit 1916

Fig. 398

niu zimnych metalowych części oraz brak dokładnego miernika zawartości tlenu w zbiorniku. Wady te nie są poważne, główną nato-

miast przyczyną stosunkowo małego rozpowszechnienia tych przyrządów jest to, że wymagają one urządzeń do skraplania powietrza. Wszędzie natomiast tam, gdzie takie urządzenia istnieją, a e r o l i t y są pod każdym względem g o d n e p o - l e c e n i a w ratownictwie górniczym.

b. P n e u m a t o g e n y

W pneumatogenach tlen znajduje się pod postacią związków chemicznych, a mianowicie nadttlenków sodowo-potasowego (NaKO_3) lub sodowego (Na_2O_2), które wiążą parę wodną i CO_2 , a jednocześnie wydzielają tlen. Preparaty wytwarzające tlen noszą w ratownictwie nazwę o k s y l i t u , p r o k s y l i t u lub p r o k s y l e n u .

Pneumatogen składa się z pochłaniaczy proksyli t o w y c h oraz worka powietrznego. Ruch powietrza jest tu wahadłowy, tzn. wydychane powietrze przechodzi przez pochłaniacz do worka powietrznego, skąd tą samą drogą przepływa z powrotem do płuc w okresie wdechu. Zanim proksylit nie zostanie dostatecznie ogrzany, wydzielanie się z niego tlenu odbywa się bardzo powoli, ale już po pięciu minutach pochłaniacze dostarczają dwa litry na minutę lub więcej.

Z a l e t y : mały ciężar przyrządu (6 - 10 kg) i małe wymiary, prosta konstrukcja i łatwe obchodzenie się; w a d y : temperatura wewnątrz pochłaniaczy podnosi się nawet do $+150^\circ$, temperatura powietrza wdechowego już po 20 minutach pracy wynosi około $+34^\circ$.

d. P r z y r z ą d y r e g e n e r a c y j n e z t l e n e m w s t a n i e g o t o w y m (p n e u m a t o f o r y)

Pneumatofory stanowią grupę przyrządów najbardziej rozpowszechnionych w górnictwie. Działanie ich polega na tym, że wydychane powietrze przechodzi przez pochłaniacz zasadowy P

(fig. 399 i 400), w którym wodorotlenek sodowy pochłania parę wodną i wydzielony przez płuca CO_2 ; po dodaniu do tak oczyszczo-

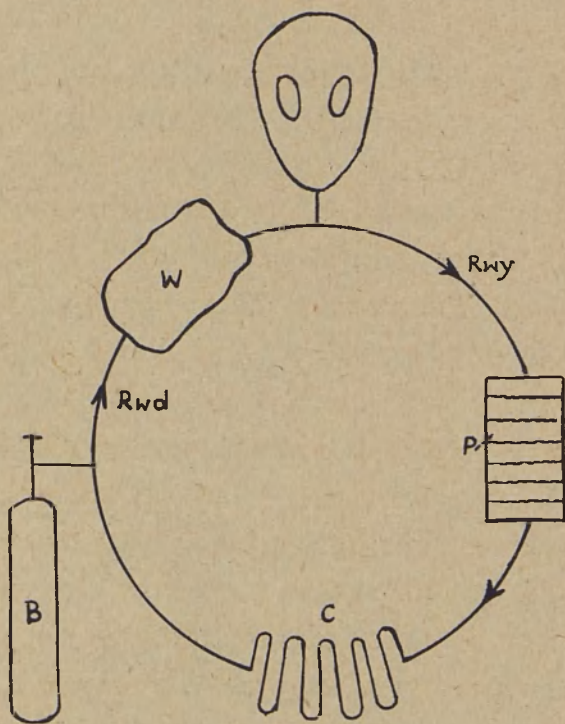


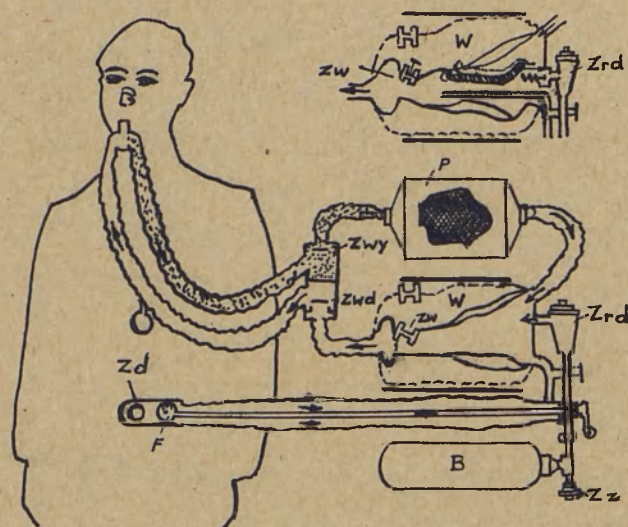
Fig. 399

nego powietrza potrzebnej ilości tlenu z butli B wraca ono z powrotem do płuc. Zużycie tlenu jest tu znacznie mniejsze, aniżeli w przyrządach zbiornikowych, w których wydychane powietrze jest wydalone na zewnątrz. W każdym przyrządzie znajduje się worek powietrzny W (niekiedy dwa - wdechowy i wydechowy) o pojemności 6 - 8 litrów.

Przy przejściu przez pochłaniacz powietrze znacznie się ogrzewa. Dla jego ochłodzenia stosowane są niekiedy rozmaite urządzenia chłodnicze. Najczęściej są to c h ł o d n i c e C powierzchniowe, które jednak w wyższej temperaturze otoczenia (pożary) działają jak podgrzewacze, a więc przynieść mogą więcej szkody, niż pożytku. Dlatego też chłodnice w wielu przyrządach nie są stosowane.

Potrzebny do oddychania tlen znajduje się w butelkach stalowych B o pojemności 0,4 - 2 litrów, w których sprężony on jest do 150 atm. Przeciętnie uważać można, że butelka 1-litrowa tlenu wystarcza na jedną godzinę pracy. Przyrządy stosowane w górnictwie obliczone są najczęściej na pracę 2-godzinną, a wskutek tego posiadają jedną butelkę dwulitrową lub dwie jednolitrowe.

Ruch powietrza w tych przyrządach ratowniczych zwanych aparatami oddechowymi, odbywa się bądź to za pomocą inżektora, zuży-



Zwd	zawór wdechowy	P	pochłaniacz
Zwy	" wydechowy	W	worek powietrzny
Zd	" dopustowy	B	butla tlenowa
Zw	" wypustowy	F	finimetr
Zrd	" redukujący		

Fig. 400

Aparat oddechowy - D r a e g e r

stawiającego ciśnienie sprężonego tlenu, bądź też - najczęściej - siłą płuc. Dopływ tlenu do przyrządu może być j e d n o s t a j - n y l u b t e ż z m i e n n y , regulowany ręcznie lub automatycznie zależnie od zapotrzebowania płuc.

W przyrządach o jednostajnym dopływie tlenu dopływ ten musi być zawsze jednakowy, niezależnie od ilości i ciśnienia tlenu w butelce. Osiąga się to za pomocą z a w o r u r e - d u k c y j n e g o , który redukuje ciśnienie tlenu do 7 - 8 atmosfer i przepuszcza jednostajną jego ilość (np. 2,5 litra na minutę). Z chwilą, gdy ciśnienie w butelkach spadnie do 7 atm., zawór redukcyjny nie przepuści już więcej tlenu do przyrządu.

W przyrządach o zmiennym dopływie tlenu zawór redukcyjny dostarcza stale mniejszą ilość tlenu (np. 1,5 litra na minutę), w chwilach natomiast intensywniejszej pracy i wzmożonego zapotrzebowania powietrza ratownik ma możliwość zwiększyć dopływ tlenu przez ręczne uruchomienie dodatkowego z a w o r u d o p u s t o - w e g o , lub też - niezależnie od tego - w worku powietrznym umieszcza się specjalny z a w ó r r e g u l a c y j - n y , działający automatycznie w chwilach większego zapotrzebowania płuc.

7. NAPEŁNIANIE BUTELEK TLENEM

=====

Tlen, używany do aparatów regeneracyjnych, musi być dostatecznie czysty i zawierać nie mniej, jak 97 - 98% O_2 . Tlen nabywa się w specjalnych butlach o pojemności 10 - 50 litrów, w których znajduje się on pod ciśnieniem 150 atm.

Najprostszym sposobem napełniania butelek tlenem jest p o ł ą c z e n i e i c h z d u ż ą b u t l ą . Przy tym sposobie ciśnienie w później napełnianych butelkach będzie coraz mniejsze, co pociągnąć musi za sobą zmniejszenie czasu pracy w aparacie oddechowym, oraz małe wykorzystanie tlenu, znajdującego się w dużej butli.

Lepszym sposobem napełniania jest jednocześnie użycie większej ilości dużych butli z tlenem (np. 8). Napełnianą butelkę

łączy się przede wszystkim z butlą, w której znajduje się tlen pod najniższym ciśnieniem, a następnie z butlami o coraz wyższym ciśnieniu, wreszcie z ostatnią, w której ciśnienie wynosi około 150 at. Gdy pierwsza butla zostanie opróżniona, napełnianie rozpoczyna się od drugiej, a wzamian pierwszej opróżnionej daje się nową pełną (ostatnią). Przy tym sposobie napełniania nie otrzymuje się również pełnego ciśnienia 150 at. w butelkach małych, to jednak wykorzystuje się o wiele lepiej zawartość tlenu w butlach dużych.

Dla usunięcia wad poprzednich sposobów napełniania butelek stosuje się przetłaczanie tlenu z butli dużej do małej za pomocą pompy wysokiego ciśnienia, napełnianej ręcznie lub elektrycznie. Za pomocą tej pompy można łatwo sprężyć tlen do 40 - 50 at., dlatego też przy przetłaczaniu tlenu najlepiej jest używać trzech dużych butli z tlenem, z których przynajmniej w jednej tlen musi się znajdować pod ciśnieniem nie mniejszym od 100 - 110 at. Tlen przepuszcza się najpierw z tej butli, w której jest najniższe ciśnienie. Po wyrównaniu ciśnienia w dużej butli i napełnianej butelce rozpoczyna się pompowanie aż do czasu, gdy ciśnienie w napełnianej butelce podniesie się mniej więcej do połowy sumy ciśnienia w I i II butli. Po dojściu do tego ciśnienia przepuszcza się tlen z II butli, a następnie pompuje się do momentu podniesienia się ciśnienia w butelce do połowy sumy ciśnień w ostatniej i w II butli. Wreszcie łączy się napełnianą butelkę z ostatnią butlą i doprowadza się ciśnienie do 150 atm.

Smarowanie pompy uskutecznia się nie smarami lub oliwą (możliwość zapalenia się ich i eksplozji butli), lecz mieszaniną gliceryny i wody w stosunku 1 : 4.

8. UTRZYMANIE I KONTROLA PRZYRZĄDÓW

=====

RATOWNICZYCH

=====

Każdy przyrząd ratowniczy wymaga starannego utrzymania i częstej kontroli, gdyż części gumowe z czasem wysychają i pękają.

zapas tlenu zmniejsza się wskutek ucieczek przez nieszczelności zaworów, pochłaniacze niszczą się po upływie pewnego czasu (dobry pochłaniacz poznaje się po tym, że przy lekkim wstrząsaniu grzechocze), zawory redukcyjne i regulujące, manometry, sprężyny itp. ulegają zmianie nawet przy najlepszym ich utrzymaniu.

Dla zapobieżenia wysychaniu i pękaniu gumowych części należy przechowywać je w ciemności oraz w powietrzu wilgotnym przy zwykłej temperaturze pokojowej. Części metalowe muszą być przechowywane w powietrzu suchym.

Po każdorazowym użyciu przyrządu musi być przeprowadzona dezynfekcja maski, ustnika oraz przewodów i worków oddechowych. Ustniki dezynfekuje się przez mycie ich w wodzie, a następnie w 2% roztworze lizolu, po czym zanurza się je w lizolu i suszy się. Maski wyciera się spirytusem, a następnie 2% lizolem. Przewody (węże) przemywa się przez dłuższy czas spirytusem.

Kontrola przyrządów z tlenem sprężonym powinna być przeprowadzana co 15 dni. Najprostszy sposób kontroli szczelności, jaką musi wykonać ratownik przed włożeniem przyrządu, polega na wdmuchiowaniu powietrza do węża wydechowego przy zatkany wylocie węża wdechowego lub też na wywieraniu nacisku na worek powietrzny i obserwowaniu, czy powietrze z przyrządu wychodzi, czy też nie. Dla szybszego, lepszego i dokładniejszego badania szczelności używane są specjalne przyrządy, których działanie polega na wypełnianiu przyrządu powietrzem o ciśnieniu około 60 mm H₂O i obserwowaniu spadku ciśnienia. Przyrząd uważany jest za dostatecznie szczelny, jeżeli spadek ciśnienia nie jest większy od 10 mm na minutę.

Kontrolę ilości dopływającego tlenu, regulowanej za pomocą zaworu redukcyjnego, przeprowadza się najdokładniej za pomocą gazomierza, który łączy się z przewodem wdechowym przyrządu ratowniczego (wylot przewodu wydechowego musi być zamknięty). Znając pojemność gazomierza i czas jego napełniania, z łatwością okreś-

imy, ile tlenu dopływa w ciągu 1 minuty. Oprócz gazomierza stosowane są również inne przyrządy (litromierz, reometr i inne), nie wymagające pomiaru czasu.

Oprócz powyższych badań musi być przeprowadzana kontrola ziałania automatycznych zaworów - wypustowego (przy tłoczeniu lub wdmuchiwanie powietrza) i regulującego (przy ssaniu powietrza z przyrządu). Zawory te winny działać przy ciśnieniu lub ssaniu 20 mm słupa wody. Co 2 - 3 miesiące zaleca się kontrolować manometry i finimetry przez porównanie z odpowiednim manometrem kontrolnym oraz elastyczne przepony gumowe w zaworach redukcyjnych.

9. PRZYRZĄDY STOSOWANE PRZY UDZIELANIU

PIERWSZEJ POMOCY x)

Im więcej jest tlenu w powietrzu, tym łatwiej jest uratować zatrutego tlenkiem węgla, toteż w górnictwie znajdują już zastosowanie przyrządy inhalacyjne, służące do podawania do płuc czystego tlenu. Przyrząd inhalacyjny składa się z maski lub ustnika, worka powietrznego oraz butelki (lub butelek) o pojemności 2 litrów tlenu pod ciśnieniem 150 at. Dopływ tlenu (5 - 15 litrów na minutę) jest regulowany ręcznie za pomocą zaworu redukcyjnego lub też za pomocą zaworu automatycznego regulującego ten dopływ zależnie od zapotrzebowania płuc. Pewien dodatek CO_2 (5% - 8%) do tlenu pobudza płuca do bardziej energicznego działania, dlatego też w niektórych przyrządach inhalacyjnych dodaje się bądź to mniejszą butelkę z CO_2 , bądź też zamiast tlenu napełnia się butelki mieszaniną, składającą się z 95% O_2 i 5% CO_2 .

Niezależnie od przyrządów inhalacyjnych znalazły w górnictwie zastosowanie przyrządy do sztucznego oddychania, mające na celu zastąpienie

x) Szczegółowo w książce - dr K. Sęczyk "Ratownictwo górnicze" - nakładem Biura Wydawnictw Technicznych C.Z.P.W.

pracą maszynową ciężkiej pracy fizycznej przy sztucznym oddychaniu. Spośród tych przyrządów większe rozpowszechnienie znalazły dwa, a mianowicie - "pulmotor" Draeger'a oraz "ożywiacz" Inhabad. Działanie p u l m o t o r u polega na kolejnym wtłaczaniu i wysysaniu powietrza do i z płuc; uszczelnienie maski na twarzy musi być przy użyciu tego przyrządu jak najbardziej dokładne. O ż y w i a c z I n h a b a d składa się z deski, na której układa się ratowanego; do nóżek deski przytwierdzona jest rama w kształcie trapezu, do której przymocowuje się ręce, z ramą zaś połączony jest za pomocą łańcuszków pas brzuszny. Ratujący wykonuje ruchy dźwigni w kierunku głowy i nóg (15 razy na minutę) powoduje przy tym odpowiedni ruch rąk oraz rozszerzanie i kurczenie klatki piersiowej (sztuczne oddychanie sposobem Sylwestra); równocześnie z tym wydech zostaje spotęgowany przez ucisk pasa brzusznego, podobnie jak to ma miejsce przy sztucznym oddychaniu sposobem Howarda.

Dla przenoszenia zatrutych i rannych służą n o s z e . Nosze składają się z ramy z rozpiętym płótnem żaglowym. Najczęściej nosze są zaopatrzone w nóżki, oprócz tego na bokach noszy umieszcza się pasy do umocowania transportowanego, do rączek zaś są przytwierdzone pasy naramienne. Specjalnym typem noszy, stosowanym w górnictwie, są nosze do transportu na drogach stromych, oraz tzw. nosze stojące lub workowe - do transportu w szybikach. Do transportu chorych słabo oddychających, służą nosze z przyrządem inhalacyjnym. W wypadku konieczności przenoszenia oddychających ludzi przez wyrobiska zagazowane używa się noszy, zaopatrzonych w przyrząd ratowniczy, składający się z butli dla tlenu, pochłaniacza i worka gumowego, który wkłada się na chorego i łączy się w pasie, przy czym ręce zostają wewnątrz worka. W wyrobiskach niskich zamiast noszy służą odpowiednio "włóki", posiadające na jednym końcu kółka lub płozy saneczkowe.

10. ORGANIZACJA RATOWNICTWA =====

Każda kopalnia powinna posiadać dobrze wyćwiczoną załogę ratowniczą, składającą się z ludzi zdrowych i dobrze obeznanych z kopalnią. Według przepisów górniczych, obowiązujących na Górnym Śląsku, ilość ratowników powinna wynosić co najmniej 2% podziemnej załogi głównej zmiany, nie mniej jednak od 20 osób. Załoga ratownicza dzieli się na zastępy, składające się z czterech ratowników i jednego przodownika, do obowiązków którego należy przede wszystkim czuwanie nad bezpieczeństwem zastępu oraz kierowanie nim podczas akcji ratowniczej. Przodownik winien iść za swym zastępem, aby mieć go na widoku. Na czele całej załogi ratowniczej stoi kierownik akcji ratowniczej. Ilość przyrządów ratowniczych jednego i tego samego rodzaju nie może być mniejsza od 1% podziemnej załogi głównej zmiany, najmniej jednak 10 przyrządów; liczba lamp 3-krotnie większa; liczba akumulatorów do lamp oraz zapasowych części do przyrządów (pochłaniacze, tlen itp.) winna być taka, aby zapewniona była praca przynajmniej w ciągu 10 godzin.

Przyrządy i materiały przechowywane są na stacji ratowniczej, gdzie muszą być utrzymywane w stałej sprawności. Dla ułatwienia akcji na dole jest konieczne urządzenie stacji pomocniczej możliwie blisko przy zagazowanych wyrobiskach. Do stacji tej znoszeni są zatruci i ranni. Drogę od stacji pomocniczej do miejsca pracy wskazane jest oznaczyć lampami górniczymi, zawieszonymi co 15 - 20 m jedna od drugiej. Ułatwia to pracę ratownikom, daje poczucie pewności i spokoju.

W niektórych kopalniach całą załogę zaopatruje się w przyrządy ratownicze możliwie małych wymiarów. Czas pracy takiego przyrządu samoratownkowego może być znacznie krótszy, aniżeli aparatów oddechowych roboczych i wynosi najczęściej 0,5 godziny. W ciągu takiego czasu robotnik w razie niebezpieczeństwa winien dojść do wyrobisk z nadającym się do oddychania powietrzem.

Nie w każdym jednak wypadku uda się robotnikowi wydostać się w ciągu krótkiego czasu do miejsca bezpiecznego, a to ze względu na zawały i zatarasowanie dróg po wybuchu gazów lub pyłu, dlatego też w kopalniach, w których istnieje duże niebezpieczeństwo wybuchów (np. w kopalniach ostrawsko-karwińskich) urządzone są odpowiednie s c h r o n y p o d z i e n e .

XI. OŚWIETLENIE GÓRNICZE =====

1. SPOSOBY OŚWIETLANIA WYROBISK PODZIEMNYCH

Pierwszymi środkami dla oświetlenia wyrobisk górniczych były rozmaitego kształtu smolne pochodnie, łuczywo itp. Znacznym ulepszeniem w dziedzinie oświetlenia górniczego było wprowadzenie świec łojowych, osłonięcie których za pomocą latarni uważać można za pierwowzór lamp górniczych. Dalszym etapem rozwoju było wynalezienie lamp olejowych, które następnie zostały wyparte przez lampy acetylenowe, dające światło znacznie silniejsze przy niższych jednocześnie o 50% kosztach oświetlenia.

Zwykłe lampy płomienne mogą być stosowane tylko w kopalniach niegazowych. Dopóki lampy bezpieczeństwa nie były znane pokładów gazowych albo w ogóle nie eksploatowano, albo też stosowano w nich wypalanie gazu przez tzw. "pokutników" względnie przez utrzymywanie "wiecznej lampy", spalającej stale wydzielający się gaz. Rolę pokutników pełnili najodważniejsi górnicy, otuleni w zmoczoną bieliznę, z maską na twarzy, kapturem na głowie i długim prętem ze świecą w rękach. Pokutnik, pełzając powoli wzdłuż wyrobisk, wypalał codziennie rano przed rozpoczęciem robót gaz, jaki się nagromadził pod piętnem w ciągu nocy.

Lampa bezpieczeństwa z siatką ochronną została wynaleziona przez D a v y ' e g o (czyt. Dewi) w r. 1815. Wreszcie w osta

nich czasach największe zastosowanie znajdują lampy elektryczne.

Tak więc w kopalniach niegazowych mogą być używane lampy zwykłe niezabezpieczone, a nawet z płomieniem zupełnie otwartym, w kopalniach natomiast gazowych - lampy bezpieczne, posiadające odpowiednie zabezpieczenie, uniemożliwiające zapalenie gazu kopalnianego.

Zależnie od materiału palnego lub rodzaju zużywanej energii lampy dzielimy na :

- | | |
|---------------------|-----------------|
| 1. olejowe, | 4. benzynowe, |
| 2. naftowe, | 5. acetylenowe, |
| 3. olejowo-naftowe, | 6. elektryczne. |

W czasie obecnym używane są tylko trzy ostatnie rodzaje lamp.

W górnictwie stosowane są zarówno lekkie lampy przenośne, które posiadają przy sobie wszyscy znajdujący się na dole ludzie, jak i lampy umieszczone na stałe w niektórych miejscach kopalni, (w podszybiach, głównych drogach przewozowych, komorach maszynowych, stajniach itp.). Oprócz tych dwóch zasadniczych typów lamp istnieją jeszcze typy pośrednie - półstałe. Są to większe lampy, umieszczane w przodkach dla lepszego oświetlenia miejsc pracy; w miarę posuwania się przodka są one przenoszone.

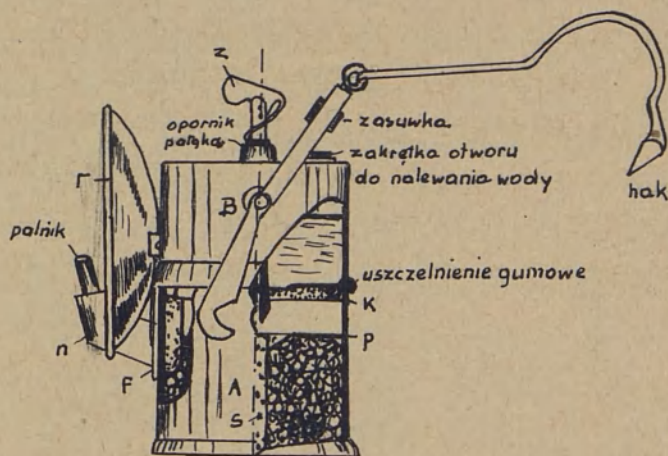
Lampy przenośne mogą być noszone w ręce lub na głowie. W tym ostatnim wypadku górnik ma wolne ręce, a więc większą swobodę ruchów, wzrok jest chroniony przed rażącym światłem płomienia, jasność oświetlenia miejsca pracy jest lepsza.

2. LAMPY ZWYKŁE ACETYLENOWE

=====

Lampa acetylenowa (fig.401) składa się z dwóch metalowych zbiorników; dolnego (A) na karbid i górnego (B) na wodę.

W środku zbiornika dolnego umieszczona jest rurka (s) z otworami dla doprowadzenia wody do dna zbiornika; karbid przyciskany jest do dna za pomocą pokrywki (p); z przodu zbiornika znajduje się nasadka (n) dla palnika.



Lampa acetylenowa, "Pelikan" z zamknięciem pałkowym

Fig. 401

Zbiornik górny posiada na przodzie umocowanie dla reflektora (r); na pokrywie zbiornika znajduje się zaworek wodny (z), służący do regulacji dopływu wody kroplami do zbiornika dolnego.

Pod zbiornikiem wody znajduje się krążek filcu (k), który ma na celu wchłanianie skraplającej się pary wodnej. Oprócz tego przez filtr filcowy (f) przejść musi acetylen, zanim dojdzie do palnika, przez co unika się jego zatykania drobnymi cząstkami stałymi, które mogą być porwane przez gaz.

Ciężar lampy przenośnej 1 - 1,5 kg; siła światła 9 - 16 świec; ładunek karbidu 100 - 400 g, czas świecenia 5 - 14 godzin; zużycie karbidu średnio 40 g na godzinę. Duże lampy półstałe i stałe o pojemności 250 do 1000 g karbidu dają światło o sile 9 - 60 świec.

Dużą zaletą lamp acetylenowych jest to, że nie gasną one nawet w silnym prądzie powietrza. Lampy te palą się przy stosunkowo nawet niskiej zawartości tlenu w powietrzu (12 - 13%), a więc nie przestrzegają one przed grożącym życiu ludzkiemu brakiem tlenu.

Używanie otwartego światła jest zabronione w kopalniach gazowych, przy gaszeniu pożarów podziemnych, otwieraniu tam oraz we wszystkich miejscach pod ziemią (stajnie, magazyny itp.), w których znajdują się łatwo zapalne przedmioty (siano, słoma, pakuły do czyszczenia itp.), jak również w miejscach obudowanych drzewem, w których umieszczone są maszyny parowe. W kopalniach niegazowych każdy pracownik musi mieć przy sobie środki do zapalania lampy, noszenie natomiast przy sobie zapalek lub zapalniczek w kopalniach gazowych jest zabronione.

3. LAMPY BEZPIECZENSTWA

=====

a. Z a s a d y p ł o m i e n n y c h l a m p b e z p i e c z e ń s t w a

Zasada płomiennych lamp bezpieczeństwa oparta jest na zjawisku zaobserwowanym przez angielskiego fizyka D a v y ' e g o , że płomień palących się gazów nie przechodzi przez wąską rurkę lub siatkę metalową. Tłumaczy się to tym, że siatka metalowa, będąc dobrym przewodnikiem ciepła, odbiera je palącym się gazom i działa na nie chłodząco, posiadając zaś ogromną powierzchnię, oddaje z kolei ciepło otoczeniu. Zjawisko to zostało wykorzystane w konstrukcji lampy bezpieczeństwa, a to przez otoczenie płomienia lampy siatką metalową.

Z drugiej strony może się zdarzyć, że siatka zostanie nadmiernie ogrzana (rozżarzona) i wywoła zapalenie gazów na zewnątrz lampy. Tym samym w warunkach, gdy siatka może być rozżarzona, lampa bezpieczeństwa przestaje być bezpieczną. Przyczynami rozżarzenia mogą być :

1. znaczna zawartość gazu w powietrzu, przy której aureola sięga aż do siatki;
2. nadmiernie duża prędkość powietrza (siatka może rozżarzyć się w jednym miejscu) lub raptowny ruch lampą;

3. palenie się lampy w położeniu nachylonym lub leżącym (lampa przewrócona musi być natychmiast podniesiona);
4. zanieczyszczenia siatki sadzą lub pyłem węglowym, które mogą się rozżarzyć nawet w powietrzu, będącym w stanie spoczynku; z tego też względu ważne jest czyste utrzymywanie lampy.

Lampa bezpieczeństwa składa się (fig.402) ze zbiornika A, szkła ochronnego B i siatki lub siatek metalowych C. Całość lampy posiada zamknięcie, uniemożliwiające samowolne otwieranie jej na dole. Wieczko lampy zaopatrzone jest w hak, służący do noszenia i zawieszania lampy.

b. Z b i o r n i k m a t e r i a ł u o ś w i e t l e n i o w e g o

Zbiornik wykonany jest z blachy pocynkowanej lub mosiężnej. Na górnej swej powierzchni posiada on palnik (w wypadku lamp acetylenowych) lub knot (przy lampach benzynowych) z odpowiednim urządzeniem do jego regulowania.

K n o t może być płaski lub okrągły; płaski daje silniejsze światło.

c. S z k ł o o c h r o n n e

Pierwsze lampy nie posiadały szkła ochronnego, dlatego też siła ich światła była znacznie mniejsza. Wada ta została usunięta przez zastosowanie szkieł ochronnych, które z jednej strony przyczyniły się do zwiększenia siły światła 2- 3 krotnie, z drugiej zaś strony zwiększyły bezpieczeństwo pod względem wyrzucenia płomienia, gdyż przy użyciu szkieł prąd powietrza nie uderza wprost na płomień.

Dla uniknięcia pękania szkieł przy ich ogrzaniu nie należy dokręcać lampy zbyt silnie, stosując jednocześnie elastyczne podkładki z asbestu, gumy, mosiądzu itp.

d. S i a t k i o c h r o n n e

Najbardziej rozpowszechnione są siatki plecione z drutu żelaznego lub mosiężnego o średnicy 0,3 - 0,4 mm; ilość otworów na 1 cm² jest przewidziana w przepisach i wynosi zwykle 144. Jeżeli chodzi o materiał siatek, to mosiądz jest lepszym przewodnikiem ciepła i jest odporny na działanie wód kwaśnych lub słonych. Siatki żelazne są natomiast lepsze pod względem nie dopuszczenia do wyrzucenia płomienia, są trudniej topliwe i odporniejsze na uszkodzenia.

Lampy bezpieczeństwa mogą posiadać jedną, dwie lub więcej siatek; często oprócz siatek stosuje się również płaszcz ochronny.

1. W lampach benzynowych z siatkami pojedynczymi płomień może być wyrzucony na zewnątrz przy prędkości powietrza 3 - 4 m/sek. Lampy z siatkami pojedynczymi obecnie nie są stosowane do oświetlenia; siatki pojedyncze są używane natomiast do lamp wskaźnikowych.

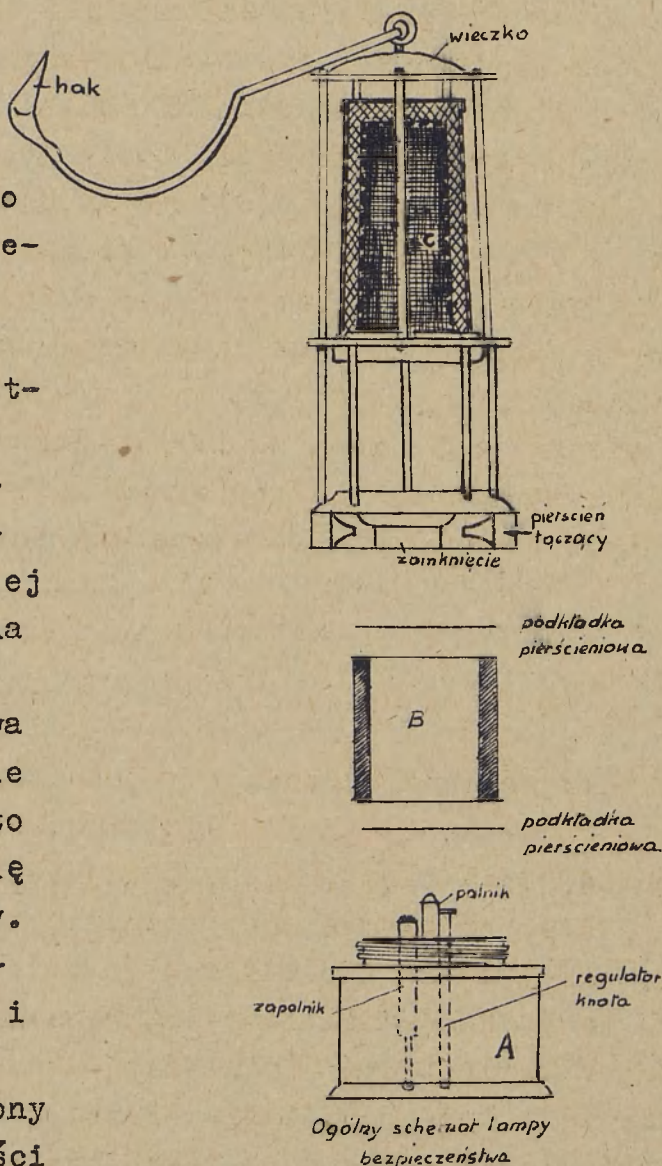


Fig. 402

2. Przy siatce podwójnej wyrzucenie płomienia na zewnątrz następuje przy znacznie większej prędkości powietrza, a mianowicie przy 7 - 8 m/sek lub nawet przy 10 - 11 m/sek. Toteż w kopalniach, gdzie prędkość powietrza nie przekracza 6 m/sek, lampy z podwójnymi siatkami mogą być zupełnie odpowiednie. Najkorzystniejszym zestawieniem jest, gdy siatka wewnętrzna jest żelazna (lepiej zabezpiecza przed wyrzuceniem płomienia i jest trudno-topliwa), zewnętrzna zaś - mosiężna (lepiej odprowadza ciepło, a tym samym łatwiej je odbiera z siatki wewnętrznej).

3. Siatka podwójna z płaszczem ochronnym z blachy żelaznej lub miedzianej ma na celu ochronę lampy przed zbyt silnym prądem powietrza; wyrzucenie płomienia na zewnątrz następuje tu dopiero przy prędkościach powyżej 14 - 15 m/sek. Dla ułatwienia chłodzenia siatek przez prąd powietrza stosowane są otwory w płaszczu, dla zwiększenia zaś powierzchni płaszcza i ułatwienia tym samym odprowadzania ciepła stosowane są płaszcze karbowane.

e. Zamknięcia lamp

W celu uniemożliwienia samowolnego otwierania lamp na dole stosowane są specjalne zamknięcia lamp. Konstrukcji zamknięć jest duża ilość, najbardziej jednak typowymi są zamknięcia na klucz, na plombę oraz rozmaite zamknięcia magnetyczne.

1. Zamknięcia na klucz polegają na tym, że po skręceniu lampy zakręca się za pomocą klucza z otworem kwadratowym odpowiednią śrubkę, która uniemożliwia rozkręcenie lampy. Dorobienie klucza nie przedstawia dużej trudności, toteż zamknięcia tego rodzaju nie mogą usunąć wypadków otwierania lamp.

2. Zamknięcie na plombę jest zamknięciem kontrolnym, służącym do sprawdzenia, czy lampa nie była otwierana. Zamknięcie to nie jest dobre, gdyż robotnik często składa winę uszkodzenia plomby na jakiś wypadek (spadnięcie lampy, oberwanie się skały itp.).

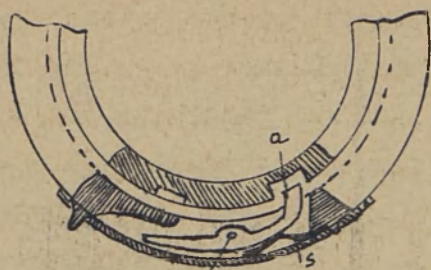


Fig. 403

Magnetyczne zamknięcie kotwicowe

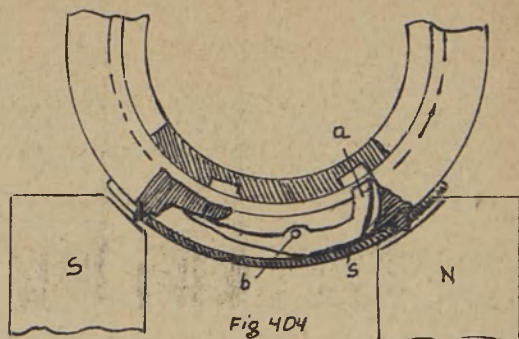


Fig. 404

Otwieranie zamknięcia za pomocą magnesu

Zamknięcia dwóch omówionych typów dziś są stosowane tylko do lamp mierniczych, w których niepożądana jest obecność części żelaznych.

3. Zamknięcia magnetyczne stosowane są dziś powszechnie, zawdzięczając zupełnej ich pewności oraz prostej konstrukcji. Działanie ich polega na tym, że po skręceniu lampy odpowiednia zapadka z miękkiego żelaza (fig. 403) znajdująca się w pierścieniu zamykającym lampy, wchodzi do wycięcia w nagwintowanej powierzchni zbiornika i uniemożliwia rozkręcenie lampy. Rozkręcenie to jest możliwe tylko przy użyciu bardzo silnego magnesu lub elektromagnesu (fig. 404). Magnesy takie umieszcza się w lampiarniach.

f. Zapalniki

=====

Dla umożliwienia zapalenia lampy na dole bez jej otwierania umieszczony jest w niej odpowiedni zapalnik. Zapalać należy lampę tylko w miejscach, gdzie nie można się spodziewać nagromadzenia gazu. Zależnie od sposobu działania zapalników mogą one być objęte w trzy grupy.

1. Zapalniki tarciove posiadają taśmę z płótna lub papieru parafinowanego z umieszczonymi na niej w odstępach około 1 cm małymi ilościami żółtego fosforu lub innej masy, która zapala się przez pocieranie o ostrą lub chropowatą powierzchnię. Zapalenie knota następuje bezpośrednio od palącej się masy lub za pośrednictwem zapalanej przez nią taśmy.

Zaletą zapalników tarciovych jest zupełne bezpieczeństwo nawet w lampach o pojedynczych siatkach. Wadą ich jest zanieczyszczanie szkła ochronnego, poza tym zawodzą one przy dużej wilgotności powietrza; zapalenie lampy wymaga pewnej wprawy,

2. Zapalniki udarowe działają na takiej samej zasadzie, jak i zapalniki tarciove, z tą jednak różnicą, że zapalenie masy następuje tu przez uderzenie.

3. Zapalniki iskrowe działają w taki sam sposób, jak i zwykłe zapalniczki, w których używane są tzw.

"kamienie". Osadzający się w lampie drobny pyłek tych kamieni przy zetknięciu się z ogrzaną siatką powoduje iskrzenie, co może być niebezpieczne w kopalni gazowej. Dlatego też niektóre przepisy zabraniają w ogóle stosowania w lampach górniczych zapalników iskrowych. W ostatnich czasach ukazały się w handlu tzw. "bezpieczne kamienie", przez co wybitnie zmniejszono niebezpieczeństwo tych bardzo wygodnych i niezawodnych zapalników.

g. D o p r o w a d z e n i e p o w i e t r z a do l a m p y

W dawniejszych lampach powietrze niezbędne dla palenia się płomienia wchodziło przez obie siatki i kierowało się do knota. Było więc to d o p r o w a d z e n i e p o w i e t r z a o d g ó r y . W czasie obecnym lampy tego rodzaju już prawie nie są używane, natomiast powszechnie zastosowanie znalazły lampy z doprowadzeniem powietrza od dołu. Umożliwiają one lepszy rozdział prądu powietrza świeżego i gazów spalinowych, pozwalają uzyskać znacznie większą siłę światła, łatwiejsze jest przy tym ponowne zapalenie lampy w razie jej zgaśnięcia.

h. B e n z y n o w e l a m p y b e z - p i e c z e ń s t w a

Benzynowe lampy bezpieczeństwa wyparły obecnie kompletnie przestarzałe typy lamp olejowych. W lampach tych benzynę nalewa się do zbiornika, wypełnionego watą. Wobec dużej lotności benzyny łatwo jest je zapalić, zużycie zaś knota jest bardzo małe.

Ciężar tych lamp wynosi 1 - 1,6 kg; siła światła 0,8-1,5 świec; czas świecenia 10 - 18 godzin; zużycie benzyny 6 g/godz.; gasną przy 17% zawartości tlenu w powietrzu.

W wypadku zgaśnięcia lampy, a przed ponownym jej zapaleniem, wskazane jest przedmuchanie jej wnętrza.

1. Acetylenowe lampy bezpieczeństwa

Lampy acetylenowe dają znacznie silniejsze światło, aniżeli lampy benzynowe, a mianowicie 5 - 10 świec, toteż używane one są przede wszystkim tam, gdzie konieczne jest lepsze oświetlenie (np. podszybia). Niebezpieczeństwem przy użyciu lamp acetylenowych jest możliwość wydzielania się acetyleny przy niedomkniętym dopływie wody w lampie zgaszonej. W takim wypadku acetylen może zbierać się pod piętrem wyrobiska.

Ciężar lamp acetylenowych 1,5 - 2,2 kg; czas świecenia 6 - 12 godzin; zużycie karbidu 40 g/godz.

4. ELEKTRYCZNE LAMPY AKUMULATOROWE

=====

Lampa elektryczna, posiadając źródło światła w przestrzeni całkowicie oddzielonej od otaczającego powietrza, jest zupełnie bezpieczna, jak długo szkło lampy nie zostanie rozbite. Dla ochrony żarówek przed uszkodzeniem stosuje się grube szkła ochronne. Elektryczne lampy górnicze są pewniejsze i bezpieczniejsze od lamp płomiennych, zwłaszcza że nie posiadają one bardzo wrażliwej na uszkodzenia siatki. Główną wadą lamp elektrycznych jest to, że nie ostrzegają one górnika przed grożącym mu niebezpieczeństwem w wypadku braku tlenu lub nadmiaru CO_2 . Za pomocą tych lamp nie można stwierdzić obecności CH_4 w powietrzu. Wada ta zostaje w znacznej mierze zmniejszona w wypadku zaopatrzenia przodowych, strzałowych oraz dozoru w płomienne lampy bezpieczeństwa, względnie przez wprowadzenie lamp elektrycznych ze specjalnym urządzeniem wskaźnikowym na metan. Innymi wadami lamp akumulatorowych jest większy ich ciężar (2 - 4 kg), wyższa cena, oraz czułość akumulatorów na wszelkie wstrząsy. Siła światła 1,1 - 3 świec; czas świecenia 10 - 16 godzin.

Akumulatory do górniczych lamp elektrycznych mogą być bądź to ołowiane, bądź też niklowo-żelazne (alkaliczne).

W a k u m u l a t o r a c h o ł o w i a n y c h jako elektrolit służy roztwór wodny kwasu siarkowego. Akumulatory ołowiane są czułe na wstrząśnienia oraz na przeładowanie. Nie należy poza tym przekraczać największego dozwolonego prądu wyładowania oraz nie wyładowywać akumulatorów nigdy ponad normalną ich pojemność. Po wyładowaniu akumulatorów przerwa do następnego ich ładowania powinna być możliwie krótka (nie dłuższa niż 24 godzin). Gdyby akumulatory miały być przez dłuższy czas nieczynne, to winny one pozostawać tylko w stanie naładowanym. Ze względu na samowyładowanie (1% na dobę) należy je ładować co miesiąc. Po 300 - 400 naładowaniach elektrody rozpadają się i muszą być wymieniane. Naczynia do akumulatorów bywają szklane lub drewniane, wyłożone blachą ołowianą, poza tym z celuloиду lub z gumy wulkanizowanej.

W a k u m u l a t o r a c h n i k l o w o - ż e - l a z n y c h elektrolitem służy 2% roztwór KOH z małą domieszką wodorotlenku litu. Silne wyładowanie, a nawet zupełne rozładowanie nie szkodzi akumulatorowi. Również nie jest szkodliwe, a raczej pożyteczne, przeładowanie akumulatora (lepiej ładować za dużo, niż za mało). Akumulator może pozostawać przez dowolny czas w stanie wyładowanym bez szkody dla jego trwałości, zaleca się jednak ładować niezwłocznie. Nie ulega samowyładowaniu. Znosi również krótkotrwałe obciążenia i zwarcia. Akumulatory te są wytrzymalsze na wstrząśnienia, 10 razy trwalsze, o 30% lżejsze i zajmują mniej miejsca od akumulatorów ołowianych. Naczynia mają z blachy stalowej, wskutek czego są one mocne, szczelne i nadają się doskonale do celów przenośnych. Zawdzięczając tym zaletom, w górniczych lampach akumulatorowych stosowane są głównie akumulatory niklowo-żelazne. Koszt ich jest jednak około trzy razy większy, niż akumulatorów ołowianych.-

5. OŚWIETLENIE PRADEM Z SIECI

=====

Oświetlenie lampami s t a ł y m i z sieci jest już od dawna stosowane w podszybiach, głównych chodnikach przewozowych, komorach maszynowych, składach materiałów wybuchowych

itp. W ostatnich czasach coraz większe zastosowanie znajduje oświetlenie miejsc pracy za pomocą lamp p ó ł s t a ł y c h , zaopatrzonych w haki do zawieszania na obudowie.

Przy stosowaniu w kopalniach gazowych oświetlenia prądem z sieci należy mieć na uwadze, ażeby lampy oprócz szczelnego ich odizolowania od otaczającej atmosfery posiadały również zamknięcia, uniemożliwiające dostęp do nich osobom niepowołanym, oraz odpowiednie zabezpieczenia przeciwko iskrzeniu (bezpieczne wyłączniki, kontakty i oprawki).

6. LAMPIARNIE =====

a. L a m p i a r n i e d l a z w y k ł y c h l a m p a c e t y l e n o w y c h

Celem lampiarni jest kontrola i należyte utrzymanie lamp, głównie ze względu na bezpieczeństwo, co jest niezmiernie ważne w kopalniach gazowych. Toteż przy każdej kopalni gazowej musi być urządzona odpowiednia lampiarnia.

Jeżeli chodzi o kopalnie niegazowe, w których stosowane są zwykłe lampy acetylenowe, to w tym wypadku lampiarnia odgrywa już drugorzędną rolę, gdyż każdy robotnik posiada tu swoją własną lampę, sam ją napełnia i obsługuje. Istniejące w kopalniach niegazowych lampiarnie zaopatrują w lampy jedynie personel urzędniczy i dozoruający, a liczba lamp w rzadkich tylko wypadkach przekracza 100. Lampiarnie tego typu nie wymagają specjalnych maszyn i skomplikowanych urządzeń.

Budynek lampiarni powinien być ogniotrwały, oddzielony od budynku szybowego, dobrze wentylowany, zaopatrzony w lekką powagę i dach i w taki sposób ogrzewany i oświetlany, aby niebezpieczeństwo zapalenia się acetylenu było wykluczone. Drzwi lampiarni winny się otwierać na zewnątrz, a okna nie mogą być zakratowane i muszą się łatwo otwierać. Dla ugaszenia ewentualnego ognia winny być przewidziane środki gaśnicze (np. piasek).

Czyszczenie lamp nie wymaga osobnych maszyn lub urządzeń i ogranicza się do wycierania lampy z zewnątrz suchą szmatą. Palnik oraz rurkę doprowadzającą wodę należy codziennie przekłuwać.

Naprawy polegają zazwyczaj na lutowaniu zbiornika, zmianie uszczeltek lub osadzeniu nowego palnika i uszczelnianiu go specjalnym kitem.

Napełnianie dolnego zbiornika lampy karbidem uskutecznia się do $\frac{2}{3}$ (najwyżej $\frac{3}{4}$) jego wysokości. Napełnianie lamp wodą, ich zapalanie i gaszenie winno odbywać się poza obrębem lampiarni.

b. Lampiarnie dla benzynowych lamp bezpieczeństwa

W kopalniach gazowych obowiązek nabywania, przechowywania i utrzymywania lamp bezpieczeństwa należy do zarządu kopalni. Robotnikom zabrania się używania własnych lamp bezpieczeństwa. Lampy są wydawane robotnikom w stanie oczyszczonym, odpowiednio zbadane, dobrze zamknięte i zapalone. Brak lampy po skończonej dniówce na odpowiednim haku w lampiarni wskazuje, że jej właściciel jest jeszcze w kopalni, lampy więc są jednocześnie kontrolą, czy wszyscy pracujący wrócili z dołu.

Co pewien czas (np. co pół roku) musi być dokładnie zbadany stan wszystkich lamp.

Czyszczenie, napełnianie i przechowywanie lamp bezpieczeństwa winno się odbywać w lampiarni, zbudowanej z materiału ogniotrwałego i oddzielonej od innych budynków. Lampiarnia musi mieć osobny przedział do czyszczenia i osobny do napełniania lamp benzyną. Jeżeli nie ma poza tym osobnego przedziału do zapalania lamp, należy je zapalać tylko w stanie zamkniętym. Przedział do napełniania lamp benzynowych musi być oddzielony zarówno od składu benzyny, jak i od przedziałów, przeznaczonych do czyszczenia i wydawania lamp robotnikom, i może się z nimi łączyć tylko za pomocą okienka, zaopatrzonego w okiennice. W kil

ku miejscach lampiarni należy posiadać środki gaśnicze (np. piasek). Wstęp do lampiarni robotnikom oraz używanie otwartego światła jest wzbronione.

C z y s z c z e n i e l a m p skutecznia się za pomocą szczotek ręcznie lub maszynowo. Siatki czyści się szczotkami z włosia; szkła ochronne - za pomocą dwóch szczotek - z włosia i wełny;- części metalowe - za pomocą szczotki z drutu mosiężnego.

N a p e ł n i a n i e l a m p z rozmaitego rodzaju naczyń stosowane jest tylko w małych kopalniach. W kopalniach większych używa się do tego celu specjalnych przyrządów, umożliwiających szybkie i automatyczne doprowadzenie tylko takiej ilości benzyny, jaka jest konieczna dla właściwego napełnienia lampy.

B a d a n i a l a m p prowadzone są w celu stwierdzenia, czy są one dostatecznie bezpieczne pod względem możliwości wyrzucenia lub przeskoczenia płomienia, względnie czy poszczególne części lampy są połączone ze sobą dostatecznie szczelnie.

Możliwość wyrzucenia płomienia przy pewnej prędkości prądu bada się na stacjach doświadczalnych w sztolniach lub w odpowiednich lutniach; dla kontroli lamp w kopalniach istnieją przyrządy mniejszego typu, które umożliwiają zbadanie bezpieczeństwa lamp w mieszaninie gazowej par benzyny lub gazu świetlnego w stanie spoczynku.

Przepisy górnicze wymagają poza tym badania szczelności lamp w odpowiednich przyrządach przez przedmuchiwanie sprężonym powietrzem. Badaniu takiemu musi być poddana dolna część każdej lampy przed wręczeniem jej robotnikowi. Podczas badania lampa nie powinna zgasnąć.

c. L a m p i a r n i e d l a l a m p e l e k t r y c z n y c h

W lampiarni dla lamp elektrycznych wykonywane są czynności czyszczenia i naprawy lamp oraz napełniania i ładowania akumulatorów. Wydawanie i odbieranie lamp odbywa się przy róż-

nych okienkach. Lampy należy wydawać i zwracać zamknięte i świe-
cące dla łatwiejszego stwierdzenia, czy są one w dobrym stanie.

Zwrócone przez robotników lampy otwiera się za pomocą
elektromagnesów, rozkręca się je i stawia na platformie wózka
lampowego, za pomocą którego przewozi się je do miejsca ładowa-
nia akumulatorów. Podczas ładowania czyści się lampy i wymienia
uszkodzone części.

W przedziale do ładowania akumulatorów ołowianych nie po-
winno być żadnych maszyn ani urządzeń metalowych, a to ze wzglę-
du na wydzielający się tlen i wyziewy kwasu siarkowego. Wchodze-
nie z otwartym ogniem jest niedopuszczalne, gdyż grozi to wybu-
chem gazu piorunującego.

Przy stosowaniu akumulatorów niklowo-żelaznych elektroli-
tem, jak wiemy, jest wodny roztwór żugu potasowego, który jak-
kolwiek nie jest tak żrący, jak kwas siarkowy, to jednak przy
pracy nim (np. zmiana żugu lub elektrod) zaleca się pewną ostroż-
ność. Należy zaopatrzyć robotnika w gumowe rękawice i fartuch;
podczas sporządzania żugu zaleca się nadto ochronę za pomocą ma-
ski organów oddechowych i oczu przed pyłem KOH.

ooooo00000ooooo

S K O R O W I D Z

Aerolit 341
 Akumulatory 360
 Anemometry 207
 Ankylostomiase 200
 Aparaty inhalacyjne 348
 " ratownicze 331
 " samoratownkowe 350
 " tlenowe 339
 Aureola 184, 187
 Azot 179
 Bagrownice 172
 Barograf 195
 Barometr 195, 231
 B r a b b é e rurki 211
 Budryka sposób pomiaru depresji
 naturalnej 227
 Budryka wzór na wielkość próby
 węgla 18
 Cementowanie szczelin 294, 318
 Charakterystyka wentylatora 271
 C h e s n e a u lampa 198
 Chodnik 4, 46, 48
 Ciężar właściwy powietrza 205
 Ciśnienie powietrza 195
 " skał 129
 Czerpaki 172
 D a v y ' e g o lampa 351, 354
 Depresja 221, 227, 231, 233
 " naturalna 227, 300
 Deprymometr 292
 Detektor tlenu węgla 182
 Dłuto 161, 164
 Dowierzchnia 51
 Drzwi wentylacyjne 254
 Dwutlenek siarki 182
 Dwutlenek węgla 179
 E l l i o t ' a wiertarka 159
 Eksploatacyjne ciśnienie 131
 Fala ciśnienia 133
 Filar 51
 " graniczny 21
 " ochronny 21, 24
 " ogniowy 21
 " operowy 21
 Filtry 334
 Finimetr 340
 F l o t t m a n n ' a młotek
 wiertniczy 169
 Fontanny gazowe 180, 183
 Gardło 103
 Gaśnice 318
 Gaz kopalniany 183
 " wodny 315
 G i r a r d ' a - d ' A b u i s s o =
 n a wzór na wartość naporu 233
 Gniazdo 3, 11
 Graca 141
 Gracka 164
 Gradient geotermiczny 196
 " temperatury 196
 Hełm ratowniczy 332
 Higrometr 200
 H i l l ' a katatermometr 204
 Hipsometr 232
 Hopkalit 335
 Kanały wentylacyjne 276
 Katatermometr 204, 216
 Kąt zasięgu 23
 Kilof 142
 " mechaniczny 146
 Klin 143
 Kliważ 137
 Komin wentylacyjny 225
 Komora 4, 54
 K r u s k o p f ' a przybitka 195
 Kwartowanie 18
 Lampy acetylenowe 352, 360
 " bezpieczeństwa 185, 354
 " elektryczne 360
 " wskaźnikowe 185, 188
 Lampiarnie 362
 Łaska 165
 Linia poszukiwawcza 6, 13
 Lutnie podszadkowe 89
 " wentylacyjne 260
 Łopata 141
 Ługownia 177
 Łupliwość skał 137

- Manometr 212
 Mapa pokładowa 11
 Maska przeciwigazowa 336
 " ratownicza 333
 Metan 183
 Mikromanometr 212
 Minerale użyteczne 1
 Miurg 234
 Młotek odbudowy 145, 148
 " wiertniczy 168
 Mosty wentylacyjne 259
 M u r g u e 234, 237
 Nadszybie 45
 Nagłe wydzielanie gazu 180,
 183
 Noga 55
 Nosze 350
 Odbudowa długimi zbierkami
 57, 60
 " filarowa 56, 60, 94, 100
 " komorowa 54, 60, 116, 122
 " odkrywkowa 59, 60, 66
 " schodowo-stropowa 65,
 120, 126
 " ścianowa 56, 60, 83, 87
 " ubierkowa 56, 60, 117
 " warstwami 60, 107
 " zabierkowa 55, 60, 71, 121
 Odprężona strefa 130
 Ogniewa robota 143, 144
 Okno 103
 Okruchowe złoże 3, 13
 Oksyolit 342
 Opór właściwy 233
 Organy 104
 Oskard 143
 Oświetlenie kopalń 351
 Otwory strzelnicze 158
 Otwór równoznaczny 237, 238, 272
 Ożywiacz Inhabad 349
 Perlik 143
 P e t i t 233
 Piec wentylacyjny 225
 P i e l e r ' a lampa 188
 Pierwsza pomoc 348
 Piętro wydobywcze 45
 " wyrobiska 4
 P i t o t ' a rurki 210
 Płot 56
 Pług 170
 Pneumatofory 339, 342
 Pneumatogeny 339, 342
 Pochłaniacze 333
 Pochylnia 34, 50
 Podszadzka płynna 57, 87, 127, 317
 " sucha 55, 57, 87, 127
 Podszybie 45
 P o i s s o n ' a stała 129
 Pokład 1, 6, 62
 Pole obudowy 78
 " odbudowy 50
 Pomniejszanie prób 17
 Poszukiwanie złóż 4
 Powietrza ilość 217
 Powietrze 177
 Poziom wydobywczy 31, 45
 Pożarowa stacja 327
 Pożary podziemne 281
 " wtórne 286
 P r a d t l ' a rurki 211
 Prędkość powietrza 206
 Proksylen 342
 Proksyolit 342
 Próba mieszanie 16
 Próba pobieranie 15, 189
 Przecinka 47
 Przecznica 8, 35
 Przegroda wentylacyjna 253
 Przewietrzanie kopalń 177
 " " naturalne 223
 Przodek 4
 Przybitka pyłowa 193
 Psychrometr 200
 Pulmotor 349
 Pył kamienny 192
 " węglowy 190
 Ratownictwo górnicze 331
 Regulacja przewietrzania 251
 Respiratory 331, 336
 R i c h a r d s ' a - B r u n =
 t o n ' a wzór na wielkość
 próby 18
 Roboty górnicze 3
 " odbudowy 53
 " poszukiwawcze 4
 " przygotowawcze 47
 Rowy 4, 6
 Rozciągłość złoże 2
 S a ł u s t o w i c z a teoria
 131
 Samopodsadzanie 59
 Samozapalenie węgla 282
 Schematy przewietrzania 242

- Siarkowódór 182
 Sieć poszukiwawcza 12
 Skały płonne 1
 Sklepienie ciśnień 132
 Składy 3, 13
 Spąg złoża 1, 135
 Spód wyrobiska 4
 Stetoskop 231
 Stopień geometryczny 196
 Stosy 58
 Strata naporu 233
 Strop zasadniczy 81, 83
 Strop złoża 1
 System odbudowy 59, 60, 66
 " przewietrzania 238
 Szacowanie wartości kopalni 27
 " " złóż 29
 Sztolnia 4, 32
 " poszukiwawcza 9
 Szyb 4, 32, 38, 42, 43, 219
 " poszukiwawczy 12
 Szybik 35
 " poszukiwawczy 7
 Sciana 55
 Śląska wiertarka 160
 Śląski system odbudowy 71, 100
 Śluzy powietrzne 281
 Świder 158
 Tama ogniowa 321, 328
 " podsadzkowa 89, 108
 " regulacyjna 235, 295, 299, 305
 " wentylacyjna 253
 " zapasowa 305, 319, 323
 Tapanie 130, 136
 Temperament 237
 Temperatura powietrza 195
 Tlen 178, 345
 Tlenek azotu 183
 " węgla 181
 Ubierkowy system 55
 Udostępnienie złóż 31
 Upadowa 35
 Upad złoża 2
 Urabianie skał 3, 140, 172
 Uskok 2, 37
 Ustnik 333
 Wcinka 97
 Wdzierka 102, 115
 W e i s s 'a wzór katatermome-
 tryczny 216
 Wentylatory 219, 271, 276, 298
 Wiercenia głębokie 10
 " płytkie 9
 Wiercenie otworów 158
 Wiertarki obrotowe 159
 " udarowe 161, 167
 Wilgotność powietrza 199, 284
 Woda przy gaszeniu pożarów 314
 Wolumenometr 214
 Wrąb 76, 146
 Wrębowa maszyna 149 - 156
 Współczynniki oporu 234
 Wybuchy 181, 184, 190, 288, 303,
 315, 317, 326
 Wychód złoża 2
 Wyklinienie złoża 2
 Wykop 4
 Wyrobiska górnicze 4
 " odbudowy 53
 " przygotowawcze 47
 Zabierka 55
 Zabierkowy system 55
 Zadymienie kopalni 247, 303, 306
 310
 Zamulanie szczelin 294, 317
 Zapobieganie pożarom 289, 292,
 293
 Zapory pyłowe 193
 Zapylenie wyrobisk 193
 Zasoby złoża 20, 27
 Zawarcie 49, 104
 Zawór redukcyjny 345
 Zgarniacz (skreper) 171
 Złóża min. użyt. 1
 " przemysłowe 2
 Zraszanie wyrobisk 192
 Żelazko 143
 Żyła 2, 8



22980

III