GÓRNICTWO
TOM X

PROF. DR INŻ. WITOLD BUDRYK

WENTYLACJA KOPALŃ

CZĘŚĆ 1

PRZEWIETRZANIE WYROBISK

KATOWICE 1961
WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE

Prof. dr inż. WITOLD BUDRYK

622.41./45

GÓRNICTWO

TOM X

Wentylacja kopalń

CZĘŚĆ I

Przewietrzanie wyrobisk

Wydanie drugie poprawione i uzupełnione
przez prof. dra inż. Stanisława Knothe

KATOWICE 1961

WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE

Prof. dr W. Budryk: „Górnictwo tom X — Wentylacja kopalń, część 1 Przewietrzanie wyrobisk"

Ważniejsze błędy dostrzeżone w druku

Str.	Wiersze od góry	Wiersze od dołu	Jest	Powinno być
8	6		analogów elektrycznych	analogonów elektrycznych
91	tablica 19 rubryka 3		cm^3	w cm^3
145		6	$H_{st} = z_1 - z_2 \int_1^2 \frac{dp}{\gamma}$	$H_{st} = z_1 - z_2 - \int_1^2 \frac{dp}{\gamma}$
173		8	$(p_3' - p) + \gamma \cdot (z_3 - z_1) = 0$	$(p_3' - p_1) + \gamma \cdot (z_3 - z_1) = 0$
230	wzór (232)		$M_a = c \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 + b = 10 \cdot 1{,}61^2 + 30 = 56$ miurgów	$M_a = c \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 + a = 10 \cdot 2{,}63^2 + 50 = 119$ miurgów
234			$h_2 < 80 \cdot \frac{100 \cdot \left(\frac{100}{\infty} + \sqrt{\frac{1}{11+8}}\right)^2 + 1}{11 \cdot \left(\frac{1}{11+8}\right)\sqrt{+1}} = 866$ mm H_2O	$h_2 < 80 \cdot \frac{100 \cdot \left(\frac{100}{\infty} + \sqrt{\frac{1}{11+8}}\right)^2 + 1}{11 \cdot \left(\frac{1}{11+8}\right) + 1} = 866$ mm H_2O
306		9	do najbliższego	do najniższego
367		6	aerologia i biezopasnost, ruda	aerołogia i biezopasnost, truda

Opiniował i uzupełnił *prof. dr inż. Stanisław Knothe*
Redaktor WGH *mgr inż. Jakub Olszewski*

W pracy omówiono całokształt zagadnień związanych z przewietrzaniem kopalń. Oprócz teoretycznych rozważań, opartych na najnowszych badaniach, książka podaje praktyczne wskazówki oraz sposoby obliczania i projektowania przewietrzania kopalń. Książka przeznaczona jest do użytku inżynierów górniczych, uczniów wyższych szkół górniczych oraz studiujących zagadnienia wentylacji kopalń.

WSZELKIE PRAWA ZASTRZEŻONE

Obwolutę projektował *Stanisław Maszewski*

Redaktor techn.: *St. Miszto* Korektor techn.: *U. Szulierz*

WGH. Katowice 1961 Wyd. 2 Nakład 2333 egz. Ark. wyd. 34,4 Ark. druk. 31,25 Format B-5
Papier druk. sat. kl. III, 80 g, 70×100/16 KZPap. Klucze Oddano do składania 24. 3. 1961
Podpisano do druku 6. 9. 1961 Druk ukończono 12. 9. 1961 Symbol 10005/G Cena zł 64.00

Drukarnia Techniczna, Bytom, ul. Przemysłowa 2 - L. z. 511 - N-2

SPIS TREŚCI

Przedmowa do wydania pierwszego 7
Przedmowa do wydania drugiego 8
Wstęp 9

A. Powietrze kopalniane

1. Gazowe składniki powietrza kopalnianego 13
   1.1. Tlen 13
   1.2. Azot 15
   1.3. Dwutlenek węgla 16
   1.4. Tlenek węgla 18
   1.5. Siarkowodór 23
   1.6. Dwutlenek siarki 24
   1.7. Związki selenu 25
   1.8. Tlenek azotu 25
   1.9. Gaz kopalniany 26
   1.10. Oznaczanie zawartości gazu kopalnianego w wyrobiskach 32
   1.11. Gazy kompresorowe 39
   1.12. Gazy pożarowe 40
2. Kontrola powietrza kopalnianego 40
   2.1. Pobieranie próbek powietrza 40
   2.2. Analityczne metody określania zawartości gazów w próbce . . . 44
3. Gazonośność złóż 45
   3.1. Gazonośność pokładów węgla i skał otaczających 45
   3.2. Gazonośność złóż soli 47
   3.3. Ruch gazów w skałach 48
4. Wydzielanie się gazów w kopalniach 49
   4.1. Regularny wypływ gazów ze skał 49
   4.2. Odgazowywanie pokładów 50
   4.3. Nagłe wydzielanie się gazów 52
   4.4. Fontanny gazowe 57
5. Para wodna 57
   5.1. Wilgotność powietrza 57
   5.2. Zmiany temperatury i wilgotności powietrza 59
   5.3. Pomiar wilgotności powietrza i prężności pary wodnej 61
6. Ciśnienie powietrza 63
7. Temperatura powietrza 65
   7.1. Wpływ ciśnienia powietrza 65
   7.2. Wpływ temperatury skał 67
   7.3. Wpływ temperatury powietrza wchodzącego i intensywności przewietrzania 70
   7.4. Wpływ innych czynników 71
8. Cieplne warunki pracy 72
   8.1. Katatermometr 73
   8.2. Temperatura efektywna 77
9. Kondycjonowanie powietrza w kopalniach 78
   9.1. Obniżenie temperatury powietrza prostymi środkami 79
   9.2. Kondycjonowanie powietrza bez stosowania maszyn chłodniczych . 81
   9.3. Kondycjonowanie powietrza za pomocą maszyn chłodniczych . . 82
   9.4. Ogrzewanie powietrza 83
10. Ciężar właściwy powietrza 85
11. Jonizacja powietrza 86
12. Pył kopalniany 89
   12.1. Zapylenie powietrza i wyrobisk 89

12.2. Niebezpieczeństwo pyłu dla zdrowia 92
12.3. Wybuchy pyłu 93
12.4. Środki zapobiegające wybuchom pyłu 97
13. Prędkość powietrza 102
13.1. Dopuszczalne prędkości powietrza 102
13.2. Anemometry 104
13.3. Rurki Pitota 108
13.4. Manometry i mikromanometry 111
13.5. Wolumenometry i depresjomierze samopiszące 115
13.6. Anemometria cieplna 116
13.7. Inne sposoby pomiaru prędkości 118
14. Pomiary ilości przepływającego powietrza oraz średniej prędkości . . 118
14.1. Sposoby przeprowadzania pomiarów 118
14.2. Stacje pomiarowe 124
15. Potrzebna ilość powietrza 124
15.1. Obliczenie ilości powietrza na podstawie zmiany jego składu . . 124
15.2. Obliczenie ilości powietrza na podstawie zużycia materiałów wybuchowych 127
15.3. Obliczenie ilości powietrza na podstawie liczby zatrudnionych ludzi 130
15.4. Obliczenie ilości powietrza na podstawie wydobycia kopalni . . 132
15.5. Uwzględnienie cieplnych warunków pracy 133
15.6. Przykład obliczenia potrzebnej ilości powietrza oraz przekroju głównych dróg powietrznych 133

B. Ruch powietrza w kopalni

1. Równanie ruchu płynów w przewodzie 137
1.1. Ruch płynów nieściśliwych 139
1.2. Ruch płynów ściśliwych 140
2. Ruch powietrza pod wpływem depresji wytworzonej mechanicznie . . 142
2.1. Depresja wentylatora 142
2.2. Termodynamiczny wykres statycznej depresji wentylatora . . . 145
2.3. Spadek naporu w przypadku obecności wentylatorów w przewodzie 147
2.4. Moc wentylatora 148
3. Ruch powietrza pod wpływem czynników naturalnych 149
3.1. Depresja cieplna 149
3.2. Wpływ zmian składu powietrza 154
3.3. Przewietrzanie naturalne 156
3.4. Termodynamiczny sposób obliczania naturalnej depresji całości kopalni (Budryk, 1929) 157
3.5. Uproszczone sposoby wyznaczania depresji cieplnej 160
3.6. Depresja naturalna części kopalni 163
4. Wymiana ciepła w czasie ruchu powietrza 165
5. Dynamiczne podobieństwo prądów 169
6. Strata naporu 170
6.1. Pomiar straty naporu 171
6.2. Wzory na stratę naporu wskutek oporów tarcia 175
6.3. Współczynniki oporu 178
6.4. Opór ciał znajdujących się w prądzie 180
6.5. Współczynniki oporu wyrobisk obudowanych odrzwiami 183
6.6. Doświadczalne wartości współczynników oporu 186
6.7. Lokalne opory ruchu 187
7. Jednostki stosowane w przewietrzaniu kopalń 194
7.1. Jednostki oporu 194
7.2. Jednostki charakteryzujące łatwość przewietrzania 195
7.3. Wybór jednostek 197
8. Opory elementów wentylacyjnych i ich połączeń 198
8.1. Opory elementów wentylacyjnych 198
8.2. Szeregowe połączenie elementów 199
8.3. Równoległe połączenie elementów 200
9. Sieć wentylacyjna 201
9.1. Klasyfikacja systemów przewietrzania 201
9.2. Schematy przewietrzania 202
9.3. Systemy normalne z jednym wentylatorem 206
9.4. Systemy proste przekątne z jednym wentylatorem 210
9.5. Systemy złożone przekątne z jednym wentylatorem 218

9.6. Systemy proste normalne z dwoma wentylatorami 223
9.7. Systemy normalne II klasy z dwoma wentylatorami 230
9.8. Systemy proste przekątne z dwoma wentylatorami 234
9.9. Systemy z większą liczbą wentylatorów 235
9.10. Analogi elektryczne w zastosowaniu do obliczania sieci wentylacyjnych 238
9.11. Wpływ ucieczek powietrza 240
9.12. Wpływ depresji naturalnej 242
10. Wentylatory 243
10.1. Typy wentylatorów 243
10.2. Charakterystyka wentylatora 250
10.3. Wpływ zmiany liczby obrotów, wymiarów wentylatora oraz ciężaru właściwego powietrza 255
10.4. Krzywe jednakowych sprawności wentylatora 258
10.5. Charakterystyki bezwymiarowe 259
11. Praca jednego wentylatora w sieci 261
11.1. Oznaczenie stanu przewietrzania w kopalni 261
11.2. Regulacja pracy wentylatorów 262
11.3. Wpływ ucieczek powietrza 263
11.4. Wpływ depresji naturalnej 265
12. Wspólna praca kilku wentylatorów 267
12.1. Charakterystyka przewodu 267
12.2. Charakterystyka połączenia szeregowego 268
12.3. Przewietrzanie kopalni za pomocą dwóch wentylatorów umieszczonych szeregowo 270
12.4. Szeregowe połączenie wentylatorów o działaniu przeciwnym . . 274
12.5. Charakterystyka połączenia równoległego 277
12.6. Charakterystyka normalnych systemów przewietrzania 277
13. Przewietrzanie lokalne 282
13.1. Strumień powietrza 282
13.2. Przewietrzanie za pomocą lutni 285
13.3. Przewietrzanie za pomocą lutni z wentylatorami lub eżektorami . 287
13.4. Przewietrzanie tłoczące i ssące 290
13.5. Ucieczki powietrza przez nieszczelności lutni 294
14. Przewietrzanie przez dyfuzję 296

C. Rozprowadzanie powietrza w kopalni

1. Ogólne zasady projektowania przewietrzania kopalń 299
1.1. Rozmieszczenie szybów 300
1.2. Przewietrzanie ssące i tłoczące 302
1.3. Umieszczenie wentylatora na powierzchni i pod ziemią 303
1.4. Przewietrzanie prądem wznoszącym się i schodzącym 304
1.5. Przewietrzanie w złożach skłonnych do samozapalania 305
1.6. Zmniejszenie oporów ruchu 305
2. Układanie schematu przewietrzania 306
3. Obliczenie oporów bocznic 309
3.1. Metoda oporów elementarnych 309
3.2. Metoda pomiarów depresyjnych 309
3.3. Metoda dodatkowych oporów 310
4. Obliczenie ilości powietrza 312
5. Regulacja systemów przewietrzania 313
5.1. Zasady ogólne 313
5.2. Regulacja za pomocą tam przy jednym wentylatorze 314
5.3. Regulacja za pomocą tam przy kilku wentylatorach 318
5.4. Regulacja za pomocą wentylatorów wtórnych i regulacja mieszana 320
5.5. Wypadkowy opór i otwór równoznaczny kopalni 322
6. Wybór wentylatorów 323
6.1. Zasady ogólne 323
6.2. Przykład 325
7. Przewietrzanie pól eksploatacyjnych 330
8. Przewietrzanie robót przygotowawczych i ślepych wyrobisk 332
8.1. Przewietrzanie za pomocą wyrobiska równoległego 332
8.2. Prowadzenie wyrobisk szerokim przodkiem 333
8.3. Przewietrzanie za pomocą otworów wiertniczych 333

8.4. Przewietrzanie za pomocą przegród 334
8.5. Przewietrzanie za pomocą lutni wentylacyjnych 335
9. Urządzenia wentylacyjne 337
9.1. Tamy i przegrody wentylacyjne 338
9.2. Tamy wentylacyjne i regulacyjne 342
9.3. Rozmieszczenie zapasowych tam przeciwpożarowych z drzwiami . 346
9.4. Mosty wentylacyjne 347
9.5. Kanały wentylacyjne 349
9.6. Urządzenia do zmiany kierunku powietrza 352
9.7. Umieszczenie wentylatorów pod ziemią 353
9.8. Zamknięcie szybów wentylacyjnych 356
10. Kontrola stanu przewietrzania kopalni 357
10.1. Kontrola składu powietrza 358
10.2. Kontrola ilości powietrza 358
10.3. Kontrola cieplnych warunków pracy 359
10.4. Kontrola depresji 359
10.5. Zdjęcia depresyjne 360
Literatura 363
Skorowidz 369

PRZEDMOWA DO WYDANIA PIERWSZEGO

Rola wentylacji dla prawidłowej i bezpiecznej działalności kopalń jest bezsprzecznie doniosła, co podkreślają badacze tego zagadnienia we wszystkich górniczych krajach świata. Im kopalnia jest głębsza, im jest ona większa, im wyższa panuje w niej temperatura, im bardziej eksploatowane złoże skłonne jest do samozapalenia i im większa jest gazonośność złoża, tym większe znaczenie ma zagadnienie racjonalnego przewietrzania kopalni, gdyż jest ono jednym z najważniejszych czynników bezpieczeństwa, zdrowia i wydajności pracy górnika.

W związku z ogromnym rozwojem naszego przemysłu górniczego, jakiego świadkami jesteśmy w Polsce Ludowej, w związku z rozbudową naszych kopalń węgla, które należą do największych jednostek produkcyjnych w świecie, przewietrzanie wyrobisk podziemnych posiada u nas szczególne znaczenie. Zagadnienie to jest należycie oceniane przez nasze najwyższe czynniki rządzące, czego dowodem jest, że równocześnie z wprowadzeniem Karty górniczej powzięto uchwałę o konieczności zwrócenia ogromnej uwagi na stan przewietrzania naszych kopalń.

Przewietrzanie kopalń należy do najbardziej skomplikowanych zagadnień górniczych, wymagających głębokiego naukowego ujęcia. Nad zagadnieniem tym pracują intensywnie od kilkudziesięciu lat wybitni uczeni całego świata. Pod tym względem nie pozostajemy w tyle: możemy poszczycić się szeregiem doniosłych osiągnięć, a w niektórych działach zajmujemy przodujące miejsce w świecie.

Celem niniejszej pracy jest możliwie wyczerpujące ujęcie zarówno praktycznej strony przewietrzania kopalń, jak i wszystkich najważniejszych osiągnięć naukowych w tej dziedzinie wiedzy, mających bezpośrednią wartość dla celów praktycznych. Z zagranicznego dorobku naukowego wykorzystano przede wszystkim osiągnięcia Związku Radzieckiego, gdzie w ciągu ostatnich 20 lat wykonano ogromną pracę naukowo-badawczą, której wyniki wyprzedziły znacznie dotychczasowe osiągnięcia innych krajów. Na tym miejscu należy podkreślić zasługi naukowe wybitnego uczonego radzieckiego A. Skoczyńskiego i jego uczniów.

Witold Budryk

Kraków, wrzesień 1950

PRZEDMOWA DO WYDANIA DRUGIEGO

Przewietrzanie wyrobisk ukazuje się po śmierci Autora. W wydaniu tym wprowadzono dodatkowo szereg zmian i uzupełnień, uwzględniających między innymi nowsze przyrządy do kontroli składu powietrza kopalnianego, nowe normy projektowania przewietrzania kopalń, zastosowanie analogów elektrycznych do obliczania sieci wentylacyjnych, zastosowanie schematów potencjalnych itp.

Uzupełnienia te nie zmieniają układu pracy, która w sposób jasny i przejrzysty wyczerpuje całokształt najważniejszych zagadnień teoretycznych i praktycznych związanych z przewietrzaniem wyrobisk kopalnianych.

Stanisław Knothe

WSTĘP

Przewietrzanie robót podziemnych jest gałęzią wiedzy górniczej, obejmującą zespół wszystkich środków oraz czynności, mających na celu stworzenie w miejscach pracy takiego stanu powietrza, który zapewnia dobre samopoczucie człowieka, możliwie największą zdolność do pracy oraz ochronę zdrowia i życia.

Warunkom tym powinien odpowiadać zarówno skład powietrza kopalnianego, jak i jego własności (temperatura, ciśnienie, prędkość ruchu, stopień zjonizowania itd.).

Skład powietrza kopalnianego zależy od składu powietrza doprowadzonego do kopalni oraz od zmian, jakie zachodzą w tym składzie w czasie przepływu powietrza przez wyrobiska kopalni.

Przez *powietrze atmosferyczne* rozumie się mieszaninę:

tlenu, objętościowo	20,93%
azotu, objętościowo	78,10%
argonu, metargonu, kryptonu, neonu, ksenonu, objętościowo . . .	0,93%
dwutlenku węgla, objętościowo . .	0,03 do 0,04%

Obok tych składników powietrze atmosferyczne zawiera jeszcze szereg domieszek, jak para wodna, pył ziemski i kosmiczny oraz inne pary i gazy spotykane lokalnie, przeważnie w małych ilościach.

Na kuli ziemskiej odbywa się szereg procesów, którym towarzyszy wydzielanie się do atmosfery różnych gazów lub też pochłanianie gazów wchodzących w skład atmosfery. Wprawdzie niektóre z tych procesów wzajemnie się kompensują (np. zwierzęta pochłaniają O_2 i wydzielają CO_2, rośliny — odwrotnie), niemniej jednak głównymi przyczynami stałości składu powietrza atmosferycznego są:

1. olbrzymie jego zasoby ($5{,}1 \times 10^{15}$ t), wobec czego ludzie i zwierzęta pochłaniają tylko znikomą część zawartego w nim tlenu (0,000 000 02% rocznie);
2. nadzwyczajna ruchliwość powietrza i zdolność gazów do dyfuzji.

Dzięki tym dwom czynnikom nie zachodzi potrzeba troszczenia się o skład otaczającego nas powietrza w miejscach otwartych na powierzchni ziemi. Inaczej ma się sprawa w *pomieszczeniach zamkniętych*, gdzie źródłem szkodliwych domieszek w powietrzu mogą być ludzie i zwierzęta, procesy produkcyjne, surowiec oraz inne nagromadzone materiały. W takich przypadkach zachodzi konieczność doprowadzania z zewnątrz *świeżego* powietrza atmosferycznego i usuwania *zużytego*, by zgodnie z wymaganiami higieny zawartość szkodliwych domieszek w powietrzu nie przekraczała dopuszczalnych koncentracji, tzn. takich, które nie wywołują chorobowych zjawisk, nawet przy dłuższym oddziaływaniu na organizm (tabl. 1).

Tablica 1

Dopuszczalne graniczne koncentracje szkodliwych gazów, par i pyłów w powietrzu według norm ZSRR

Zanieczyszczenia	Dopuszczalna koncentracja g/m³	Zanieczyszczenia	Dopuszczalna koncentracja g/m³
Aceton	0,2	Ołów i jego związki	0,00001
Alkohol metylowy	0,03	Rtęć metaliczna	0,00001
Alkohol etylowy	1,0	Siarczek węgla	0,01
Alkohol butylowy	0,1	Siarkowodór	0,01
Amoniak	0,02	Siarkowy gaz [1]	0,02
Anilina	0,005	Terpentyna	0,3
Arsenowodór	0,0005	Tlenek azotu	0,005
Benzol, toluol, ksylol	0,1	Tlenek cynku	0,005
Benzyna, ligroina, nafta	0,3	Tlenek węgla [2]	0,02
Czterochlorek węgla	0,05	Trójchloroetylen	0,05
Dwuchloroetan	0,05	Tytoniowy pył	0,003
Formaldehyd	0,005		

[1]) Przy topieniu i prażeniu materiałów zawierających siarkę 0,04.
[2]) W oddziałach wielkopiecowych, martenowskich, gazogeneratorowych 0,03, w garażach do 0,2.

Tablica 2

Własności gazów spotykanych w powietrzu kopalnianym

Gaz	Ciężar cząsteczkowy	Ciężar właściwy przy 0 °C i 760 mm Hg kG/m³	Gęstość w stosunku do powietrza	Stała gazowa R	Ciepło właściwe dla 1 kg c_p	Ciepło właściwe dla 1 kg c_v	$\frac{c_p}{c_v}$
Suche powietrze atmosferyczne	(28,95)	1,293	1	29,27	0,24	0,172	1,40
Tlen, O_2	32,00	1,429	1,105	26,50	0,218	0,156	1,4
Azot, N_2	28,03	1,251	0,967	30,26	0,249	0,178	1,40
Dwutlenek węgla, CO_2	44,0	1,964	1,518	19,27	0,210	0,165	1,28
Tlenek węgla, CO	28,00	1,250	0,967	30,29	0,250	0,179	1,398
Siarkowodór, H_2S	34,09	1,523	1,177	24,85	0,245	0,183	1,337
Dwutlenek siarki, SO_2	64,07	2,860	2,212	13,24	0,154	0,123	1,25
Amoniak, NH_3	17,03	0,760	0,588	49,79	0,53	0,41	1,29
Metan, CH_4	16,03	0,715	0,553	52,90	0,590	0,460	1,28
Etan, C_2H_6	30,05	1,342	1,037	28,21	0,413	0,338	1,22
Etylen, C_2H_4	28,03	1,251	0,968	30,25	0,40	0,32	1,25
Acetylen, C_2H_2	26,02	1,162	0,899	32,59	0,37	0,29	1,26
Wodór, H_2	2,016	0,090	0,069	420,60	3,405	2,420	1,407
Para wodna, H_2O	18,02	0,804	0,622	47,06	0,500	0,390	1,28

Jeżeli chodzi o *wyrobiska podziemne*, to zagadnienie wymiany powietrza w nich nabiera szczególnego znaczenia, gdyż są one otoczone prawie że nieprzenikliwymi dla powietrza skałami, komunikują się z powierz-

chnią ziemi za pomocą małej liczby wąskich otworów, przy czym w wyrobiskach tych zachodzi szereg procesów, przy których odbywa się zarówno pochłanianie O_2, jak i wydzielanie innych gazów oraz pyłu. Poza tym w miarę posuwania się w głąb ziemi podnosi się temperatura skał. Wyrobiska podziemne pozbawione są ponadto światła słonecznego, mającego duże biologiczne i higieniczne znaczenie dla ludzi. Wskutek wszystkich tych czynników skład i własności powietrza kopalnianego mogą znacznie różnić się od powietrza atmosferycznego (tabl. 2).

W celu stworzenia możliwie korzystnych warunków atmosferycznych w kopalni powietrze kopalniane musi być *kondycjonowane*, tzn. wyrobiska muszą być odpowiednio przewietrzane, szkodliwe domieszki usuwane, powietrze ochładzane lub ogrzewane przez odpowiednią regulację termiczną. Poza tym może zachodzić potrzeba bądź to osuszania powietrza, bądź też jego nawilgacania. Niekiedy ozonuje się powietrze za pomocą specjalnych urządzeń elektrochemicznych. Nie wykluczona jest również możliwość nadania zapachu (odoracji) powietrzu przez rozpylanie nieduży ch ilości substancji aromatycznych, np. nadanie powietrzu zapachu lasu iglastego.

Cały wykład przewietrzania kopalń podzielony został na trzy części:

A. Powietrze kopalniane

B. Ruch powietrza w kopalni

C. Rozprowadzanie powietrza w kopalni.

A. POWIETRZE KOPALNIANE

1. GAZOWE SKŁADNIKI POWIETRZA KOPALNIANEGO

1.1. Tlen

W powietrzu atmosferycznym jest *około* 21% *objętościowo* lub 23% wagowo tlenu.

Tlen łączy się łatwo z innymi pierwiastkami, przy czym zależnie od prędkości przebiegu reakcji zachodzą następujące procesy:

— utlenianie, czyli powolne łączenie się,
— palenie, czyli łączenie się z towarzyszeniem zjawiska światła,
— wybuch, tj. bardzo szybkie palenie w połączeniu ze zjawiskiem huku.

Przy łączeniu się tlenu z innymi pierwiastkami zachodzi zawsze reakcja *egzotermiczna*. Ilość wydzielanego ciepła zależy jedynie od rodzaju ciała wchodzącego w reakcję z tlenem i rodzaju otrzymanych produktów utlenienia, a nie zależy od prędkości przebiegu reakcji. W przypadku gdy wytworzone przy powolnym utlenianiu ciepło zostaje odprowadzone przez środowisko z wystarczającą prędkością, utenianie może przebiegać bez widocznych przejawów termicznych.

Potrzebna dla człowieka ilość O_2 zależy częściowo od jego indywidualności (wzrost, budowa itd.), głównie zaś od wysiłku mięśniowego i nerwowego. Górnik potrzebuje w stanie spoczynku nie mniej jak 0,25 l/min O_2, w stanie ruchu natomiast 1 do 4 l/min; średnio na dniówkę 1 do 1,25 l/min.

Ilość tlenu potrzebna dla konia jest 6 do 8 razy większa, jakkolwiek w przepisach górniczych stosunek ten przyjmuje się zwykle mniejszy, a mianowicie 4 do 5.

Oddycha się najlepiej przy prężności O_2 wynoszącej 159 mm Hg, co przy ciśnieniu barometrycznym 760 mm Hg odpowiada *normalnej* zawartości O_2 w powietrzu, wynoszącej 21%. Dzięki zdolności przystosowywania się organizmu ludzkiego do zmiennych warunków otoczenia można oddychać również przy znacznie niższym ciśnieniu O_2, wynoszącym 65 do 90 mm Hg, jeżeli tylko reszta powietrza składa się z azotu lub innego gazu obojętnego i jeżeli przejście z normalnego ciśnienia O_2 (159 mm Hg) odbywa się stopniowo. Przy ciśnieniu powietrza 760 mm Hg odpowiada to objętościowej zawartości O_2 od 9 do 12%.

W głębokich kopalniach ciśnienie powietrza jest większe niż na powierzchni, wskutek tego normalna prężność O_2 może istnieć nawet przy niższej procentowej zawartości tego gazu.

Obniżenie *normalnej zawartości* O_2 w powietrzu wywołuje w organizmie ludzkim następujące skutki, a mianowicie przy:

17% — oddech, zwłaszcza przy intensywnej pracy, jest już cięższy i występuje bicie serca;
15% — następuje niezdolność do większego wysiłku;
12% — odczuwa się wyraźnie brak tlenu, a w niektórych przypadkach życie ludzkie może już być zagrożone;
10% — występuje duszność, zawroty i ból głowy, znaczna sinica ust; przytomność i życie ludzkie są poważnie zagrożone;
9,5% — oraz braku nawet jakichkolwiek domieszek gazów szkodliwych — następuje obezwładnienie w ciągu $^1/_2$ godziny;
7% — następuje utrata przytomności lub śmierć w krótkim czasie.

Jeżeli chodzi o zachowanie się płomienia lamp, to przy zawartości O_2
19% — natężenie światła lamp benzynowych zmniejsza się do $^1/_3$;
17% — gasną lampy benzynowe;
16% — płomień lamp acetylenowych jest słaby i kopcący;
12% — (ściślej przy 11 do 13% O_2) gasną lampy acetylenowe.

Z powyższych liczb widać, że lampy górnicze gasną w warunkach, w których człowiek może jeszcze żyć i oddychać; *gaśnięcie więc lampy jest ostrzeżeniem przed grożącym niebezpieczeństwem* i pod tym względem lampy elektryczne są mniej bezpieczne, ponieważ nie dają wskazówki co do jakości atmosfery. Jednakże lampa acetylenowa nie zawsze jest zupełnie pewnym wskaźnikiem, gdyż zdarzały się wypadki, że znajdowano nieprzytomnych górników obok płonących lamp acetylenowych.

Przepisy prowadzenia robót górniczych wymagają, aby *zawartość tlenu w powietrzu w miejscach pracy nie była niższa* jak 19% (w ZSRR 20%).

W czasie ruchu powietrza w kopalni zawartość tlenu w nim zmniejsza się wskutek:
— dołączania się do masy powietrza różnych gazów, wytwarzanych lub wydzielanych w kopalni;
— pochłaniania części tlenu w czasie różnych procesów utleniania; większa część tych ostatnich wytwarza jako produkt główny CO_2; do procesów tych należą: oddychanie ludzi i zwierząt, palenie lamp, utlenianie różnych substancji, z jakimi powietrze się styka, np. węgla, drewna (gnicie) itp.

Powietrze o znacznym braku O_2 nosi nazwę *powietrza ciężkiego* [1]; zawiera ono nadmiar mieszaniny $CO_2 + N_2$.

Jak podano, w powietrzu o mniejszej zawartości O_2 natężenie światła lamp płomiennych zmniejsza się. Zmniejszenie to w lampach benzynowych wynosi przeciętnie 3,5% przy obniżeniu zawartości O_2 o 0,1%. Natężenie światła lampy może więc być miarą zawartości O_2 w powietrzu.

Do dokładniejszego *oznaczania* zawartości O_2 w kopalniach niegazowych służy *rurka Haldane'a* (rys. 1).

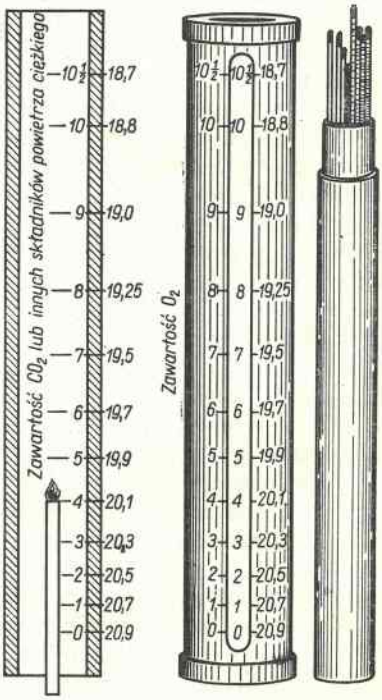
Oznaczenie przeprowadza się za pomocą cienkiej (1/16″ = 1,5 mm) świecy woskowej. W czasie palenia się świecy w szklanej rurce płomień ogrzewa znajdujący się nad nim słup powietrza, wskutek czego powstaje ciąg. Im mniejsza zawartość O_2, tym przy mniejszym ciągu, a więc i przy mniejszej wysokości ogrzanego słupa powietrza gaśnie świeca. Prowadząc świecę przez rurkę z góry na dół, obserwuje się miejsce jej gaśnięcia. Podziałka wykonana jest dla powietrza o temperaturze 18 °C i wilgot-

[1]) W gwarze górniczej powietrze ciężkie nazywane jest *matem* od niem. „mattes Wetter". *Puchem* nazywa się gwarowo zepsute o nieprzyjemnej woni powietrze w kopalni, pochodzące z różnych wyziewów i rozkładu ciał organicznych.

ności 100%. Dokładność oznaczenia wynosi ± 0,2% O_2. Jednakże gaśnięcie świecy, a więc i dokładność pomiaru zależy również od zawartości CO_2, CH_4 oraz wilgotności i temperatury powietrza (przy temperaturze 30 °C i wilgotności 100% odczyty już nie są dokładne).

W kopalniach gazowych do oznaczania zawartości O_2 może być użyta *oksymetryczna lampa bezpieczeństwa Briggsa*. Lampa ta ma dwa otwory do doprowadzenia powietrza od dołu. Przy badaniu zamyka się jeden otwór palcem, drugi zaś zmniejsza się przez obracanie tarczy z podziałką. Tarczę obraca się do chwili, gdy płomień lampy zaczyna już gasnąć; wtedy otwiera się otwór zamknięty palcem, płomień ponownie rozpala się, oświetla podziałkę, na której odczytuje się procent zawartości O_2.

Istnieją poza tym przyrządy oparte na pochłanianiu tlenu powietrza przez roztwór miedzi w chlorku amonu i pomiarze zachodzącego przy tym rozrzedzenia w komorze reakcyjnej.



Rys. 1. Rurka Haldane'a

1.2. Azot

W powietrzu atmosferycznym jest azotu około 79% *objętościowo* lub 77% *wagowo*. Jest to gaz obojętny dla procesów oddychania i palenia. Zwiększenie procentowej zawartości azotu w powietrzu kopalnianym odbywa się głównie kosztem zmniejszenia ilości tlenu. Poza tym azot wydziela się w niedużym stopniu w kopalniach podczas rozkładu związków organicznych oraz materiałów wybuchowych w czasie strzelania (1 kg prochu daje 87 l N_2, 1 kg dynamitu 135 l). Wchodzi on w skład gazów zawartych w niektórych odmianach węgli mineralnych oraz w złożach soli potasowych, w których stanowi czasem 80 lub więcej procent ogólnej objętości wszystkich zawartych w nich gazów.

Czasem azot, zwykle w mieszaninie z metanem, wydziela się w postaci fontann gazowych ze szczelin w węglu kamiennym. Spotykano również w kopalniach fontanny wydzielające prawie czysty azot, co tłumaczy się tym, że z powietrza zawartego w szczelinach wszystek niemal tlen został zaabsorbowany przy utlenieniu, dwutlenek węgla spłynął niżej, a pozostał jedynie azot. Znane są też przypadki długotrwałego wypływu azotu ze skał otaczających złoże.

W ogóle jednak w wyrobiskach czynnych procentowa zawartość azotu w powietrzu kopalnianym pozostaje albo prawie normalna (79%), albo nawet obniża się nieco. Na podstawie badań można przyjąć, że procentowa zawartość azotu w powietrzu kopalnianym waha się od 77 do 81%. Tylko w ślepych, wznoszących się wyrobiskach, przez dłuższy czas nie przewietrzanych, można spodziewać się większych ilości azotu, powstałych wskutek zużycia tlenu w procesach utlenienia i przez spłynięcie cięższego CO_2 na dół

1.3. Dwutlenek węgla

Powietrze atmosferyczne zawiera normalnie około 0,03 do 0,04% CO_2. W powietrzu kopalnianym zawartość CO_2 wzrasta, co jest uwarunkowane następującymi procesami:

— oddychaniem ludzi i zwierząt, paleniem się lamp, robotami strzelniczymi, działaniem silników spalinowych;

— rozkładem ciał organicznych, przede wszystkim drewna, i nieorganicznych (np. rozkładem węglanu przez kwas siarkowy wytworzony przy rozkładzie pirytów), powolnym utlenianiem niektórych kopalin użytecznych (węgla), wydzielaniem CO_2 (często łącznie z CH_4) ze szczelin i porów w skałach oraz ze źródeł mineralnych;

— pożarami i wybuchami.

Tylko procesy objęte pierwszą grupą mogą być określone przybliżonym rachunkiem. Można przyjąć, że każdy zatrudniony w kopalni człowiek wydziela średnio około 50 l/godz CO_2; koń wydziela 6 do 8 razy więcej (górnicze przepisy bezpieczeństwa przyjmują ten stosunek 4 do 5). Przy paleniu lampy olejowej, zużywającej 15 g/godz oleju, wytwarza się około 20 l/godz CO_2; przy paleniu lampy benzynowej (6 do 7 g/godz) benzyny) oraz acetylenowej (10 do 14 g/godz karbidu) wytwarza się 10 l/godz CO_2; 1 kg prochu o zawartości 75% saletry daje w czasie robót strzelniczych około 120 l CO_2; dynamit — 250 l przy ciśnieniu 760 mm Hg i temperaturze 15 °C. [1]) Silniki benzynowe wytwarzają około 620 l CO_2 na 1 KM i godz.

Wyszczególnione tu źródła pierwszej grupy wytwarzają w sumie tylko niewielką część ogólnej ilości CO_2; w kopalniach węgla różnych krajów część ta wynosi od $^1/_9$ do $^1/_3$. Spodziewać się należy, że w kopalniach rud stosunek ten zbliżony jest również do $^1/_3$.

Wydzielanie CO_2 ze skał w stanie gotowym następuje:

— przez regularny i powolny jego *wypływ* z bardzo małych i niewidocznych nawet dla oka porów i szczelin;

— przez obfity mniej lub więcej długotrwały wypływ z napotkanych wyrobiskami szczelin w postaci *fontann gazowych* (sufflard);

— przez *nagłe wydzielenie* ogromnych ilości gazu w ciągu krótkiego czasu, od kilku minut do kilku godzin, czemu towarzyszy zwykle w kopalniach węgla wyrzucenie bardzo dużych ilości (do kilku tysięcy ton) miału węglowego.

Wydzielanie dużych ilości CO_2 zachodzi w dolnośląskich kopalniach węgla, w Zagłębiu Gard (Pd. Francja), w Zagłębiu Plaueńskim (Saksonia) i innych.

Jednocześnie z CO_2 wydzielają się czasami inne gazy, jak CH_4, H_2S, N_2, O_2.

Jeżeli nazwie się przez

Q_{CO_2} — ogólną ilość CO_2 w m^3 wydzielającego się w kopalni na dobę,

T — wydobycie kopalni, t/dobę,

to na jedną tonę wydobycia przypada CO_2

$$q_{CO_2} = \frac{Q_{CO_2}}{T} \quad m^3/t \tag{1}$$

Ilość ta zależy głównie od własności złoża i otaczających je skał oraz od stanu eksploatacji kopalni (tablica 3).

[1]) Dane dotyczące materiałów wybuchowych stosowanych w Polsce patrz tablica 21.

Zauważono (Lidin) w kopalniach węgla, że ilość wydzielającego się CO_2 znacznie (lecz nieproporcjonalnie) wzrasta ze zwiększeniem ilości przepływającego przez kopalnię powietrza.

Stosunek objętości wydzielającego się w kopalni CO_2 do pochłoniętego tlenu nazywa się *współczynnikiem respiracyjnym RQ* kopalni

$$RQ = \frac{q_{CO_2}}{q_{O_2}} \qquad (2)$$

Współczynnik ten jest na ogół mniejszy od jedności, jednakże w kopalniach, w których wydziela się dużo CO_2 lub węgiel nie pochłania dużo O_2, współczynnik ten może być większy od 1.

Tablica 3

Ilość wydzielającego się CO_2 w m³ na tonę wydobycia

Zagłębie	q_{CO_2}, m³/t
Ruhry (Westfalia)	2,5 ÷ 30, średnio 8,8
Gard (Pd. Francja)	1 ÷ 36, średnio 12
Dolny Śląsk	2 ÷ 70, średnio 26
Górny Śląsk (niektóre kopalnie) .	4 ÷ 20
Donieckie	od kilku do 89
Karaganda	6 ÷ 11

Na podstawie doświadczeń w kopalniach Zagłębia Donieckiego (Skoczyński i Borysow) ustalono, że wartość *RQ* dla tych kopalń waha się od 0,3 do 0,8 i średnio wynosi 0,5. Zbliżone wyniki otrzymuje się również i w Zagłębiu Górnośląskim.

Dwutlenek węgla przy jego zawartości w powietrzu powyżej 5 do 10% wywiera działanie drażniące na błony śluzowe i delikatniejszą skórę, jest trujący, ale tylko w słabym stopniu. W wodzie rozpuszcza się dość łatwo; przy temperaturze 0 °C i ciśnieniu 760 mm Hg w 100 objętościach wody rozpuszcza się 185 objętości CO_2.

Przyjmuje się zwykle, że dwutlenek węgla *nie jest szkodliwy przy zawartości w powietrzu* 1 do 2%. Przy zawartości CO_2:

1% — oddech człowieka staje się głębszy i częstszy;
3% — oddech staje się dwukrotnie szybszy; w stanie spoczynku nie wywołuje to ujemnych skutków, praca natomiast jest już uciążliwa;
5% — oddech jest trzykrotnie szybszy i staje się bardzo ciężki (objawy duszności);
6% — występują silne objawy duszności i osłabienie;
7% — pojawia się ból głowy i ogólna ociężałość;
10% — może nastąpić utrata przytomności;
25% — grozi niebezpieczeństwo śmierci.

Jeżeli chodzi o zachowanie się płomienia lamp, to przy zawartości CO_2
3% — płomień lamp jest słaby i kopcący;
5 do 6% — gasną lampy benzynowe.

Jakkolwiek w powietrzu, w którym zaczyna gasnąć lampa płomieniowa, człowiek może jeszcze oddychać, to jednak do miejsc takich dostęp dla ludzi powinien być wzbroniony. Przy badaniu w kopalni wyrobisk, w których nie ma należytego przewiewu, należy zachować ostrożność i nie

wchodzić do nich z lampą elektryczną, lecz z benzynową lampą wskaźnikową, która ostrzeże człowieka przed grożącym niebezpieczeństwem.

Dwutlenek węgla trudno miesza się z powietrzem, a ponieważ jest od niego cięższy, zbiera się w najniższych miejscach wyrobisk. W miejscu gdzie powietrze jest w spoczynku, CO_2 oddziela się od powietrza i zajmuje dolną część wyrobiska, przy czym można ustalić, np. płonącą lampą, wyraźną powierzchnię rozgraniczającą, poniżej której lampa nagle gaśnie. Wobec trudnego mieszania się CO_2 z powietrzem oraz gromadzenia się go w dolnych częściach wyrobisk tylko silny strumień powietrza może takie wyrobiska należycie przewietrzyć.

Dwutlenek węgla bardzo często występuje w robotach prowadzonych w pobliżu dolnej części starych zrobów, z których wydziela się ten gaz przez szczeliny w węglu lub skałach oraz nieszczelności w tamach.

Średnia zawartość CO_2 w kopalniach dobrze przewietrzanych nie przekracza zazwyczaj 0,25 do 0,30%, w poszczególnych natomiast wyrobiskach może ona być znacznie wyższa. Przepisy wymagają, ażeby *zawartość CO_2 w powietrzu w miejscach pracy nie przekraczała* 1% (w ZSRR 0,5%).

Oznaczanie zawartości CO_2 w powietrzu można przeprowadzać za pomocą benzynowej lampy wskaźnikowej (sposób niedokładny, gdyż wywiera nań wpływ zawartość O_2 oraz inne przyczyny), za pomocą różnych odczynników oraz analizy chemicznej.

Lampa benzynowa gaśnie przy zawartości:

16,3% O_2 i 0% CO_2
16,9% O_2 i 5% CO_2
17,3% O_2 i 10% CO_2

W charakterze odczynnika może być użyty roztwór fenolftaleiny i sody. W jednym litrze przegotowanej i ochłodzonej wody rozpuszcza się 5,3 g sody bezwodnej i dodaje się 0,1 g fenolftaleiny. W celu oznaczenia CO_2 rozpuszcza się 2 cm^3 tej ciemnofioletowej cieczy w 100 cm^3 przegotowanej i ochłodzonej wody destylowanej; 10 cm^3 tego fioletowoczerwonego roztworu wlewa się do naczynia pojemności 110 cm^3, zamyka się korkiem z dwoma rurkami — krótką i długą, sięgającą prawie do dna naczynia. Za pomocą pompki gumowej (gruszki) o pojemności 70 cm^3 przepuszcza się badane powietrze przez roztwór, który pod wpływem CO_2 staje się bezbarwny. Na podstawie liczby naciśnięć pompki można w przybliżeniu określić zawartość CO_2 w powietrzu:

liczba naciśnięć pompki . . .	2 do 3	4 do 5	6 do 7	8 do 10	15 do 30
zawartość CO_2 % odbarwiająca roztwór . .	0,30 do 0,25	0,20	0,15	0,10	0,05

Przy zawartości CO_2 większej od 0,3% należy próbę powietrza rozcieńczyć w powietrzu czystym lub też zastosować inną koncentrację odczynnika.

1.4. Tlenek węgla

Tlenek węgla 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. W zwy-

kłych warunkach kopalnianych 3 objętości CO rozpuszczają się w 100 objętościach wody.

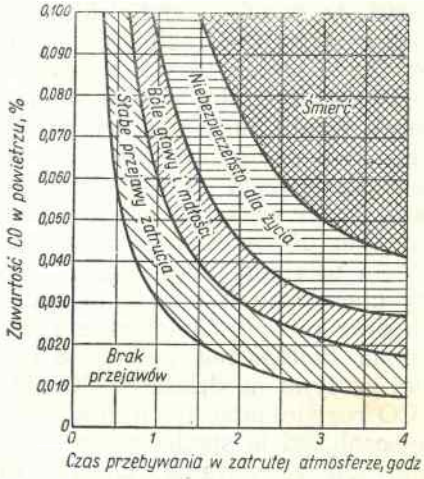
Tlenek węgla jest gazem palnym (płomień błękitny).

$$2CO + O_2 = 2CO_2 + 5\,660 \text{ kcal z 1 kg C (węgla),}$$

a wskutek tego tworzy z tlenem mieszaninę wybuchową.

Do kompletnego spalenia potrzebne więc są 2 objętości CO na 1 objętość O_2, co przy normalnej zawartości O_2 w powietrzu (21%) odpowiada około 30% CO. Przy takiej jego zawartości intensywność wybuchu jest największa. W warunkach normalnych dolna granica zawartości CO, przy której możliwy jest wybuch, wynosi 12,5%, górna — 74%. Temperatura zapłonu mieszaniny wybuchowej 630 do 810 °C.

Tlenek węgla jest gazem silnie trującym, gdyż czerwone ciałka krwi (hemoglobina) mają 250 do 300 razy większe powinowactwo z CO aniżeli z O_2. Krew człowieka może pochłonąć do 300 cm^3 CO. Stopień zatrucia



Rys. 2. Działanie tlenku węgla na organizm ludzki w zależności od czasu

organizmu uwarunkowany jest ilością hemoglobiny związanej z CO, co zależy zarówno od zawartości CO w powietrzu, jak i od czasu przebywania w nim człowieka (rys. 2), następnie od ilości wdychanego powietrza i szybkości obiegu krwi.

Bezpieczny czas przebywania może być obliczony za pomocą empirycznego wzoru (Henderson-Haggard)

$$T = \frac{3}{B} \text{ godz} \qquad (3)$$

gdzie B oznacza zawartość CO w setnych częściach procentu. Wzór ten jest ważny dla zawartości CO poniżej 0,4 do 0,5%.

Uważa się na ogół, że CO *nie jest szkodliwy przy zawartości poniżej* 0,002%, a przy krótkotrwałym przebywaniu (np. pół godziny) nawet 0,02%.

Tlenek węgla tworzy się w razie niecałkowitego spalania węgla

$$C + 1/2\ O_2 = CO + 2420 \text{ kcal z 1 kg C}$$

oraz we wszystkich tych przypadkach, gdy CO_2 styka się przy wyższych temperaturach (powyżej 300 °C) z ciałami, które mogą go redukować, np. z rozżarzonym węglem, metalami, parą wodną itp. Przy paleniu się

węgla (np. w czasie pożarów podziemnych) tworzy się zwykle na początku CO_2, który przechodząc przez warstwy rozżarzone lub nad nimi ulega redukcji na CO. Podobnie działa również rozżarzona siatka ochronna benzynowej lampy wskaźnikowej.

Głównymi źródłami CO w kopalniach są pożary podziemne i wybuchy. Podczas wybuchu samego gazu kopalnianego na ogół CO się nie tworzy, w przypadku jednak gdy w wybuchu bierze udział pył węglowy, co prawie zawsze występuje w kopalniach węgla, tworzenie się CO jest nieuniknione. Innymi źródłami CO są roboty strzelnicze oraz silniki spalinowe (spaliny samochodowe zawierają 7% CO).

Stosunek ilości CO i CO_2 wytwarzanych przez te silniki przy sprawnym ich działaniu wynosi 28 : 72, przy wadliwym natomiast działaniu może wynosić nawet 73 : 27.

Niektóre węgle zawierają w sobie pośród innych gazów (CH_4, CO_2, N_2) również i CO, zwykle jednak w bardzo małych ilościach. Tak np. Graham stwierdził, że w wielu angielskich kopalniach powietrze wychodzące zawiera zawsze bardzo małe ilości CO (maksimum 0,0095%); Broockmann stwierdził, że w niektórych węglach CO stanowi 5 do 9% ogólnej ilości (30 do 50 cm^3 w 100 g węgla) wszystkich zawartych w nich gazów.

Tlenek węgla może również powstawać przy rozkładzie oleju kompresorowego pod działaniem wysokiej temperatury i dostać się do przodku razem z powietrzem sprężonym. Dla uniknięcia zatrucia ludzi należy do sprężarek używać tylko olejów mineralnych o wysokiej temperaturze zapłonu oraz odpowiednio oczyszczać powietrze sprężone.

W celu ustalenia obecności i *oznaczania zawartości* CO stosowane są: analizy chemiczne lub badania spektroskopowe wykonywane w laboratoriach oraz metody biologiczne i kolorymetryczne.

Metoda biologiczna posługuje się małymi zwierzętami lub ptakami bardziej czułymi na działanie CO niż człowiek. W celu rozpoznania obecności CO rozwieszano dawniej klatki ze zwierzętami (po 2 do 3 w klatce) w miejscach, gdzie spodziewano się występowania tego gazu oraz obserwowano ich zachowanie. Oznaki zatrucia u zwierząt były sygnałem ostrzegawczym dla ludzi.

Obecnie nie stosuje się już tego sposobu rozpoznawania obecności CO w powietrzu kopalnianym.

Metoda kolorymetryczna polega na zmianie barwy krwi lub niektórych odczynników pod działaniem CO. Krew nasycona tlenkiem węgla posiada barwę różową. Tym się również tłumaczy, że u ludzi zatrutych CO nawet po śmierci wargi mają barwę różową.

Spośród odczynników chemicznych stosowany jest chlorek palladu ($PdCl_2$), pięciotlenek jodu (J_2O_5) i hopkalit. Pod wpływem działania CO na bibułę zwilżoną wodnym roztworem $PdCl_2$ zabarwia się on zależnie od stężenia CO i czasu działania na kolor brunatny do czarnego. Zawartość CO ocenia się na podstawie czasu, po którym następuje zmiana barwy chlorku palladowego. Reakcja przebiega według wzoru

$$PdCl_2 + CO + H_2O \rightarrow Pd + CO_2 + 2HCl$$

Do przyrządów umożliwiających określenie zawartości CO w powietrzu należy *detektor Nowickiego* (rys. 3). Przyrząd składa się z uszczelnionego naczynia szklanego *1*, wewnątrz którego znajdują się paski bibuły *2*. Powietrze kopalniane przepuszcza się przez przyrząd przy otwartym kurku *3* przez 6-krotne naciskanie pompki *4*. Następnie po zamknięciu kurka *3* zwilża się jeden z pasków bibuły chlorkiem palladu

Tablica 4

Czas reakcji dla określenia procentu CO w powietrzu za pomocą detektora Nowickiego; badanie przy świetle elektrycznym

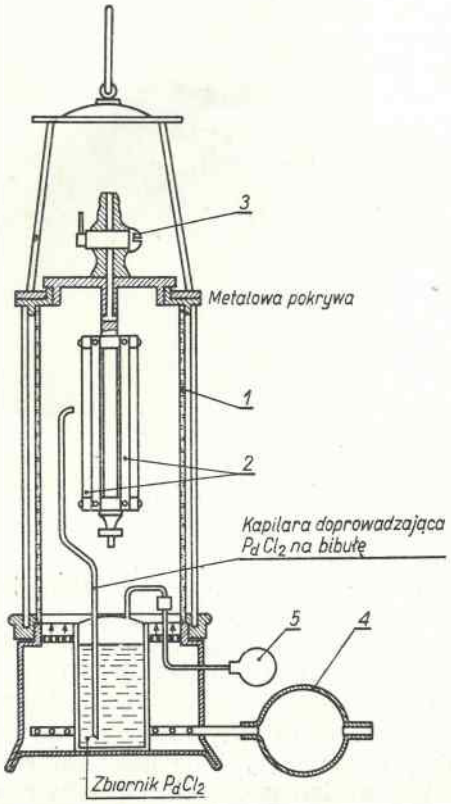
Objętościowa zawartość CO %	Początek reakcji ciemnienia	Czas potrzebny do zupełnego sczernienia
0,01	11 min	40 min
0,05	3 min 30 sek	15 min
0,10	1 min 45 sek	7 min
0,25	1 min 15 sek	5 min
0,50	45 sek	3 min 30 sek
1,00	20 sek	2 min

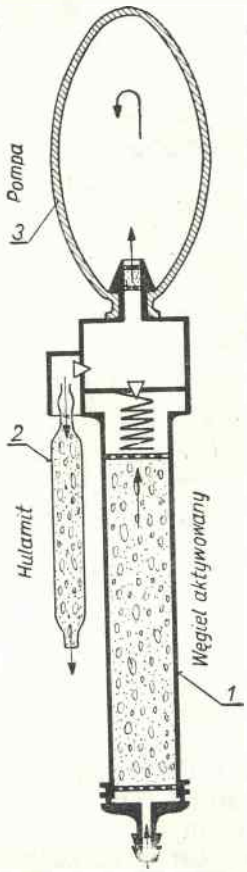
przez naciśnięcie pompki 5 i na podstawie upływu czasu, po którym bibuła ciemnieje, określa się zawartość CO w powietrzu według tablicy 4.

Przy badaniu w świetle naturalnym dziennym liczby te są nieco mniejsze.

W latach ubiegłych wprowadzono w USA detektor MSA (firmy Mine Safety Appliances w Pensylwanii). Działanie jego oparte jest na własności CO rozkładania J_2O_5 według wzoru

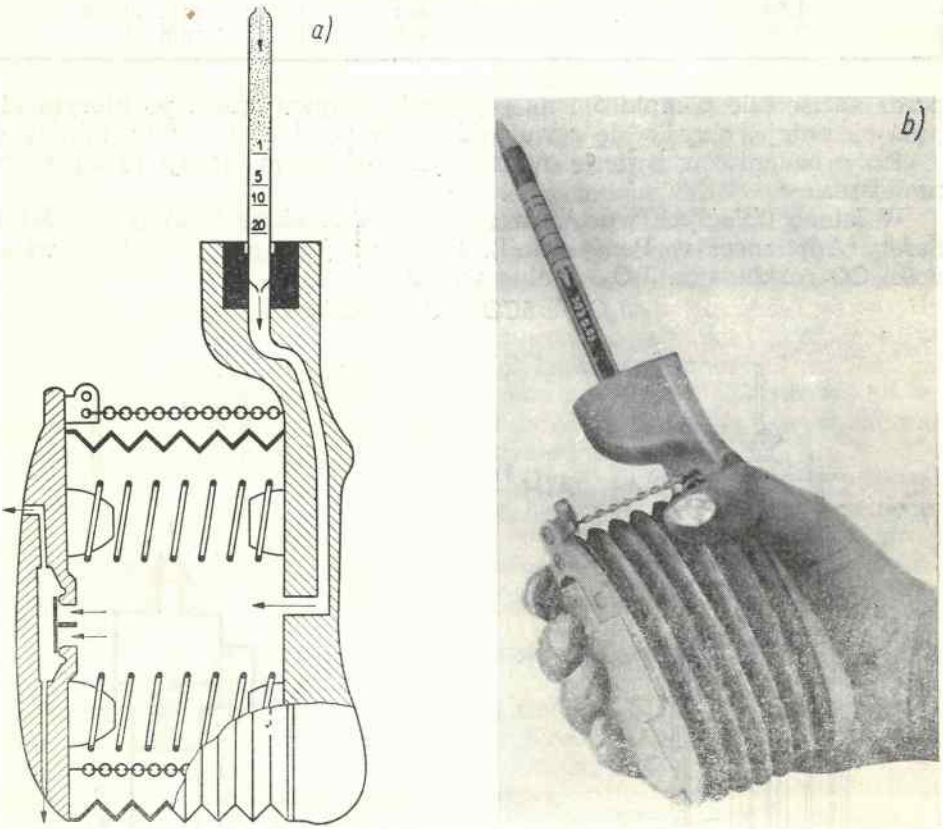
$$J_2O_5 + 5CO = J_2 + 5CO_2$$





Rys. 3 *(z lewej)*. Detektor tlenku węgla Nowickiego
Rys. 4 *(z prawej)*. Detektor tlenku węgla MSA

Przyrząd (rys. 4) składa się z dwóch rurek. Jedna z nich *1* wypełniona jest węglem aktywowanym do pochłaniania H_2S, SO_2 i innych gazów działających na J_2O_5. Druga rurka — detektorowa *2* wypełniona jest tzw. hulamitem (hoolamite), czyli kawałkami pumeksu nasyconymi J_2O_5 i odpowiednio spreparowanymi za pomocą H_2SO_4. Powietrze kopalniane przepuszcza się przez obie rurki za pomocą pompki *3*. W razie obecności CO hulamit zmienia swą szarą barwę na zieloną o różnym odcieniu, zależnym od zawartości tego gazu w powietrzu. Obok rurki detektorowej umieszcza się skalę barw, na podstawie której określa się zawartość CO. Detektor ten pozwala oznaczyć zawartość CO powyżej 0,05%.



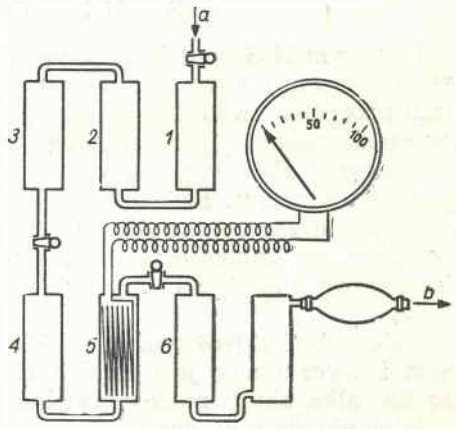
Rys. 5. Detektor tlenku węgla Draeger model 19/31
a — przekrój, *b* — widok

W ostatnich czasach detektor jodowy został ulepszony. W detektorze firmy Draeger model 19/31 (rys. 5) zawartość CO określa się na podstawie długości zabarwionego hulamitu w rurce detektorowej. Za pomocą tego przyrządu można oznaczać objętościową zawartość CO od 0,001 do 0,5%. Przyrząd ten różni się od opisanego wyżej detektora MSA między innymi tym, że nie ma komory z węglem aktywowanym do pochłaniania innych gazów, a odczynnik pochłaniający inne gazy umieszczony jest wprost w rurkach detektorowych na ich początku. Opisanym detektorem Draegera można wykrywać obecność i oznaczać zawartość dwutlenku węgla, dwutlenku siarki, siarkowodoru, tlenku azotu, par rtęci itp.

pod warunkiem zastosowania rurek detektorowych z odpowiednimi odczynnikami.

Istnieją poza tym *detektory samopiszące*, oparte na pomiarze temperatury katalitycznego utleniania CO na CO_2 za pomocą hopkalitu (odpowiednio przygotowana mieszanina CuO i MnO_2). Przyrządy te są bardzo czułe (do 0,00002% CO objętościowo), lecz ciężkie, wobec czego nadają się tylko do umieszczania na stałe przy wylotach szybów wydechowych i w innych ważniejszych stałych punktach obserwacyjnych.

Na tej samej zasadzie skonstruowany jest *indykator* CO produkcji ZSRR (rys. 6). Składa się on z komory, w której znajduje się katalizator (60% MnO_2 i 40% CuO) oraz umieszczone są: termoelement, system po-



Rys. 6. Schemat indykatora tlenku węgla typu INB w Makiejewce

chłaniaczy, urządzenie do przepuszczania powietrza oraz galwanometr. Badane powietrze zasysane przez otwór *a* (ilość jego mierzy się za pomocą reometru) przechodzi przez system pochłaniaczy *1* do *4*, trafia do komory *5* z katalizatorem i termoelementem i wychodzi na zewnątrz przez pochłaniacz *6* i otwór wypływowy *b*.

Pochłaniacze zatrzymują szkodliwe domieszki ciężkich węglowodorów, H_2S, SO_2, NO_2 i wilgoć. W komorze z katalizatorem następuje utlenianie CO na CO_2. Wydzielające się przy tym ciepło ogrzewa termoelement; powstaje prąd elektryczny, a wskutek tego odchyla się wskazówka galwanometru. Ilość zasysanego przez indykator powietrza wynosi 2 l/min. Po upływie 5 do 7 min wskazówka galwanometru uspokaja się i wskazuje zawartość CO%. Przyrząd służy do pomiarów CO od 0,002 do 0,2% z dokładnością do 0,005%; waży 4 kg.

1.5. Siarkowodór

Siarkowodór H_2S jest gazem bezbarwnym, słodkawym, o charakterystycznym zapachu zgniłych jaj. Jest palny i przy zawartości 4,3 do 46% tworzy z powietrzem mieszaninę wybuchową. Łatwo rozpuszcza się w wodzie: przy 760 mm Hg i 15 °C w 1 l H_2O rozpuszcza się 3,23 l H_2S.

Działa drażniąco na rogówki oczu oraz drogi oddechowe. Dostaje się do krwi, działa na układ nerwowy, wywołując ogólne *zatrucie*, wskutek którego może nastąpić paraliż ośrodka oddechowego. Przy zawartości H_2S:

0,01 do 0,015% — występują u człowieka po kilku godzinach oddychania oznaki słabego zatrucia;

0,02% — następuje po 5 do 8 min silne podrażnienie oczu, nosa i gardła;
0,05% — nie następuje jeszcze śmierć; jest to graniczna zawartość nie grożąca jeszcze utratą życia;
0,08 do 0,1% — grozi poważne niebezpieczeństwo dla życia;
0,1 do 0,15% — śmierć następuje bardzo prędko.

Dopuszczalna zawartość H_2S w powietrzu wynosi 0,0007%.

Siarkowodór wydziela się w czasie gnicia substancji organicznych, zwłaszcza drewna; następnie przy rozkładzie pirytu, gipsu itp. Reakcje przebiegają według wzorów:

$$FeS_2 + 2H_2O = Fe(OH)_2 + H_2S + S$$
$$CaS + H_2O + CO_2 = CaCO_3 + H_2S$$

Poza tym H_2S wydziela się ze szczelin skał (zwłaszcza soli kamiennej), czasami razem z CH_4, oraz z wód podziemnych; może powstać przy strzelaniu prochami zwłaszcza jeżeli są cokolwiek wilgotne, przy paleniu lontu i w czasie pożarów podziemnych.

Obecność H_2S w powietrzu kopalnianym poznaje się po charakterystycznym zapachu. Bardziej obiektywnym indykatorem jest bibuła zwilżona roztworem octanu ołowiu, która ciemnieje przy najmniejszych śladach H_2S. Ściemnienie po 1 do 2 min wskazuje już na poważne niebezpieczeństwo dla życia. Myszy i kanarki są również bardzo wrażliwe na H_2S.

Należy być ostrożnym w takich miejscach kopalni, gdzie znajduje się woda i wyczuwany jest zapach H_2S, gdyż spadnięcie do niej obudowy lub kawałka skały może wywołać gwałtowne i niebezpieczne dla życia wydzielanie się tego gazu.

Gazonośność złóż siarkowych zmienia się w różnych porach roku. Tłumaczy się to tym (Naumow), że margle mają zdolność pochłaniania gazów w zimie i wydzielania w lecie.

Dla oczyszczenia powietrza z zawartych w nim domieszek H_2S wskazane jest oprócz przewietrzania również zastosowanie chemicznego sposobu usuwania H_2S z powietrza przez rozpylanie roztworu chlorku wapnia.

1.6. Dwutlenek siarki

Dwutlenek siarki, czyli tzw. gaz siarkowy SO_2, jest gazem bezbarwnym o bardzo silnym, ostrym zapachu i smaku. Wyczuwany jest przy zawartości 0,0005%. Silnie podrażnia błony śluzowe, zwłaszcza oczu, już przy zawartości 0,002%. Przy zetknięciu z błonami śluzowymi dróg oddechowych przechodzi on w kwas siarkowy, który niszczy tkankę. Przy zawartości 0,05% jest niebezpieczny dla życia nawet przy krótkotrwałym działaniu. *Dopuszczalna zawartość* SO_2 *w powietrzu* wynosi 0,0007%.

Gaz siarkowy nie jest gazem palnym i nie podtrzymuje palenia. *W kopalniach występuje na ogół bardzo rzadko.* Tworzy się podczas pożarów oraz przy strzelaniu materiałami wybuchowymi zawierającymi siarkę lub podczas robót strzelniczych w skałach o dużej zawartości siarczków. Czasami wydziela się razem z CH_4. W niebezpiecznych ilościach wydziela się SO_2 i H_2S podczas pożarów i wybuchów pyłu w kopalniach siarczków (pirytu), kiedy to zawartość tych gazów może dojść nawet do 2 do 3%.

Indykatory dwutlenku siarki produkcji radzieckiej oparte są na tej samej zasadzie działania jak i indykatory CO, a więc na pomiarze temperatury utleniania SO_2 w obecności katalizatora (hopkalitu). Pomiar trwa tu przez 7 do 8 min przy ilości ssanego powietrza 2 l/min. Dokładność pomiarów wynosi 0,0014%. Ciężar przyrządu 3 kg. Wadą przyrządu jest konieczność częstej zmiany katalizatora.

Skonstruowany został również indykator oparty na pomiarze przewodnictwa elektryczności wodnego roztworu SO_2, które — jak wiemy — jest większe od przewodnictwa czystej wody.

1.7. Związki selenu

W kopalniach siarki występuje niekiedy selen. Związki selenu, podobnie jak i związki siarki, są bardzo trujące (sam selen nie jest trujący). *Selenowodór* (gaz) wywołuje zaczerwienie oczu, kichanie, suchy kaszel oraz katar trwający do 2 tygodni. *Bezwodnik selenowy* (ciało stałe) jest silnie trujący. *Kwas selenowy* i *selenawy* są trujące, ale w mniejszym stopniu. *Organiczne związki* są bardzo silnymi truciznami nerwowymi o działaniu chronicznym; odznaczają się silnym zapachem (np. czosnku).

1.8. Tlenek azotu

Przy strzelaniu materiałami wybuchowymi zawierającymi nitroglicerynę tworzy się zwykle CO oraz NO. Ten ostatni łączy się natychmiast z tlenem powietrza tworząc NO_2, gaz o barwie czerwonobrunatnej.

NO_2 *jest bardzo trujący;* nadzwyczaj silnie podrażnia błony śluzowe oczu, nosa, ust oraz płuca. Największa względnie bezpieczna dla zdrowia zawartość tlenków azotu w powietrzu wynosi 0,004%. Przy zawartości 0,02 do 0,08% może nastąpić śmierć w ciągu bardzo krótkiego czasu, ale i przy niższych koncentracjach tych gazów (0,01 do 0,02%) zachodzi duże niebezpieczeństwo dla zdrowia, a nawet i życia, gdyż przy nieostrożnym głębokim wdechu może nastąpić bardzo niebezpieczne oparzenie płuc. *Dopuszczalna zawartość w powietrzu* NO_2 wynosi 0,00025%.

Charakterystyczne jest, że patologiczne działanie tlenków azotu na płuca przejawia się dopiero po upływie pewnego czasu. Człowiek nic nie odczuwając wraca z pracy do domu i umiera dopiero po upływie 20 do 30 godz. Tak więc tlenki azotu są najbardziej zdradzieckie ze wszystkich gazów trujących, które spotyka się w górnictwie.

Przy wejściu do wyrobiska po strzałach, przed należytym jego przewietrzeniem, *należy oddychać bardzo ostrożnie unikając gwałtowniejszych ruchów.* Najlepiej zaś w ogóle nie wchodzić do takiego wyrobiska zanim nie zostanie ono należycie przewietrzone.

W celu zmniejszenia ilości wydzielających się w czasie strzelania tlenków azotu należy nie dopuszczać do stosowania amonitów z zawartością wilgoci ponad 0,5% oraz unikać używania lontów do zapalania nabojów. Wskazane może być poza tym umieszczanie w otworze strzałowym naboju wapna (metoda Kryworuczko) dla zobojętnienia NO_2. Jak wykazały doświadczenia, przy zastosowaniu tego sposobu czas potrzebny na rozrzedzenie przez powietrze tlenków azotu skraca się trzykrotnie.

W większości przypadków już po upływie 1 godz tlenki azotu zostają pochłonięte przez wilgoć zawartą w powietrzu. Dla przyspieszenia tego

procesu zaleca się rozpylanie wody w przodku lub lepiej roztworu sody. Przy głębieniu szybów może być wskazane wpuszczenie po strzałach pary wodnej do przodku.

Indykatorem tlenków azotu może być bibuła zwilżona roztworem krochmalu i jodku potasu. Pod wpływem tych tlenków bibuła szybko czernieje.

Tablica 5

Wskaźniki działania trujących gazów na organizm człowieka

Czas i stopień działania	Zawartość gazów w powietrzu, %				
	CO_2	CO	SO_2	H_2S	NO_2
Działanie w ciągu kilku godzin bez większego wpływu na organizm ludzki	0,5 ÷ 1	0,008	0,0008÷0,001	0,0015	0,002
Oznaki słabego zatrucia lub podrażnienia błon śluzowych w ciągu 2 do 3 godz	2 ÷ 3	0,01÷0,05	0,002	0,005 ÷ 0,008	0,003
Niebezpieczeństwo poważnego zatrucia w ciągu 0,5 do 1 godz . .	4 ÷ 5	0,2÷0,3	0,005÷0,018	0,04 ÷ 0,06	0,008
Niebezpieczeństwo dla życia przy krótkotrwałym działaniu	8 ÷ 10	0,5÷0,8	0,08	0,08 ÷ 0,1	0,015 ÷ 0,02

1.9. Gaz kopalniany

Głównym składnikiem gazu kopalnianego jest *metan* (CH_4), którego zawartość w gazie kopalnianym dochodzi (niekiedy) do 99,9%. Innymi składnikami gazu kopalnianego są: dwutlenek węgla (zwykle poniżej 5%), azot (kilka procent, czasami do 20 do 30% lub więcej), wodór, etan, etylen (domieszka ich nie przekracza zwykle 1 do 4%, wyjątek stanowią wyrobiska w skałach roponośnych).

Gaz kopalniany jest bezbarwny, bez zapachu i smaku. Czasami jednak towarzyszą mu inne węglowodory oraz ślady H_2S, nadając specyficzny zapach i smak przypominający jabłka.

Gaz kopalniany jest trudno rozpuszczalny w wodzie (przy 760 mm Hg i 20 °C rozpuszcza się do 3,5 objętości w 100 objętościach wody). Łatwo przenika przez porowate przegrody.

Wydziela się głównie w kopalniach węgla, ale występuje również i w kopalniach soli, siarki, a nawet w kopalniach rudy żelaza, ołowiu i innych. Wydziela się on zarówno ze skał i węgla w caliźnie, jak i z węgla urobionego oraz pozostawionego w starych zrobach.

Wydzielanie gazu może być bądź regularne, bądź w postaci fontann gazowych lub też nagłe.

Regularny wypływ gazu z porów węgla zachodzi głównie w robotach przygotowawczych; w robotach wybierania ilość wydzielającego się gazu jest przeciętnie 4 do 5 razy mniejsza. Im szybszy jest postęp przodku, tym większa ilość gazu wydziela się w danym wyrobisku. Można do pewnego stopnia regulować wypływ gazu w kopalni ograniczając rozwój robót, zwłaszcza przygotowawczych.

Regularnemu wypływowi gazu towarzyszy czasami dźwięk przypominający szum deszczu lub ruch żywych raków w naczyniu lub nawet gwizd. Tłumaczy się to dużą prędkością wypływu gazu z porów, w których znajduje się on pod dużym ciśnieniem, oraz pękaniem i odrywaniem cząstek węgla.

Ciśnienie gazu w skale może być zmierzone przez umieszczenie w wywierconym otworze uszczelnionej rurki połączonej z manometrem. Ciśnienie to w niektórych przypadkach jest bardzo duże i przekracza nawet 40 atn. Duża ilość gazu i znaczne jego ciśnienie wpływa na zmniejszenie wytrzymałości węgla oraz na zwiększenie zawartości miału w urobku. Dla zaradzenia temu wskazane jest odgazowanie węgla przed jego urabianiem za pomocą otworów w przodku.

Fontanny gazowe (soufflard) są to wypływy dużych ilości gazu i przez dłuższy czas (od kilku dni do dziesiątków lat) ze szczelin i próżni w skałach, najczęściej w pobliżu zaburzeń tektonicznych. Towarzyszy im zwykle szum słyszany nawet ze znacznej odległości. Wydajność fontann gazowych jest rozmaita i dochodzi do dziesiątków tys. m^3 na dobę; wydajność ta z biegiem czasu maleje. Czasami fontanny gazowe wyrzucają na początku wodę, a następnie gaz.

Napotkanie przez wyrobisko większej fontanny gazowej stanowi dla kopalni poważne niebezpieczeństwo gdyż gaz kopalniany może rozprzestrzeniać się na całą lub znaczną część kopalni. Najlepszym środkiem usunięcia niebezpieczeństwa w takim przypadku jest odprowadzenie wydzielającego się gazu osobno izolowaną drogą lub za pomocą rur (lutni) wprost do chodników odprowadzających zepsute powietrze do szybu wydechowego. Gaz z długotrwałych fontann o dużej wydajności zużytkowuje się czasami do celów przemysłowych (oświetlenie, opał).

Pośrednie miejsce między fontannami i właściwymi nagłymi wydzieleniami gazu kopalnianego zajmują przypadki wypływu dużych jego ilości w kopalniach węgla z mocnych skał (np. piaskowca) stropowych i spągowych. W takich przypadkach, najczęściej przy osiadaniu stropu nad wybraną przestrzenią, następuje silne tąpnięcie: skały załamują się na znacznej długości, tworzy się szczelina do kilku centymetrów szerokości, z której mogą się wydzielać duże ilości gazu. Podobne zjawisko zachodzi czasami również przy nagłym wyciskaniu spągu.

Nagłe wydzielanie się gazu (dégagements instantanés) w ogromnych nieraz ilościach (dziesiątki i setki tysięcy m^3) pociąga za sobą zwykle wyrzucenie kilku do kilkunastu tysięcy ton miału węglowego. Towarzyszą temu trzaski oraz silne tąpania. Nagłe wydzielania gazu są zjawiskami nadzwyczaj groźnymi ze względu na ich niespodziewany i żywiołowy charakter. Zjawiska te występują w następujących zagłębiach i rejonach: Mons (Pd. Belgia), Gard (Pd. Francja), Resicza (Węgry); niektóre kopalnie Ruhry (Niemcy), Pd. Walii, Lancashire'u, Yorkshire'u (Anglia); zagłębia Oceanu Spokojnego (USA) i inne.

Obfitym źródłem wydzielania CH_4 mogą być stare, niepodsadzone zroby. Zbierający się tu gaz pochodzi z porowatego stropu i spągu oraz z węgla pozostawionego w nogach i filarach oporowych.

Na ilość wydzielającego się gazu ze starych otamowanych zrobów przez szczeliny i nieszczelności tam wpływają zmiany ciśnienia barometrycznego i zmiany wielkości depresji.

Gaz kopalniany miesza się dość trudno z powietrzem i jako lżejszy *zbiera się zawsze w górnych częściach wyrobisk*. Z tego wynika, że w kopalniach gazowych niebezpieczne są wyrwy i dzwony w piętrze wyrobisk,

jak również niewskazany jest sposób prowadzenia wyrobisk z dołu do góry.

Metan i inne składniki gazu kopalnianego tworzą się również w czasie pożarów jako produkty suchej destylacji węgla, przy gaszeniu rozżarzonego węgla wodą oraz podczas rozkładu ciał organicznych. Bywały poza tym wypadki przedostania się CH_4, jako produktu rozkładu oleju kompresorowego, do przodków razem z powietrzem sprężonym.

Nie we wszystkich pokładach węgla CH_4 znajduje się w jednakowej ilości, nawet w jednym i tym samym pokładzie w obrębie tej samej kopalni zawartość CH_4 w różnych miejscach może być różna. W ogóle jednak wraz ze zwiększającą się głębokością można oczekiwać więcej CH_4.

Ilości wydzielającego się gazu kopalnianego są w niektórych zagłębiach bardzo wysokie (tablica 6).

Tablica 6

Ilość wydzielającego się CH_4 w m^3 na tonę wydobycia
(q_{CH_4} na tonę i dobę)

Zagłębie	q_{CH_4}, m^3/t/dobę	
	średnio	maksymalnie
Saary (Niemcy)	19	100 ÷ 175
Ostrawsko-Karwińskie (Czechosłowacja)	29	160
Brytyjska Kolumbia (Pn. Ameryka)	—	140 ÷ 230
Ruhry (Niemcy)	7	60
Donieckie (ZSRR)	5 ÷ 7	100

Ilość wydzielającego się gazu wzrasta wraz z głębokością. W naszych kopalniach na wyższych poziomach nie ma często nawet śladu CH_4, występuje on natomiast na poziomach niższych. Toteż na dużych głębokościach należy spodziewać się znacznego wydzielania się gazu. Tak np. według orientacyjnych obliczeń (Lidin) w gazonośnych rejonach Zagłębia Donieckiego na głębokości 1000 m można spodziewać się q_{CH_4} — 80 do 100 m^3/t, na głębokości zaś 1500 m — do 200 m^3/t.

Jeżeli chodzi o wpływ metanu na organizm człowieka, to jest on podobnie jak N_2 *gazem obojętnym przy oddychaniu.* Szkodliwy jest tylko wtedy, gdy przyczynia się do zmniejszenia zawartości tlenu w powietrzu. Zwiększenie zawartości CH_4 w powietrzu czystym do 43% odpowiada zmniejszeniu zawartości O_2 do 12%, przy której życie ludzkie jest zagrożone. W kopalniach gazowych mogą zachodzić wypadki uduszenia ludzi w atmosferze metanowej; zdarzają się one zwykle w przodkach wyrobisk wznoszących się.

Gaz kopalniany jest palny i tworzy z powietrzem mieszaninę wybuchową. Palenie przebiega według reakcji

$$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O + 13\,300 \text{ kcal na 1 kg } CH_4$$

Do zupełnego spalenia 1 objętości CH_4 potrzeba więc 2 objętości O_2, co przy normalnej zawartości O_2 w powietrzu (21%) odpowiada 9,5% CH_4. Przy tej zawartości wybuch jest najsilniejszy. Najłatwiej zapala się mieszanina o zawartości około 8% CH_4.

Przy większej zawartości CH_4 ilość tlenu w powietrzu jest niewystarczająca do spalenia całości CH_4, a wtedy reakcja może częściowo przebiegać według wzoru

$$CH_4 + O_2 = CO + H_2 + H_2O$$

Proces spalenia metanu zależy od składu gazu kopalnianego oraz od składu powietrza. Zmniejszenie zawartości O_2 w powietrzu i zwiększenie CO_2 utrudnia ten proces.

Charakterystyczną dla metanu jest jego własność zapalania się od źródła wysokiej temperatury nie od razu, lecz z pewnym opóźnieniem. Przy temperaturze 700 °C opóźnienie zapalenia 6,5-procentowej zawartości metanu wynosi 11 sek, przy temperaturze zaś 1200 °C — 0,02 sek.

Własność metanu zapalania się nawet z bardzo małym opóźnieniem ma duże praktyczne znaczenie dla bezpiecznego prowadzenia robót strzelniczych w kopalniach gazowych.

Obecność w gazie kopalnianym wodoru, etanu i etylenu jest bardzo niepożądana, gdyż skraca opóźnienie wybuchu. Na przykład w przypadku domieszki około 30% wodoru opóźnienia nie obserwuje się zupełnie.

W warunkach normalnych *dolna granica* zawartości gazu, przy której możliwy jest wybuch, wynosi 5 do 6%, — *górna* — 14 do 16%. Temperatura zapłonu 650 do 750 °C.

Granice wybuchowości innych gazów palnych spotykanych w kopalni wynoszą: tlenek węgla 12,5 do 74%, wodór 4,1 do 74%, acetylen 2,5 do 81%, etan 3,2 do 12,5%, pary benzyny 1,1 do 5,8%.

Dolna granica (L, %) mieszaniny wybuchowej metanu i innych gazów palnych z powietrzem normalnego składu może być obliczona dla zwykłych warunków kopalnianych z wzoru

$$L = \frac{100}{\frac{a}{A} + \frac{b}{B} + \frac{c}{C} + \cdots} \quad \%$$

gdzie

a, b, c — procentowa zawartość każdego z palnych składników mieszaniny ($a + b + c + \ldots = 100\%$),

A, B, C — dolne granice wybuchowości każdego z tych składników, %.

W powietrzu o zawartości CH_4 mniejszej od dolnej granicy metan spala się tylko w bezpośrednim sąsiedztwie z płomieniem. Palenie to zaznacza się w lampach wydłużeniem płomienia i charakterystyczną *niebieską aureolą* dookoła płomienia lampy. Aureola ta staje się widoczna tylko przy małym płomieniu lampy. Według wielkości aureoli sądzić można o procentowej zawartości gazu w powietrzu.

Za podstawową przyczynę gromadzenia się gazu kopalnianego należy uważać brak dostatecznego przewietrzania. Ze względu na bezpieczeństwo należy tak *zorganizować przewietrzanie i roboty górnicze*, ażeby możliwość utworzenia się w jakimkolwiek miejscu mieszaniny o składzie wybuchowym była wykluczona. W tym celu do miejsc zagrożonych musi być doprowadzona dostateczna ilość powietrza dla rozcieńczenia wydzielającego się gazu.

W celu umożliwienia łatwego odpływu gazu kopalnianego, jako lżejszego od powietrza, *należy nie dopuścić do powstawania wyrw i dzwonów w stropie wyrobisk; wyrobiska zaś pochyłe, szyby i szybiki wykonywać z góry w dół.*

W dawnych czasach oprócz przewietrzania stosowano w celu zwalcza-

nia metanu jego wypalanie. Człowiek okryty mokrym płótnem czołgał się po spodzie wyrobiska do miejsca, gdzie zbierał się gaz pod stropem, mając z sobą długi kij rozszczepiony na końcu, do którego przytwierdzona była paląca się świeca. Za pomocą tej świecy zapalał gaz i wywoływał jego eksplozję chroniąc się przed jej skutkami w ten sposób, że trzymał twarz możliwie blisko przy spągu. Sposób ten jako bardzo niebezpieczny został już dawno zarzucony, walkę zaś z gazem prowadzi się obecnie wyłącznie wzmożonym przewietrzaniem kopalń.

Nadmierna ilość gazu może w dużym stopniu utrudnić eksploatację złóż oraz wprowadzenie nowoczesnych metod mechanizacji kopalń. Dlatego też oprócz należytego przewietrzania może zajść potrzeba zastosowania innych środków zapobiegawczych, a przede wszystkim uprzedniego *odgazowania pokładów* za pomocą otworów wiertniczych, a więc przez odpowiednie drenowanie pokładów. Oprócz tego zmniejszenie ilości wydzielającego się gazu może być osiągnięte przez *odpowiednie prowadzenie robót eksploatacyjnych.*

Przed wojną rozpoczęto w ZSRR (Kapilasz) badania laboratoryjne nad zastosowaniem *metody biochemicznej* do niszczenia metanu. Chodzi mianowicie o to, że w przyrodzie oprócz bakterii wytwarzających metan przez fermentację organicznych substancji istnieją również bakterie odżywiające się metanem i rozkładające go. Przy wynalezieniu odpowiednich biokatalizatorów przyspieszających proces rozkładu metoda ta mogłaby znaleźć praktyczne zastosowanie.

Ażeby *wybuch* mógł powstać, muszą być zachowane następujące warunki:

— odpowiednia zawartość gazu palnego w powietrzu;
— obecność dostatecznej ilości tlenu i brak większych domieszek gazów obojętnych;
— obecność otwartego płomienia lub innego źródła wysokiej temperatury;
— odpowiedni czas trwania płomienia;
— dostatecznie duża wolna przestrzeń wypełniona mieszaniną wybuchową, gdyż fala wybuchu nie może przenosić się w wąskich kanałach i szczelinach i robić ostrych zakrętów (na tym właśnie oparte są zabezpieczenia urządzeń elektrycznych).

Obecność w wyrobisku 1,5% gazu należy uważać już za zagrażającą bezpieczeństwu i dla jego usunięcia należy zwiększyć intensywność przewietrzania. Przy zawartości 2% należy prace w przodku przerwać i usunąć z niego wszystkich ludzi z wyjątkiem zatrudnionych przy poprawieniu stanu przewietrzania. Równocześnie z usunięciem ludzi należy wyłączyć doprowadzenie energii elektrycznej do miejsc zagrożonych.

Dopuszczalne zawartości gazu kopalnianego w powietrzu zestawione zostały w tablicy 7.

Wpływ zawartości tlenu w powietrzu na granicę wybuchowości metanu przedstawiony został na wykresie 7.

Jak z wykresu tego wynika, gaz kopalniany nie wybucha, jeżeli tylko zawartość tlenu w powietrzu jest mniejsza od 12%.

Otwarty ogień może powstać w kopalni wskutek nieprzestrzegania przez ludzi przepisów bezpieczeństwa (np. palenia tytoniu w kopalni gazowej), wadliwego działania lub nieodpowiedniego zabezpieczenia urządzeń elektrycznych, używania uszkodzonych lub zanieczyszczonych lamp wskaźnikowych, nieprawidłowego prowadzenia robót strzelniczych, rozgrzania noży wrębiarki, powstania pożaru wskutek samozapalenia itp.

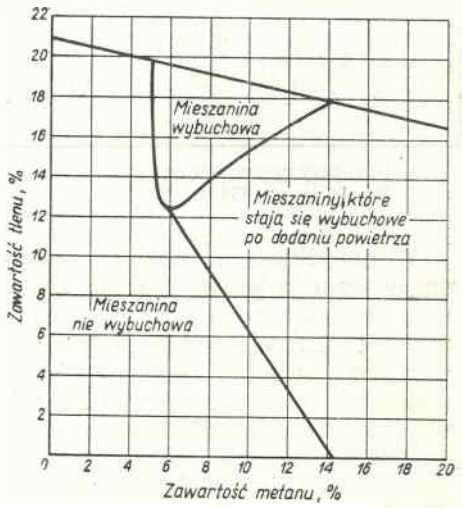
Tablica 7

Największa dopuszczalna zawartość gazu kopalnianego

	Powietrze w przodku	Powietrze kierowane do robót	Powietrze wychodzące z oddziału	Prąd ogólny
	%	%	%	%
Górny Śląsk [1]		1,5	1	
Zagłębie Dąbrowskie [1]	2 ÷ 2,5	0,5	1	
OUG Krakowski [1]	2,5	1,5	1	
Polskie Zagłębie Węglowe [2]	2		1	0,75
Związek Radziecki	2	0,5	1	0,35 ÷ 0,75 [3]

[1]) Przepisy przedwojenne.
[2]) Obecnie obowiązujące przepisy z 1956 r.
[3]) Zależnie od kategorii kopalni.

W celu uniknięcia niebezpieczeństwa wybuchów, związanego z nagromadzeniem gazu w razie zatrzymania wentylatora, należy w kopalniach gazowych niezwłocznie wyłączyć dopływ energii elektrycznej kierowanej pod ziemię, a równocześnie z tym usunąć ludzi z przodków do prądów świeżego powietrza.



Rys. 7. Wybuchowość różnych mieszanin metanu z powietrzem według Cowarda i Hartwella

We wrębie wypełnionym rozdrobionym węglem zapalenie metanu nie przechodzi w wybuch ze względu na małą przestrzeń. Wybuch nie może rozprzestrzeniać się również w zawaliskach starych zrobów, zwłaszcza w przypadku stropu łupkowego, tworzącego zawalisko z mniejszych kawałków. Przy stropie z piaskowca mogą wytworzyć się w starych zrobach próżnie wystarczające do rozprzestrzenienia się wybuchu. Na ogół biorąc, zarówno palenie się gazów, jak i powstanie wybuchu w starych zrobach, są zjawiskami bardzo rzadkimi.

Kopalnie, w których stwierdzono obecność gazu kopalnianego, zalicza się do rzędu kopalń gazowych. Niezaliczenie tej czy innej kopalni do rzędu gazowych nie wyklucza bynajmniej niebezpieczeństwa wybuchu

w niej, gdyż ściśle biorąc we wszystkich kopalniach węgla wydziela się pewna ilość gazu. Wskutek tego w rzeczywistości tzw. niegazowe kopalnie węgla, w których CH_4 wydziela się tylko w niedużych ilościach, są nawet niebezpieczniejsze niż kopalnie wyraźnie gazowe, w których przedsiębrane są odpowiednie środki ochronne przeciw możliwości nagromadzenia się lub zapalenia gazu kopalnianego.

Kopalnie gazowe zależnie od ilości wydzielającego się w nich gazu q_{CH_4} m³/t/dobę lub jego zawartości w prądzie wychodzącym zalicza się do różnej kategorii lub klasy (tablica 8). Im do wyższej kategorii zalicza się kopalnia, tym ostrzejsze obowiązują przepisy. Z polskich kopalń węgla kamiennego 25% zaliczono do całkowicie gazowych, a 22% do częściowo gazowych, w których tylko niektóre pola są gazowe.

Tablica 8

Podział kopalń gazowych na kategorie

Kategoria lub klasa	Zagłębie Dąbrowskie [1]	Rejon [1] Krakowski	Polskie Zagłębie Węglowe [2]	ZSRR	Zagłębie Ruhry	Stany Zjednoczone	
	ilość CH_4, m³/t				zawartość CH_4, %		
					prąd ogólny	wszystkie wyrobiska	wszystkie prądy
I	< 9	< 30	< 5	< 5	$< 0{,}05$	$< 0{,}05$	—
II	$9 \div 18$	> 30	$5 \div 10$	$5 \div 10$	$0{,}05 \div 0{,}1$	$0{,}05 \div 2$	$< 0{,}25$
III	> 18	—	> 10	$10 \div 15$	$0{,}1 \div 0{,}5$	> 2	$> 0{,}25$
IV	—	—	—	> 15	—	—	—

[1]) Przepisy przedwojenne.
[2]) Przepisy z 1956 r.

W przodkach, w których obecność gazu da się stwierdzić za pomocą lampy wskaźnikowej lub też w których zostanie stwierdzona większa od dopuszczalnej zawartość gazu kopalnianego, nie wolno prowadzić robót strzelniczych. W innych przypadkach w kopalniach gazowych dozwolone są tylko specjalne (tzw. powietrzne) materiały wybuchowe. Wszystkie urządzenia elektryczne powinny być w kopalniach gazowych należycie zabezpieczone. Do oświetlenia mogą być używane tylko lampy elektryczne. Palenie tytoniu, a nawet posiadanie przy sobie zapałek, zapalniczek i papierosów, jest wzbronione.

1.10. Oznaczanie zawartości gazu kopalnianego w wyrobiskach

Do oznaczania zawartości gazu kopalnianego na miejscu w wyrobisku stosuje się rozmaite przyrządy wskaźnikowe, których liczba konstrukcji przekroczyła już 100. Przyrządy te zależnie od rodzaju zjawiska wykorzystanego do pomiaru mogą być ujęte w następujące grupy:

— przyrządy wskazujące zawartość gazu na podstawie zachowania się *płomienia lampy* lub *wysokości aureoli* wokół płomienia lampy; do przyrządów tych należy zwykła benzynowa lampa wskaźnikowa oraz lampy wskaźnikowe: Pielera — niemiecka, Chesneau — francuska, Clowesa — angielska, i inne;

— przyrządy wykorzystujące *zjawiska akustyczne* wywoływane paleniem się gazów (Fleissner, Forbes, Hardy-Haber i inni);
— przyrządy działające na zasadzie *różnicy ciężarów właściwych* powietrza bez CH_4 i z CH_4 (Wilson, Meissner, Krell i inni);
— przyrządy działające na zasadzie *osmozy*; wykorzystuje się tu zjawisko szybszego przenikania metanu przez porowate przegrody niż powietrza (Ansell, Nelly, Krell, Ringrose i inni);
— przyrządy wykorzystujące *ciepło spalania* gazu (Della-Santa, Rosen, Gulliford i inni);
— przyrządy wykorzystujące *siłę wybuchu* mieszaniny powietrza z CH_4 (Smith, Bing, Fuesse);
— przyrządy wykorzystujące zjawisko *silniejszego ogrzewania drucika platynowego* w obecności metanu w powietrzu (Liveing, Carbofer, Gnom, Martiensen-Mommerz, UCC — Union Carbide Companie i inne);
— przyrządy wykorzystujące *różnicę optycznych własności* powietrza zawierającego CH_4 i powietrza wolnego od tego gazu (interferometr Habera);
— przyrządy wykorzystujące *różnicę prężności powietrza* przed i po spaleniu CH_4 wskutek kondensacji wytworzonej pary wodnej (Schroeter, Mac-Luckie).

Szersze zastosowanie znalazły jednak do niedawna tylko przyrządy pierwszej grupy. Zjawiska obserwowane w tych przyrządach polegają na tym, że przy zawartości gazu kopalnianego poniżej dolnej granicy wybuchowości (5 do 6%) spala się on tylko w bezpośrednim sąsiedztwie z płomieniem lampy. Zjawiska te występują rozmaicie zależnie od tego, czy są one obserwowane przy pełnym płomieniu lampy, czy też przy jego zmniejszeniu do minimum.

Jeżeli benzynowa lampa wskaźnikowa paląca się *pełnym płomieniem* (o wysokości 25 do 27 mm) lub nieco tylko zmniejszonym zostanie wprowadzona do atmosfery gazowej, to (rys. 8) przy zawartości CH_4:

$1 \div 2\%$ — płomień wydłuża się o kilka mm;
$3 \div 4\%$ — płomień wydłuża się o 15 do 25 mm, przy czym natężenie światła maleje;
$4 \div 5\%$ — płomień wydłuża się o około 30 mm i zaczyna kopcić;
$5 \div 6\%$ — płomień wydłuża się ponad szkło ochronne, skręca się, w znacznym stopniu kopci i jest niestały, wreszcie gaśnie, przy czym zdarza się czasami, że gaz w dalszym ciągu pali się wewnątrz siatki jasnym błękitnym płomieniem.

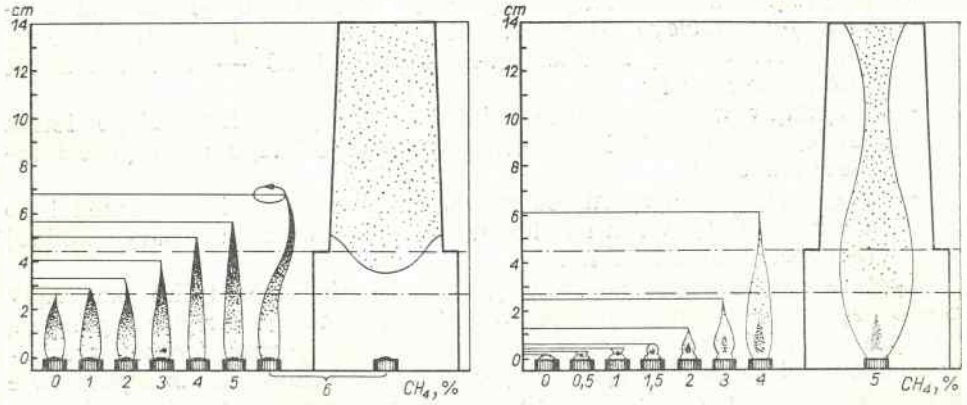
Przy zmniejszeniu płomienia do $2 \div 3$ mm przekształca się on w wąski pasek błękitnego koloru z małą żółtawą plamką w środku. Gdy powietrze zawiera gaz kopalniany, wówczas spala się on w bezpośrednim sąsiedztwie z płomieniem, tworząc dookoła niego błękitną aureolę gazu (rys. 9).[1] Przy zawartości CH_4 w powietrzu:

$0{,}75 \div 1\%$ — widać pierwsze ślady ciemnobłękitnej aureoli w postaci niedużego rozszerzenia płomienia lampy;
1,5% — tworzy się błękitny stożek wysokości 7 mm ze ściętym wierzchołkiem;
2% — tworzy się prawie sformowany stożek wysokości 12 mm;
2,5% — tworzy się pełny stożek wysokości 15 do 17 mm;

[1]) Przy jeszcze mniejszym płomieniu lampy tworzy się dookoła niego blada aureola palącej się pary benzyny.

3% — tworzy się pełny stożek wysokości około 25 mm (normalna wysokość płomienia lampy);
4% — wierzchołek stożka sięga ponad szkło;
5% — stożek sięga do pokrywy siatki i zatraca swój kształt; płomień lampy gaśnie, a wnętrze siatki wypełnia się płomieniem palącego się gazu, przybierając czasami kształt lilii.

Tak więc przy zawartości 4,5 do 5% gazu aureola sięga pokrywy siatki, czyli może ją rozżarzyć i wywołać zapalenie gazu na zewnątrz lampy (tzw. przeskoczenie lub wyrzucenie płomienia).



Rys. 8 *(z lewej)*. Zachowanie się pełnego płomienia benzynowej lampy wskaźnikowej (z knotem okrągłym i doprowadzeniem powietrza od góry) w atmosferze gazowej
Rys. 9 *(z prawej)*. Aureola w benzynowej lampie wskaźnikowej

Wielkość, kształt, jaskrawość i barwa aureoli zależą nie tylko od zawartości gazu w powietrzu, lecz również i od innych czynników, a mianowicie:
— wysokości płomienia lampy (przy zawartości 2,5% CH_4 i wysokości płomienia 2 mm wysokość aureoli wynosi 11 mm, przy płomieniu 4 do 5 mm — 30 mm);
— kształtu knota i jego szerokości (w granicach 2 do 4% CH_4, wysokość aureoli jest proporcjonalna do szerokości knota);
— temperatury płomienia lampy (temperatura płomienia i wysokość aureoli są większe w lampach benzynowych aniżeli w olejowych i alkoholowych) i jaskrawości płomienia (w lampach wodorowych i alkoholowych aureola jest widoczna nawet przy wysokości płomienia 30 do 35 mm, a tym samym może być ona znacznie większa);
— konstrukcji lampy (aureola jest wyraźniejsza i nieco większa przy doprowadzaniu powietrza od dołu);
— składu powietrza (przy małej zawartości O_2, dużej zawartości CO_2 i wilgotności oraz przy wysokiej temperaturze i prędkości powietrza zjawisko aureoli zostaje zniekształcone).

W kopalniach stosowane są oba powyższe sposoby oznaczania zawartości gazu, tzn. na podstawie zachowania się pełnego płomienia lampy oraz na podstawie aureoli.

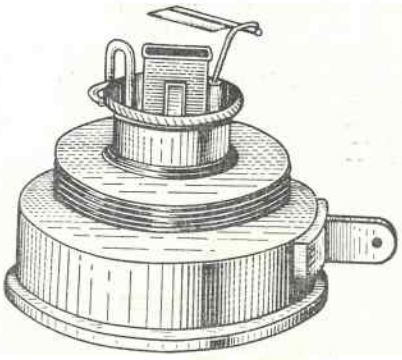
Tak np. górnicze przepisy bezpieczeństwa, obowiązujące przed wojną na Górnym Śląsku, przewidywały badanie zmniejszonym płomieniem,

a więc na podstawie aureoli. W Zagłębiu Dąbrowskim oraz OUG Krakowskim obowiązywało uprzednie badanie pełnym płomieniem i dopiero po stwierdzeniu, że płomień nie wydłuża się, można było przystąpić do badania płomieniem zmniejszonym.

Według obecnie obowiązujących u nas przepisów zawartość metanu mierzy się w ten sposób, że podnosi się do góry benzynową lampę wskaźnikową przy normalnej wielkości płomienia. Jeżeli zauważy się przy tym wydłużenie płomienia na wysokość szkła ochronnego i kopcenie, należy lampę powoli opuścić, przerwać wykonywanie pomiaru i wpisać zawartość metanu powyżej 4%.

Jeżeli wydłużenie płomienia nie następuje, należy zmniejszyć płomień do wysokości około 2 mm, tak aby pozostał w nim jasny punkt i stopniowo podnosić lampę do pułapu wyrobiska. Zawartość metanu określa się na podstawie wysokości aureoli.

Uprzednie badanie pełnym płomieniem uważa się za bardziej bezpieczne, gdyż w tym przypadku wewnętrzna przestrzeń lampy jest w większym stopniu wypełniona produktami palenia (CO_2), a wskutek tego objętość mieszaniny gazowej jest tu mniejsza; tym samym mniejsza jest możliwość przeskoczenia płomienia przez siatkę.



Rys. 10. Sposób Cadmana zwiększenia czułości lampy wskaźnikowej

W czasie badania zawartości gazu należy *trzymać dobrze oczyszczoną lampę za zbiornik w położeniu pionowym i powoli zbliżać ją do piętra wyrobiska.* Jeżeli w pewnym miejscu stwierdzi się zawartość 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 wypełni się płomieniem gazu, *nie można* lampy w żadnym razie *nagle wycofywać ani też gasić płomienia przez dmuchanie*, lecz należy powoli lampę zniżyć i przenieść do miejsca, gdzie nie ma gazu. Gdyby gaz palił się nadal wewnątrz siatki, należy lampę ostrożnie osłonić odzieżą, uważając, by odzież nie zapaliła się od rozżarzonej siatki. Gaszenie lampy dozwolone jest tylko przez skręcanie knota (lub przez zamknięcie dopływu powietrza).

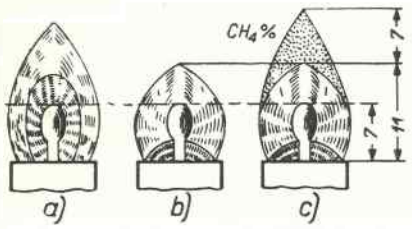
Jeżeli lampa zgaśnie w czasie pomiaru gazu, nie należy nigdy zapalać jej w miejscu, gdzie możliwa jest obecność gazu.

Dolna granica zawartości gazu, która może być stwierdzona za pomocą lampy, wynosi dla lamp benzynowych z knotem okrągłym i doprowadzeniem powietrza od góry około 1% (przy zawartości 19 do 20% O_2 i poniżej 2 do 3% CO_2). Czułość lamp z knotem płaskim i doprowadzeniem powietrza od dołu jest nieco większa, toteż za pomocą takich lamp można już stwierdzić zawartość 0,75% gazu.

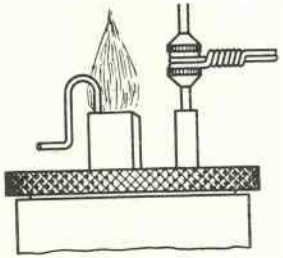
W kopalniach zachodzi potrzeba oznaczania również niższej zawartości gazu, a mianowicie 0,5%, a nawet 0,25%. W celu *zwiększenia czułości płomieniowych lamp wskaźnikowych* zaproponowano szereg sposobów:

Sposób Cadmana: obok knota (rys. 10) umieszczona jest płytka azbestowa nasycona roztworem NaCl. Podczas badania płytkę wprowadza się do płomienia lampy na wysokości 5 do 7 mm od knota. Przy 1% CH_4 wyraźnie już występuje aureola zabarwiona na kolor żółty.

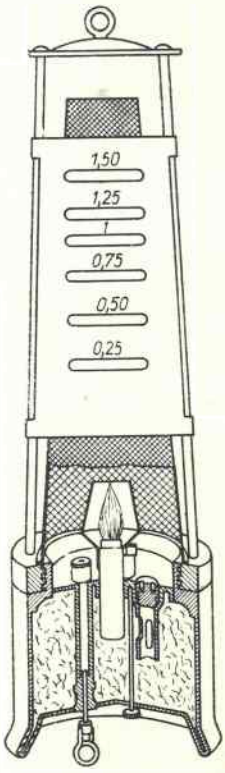
Sposób Rosena (rys. 11): w knocie lampy umieszcza się drut mosiężny, na końcu którego znajduje się perła stopionej soli (NaCl) takiej wielkości, że przy normalnej wysokości płomienia znajduje się ona w chłodnej jego



Rys. 11. Sposób Rosena zwiększenia czułości lampy wskaźnikowej
a — płomień normalny,
b — płomień zmniejszony,
c — zawartość 0,5 ÷ 1% CH_4



Rys. 12. Sposób Briggsa zwiększenia czułości lampy wskaźnikowej



Rys. 13. Lampa wskaźnikowa Pielera

części. Przy zmniejszeniu płomienia, podczas badania, sól trafia do świecącej jego części i zabarwia aureolę na żółto, wskutek czego jest ona dobrze widoczna nawet przy zawartości gazu poniżej 1%.

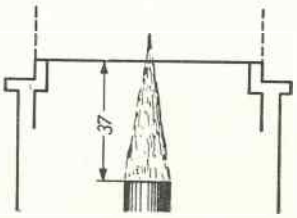
Sposób Briggsa (rys. 12): w chwili badania gazu wprowadza się do pełnego płomienia lampy kawałek drutu miedzianego umieszczonego na obrotowym sworzniu. Drut pochłaniając ciepło chłodzi płomień, wskutek czego staje się on nie świecącym do czasu rozżarzenia drutu. Przez krótki ten czas aureola występuje wyraźnie nawet przy zawartości 0,5 do do 0,75% CH_4.

Sposób Clowesa, Fleissnera: nad płomieniem umieszcza się metalowy drucik lub płytkę, które rozżarzone płomieniem gazu powodują dobrą widoczność aureoli.

Specjalne lampy wskaźnikowe (alkoholowe Pielera i Chesneau, olejowo-wodorowe Clowesa) służą do dokładniejszego oznaczania małej zawartości CH_4. Aureola w tych lampach jest znacznie wyraźniejsza i większa aniżeli w benzynowych lampach wskaźnikowych, gdyż metan spala się tu w sąsiedztwie pełnego płomienia. W celu zmniejszenia jego jaskrawości stosuje się zamiast benzyny alkohol, a poza tym w odpowiedni sposób osłania się sam płomień.

Lampa Pielera (rys. 13) jest lampą alkoholową, bez szkła, o siatce pojedynczej (niekiedy z płaszczem), z doprowadzeniem powietrza od góry. Kolor płomienia jest błękitny, nieco zabarwiony na żółto. Jest on osłonięty otaczającą go rurką w kształcie ściętego stożka. Płomień reguluje się w ten sposób, by wierzchołek jego znajdował się na poziomie górnej krawędzi stożka. Regulacja ta jest dość trudna, gdyż wskutek ogrzewania się lampy płomień wydłuża się i wychodzi ponad rurkę. Dopiero po upływie około pół godziny wysokość jego ustala się.

Aureola staje się zupełnie wyraźna już przy obecności 0,3% CH_4, przy 2,5% sięga pokrywy siatki. Zawartość gazu odczytuje się na mosiężnej podziałce z poziomymi wycięciami.



Rys. 14. Lampa wskaźnikowa Chesneau

Lampa Pielera jest dość czuła i dokładna, ale ze względu na pojedynczą siatkę staje się niebezpieczna przy zawartości ponad 2,5% CH_4 (rozgrzanie siatki) oraz przy silniejszym prądzie powietrza (łatwość wyrzucenia płomienia na zewnątrz). Używanie tych lamp w naszych kopalniach jest zabronione przez władze górnicze.

Lampa Chesneau (rys. 14) jest również lampą alkoholową, o pojedynczej siatce otoczonej płaszczem z mikową szybką do obserwacji aureoli; doprowadzenie powietrza od dołu. Na 1 l alkoholu metylowego dodaje się 1 g azotanu miedzi i 1 g dwuchlorku etylenu ($C_2H_4Cl_2$), wskutek czego aureola staje się bardziej widoczna. Przy pewnej jednak wprawie można dostatecznie dokładnie określać wysokość aureoli przy użyciu zwykłego, etylowego alkoholu bez domieszki azotanu miedzi.

Gdy użyje się alkoholu metylowego z azotanem miedzi, płomień lampy w jego dolnej części zabarwiony jest na żółto, w części środkowej na kolor błękitnozielony, w części górnej ma barwę bladoszarą.

Obecność w powietrzu już 0,1% CH_4 przejawia się przez ukazanie się w siatce wierzchołka błękitnawozielonej części płomienia. Dostatecznie wprawne oko może dokładnie określić zawartość metanu zaczynając już od 0,25%; na dokładności odczytów można jednak polegać w ciągu najwyżej czterech godzin palenia lampy.

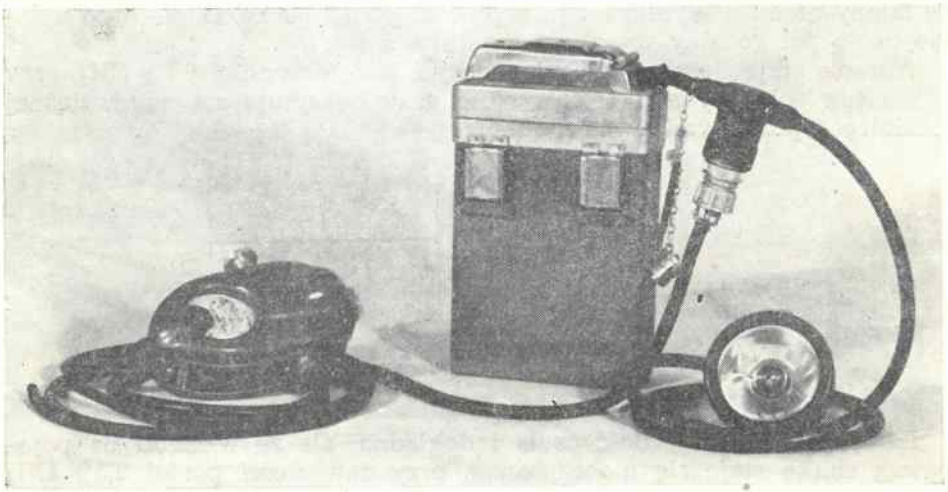
Ze względu na pojedynczą siatkę lampa staje się niebezpieczna już przy zawartości gazu powyżej 2,5%, zwłaszcza jeżeli powietrze znajduje się w stanie ruchu.

Pomiary za pomocą lamp wskaźnikowych można przeprowadzać dopiero po stwierdzeniu (zwykłą benzynową lampą wskaźnikową lub innym

sposobem), że zawartość gazu nie przekracza 1,5%. Przed rozpoczęciem pomiarów należy wyregulować wysokość płomienia lampy wskaźnikowej w miejscu pozbawionym gazu i dopiero po odczekaniu 20 do 30 min, tzn. do chwili ustalenia się temperatury lampy, można przystąpić do pomiaru.

Ze względu na niebezpieczeństwo używania lamp wskaźnikowych przy wyższych zawartościach gazu w powietrzu, dokonywanie nimi pomiaru w kopalniach silnie gazowych powinno być zabronione.

W ostatnich latach coraz szersze zastosowanie znajdują metanomierze oparte na zasadzie zmiany oporności drucika platynowego ogrzewanego w atmosferze zawierającej metan. Przyrządem tego rodzaju jest metanomierz firmy MSA model 6 pokazany na rys. 15 i 16. Zasadniczym ele-



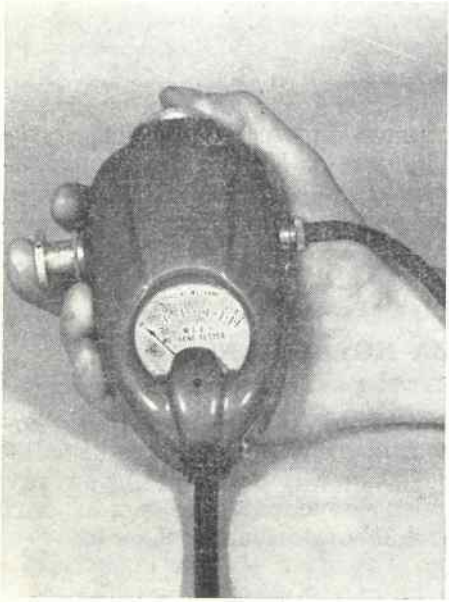
Rys. 15. Metanomierz MSA model 6 z akumulatorem

mentem metanomierza jest układ mostkowy Wheatstona, w którego skład wchodzi element żarowy (drucik platynowy) rys. 17. Element żarowy rozgrzewa się prądem elektrycznym do określonej temperatury żarzenia w atmosferze nie zawierającej metanu. Przez komorę, w której umieszczony jest element żarowy, przepompowuje się badane powietrze. Zawarty w powietrzu metan spala się przy zetknięciu z rozżarzonym drutem platynowym podnosząc jego temperaturę, w wyniku czego wzrasta opór elementu żarowego. Zmiana oporu elementu żarowego zakłóca równowagę układu i powoduje wychylenie wskazówki galwanometru, którego podziałka wycechowana jest w procentach zawartości metanu w powietrzu. Żarówka oporowa ma na celu częściową kompensację charakterystyki elementu żarowego.

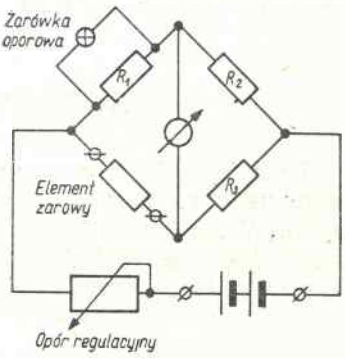
Przyrząd zasilany jest akumulatorem lampy nahełmnej, z którym połączony jest specjalną wtyczką. Wtyczka ta musi być zabezpieczona przez dokręcenie jej specjalnym kluczykiem. Bez tego zabezpieczenia wtyczki przyrząd nie jest bezpieczny wobec metanu. W miejscu pomiaru włącza się prąd gałką oporu regulacyjnego nastawiając go tak, aby wskazówka galwanometru znajdowała się w położeniu zerowym. Po odczekaniu 2 do 4 min dla wypalenia metanu, który może znajdować się w komorze pomiarowej, ustawia się, regulując opór, wskazówkę ponownie na

odczyt zerowy i następnie pompuje powietrze przez komorę pomiarową przyrządu aż do maksymalnego wychylenia wskazówki galwanometru. Należy wykonać co najmniej 10 naciśnięć pompką oraz dodatkowo na każde 10 cm węża ssącego 1 naciśnięcie. Wychylona wskazówka galwanometru wskazuje zawartość CH_4 w procentach. Po dokonaniu pomiaru metanomierz wyłącza się cofając gałkę oporu regulacyjnego.

Poza metanomierzami przenośnymi opisanego wyżej typu używa się działających na tej samej zasadzie metanomierzy alarmujących. Metanomierz alarmujący firmy MSA zasilany akumulatorem lampy czapkowej



Rys. 16. Metanomierz MSA model 6



Rys. 17. Układ elektryczny metanomierza MSA

działa nieprzerwanie 8 godz. Wymiana powietrza w komorze pomiarowej, w której umieszczony jest platynowy element żarowy, następuje w sposób ciągły przez dyfuzję. Sama komora zabezpieczona jest siatką zapobiegającą przeniesieniu ewentualnej eksplozji na zewnątrz komory. Sygnałem przekroczenia określonej zawartości metanu jest przerywany sygnał świetlny. Metanomierz ten sygnalizuje przekroczenie stężenia 1 lub 2% CH_4 w zależności od nastawienia przyrządu.

1.11. Gazy kompresorowe

Powietrze sprężone wypływające ze sprężarki może porywać z sobą oleje częściowo w postaci par, częściowo zaś w stanie rozłożonym w wysokiej temperaturze. Gazy te zawierają między innymi w swym składzie CO i CH_4; były one niejednokrotnie przyczyną silnych wybuchów powodujących zniszczenie nie tylko sprężarki, lecz nawet i budynku, w którym ona się znajdowała.

W wielu przypadkach stwierdzono obecność par olejów w powietrzu sprężonym dopływającym rurociągami do przodków, co powoduje nie-

kiedy wypadki zarówno gromadzenia się metanu w przodkach kopalń zupełnie niegazowych, jak i zatrucia ludzi tlenkiem węgla.

Dla uniknięcia tego niebezpieczeństwa zaleca się:

— dbać o sprawność urządzeń chłodzących w sprężarce,
— stosować w sprężarkach tylko oleje mineralne o wysokiej temperaturze rozkładu i zapłonu,
— starać się o możliwie najmniejsze zużycie tych olejów w sprężarkach,
— okresowo oczyszczać zbiorniki sprężarek, w których osadzają się oleje wynoszone przez powietrze sprężone.

1.12. Gazy pożarowe

W kopalniach węgla w czasie pożaru powstają *produkty suchej destylacji oraz produkty niezupełnego spalania węgla.* Najważniejszymi spośród palnych produktów suchej destylacji są: metan (CH_4), etylen (C_2H_4), acetylen (C_2H_2) i wodór (H_2). Produkty te powstają zawsze z węgla w sąsiedztwie ogniska pożaru.

2. KONTROLA POWIETRZA KOPALNIANEGO

Przepisy górnicze wymagają systematycznej kontroli powietrza kopalnianego ze względu na zawartość w nim tlenu oraz gazów szkodliwych. W tym celu w określonych odstępach czasu (1 do 6 mies.) powinny być pobierane próbki powietrza z każdego wychodzącego prądu oraz przeprowadzana jego analiza chemiczna w laboratoriach.



Rys. 18. Pipeta do pobierania próbek powietrza sposobem mokrym

2.1. Pobieranie próbek powietrza

Przy pobieraniu próbek powietrza stosuje się następujące sposoby: mokry, próżniowy, przedmuchiwanie, chemiczne pochłanianie. Naczynia do pobierania próbek powinny być odpowiednio ponumerowane (np. lakierem).

Sposób mokry. Polega on na wylaniu wody wypełniającej naczynie i wprowadzaniu na jej miejsce powietrza. Najprostszym mokrym sposobem pobierania próbek jest wypełnienie wodą butelki, o pojemności przynajmniej 250 cm^3, opróżnienie jej w odpowiednim miejscu i zakorkowanie; na miejsce wody wchodzi powietrze kopalniane. Sposób ten nie jest pewny, gdyż możliwe jest dostanie się do butelki powietrza atmosferycznego w czasie przechowywania próbki.

Zwykle pobiera się próbki do specjalnych pipet (rys. 18) o pojemności 150 do 300 cm^3, zakończonych z obu stron rurkami, zwykle kapilarnymi o średnicy 1 mm, zamykanymi za pomocą doszlifowanych i posmarowanych ciężkim olejem mineralnym kurków lub też rurek gumowych z zaciskami. Pipety takie wypełnia się wodą destylowaną i przenosi się do wyrobisk w odpo-

wiednich skrzynkach. W miejscu pobierania próbki otwiera się najpierw górny, a następnie dolny kurek; woda powoli wycieka, a na jej miejsce wchodzi powietrze.

Jeżeli chodzi o pobranie średniej próbki w prądzie powietrza, to podczas wyciekania wody oprowadza się powoli pipetę po całym przekroju wyrobiska.

W czasie pobierania należy unikać wstrząsów wody w pipecie, w celu zmniejszenia możliwości pochłaniania przez nią CO_2. Przy tym sposobie brania próbek nie da się jednak całkowicie uniknąć pochłaniania CO_2, gdyż zawsze przynajmniej mała część wody pozostaje w pipecie. Czas przechowywania próbek przy pobieraniu ich sposobem mokrym nie powinien być dłuższy niż 3 doby. Gazów, które pochłaniane są łatwo przez wodę (H_2S, SO_2, NO_2 i inne), nie należy pobierać tym sposobem.

Sposób próżniowy. Przy próżniowym sposobie pobierania próbek stosuje się zwykle specjalnie przygotowane do tego celu pipety (rys. 19), zakończone rurkami z przewężeniami. W pipetach takich wytwarza się próżnię za pomocą pompy rtęciowej lub olejowej, po czym koniec rurki zatapia się. Przy pobieraniu próbki końce rurek odłamuje się w miej-



Rys. 19. Pipety do pobierania próbek powietrza sposobem próżniowym

scach *A*, *B*, *C*, pipeta wypełnia się powietrzem, po czym zamyka się ją końcówką gumową. W przypadku gdy potrzeba długotrwałego przechowywania próbek lub dalszego ich transportu, końce rurek powinny być zatopione.

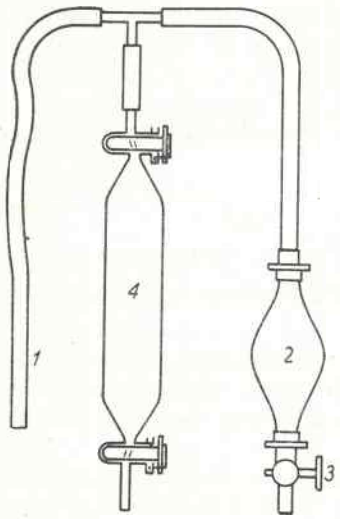
Sposób próżniowy umożliwia pobieranie próbek dowolnych gazów.

W celu umożliwienia pobierania próbek spoza tam ogniowych już podczas budowy tamy umieszcza się w niej rurkę zamykaną kurkiem. W okresie zniżki barometrycznej gaz po otworzeniu kurka wypływa na zewnątrz, wzięcie więc próbki nie przedstawia trudności; w okresie natomiast zwyżki barometrycznej powietrze wchodzi za tamę przez wszelkie jej nieszczelności, a więc dla otrzymania możliwie miarodajnej próbki gazów należy większą część tych gazów zmieszanych z zassanym powietrzem usunąć z bezpośredniego sąsiedztwa z tamą i dopiero wtedy pobrać próbkę. Do tego celu służy przyrząd pokazany na rys. 20. Wąż *1* zakłada się na kurek rurki w tamie; pompka ssąca *2* zaopatrzona jest w kurek *3*. Po 30 do 40 naciśnięciach pompki zamyka się ten kurek i otwiera górny kurek pipety próżniowej *4*.

W przypadku istnienia depresji poza tamą, co zwykle występuje za tamą wlotową, powietrze zewnętrzne przenika szczelinami do przestrzeni otamowanej, gazy są stale rozrzedzane tym powietrzem, wobec tego próbki pobierane powyższą metodą spoza tam będących pod depresją w wielu przypadkach nie będą dostatecznie dokładne.

W celu umożliwienia pobierania spoza tamy wlotowej próbek gazów mogących dać rzeczywisty obraz o stanie pożaru w przestrzeni otamowanej należy (rys. 21) przed tamą ogniową *T* zbudować drugą tamę *t* (deskową) z drzwiami i okienkiem regulacyjnym *1*. W tamie tej zabudowuje się wentylator lutniowy *2* o działaniu ssącym. Przez odpowiednią regulację obrotów wentylatora oraz zmianę wielkości okienka *1* można

stworzyć w przestrzeni między tamami *T* i *t* większą depresję od depresji panującej poza tamą *T*. Odległość między tamami powinna być tak dobrana, by przestrzeń między nimi obejmowała możliwie wszystkie szczeliny stwarzające połączenie powietrza zewnętrznego z przestrzenią otamowaną (poza tamą *T*). W takich warunkach można mieć pewność, że powietrze nie przenika poza tamę ogniową. Różnicę ciśnień można kontrolować manometrem wodnym *3*, którego jeden koniec połączony jest wężem gumowym z rurką *4*, umieszczoną w tamie ogniowej *T*, drugi zaś z rurką *5*, wyprowadzoną przez tamę *t*. Włączając jeden koniec pipety *6* do odgałęzienia rurki *4*, zaopatrzonego kurkiem *7*, drugi zaś koniec z kurkiem *8* łącząc z dodatkową rurką *9* możemy pobrać miarodajną próbkę gazów spoza tamy ogniowej (W. Bes, 1957).



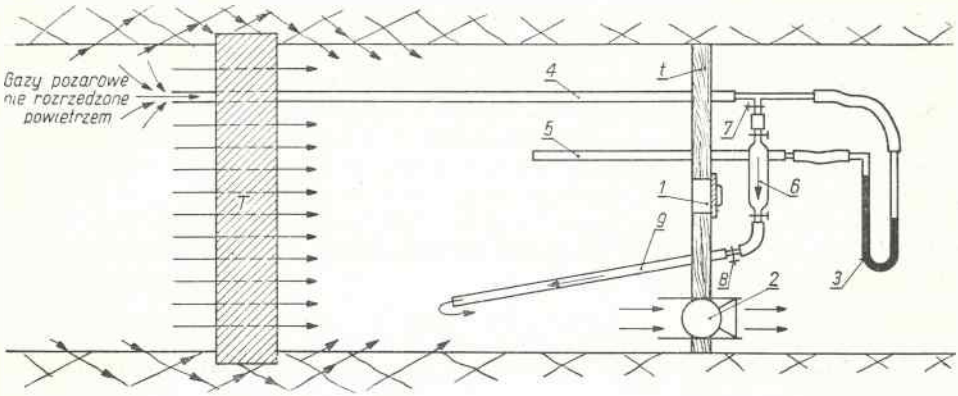
Rys. 20. Przyrząd „Wilhelmi" do pobierania próbek spoza tam

Jeżeli chodzi o produkty palenia, to w razie pożaru w kopalniach zawsze powstaje CO w mniejszej lub większej ilości. Zawartość CO w gazach pożarowych nie przekracza zwykle 6%. Ilość ta sama przez się nie jest niebezpieczna ze względu na możliwość wybuchu (dolna granica wybuchowości CO wynosi około 12,5%), w połączeniu jednak z węglowodorami, których dolna granica wybuchowości jest znacznie niższa (metan — 5%, wodór — 4,1%, etan — 3,2%, etylen — 3,0%, acetylen — 2,5%, benzol — 2,5%), tworzy często mieszaninę bardzo niebezpieczną.

Stąd też wynika konieczność, przewidziana przepisami górniczymi wszystkich krajów, zakazu używania otwartych lamp we wszystkich wyrobiskach objętych pożarem, jak również w wyrobiskach, przez które przepływa dym.

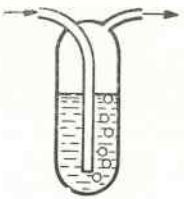
W celu umożliwienia wykonania analizy chemicznej na miejscu na dole używa się specjalnych pipet próżniowych. Dla oznaczenia zawartości gazu kopalnianego spala się go w tejże pipecie, wypełnionej badaną próbką. Spalanie odbywa się za pomocą prądu elektrycznego. Po spaleniu gazu zanurza się rurkę pipety do wody i otwiera się kurek; odpowiednio do ilości spalonego gazu wchodzi do pipety większa lub mniejsza ilość wody, a poziom jej określa zawartość gazu.

W podobny sposób bada się zawartość innych gazów przez umieszczenie w pipecie pewnej ilości odpowiedniego odczynnika absorbującego. Badanie CO przeprowadza się metodą kolorymetryczną przez częściowe wypełnienie pipety roztworem $PdCl_2$.

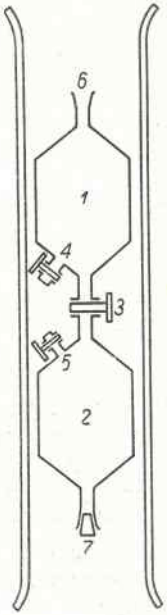


Rys. 21. Pobieranie próbek gazów według propozycji W. Besa

Pobieranie próbki sposobem przedmuchiwania. Polega ono na tym, że przez otwartą z obu stron pipetę przepuszcza się za pomocą gumowej pompki badane powietrze w ilości przynajmniej 50 razy większej od obję-



Rys. 22. Naczynie do pobierania próbek gazów metodą chemicznego pochłaniania



Rys. 23 *(z prawej).* Podwójny aspirator wodny

tości pipety, po czym się pipetę zamyka. Sposób ten nie odznacza się dużą dokładnością, niemniej jednak może on w poszczególnych przypadkach zastąpić pobieranie próbek sposobem próżniowym.

Sposób chemicznego pochłaniania. Przy oznaczaniu małych zawartości gazów trujących (H_2S, SO_2 i innych) należy pobierać próbki sposobem

chemicznego pochłaniania. Sposób ten polega na tym, że przez naczynie (rys. 22) z umieszczonym w nim roztworem odpowiedniego odczynnika (pochłaniacza) przepuszcza się większą ilość powietrza. Badany gaz wchodzi przy tym w reakcję z odczynnikiem i tworzy roztwór, który kieruje się do analizy.

W celu przepuszczenia przez odczynnik potrzebnej a określonej ilości powietrza używa się bądź to ręcznej pompy, bądź też wodnego aspiratora. Na rys. 23 pokazano aspirator podwójny. Składa się on z dwóch naczyń *1* i *2*, każde o pojemności 5 l wody, połączonych z sobą rurką z kurkiem *3* i zaopatrzonych ponadto kurkami *4* i *5*. Po napełnieniu górnego naczynia *1* wodą łączy się jego otwór *6* z naczyniem do pobierania próbki i po zamknięciu otworu *7* dolnego naczynia *2* korkiem gumowym otwiera się kurek *5* dla ujścia powietrza i kurek *3* dla przepływu wody. Gdy woda przeleje się do naczynia *2* aspirator odwraca się i czynność powtarza się ponownie.

2.2. Analityczne metody określania zawartości gazów w próbce

W celu określenia zawartości gazów w próbce stosuje się następujące metody analityczne: objętościową, kolorymetryczną, jodometryczną.

Metoda objętościowa stosowana jest przy oznaczaniu zawartości dwutlenku węgla, tlenku węgla, tlenu, wodoru i metanu przez ich pochłanianie lub spalanie. Do tego celu używa się odpowiednich aparatów do analizy gazów. Zasadniczy schemat metody objętościowej polega na:

— przeprowadzeniu pomiaru objętości analizowanej próbki (np. 80 cm^3), usunięciu z próbki za pomocą pochłaniacza lub przez spalanie jednego lub kilku składników mieszaniny gazowej;
— obliczeniu procentowej zawartości usuniętych składników po zmierzeniu objętości pozostałej mieszaniny gazów.

Kolejność operacji analizy mieszaniny gazów metodą objętościową jest następująca:

1. pochłanianie dwutlenku węgla za pomocą roztworu KOH i oznaczenie zawartości tego gazu,
2. spalanie gazów palnych za pomocą spirali platynowych i określenie pozostałej objętości gazów,
3. powtórne pochłanianie CO_2 i ponowny pomiar objętości pozostałych gazów,
4. pochłanianie tlenu w alkalicznym roztworze pyrogallolu i pomiar objętości reszty mieszaniny gazów (azot).

Cała analiza trwa 15 do 20 min. Dokładność oznaczenia zawartości CO_2, O_2 i CH_4 dochodzi do 0,05%. Zawartość tlenku węgla CO, wodoru H_2 i metanu CH_4 oblicza się przy tym za pomocą odpowiednich wzorów, opartych na równaniach ich spalania.

Dokładniejsze *oznaczenie zawartości tlenku węgla* wykonuje się w aparacie, skonstruowanym na zasadzie utleniania CO na CO_2 w obecności pięciotlenku jodu

$$J_2O_5 + 5CO = 5CO_2 + J_2$$

Sposób ten pozwala oznaczyć zawartość CO z dokładnością do 0,0005%.

Metoda kolorymetryczna służy do oznaczania *tlenków azotu*. Do tego celu używa się odczynnika przygotowanego z roztworów kwasu octowego, kwasu sulfanilowego i alfanaftylaminy. Jeżeli po dodaniu odczynnika do

roztworu gazu razem z KOH zabarwi się on na kolor czerwony lub różowy, jest to dowodem obecności w próbce tlenków azotu. Zawartość NO_2 w próbce powietrza określa się na podstawie stopnia zabarwienia.

Metodą jodometryczną przeprowadza się zwykle łączne *oznaczenie dwutlenku siarki i siarkowodoru.* W tym celu przez naczynie z roztworem jodu o proporcji 1 : 100 przepuszcza się mieszaninę gazową. Badane gazy reagują z jodem, wskutek czego ilość jodu w roztworze stopniowo się zmniejsza. Ilość jodu w roztworze oznacza się przez miareczkowanie roztworem $Na_2S_2O_3$, który odbarwia resztki jodu. Dokładność oznaczenia łącznej zawartości H_2S i SO_2 osiąga 0,0001%.

3. GAZONOŚNOŚĆ ZŁÓŻ

Gazonośnością złóż lub w ogóle skał nazywa się ilość gazów znajdującą się w jednostce ciężaru lub objętości złoża albo skał otaczających.

Przyjmuje się na ogół, że gazy w skałach występować mogą w trzech postaciach, a mianowicie w postaci:

— *gazu wolnego,* który wypełnia szczeliny i pory w skałach, znajdując się niejednokrotnie pod ciśnieniem kilkudziesięciu atmosfer;
— *gazu adsorbowanego* na powierzchni ścianek porów;
— *gazu absorbowanego,* tzn. pochłoniętego (rozpuszczonego) przez substancję złoża (np. węgiel).

Oba ostatnie zjawiska obejmowane będą łączną nazwą sorpcji.

Głównymi składnikami gazów zawartych w skałach są dwutlenek węgla, azot i metan. Udział innych gazów jest najczęściej znikomy, jakkolwiek niekiedy poważniejszą rolę odgrywać może wodór lub hel.

3.1. Gazonośność pokładów węgla i skał otaczających

Zawarty w pokładach węgla CO_2 jest pochodzenia głównie biochemicznego. W niektórych kopalniach (np. Dolny Śląsk) gaz ten jest pochodzenia wulkanicznego. Azot, podobnie jak i towarzyszące mu gazy tzw. szlachetne, pochodzi z powietrza; metan jest produktem metamorfizmu węgla.

Migracja metanu odbywa się z głębi ziemi ku powierzchni, dwutlenku zaś węgla (pochodzenia biochemicznego) i azotu — w kierunku przeciwnym, co uwarunkowuje rozmieszczenie gazów według stref, a mianowicie: strefa górna obejmuje gazy $CO_2 + N_2$, niżej jest N_2, głębiej $N_2 + CH_4$, a najgłębiej CH_4. W przypadku wulkanicznego pochodzenia CO_2 obserwuje się w głębi ziemi wzrost zawartości tego gazu.

Badania sorpcyjnych zdolności węgli prowadzone są już od dłuższego czasu (Richters, Katz, Graham, Briggs i inni), jednak dopiero w ostatnich latach, zawdzięczając głównie badaniom radzieckim (Skoczyński, Czernicyn, Pieczuk, Krawcow, Teternikow, Palwelew, Ettinger, Chodot, Lidin), udało się ustalić, że:

— zdolności sorpcyjne węgli kamiennych z różnych zagłębi są zbliżone do siebie;
— zdolność sorpcyjna zwiększa się wraz ze wzrostem stopnia uwęglenia (przy przejściu od węgli długopłomiennych do antracytów wzrasta dwukrotnie);

— zdolność sorpcyjna maleje zarówno ze wzrostem temperatury, jak i wilgotności, a wskutek tego węgiel wilgotny pochłania kilkakrotnie razy mniej gazu aniżeli węgiel suchy;
— ilość sorbowanego gazu zależy od jego składu; gdy np. zdolność sorpcyjną w stosunku do azotu przyjmiemy za 1, wówczas w stosunku do innych gazów wynosi ona:

hel	0,01
wodór	0,15
argon	0,7 do 0,8
tlen	1,2 do 1,4
metan	3 do 4
dwutlenek węgla	15 do 20

(według Grahama i Briggsa zdolność węgli pochłaniania CO_2 jest 2 do 2,5 razy większa od zdolności pochłaniania CH_4);
— przy zwiększeniu ciśnienia gazów zdolność sorpcyjna węgli wzrasta; wzrost sorbowanych ilości gazu jest jednak mniejszy od wzrostu ilości gazu wolnego w porach.

Ta ostatnia okoliczność powoduje, że przy małych ciśnieniach gazu i niewysokich temperaturach większa część tych gazów znajduje się w stanie sorpcji. Przy ciśnieniu 100 do 200 atn mniej więcej połowa metanu jest w stanie wolnym, a przy dalszym wzroście ciśnienia jest przewaga wolnej fazy. W przypadku obecności dużych szczelin i próżni w skałach większość gazu znajduje się w stanie wolnym.

Najbardziej *prawdopodobna maksymalna gazonośność węgla*, gdy idzie o metan, wynosi w warunkach naturalnych 35 do 45 m^3 *na tonę węgla*. Na obecnych głębokościach eksploatacji gazonośność ta może osiągnąć 25 do 30 (do 35) m^3/t, przy czym w warunkach takich większość metanu (75 do 85%) znajduje się w stanie sorpcji i tylko nieduża ilość (15 do 25%) w postaci wolnej. Gazonośność węgla, gdy idzie o CO_2, może być znacznie większa, a to ze względu na większą zdolność węgla do pochłaniania tego gazu.

Gazonośność pokładów oraz ilość wydzielającego się gazu na tonę wydobycia wzrasta wraz z głębokością. Tak np. w Zagłębiu Ruhry wydzielanie się gazu rośnie stopniowo do głębokości około 500 m, a następnie wzrost ten odbywa się gwałtownie (tabl. 9).

Jeżeli chodzi o *gazonośność skał towarzyszących* pokładom węgla, to już sam skład gazów dużo tu się różni od spotykanych w pokładach węgla. Niezależnie od głębokości zalegania występuje tu azot, a poza tym

Tablica 9

Wydzielanie się gazu w kopalniach Zagłębia Ruhry

Głębokość robót	Liczba kopalń	q_{CH_4}, m^3/t
do 100	2	0,4
100 ÷ 200	14	1,2
200 ÷ 300	56	5,0
300 ÷ 400	73	6,3
400 ÷ 500	34	7,0
500 ÷ 600	10	16,7
600 ÷ 700	—	—
powyżej 700	2	36,7

wodór i dwutlenek węgla. Metan występuje w większych ilościach tylko w bezpośrednim sąsiedztwie (od kilku do 25 m) pokładu węgla. W miarę oddalania się od pokładu węgla maleje zawartość CH_4, wzrasta natomiast zawartość N_2 i H_2.

Na podstawie badań przeprowadzonych w ZSRR (Elinson) zawartości poszczególnych gazów w skałach otaczających pokłady wahały się w następujących zaokrąglonych granicach:

azot	8 do 94%	przeważnie 50 do 80%
wodór	0 do 84%	przeważnie 2,5 do 40%
metan	0 do 46%	przeważnie 2 do 20%
dwutlenek węgla	0 do 37%	przeważnie 1 do 15%
tlenek węgla . .	0 do 2%	(tylko w niektórych próbkach).

Azot. Większe zawartości azotu stwierdzono w piaskowcach, najmniejsze natomiast w skałach gliniastych.

Wodór. Został stwierdzony prawie we wszystkich próbkach gazu uzyskanego ze skał i to nawet tam, gdzie analizy gazów pochodzących z pokładów węgla nie wykazywały jego obecności. Na ogół wszystkie zbadane skały zawierały wodór, jednakże skały łatwiej przenikliwe dla gazów łatwo go tracą. Tym też można tłumaczyć brak wodoru w pokładach węgla (duża gazoprzenikliwość, mała zdolność sorpcyjna). W niektórych przypadkach H_2 jest głównym składnikiem gazów zawartych w skałach. Wodór mógł powstać łącznie z metanem w czasie procesów biochemicznych w początkowych stadiach przemiany substancji organicznej, mógł powstać przy rozkładzie wody pierwiastkami radioaktywnymi, mógł również pochodzić z zalegających na dużych głębokościach skał krystalicznych. Należy zauważyć, że wodór występuje w rejonach roponośnych, ale stwierdzono go również i na obszarach, gdzie nie ma ani złóż węgla, ani ropy.

Metan. Występuje głównie w skałach gliniastych stykających się z węglem, co tłumaczy się większą zdolnością sorpcyjną skał gliniastych w porównaniu z piaskowcami. Za zasadnicze źródło metanu należy uważać pokłady węgla. Pewna ilość CH_4 mogła powstać również i w samych skałach drogą biochemicznego rozkładu zawartych w tych skałach substancji organicznych, jak również w czasie procesu ich zwęglania, głównym jednak zbiornikiem i drogą migracji gazu ku powierzchni jest bezsprzecznie pokład węgla.

Dwutlenek węgla. Jest końcowym produktem rozkładu i utleniania substancji organicznych, szeroko rozpowszechnionym w warunkach naturalnych. Niezależnie od tego mógł on powstać w wyniku chemicznych reakcji między węglanami i wodami kwaśnymi, może też być pochodzenia wulkanicznego. Wskutek łatwej rozpuszczalności w wodzie może on być łatwo przenoszony przez nią z jednej strefy skał do drugiej.

W trakcie badań udowodniono między innymi, że spotykany w gazach podziemnych *hel* jest produktem rozkładu pierwiastków radioaktywnych (Lidin).

3.2. Gazonośność złóż soli

Skład gazów występujących w złożach soli, a zwłaszcza soli potasowych, znacznie różni się od składu gazów spotykanych w węglu. Jeżeli chodzi o postacie, w jakich występują gazy w soli, to należy wyróżnić (Czerepennikow):

— mikrogazonośność, tzn. obecność gazów w kryształach soli,
— makrogazonośność, tzn. obecność stosunkowo dużych ilości gazu w stanie wolnym w porach, szczelinach i pustkach; gazy te znajdują się pod dużym ciśnieniem rzędu kilkudziesięciu atmosfer.

Mikrogazonośność. Obecność gazów w kryształach można udowodnić zarówno badaniami pod mikroskopem, jak i faktem wydzielania gazu podczas rozpuszczania soli. Przy rozpuszczaniu niektórych soli (np. karnalitu a nawet i soli kamiennej) słyszy się charakterystyczny głośny trzask, któremu towarzyszy oswobodzenie pęcherzyka gazu. W czasie sporządzania szlifów z karnalitu następuje często *wybuch* wtrąconego gazu. Zasadniczą częścią składową wtrąconych do soli mieszanin gazów jest *azot*, zawartość którego dochodzi np. w złożu Solikamskim do 85%.

Dwutlenek węgla występuje tylko w znikomych ilościach. Zawartość gazów palnych (wodór, metan i wyższe węglowodory) nie przekracza zwykle 10%, a w rzadszych przypadkach dochodzi do 25% i więcej; maksymalna mikrozawartość ich w solach potasowych wynosi około 14 l/t.

Makrogazonośność. W skład gazów w stanie wolnym wchodzą: azot, węglowodory i wodór, czasami daje się zauważyć również obecność śladów siarkowodoru.

Azot występuje zwykle w dużych ilościach, a zawartość jego w mieszaninie waha się od 40 do 60%.

Węglowodory reprezentowane są głównie przez metan (CH_4) i etan (C_2H_6). Sumaryczna ich zawartość dochodzi do 40 ÷ 50%.

Wodór jest bardzo charakterystycznym składnikiem gazów występujących w soli, w których zawartość jego wynosi 30 do 50%, a niekiedy nawet i więcej. Gaz ten jest o tyle niebezpieczny dla kopalni, że obniża znacznie granicę wybuchowości metanu (podobnie zresztą jak i wyższe węglowodory), a poza tym skład materiałów wybuchowych powietrznych oraz istniejące zabezpieczenia urządzeń elektrycznych nie są obliczane na obecność wodoru.

Zawartość gazu w soli jest znacznie mniejsza aniżeli w węglu i zależy od jej porowatości. Pod tym względem stosunkowo dużą ilość gazu (50 do 70 l/m^3) może zawierać karnalit, natomiast sylwinit kilkadziesiąt razy mniej. W związku z tym również i ilość wydzielającego się gazu w kopalniach soli jest o wiele mniejsza niż w kopalniach węgla.

3.3. Ruch gazów w skałach

Ruch gazów w skałach w znacznym stopniu zależy od ich *przenikliwości gazowej*. Zagadnieniu temu poświęcono w ZSRR dużą uwagę (Żurawlew, Andrejew, Czernoruk, Krawiec, Kryczewski, Gurewicz), a otrzymane dotychczas wyniki sprowadzają się do następujących wytycznych:
— gazoprzenikliwość skał towarzyszących pokładom węgla jest bardzo niska, a zwłaszcza skał gliniastych;
— gazoprzenikliwość węgli jest 30 i więcej razy wyższa od przenikliwości skał towarzyszących;
— gazoprzenikliwość węgli kamiennych zmniejsza się wraz ze stopniem ich uwęglenia; jeżeli gazoprzenikliwość antracytu przyjąć za 1, to dla węgli koksujących wyniesie ona 5, dla gazowych 8, dla długopłomiennych 80;
— gazoprzenikliwość węgli i skał w kierunku ich uławicenia jest

zwykle kilka razy większa od przenikliwości w kierunku prostopadłym do uławicenia.

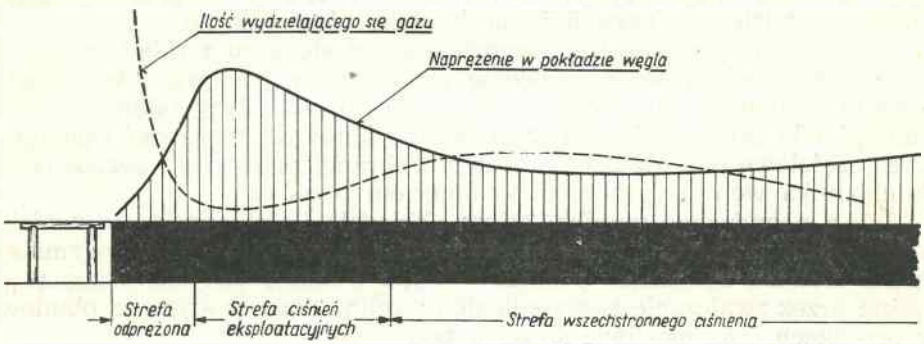
Jak z tego wynika, migracja gazów w zagłębiach węglowych odbywa się głównie wzdłuż pokładów węgla, skały zaś boczne można traktować praktycznie jako gazonieprzenikliwe.

4. WYDZIELANIE SIĘ GAZÓW W KOPALNIACH

4.1. Regularny wypływ gazów ze skał

Prowadzone już od wielu lat laboratoryjne prace badawcze wykazały, że wydobyte na powierzchnię kawałki węgla wydzielają z siebie gazy, zwłaszcza przy zmniejszeniu ciśnienia atmosferycznego. Proces wydzielania gazu z węgla przebiega bardzo powoli i trwać może nawet do pół roku. Nawet małe (0,3 do 0,5 kg) kawałki węgla tracą gaz dopiero po upływie kilku miesięcy. Im drobniejszy węgiel, tym prędzej wydziela się z niego gaz, ogólna jednak ilość wydzielonego gazu po upływie długiego czasu jest taka sama.

Większą łatwością wydzielania gazu z węgla rozdrobnionego można wytłumaczyć również zjawiska wydzielania się większej ilości gazów w tych miejscach kopalni, gdzie węgiel został zgnieciony i odprężony. W tych natomiast miejscach, gdzie węgiel znajduje się pod dużym ciśnieniem, ale nie jest zgnieciony, ilość wydzielającego się gazu jest znacz-



Rys. 24. Zależność między ilością wydzielającego się gazu a naprężeniami w pokładzie węgla

nie mniejsza, czemu sprzyja również w znacznym stopniu zamykanie się pod wpływem ciśnienia porów i szczelin, a tym samym zmniejszenie się gazoprzenikliwości węgla.

Badania (Rapaport) przeprowadzone w pokładzie węgla w różnej odległości od frontu eksploatacyjnego wykazały (rys. 24), że wzmożone wydzielanie się gazu obserwuje się w bezpośrednim sąsiedztwie frontu wybierania, a więc w odprężonej strefie węgla, gdzie występują najmniejsze naprężenia w węglu i gdzie jest on spękany. W strefie tej nie tylko jest łatwy odpływ dla gazu znajdującego się w stanie wolnym, lecz również i część gazu sorbowanego zostaje tu wydzielona, a więc następuje częściowa desorpcja.

W miarę posuwania się w głąb calizny (strefa ciśnień eksploatacyjnych) naprężenia w węglu wzrastają, a równocześnie z tym zmniejsza się ilość wydzielającego się gazu. Posuwając się dalej mamy znów, wskutek istniejącej fali ciśnień, zmniejszone ciśnienie na pokład, co przyczynia się do otworzenia szczelin w węglu i zwiększenia wydzielania się gazu. Począwszy od tego miejsca ciśnienie na pokład stopniowo wzrasta, szczeliny zamykają się ilość zaś wydzielającego się gazu maleje. Jeśli chodzi o całkowitą ilość wydzielonego w kopalni gazu z danego pokładu, to jest ona równa różnicy między gazonośnością węgla w pokładzie i gazonośnością urobku wydanego na powierzchnię. Im urobek jest grubszy, im prędzej zostanie on wydany na powierzchnię, tym mniejsza ilość gazu wydzieli się w kopalni na dole. Sposoby eksploatacji mogą wywierać wpływ na ilość wydzielającego się gazu tylko w pewnych okresach, np. podczas wykonywania wrębu, w chwili załamywania się stropu itd., ogólna jednak ilość wydzielających się z danego pokładu gazów pozostaje bez zmiany. Odprężenie węgla sięgające dalej w głąb pokładu przyczynia się do złagodzenia gwałtownych zmian zawartości gazu w powietrzu; gaz wydziela się bardziej równomiernie w ciągu całej doby, a więc i na zmianach nieobłożonych.

Podczas wybierania pokładu węgla, zalegającego w pobliżu innego pokładu nieeksploatowanego, ten ostatni ulega odprężeniu i następuje w nim desorpcja gazu, który przenika do wyrobisk czynnych i zwiększa ogólną ilość gazu wydzielającego się w kopalni. Zwiększenie to może wynosić 40 do 60% lub nawet powyżej 100%. Zastosowanie w takich warunkach podsadzki może znacznie zmniejszyć ilość wydzielającego się gazu. Celowe może być także równoczesne wybieranie sąsiadujących z sobą pokładów przy możliwie najmniejszym wyprzedzaniu frontu eksploatacji, gdyż wówczas wydzielanie gazu staje się bardziej równomierne.

W celu zmniejszenia ilości wydzielającego się gazu z robót przygotowawczych można zalecać skrócenie ich długości, np. przez wybieranie pokładu systemem ścianowym w kierunku do pola. Przy takim systemie zmniejszenie zawartości gazu w przodku ścianowym może być osiągnięte przez częściowe odprowadzenie gazu z wybranej przestrzeni bezpośrednio do chodnika wentylacyjnego z pominięciem przodku.

Jak z powyższego wynika, celem obniżenia ilości regularnie wydzielającego się w kopalni gazu należy przede wszystkim dążyć do zmniejszenia drenażu sąsiednich pokładów węgla i skał bocznych. Osiągnąć to można przez zwalczanie tworzenia się szczelin, stosując sztywną obudowę w przodkach oraz możliwie szczelną podsadzkę.

4.2. Odgazowywanie pokładów

Jeżeli pokład jest bardzo gazonośny, nie wystarczą podane środki i musi się przeprowadzić uprzednio odgazowywanie pokładu. Na podstawie obserwacji w przodkach robót przygotowawczych można przyjąć, że granica drenującego działania wyrobisk, po upływie kilku lat od chwili ich wykonania, sięga w głąb calizny na odległość 20 do 30 m. Wpływ otworów jest znacznie mniejszy i jak wykazały np. badania przeprowadzone w Zagłębiu Kuźnieckim (Czerwiński), z otworów drenażowych głębokości 15 do 25 m i średnicy 60 mm wypływ gazu wynosił zaledwie 1 do 1,5 l/min. Jeżeli przeliczyć ilość gazu jaka wydziela się z 1 m otworu przewierconego w poprzek pokładu, i porównać z ilością gazu

wydzielającego się z 1 m otworu wierconego po rozciągłości, to okazuje się, że wydzielanie gazu w pierwszym przypadku jest 2 do 3 razy większe niż w drugim. Ze względu jednak na małe grubości pokładów wydajność przecinających je otworów jest bardzo mała i dlatego nie należy liczyć się z możliwością łatwego odgazowania węgla za pomocą otworów wierconych w kierunku poprzecznym do pokładu. Sposób ten może znaleźć zastosowanie tylko przy wyjątkowo wysokiej gazoprzenikliwości pokładów węgla i otaczających skał. Stosowany on był z pewnym powodzeniem w Zachodniej Europie i Ameryce.

Otwory wiercone w przodku wyrobisk na głębokość 15 do 25 m nie dają na ogół żądanego wyniku, jeżeli chodzi o odgazowanie pokładu. Nie rozwiązuje tego zagadnienia również i wykonanie kilku otworów w przodku, gdyż wydajność później wywierconych otworów jest znacznie mniejsza od wydajności otworu pierwszego.

W przypadku węgla o niedużej gazoprzenikliwości żądane wyniki może dać tylko wykonanie większej liczby głębokich otworów wzdłuż pokładów węgla. W tym celu proponuje Lidin wiercenia otworów z górnego chodnika piętrowego w kierunku upadu co 20 do 25 m, przy czym głębokość otworów powinna być większa niż pochyła wysokość piętra. Średnica otworów nie powinna być mniejsza od 100 do 200 mm. W wylotach otworów (w ich górnych końcach) należy osadzić na cemencie 5-metrowe rury włączone do ogólnego przewodu rurowego wyprowadzonego na powierzchnię i połączonego z ekshaustorem ssącym. Wybieranie pokładu powinno się odbywać systemem poprzecznym w kierunku wzniesienia, a więc wzdłuż otworów drenażowych. Wskutek wytworzonej (za pomocą ekshaustora) depresji w tych otworach gaz nie będzie wychodził z nich do przodku, lecz przeciwnie powietrze będzie częściowo dopływało do otworów, przez co zmniejszy się zawartość gazu w miejscu pracy. W gazonośnych skałach płonnych, a zwłaszcza w strefach uskokowych, wskazane jest również wykonanie otworów drenażowych.

W celu zwiększenia intensywności odgazowania pokładu za pomocą otworów drenażowych zaproponowano dotychczas następujące środki:

— zmniejszenie statycznego ciśnienia skał, np. przez wybranie sąsiedniego pokładu zalegającego wyżej lub niżej, co powinno przyczynić się do rozszerzenia porów w węglu (Chodot);
— oprócz obniżenia statycznego ciśnienia wytworzenie również szczelinowatości w eksploatowanym pokładzie przez wybranie pokładu niżej zalegającego (Lidin);
— torpedowanie otworów.

Niejednokrotnie już starano się wykorzystać występujący w pokładzie gaz kopalniany do celów przemysłowych. Proponowane były między innymi sposoby wykorzystania metanu z powietrza kopalnianego przez urządzenie odpowiednich *osadników*, przez spalanie gazu, centryfugowanie, osmozę itd. Sposoby te albo są w ogóle nie do przyjęcia, albo też są niezmiernie kosztowne. Toteż sprawa wykorzystania metanu z powietrza kopalnianego została już dawno zarzucona. Inaczej natomiast przedstawia się zagadnienie wykorzystania gazu z fontann gazowych lub z otworów drenażowych. Rozwiązanie tego zagadnienia może dać często duże korzyści ekonomiczne.

Sprzyjające dla eksploatacji gazu warunki można spotkać w strefach uskokowych z szeroko rozwiniętą szczelinowatością węgla, np. w osiowej części fałd antyklinalnych, jak również w przypadku odgazowywania pokładów za pomocą otworów drenażowych.

4.3. Nagłe wydzielanie się gazów

Przez nagłe wydzielanie się gazu (*wyrzuty*, wybuchy) należy rozumieć zjawisko, kiedy z mocnego przodku uwalniają się nagle duże ilości gazu (CH_4, CO_2 lub ich mieszaniny) przy równoczesnym zburzeniu struktury pokładu i wyrzuceniu lub wysunięciu rozdrobionego wskutek ciśnienia węgla lub innej skały.

Pierwszy wypadek silnego nagłego wyrzutu metanu nastąpił 17 kwietnia 1879 r. w kopalni węgla kamiennego Agrapp nr 2 (rejon Mons w Belgii). Przy drążeniu pochylni w pokładzie węgla z poziomu 610 m na poziom 580 m nastąpił wyrzut 420 t miału węglowego i ogromnej ilości gazu, który wypłynął na powierzchnię nie tylko przez szyb wydechowy, lecz również i przez szyb wydobywczy — wdechowy. Tu zapalił się on od żelaznego piecyka znajdującego się w budynku maszyny wydobywczej w odległości 23 m od szybu. Gaz ten palił się z górą dwie godziny, a słup ognia sięgający na wysokość 50 m zniszczył wieżę oraz budynek nadszybowy. Gdy wypływ gazu z szybu wydobywczego zaczął maleć, a płomień obniżać się, rozpoczęła się seria wybuchów w okresach czasu co około 10 min. Ostatni (siódmy) najsilniejszy wybuch nastąpił po upływie 47 min od poprzedniego wybuchu, gdy płomienia nad szybem już nie było. Z 200 ludzi będących w kopalni zginęło 21. Oprócz tego było poparzonych 14 ludzi na powierzchni, z tego trzech śmiertelnie. Według przybliżonych obliczeń ilość wydzielonego gazu wyniosła tu około 500 tys. m^3, przy czym w początkowym okresie wydzielało się ponad 2000 m^3/min.

Nagłe wyrzuty gazów zdarzają się przeważnie w kopalniach węgla, przy czym bierze w nich udział głównie metan, niemniej jednak bardzo często przy nagłych wyrzutach bierze udział dwutlenek węgla. Pierwszy wyrzut CO_2 w Dolnośląskim Zagłębiu Węglowym nastąpił w 1894 r. w kop. Zofia koło Wałbrzycha. Od tego czasu następowały wyrzuty CO_2 i w innych kopalniach dolnośląskich (w kopalniach górnośląskich nagłych wyrzutów dotychczas nie było). Największe u nas wyrzuty gazu i węgla zachodzą w kopalni dolnośląskiej Nowa Ruda. Najbardziej katastrofalnym był tu wyrzut 10 maja 1941 roku, który pociągnął za sobą 187 ofiar. W dniu tym po przepisowym wycofaniu załogi za tamę strzałową wykonano odstrzał elektrycznie. Tama w chodniku głównym nie wytrzymała ciśnienia i została zburzona, gaz zaś przedostał się do szybu wydobywczego Piast i na powierzchnię. O gwałtowności wyrzutu świadczy fakt, że wyrobiska zostały wypełnione miałem węglowym w ilości 4150 t, oderwane bloki skały płonnej o objętości 0,5 m^3 zostały przerzucone na odległość 430 m. Ilość wyrzuconego gazu można oszacować na przeszło 200 tys. m^3.

W dniu 17 września 1945 r. w odległości około 20 m od miejsca poprzednio opisanego wyrzutu nastąpił ponowny ogromny wyrzut CO_2 podczas strzelania. Cała załoga kopalni z wyjątkiem strzałowego i jego pomocnika była wycofana na powierzchnię. Strzelanie odbywało się spoza specjalnych mocnych drzwi strzałowych, które wytrzymały ciśnienie gazu. Tym razem CO_2 skierował się wyłącznie do szybu wentylacyjnego. Olbrzymie ilości gazu wyrzucone zostały na powierzchnię i spływały na niżej położone miejsca w zasięgu 1 km powodując uduszenie jednej osoby, która znajdowała się wówczas na szosie. Ilość wyrzuconego sproszkowanego węgla wyniosła około 5000 t.

Wyrzuty o mniejszym lokalnym charakterze są w kopalni Nowa Ruda bardzo częste.

Ilość wyrzuconego węgla (lub skały płonnej) przy nagłych wyrzutach gazu waha się w bardzo szerokich granicach od kilku do 5000 t lub nawet więcej przy ilości wydzielonego gazu dochodzącej do kilkuset tysięcy m^3. Nagłe wydzielania dwutlenku węgla bywają na ogół znacznie silniejsze aniżeli metanu. Zależnie od intensywności wyrzuty gazu mogą być podzielone na słabe, średnie i silne. Do słabych zalicza się wyrzuty niedużej ilości węgla i gazu, które prawie że nie powodują przerw pracy w polu; do średnich, jeżeli wywołują zaburzenia w przewietrzaniu i przerwę pracy trwającą pewien czas; do silnych, gdy zostaną wyrzucone setki ton węgla i ogromne ilości gazu, który wypełnia wyrobiska w całej kopalni lub przynajmniej w kilku polach.

Nagłe wydzielania zdarzają się zazwyczaj na głębokości powyżej 250 do 300 m, jakkolwiek w poszczególnych przypadkach zjawiska te obserwuje się również i na mniejszej głębokości, zwłaszcza w strefach położonych w sąsiedztwie dyslokacji geologicznych. Na głębokościach większych intensywność i częstość wyrzutów wzrasta, przy czym występują one również i przy niezaburzonym zaleganiu pokładu. Wyrzuty CO_2 zaczynają występować na znacznie mniejszej głębokości aniżeli wyrzuty metanu. Tak np. w okręgu Gard (Francja) wyrzuty CO_2 pojawiały się na głębokości 200 m, metanu zaś na głębokości 500 m.

W miarę intensyfikacji wybierania pokładów węgla skłonnych do nagłych wyrzutów i przejścia na coraz większe głębokości wzrasta liczba nagłych wyrzutów węgla i gazu, o czym świadczyć może następujące zestawienie odnoszące się do kopalń ZSRR:

w okresie lat	1901	do 1910	liczba wyrzutów wynosiła	1
w okresie lat	1911	do 1920	liczba wyrzutów wynosiła	2
w okresie lat	1921	do 1930	liczba wyrzutów wynosiła	163
w okresie lat	1931	do 1940	liczba wyrzutów wynosiła	1500

Kierunek wyrzucenia węgla z przodków może być rozmaity; w pokładach stromych węgiel zostaje wyrzucony zwykle z góry w kierunku upadu pokładu, w pokładach o małym nachyleniu — w kierunku rozciągłości lub upadu; zdarza się również, że węgiel zostaje wyrzucony z dołu do góry. Nagłe wydzielania gazu występują przede wszystkim w pokładach węgli o zawartości 7 do 24% części lotnych, znane są jednak przypadki nagłych wydzieleń zarówno przy niższej, jak i wyższej zawartości części lotnych (od 5 do 35%). Przy eksploatacji grupy pokładów spotykane są czasami zjawiska wyrzucania gazu i węgla tylko w niektórych pokładach, gdy jednocześnie inne pokłady nie wykazują tej skłonności. Pokłady niebezpieczne pod względem wydzielania gazu mają zwykle w stropie mocne skały.

Nagłe wydzielania występują zarówno w robotach przygotowawczych, jak i eksploatacyjnych. W robotach przygotowawczych zjawiska te są na ogół częstsze i bardziej intensywne. W większości przypadków nagłe wydzielania występują w pokładach węgla miękkiego, przetartego, ze słabą łupliwością, niemniej jednak obserwuje się je również i w węglach twardych, a nawet i antracytach.

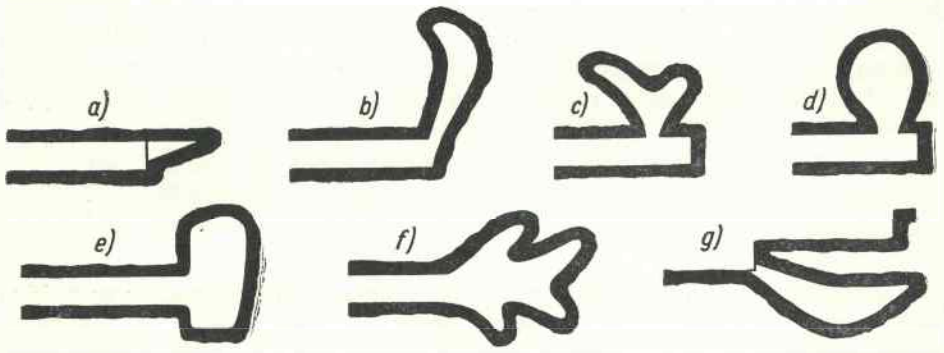
Oznakami poprzedzającymi nagłe wydzielania się gazu są: trzaski i mniejsze tąpania, wzrost ciśnienia w przodku, odpryskiwania cząstek węgla, wyciskania węgla z przodku lub ścian, zmiana zawartości gazu w powietrzu, zmiana twardości węgla (zwykle twardość zmniejsza się), zmiana połysku węgla, który staje się bardziej matowy, obniżenie temperatury w otworze.

Czasami nagłe wydzielania następują bez żadnych oznak ostrzegawczych.

Na podstawie prac Instytutu Naukowo-Badawczego w Makiejewce (Skoczyński, Karpow, Lidin, Jarowoj i inni) należy wyróżniać następujące *rodzaje nagłych wydzieleń:*

— nagłe wyrzuty gazu i węgla,
— nagłe zawalenie się (wysypanie się) węgla,
— rozgniatanie i wyciskanie węgla w kierunku wyrobiska przy równoczesnym wydzieleniu gazu.

Nagłe wyrzuty gazu i węgla są najbardziej niebezpieczne i przebiegają zwykle bez oznak ostrzegawczych. Węgiel zostaje tu rozdrobiony do stanu miałkiego pyłu i wyrzucony nagle razem z wydzielającym się gazem, niejednokrotnie na odległość kilkudziesięciu lub kilkuset metrów. Zjawisku temu towarzyszy uderzenie i silny napór gazu (łamanie obudowy, wywracanie wozów itp.) oraz głośny i ostry huk. Wyrzut następuje zwykle wkrótce po strzałach lub podczas urabiania. Wytworzone w pokładzie próżnie mają rozmaity kształt (rys. 25). Przy zbliżaniu się przecznicą do pokładu skłonnego do nagłych wydzieleń należy zawsze liczyć się



Rys. 25. Konfiguracja próżni wytworzonych po nagłym wyrzucie gazów i węgla

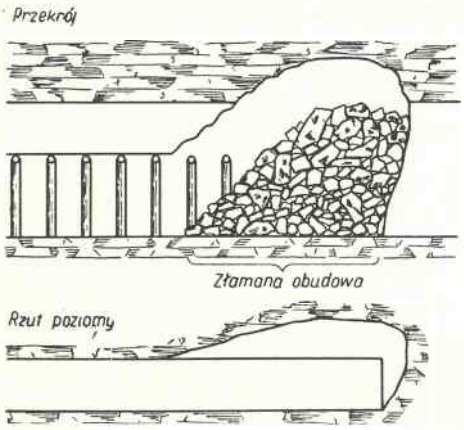
z tym, że w chwili jego udostępnienia może wystąpić nagłe wyrzucenie gazu i węgla. Nagłe wydzielania tego typu są częstym zjawiskiem w kopalniach Dolnego Śląska.

Nagłe zawalenie się węgla (wysypanie się) z równoczesnym wydzieleniem gazu — występuje w pokładach bardzo stromych, gdy węgiel jest bardzo miękki i mocno starty. Cechą tego rodzaju zjawisk jest to, że w poziomych wyrobiskach takich pokładów węgiel nie jest odrzucany na większą odległość, lecz pozostaje w miejscu i układa się pod właściwym mu kątem stoku naturalnego (rys. 26). Uderzenie gazu jest słabe. Wyrzucenie węgla następuje tylko z góry na dół, zwykle z wewnętrznych naroży przodku (rys. 25 *g*). Węgiel nie zostaje rozdrobiony do stanu pyłu. Wydzielenie gazu spokojniejsze.

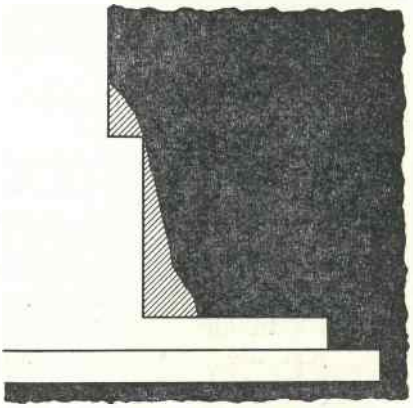
Rozgniatanie i wyciskanie węgla jest bez wątpienia związane z ciśnieniem skał, które przejawia się głównie w wystających częściach przodków (rys. 27) oraz w pozostawionych filarach węglowych. Czasami węgiel zostaje wyciśnięty w całym przekroju chodnika i przesunięty na pewną odległość bez jego odwalenia od calizny. Rozgniataniu i wyciskaniu węgla towarzyszy silny trzask (tąpnięcie) i stosunkowo nieduże zwiększenie

wydzielania się gazu. W porównaniu z nagłymi wyrzutami zjawisko przebiega tu wolniej, przy czym zawsze obserwuje się oznaki ostrzegawcze.

Próby wyjaśnienia przyczyn nagłych wydzieleń przedsiębrało wielu badaczy. Istniejące teorie można ująć w dwie grupy. Do pierwszej należą teorie (Arnauld, Ghysen, Becker — 1907, Czernicyn — 1917, Briggs — 1929, Ruff — 1927, Cornet — 1930, Bykow — 1932), które główną rolę przy wyrzuceniu węgla przypisują gazowi, do grupy zaś drugiej — teorie, które wyrzucenie węgla i gazu rozpatrują jako skutek ciśnienia skał i związanych z nim naprężeń (Karpow — 1934, Pieczuk, Jarlier — 1938, Audibert — 1942). Teorie te nie wyjaśniają jeszcze w całej pełni tak skomplikowanego zjawiska, jakim jest nagłe wydzielanie gazu i wyrzucenie węgla. Jedni z badaczy przypisują gazowi rolę główną, inni znowu — rolę podrzędną. To samo dotyczy również i ciśnienia skał.



Rys. 26. Zawalenie się węgla



Rys. 27. Zgniecenie i wyciśnięcie węgla

Z powyższego wynika (rys. 24), że wydzielanie się gazu z węgla jest tym większe, im mniejsze jest ciśnienie, co przejawia się w gwałtowniejszym wydzielaniu gazu w strefie odprężonej. Poza tym, jak wiemy, nagłe wydzielania potęgują się ze wzrostem głębokości eksploatacji, co związane jest ze zwiększeniem zarówno gazonośności, jak i ciśnienia skał.

Zjawiska, które występują przy nagłych wydzielaniach gazu, oraz warunki ich występowania pokrywają się w znacznym stopniu ze zjawiskami tąpań, kiedy to w jednej chwili węgiel w caliźnie zostaje zgnieciony i odprężony. Jeżeli węgiel ten zawiera w sobie dużo gazu, to wskutek takiego nagłego odprężenia musi nastąpić jednocześnie nagłe wydzielenie gazu. Tak więc, jeżeli powolne zgniatanie węgla przyczynia się do zwiększenia regularnego wypływu gazu, to niezawodnie *tąpięcie musi spowodować nagłe jego wydzielenie.*

Obecnie ustala się pogląd, że najpewniejszym sposobem zapobiegania nagłym wydzieleniom gazu jest *zwalczanie ciśnienia.* Jeżeli oprzemy się na wysuniętej na tym miejscu hipotezie tąpań, musimy przyjść do wniosku, że w celu uniknięcia nagłych wydzieleń konieczne jest prowadzenie robót górniczych tak, by tąpania nie występowały w danym pokładzie.

Wobec tego do środków zapobiegawczych należy zaliczyć:

— wcześniejszą eksploatację sąsiednich pokładów, w których nagłe wydzielania nie występują (pokłady ochronne), co przyczynia się do odprężenia pokładu niebezpiecznego i częściowego jego odgazowania;

— stosowanie systemów wybierania z możliwie najmniejszą ilością robót przygotowawczych i możliwie długim i równym (bez występów) przodkiem ścianowym; w tym celu wskazane jest wybieranie pokładu w kierunku do granicy i to bez wykonywania ścianowego chodnika przygotowawczego; w przypadku pokładów stromych należy stosować możliwie długie odcinki przodku ustępliwego z rozwartymi jego kątami lub też system spągowo-schodowy;

— czyste wybieranie węgla bez pozostawiania w sąsiednich pokładach niewybranych filarów;

— prowadzenie wyrobisk przygotowawczych z obudową wyprzedzającą, a czasami nawet z cementowaniem w przodku (unika się zawalenia się węgla);

— zmniejszenie prędkości postępu przodku (większe odprężenie węgla).

W celu uniknięcia nagłych wydzielań w czasie wykonywania robót w przodku wskazane jest:

— unikanie narzędzi i maszyn o działaniu udarowym;

— urabianie węgla tylko za pomocą robót strzelniczych przy zastosowaniu strzelania wstrząsającego, tzn. jednoczesnego odpalenia dużej liczby otworów z silnymi ładunkami; odpalanie powinno się odbywać z powierzchni lub ze specjalnych schronów na dole, gdy w kopalni nie ma ludzi;

— trzymanie w przodku otworów wyprzedzających, których celem jest nie tyle odgazowanie pokładu, ile możność zbadania zmian własności węgla i ilości wydzielających się gazów, jak również badanie temperatury wewnątrz calizny.

Dla zabezpieczenia ludzi stosuje się poza tym: zaopatrzenie wszystkich robotników w aparaty oddechowe, urządzanie schronów podziemnych, oświetlanie dróg, którymi powinna odbywać się ucieczka ludzi itp. Poza tym pożądane jest stosowanie do urabiania strugów lub innych mechanizmów kierowanych z odległości.

Strzelanie wstrząsające okazało się bardzo skutecznym środkiem zapobiegawczym, gdyż przyczynia się ono do wywołania wyrzutu gazu i węgla bezpośrednio po strzałach, a więc w czasie, gdy robotnicy są usunięci z kopalni.

Nagłe wyrzuty gazu zdarzają się nie tylko w kopalniach węgla, lecz również i w kopalniach soli, np. w kopalniach soli potasowych rejonu Werra i Fulda (NRD). Pierwszy nagły wyrzut metanu w naszej kopalni soli kamiennej w Bochni nastąpił w 1951 r. przy prowadzeniu przecznicy w iłach solnych. Ilość wyrzuconej rozdrobionej skały wynosiła tu około 500 t. Metan skierował się do szybu i na wyższym poziomie został zapalony przez otwarte lampy acetylenowe górników, którzy znajdowali się wówczas w podszybiu w oczekiwaniu na klatkę.

W 1956 r. nastąpił duży wyrzut gazu podczas ługowania przodku chodnikowego w kopalni Solno w Inowrocławiu (wyrzucone zostało około 600 t soli), a w 1957 r. osiem dużych wyrzutów gazu w kopalni Kłodawa. Wyrzuty następowały tu bezpośrednio po strzałach przeprowadzanych z powierzchni po wyjeździe załogi. Nadmienić tu należy, że

w ostatnich latach w Kłodawie była duża ilość słabych nagłych wyrzutów soli w ilości kilku ton. Nie jest wykluczone, że w kopalni tej oprócz metanu bierze udział w wyrzutach również i azot.

4.4. Fontanny gazowe

Fontanną gazową nazwano długotrwałe (nawet przez kilka lat) wydzielanie się gazu ze szczelin lub próżni w skałach, w ilości od kilku do kilkudziesięciu tysięcy m^3 na dobę, któremu towarzyszy mniej lub więcej głośny dźwięk. Szczeliny te i próżnie mogą być zarówno naturalne, jak i wytworzone wskutek eksploatacji. Gdy przerwanie się dużej ilości gazu ze szczelin i próżni następuje nagle i wydajność fontanny szybko spada, wówczas zaliczamy to zjawisko do nagłych wydzieleń, ale odmiennego rodzaju. W tym przypadku w chwili przerwania się gazu następuje zniszczenie skał stropu lub spągu lub też ich wyciśnięcie do wyrobiska.

Walka z niebezpieczeństwem fontann gazowych prowadzona jest następującymi sposobami (Jarowoj i Fetisow):

- sposób bierny, tzn. zatrzymanie robót do czasu wyczerpania się fontanny lub izolowanie wyrobiska tamami i odprowadzanie gazu za pomocą rur;
- zamknięcie wylotu gazu za pomocą piasku, gliny lub cementowania;
- ujęcie wylotu gazu i jego odprowadzenie za pomocą rur do chodnika wentylacyjnego lub na powierzchnię;
- wzmożone przewietrzanie;
- drenaż gazu za pomocą otworów wykonanych w przodku, w którym występuje fontanna;
- prowadzenie robót strzelniczych w przodku oddzielonym za pomocą podwójnych tam z drzwiami, wskutek czego zawartość CH_4 podnosi się od 80 do 90%, przez co wykluczona zostaje możliwość zapalenia gazu podczas strzelania;
- utworzenie w przodku, po nabiciu otworów, zasłony z gliny grubości 20 do 30 cm, zatrzymanie w ten sposób wydzielania gazu i równoczesne odpalenie otworów w warunkach bezpiecznych.

Walka z fontannami gazowymi jest bardzo uciążliwa i w większości przypadków wymaga zatrzymania robót górniczych. Jeżeli są przypuszczenia możliwości natknięcia się wyrobiskiem na fontannę, należy uprzednio wykonać głębokie otwory drenażowe i po natrafieniu nimi na fontannę odprowadzić gaz za pomocą rur. Miejscem ujęcia gazu nie powinien być przodek, gdyż pociągnęłoby to za sobą zatrzymanie robót. Celowe jest odprowadzać gaz z piętra, spodu lub boków wyrobiska, toteż w takich miejscach powinny być wiercone otwory drenażowe.

5. PARA WODNA

5.1. Wilgotność powietrza

Powietrze zawiera zawsze w swym składzie parę wodną. Największa jej ilość w jednostce objętości jest wtedy, kiedy powietrze jest nasycone parą wodną. Gdy do przestrzeni nasyconej parą doprowadzi się jeszcze

dodatkową jej ilość, wówczas pociągnie to za sobą wydzielenie takiej samej ilości wody.

Ilość Fg/m^3 i prężność E mm Hg pary nasyconej zawartej w powietrzu zależą tylko od temperatury (tablica 10).

Tablica 10

Wilgotność bezwzględna F i prężność E pary nasyconej

t °C	F g/m³	E mm Hg	t °C	F g/m³	E mm Hg
− 20	1,1	0,9	+ 15	12,8	12,7
− 15	1,5	1,4	+ 20	17,2	17,4
− 10	2,3	2,1	+ 25	22,9	23,6
− 5	3,4	3,1	+ 30	30,1	31,6
0	4,9	4,6	+ 35	39,3	41,9
+ 5	6,8	6,5	+ 40	50,8	54,9
+ 10	9,4	9,2	+ 45	64,9	71,4

Jeżeli powietrze nasycone parą zostanie ogrzane bez doprowadzenia dodatkowej ilości pary, to para będzie przegrzana, a ilość jej f g/m³ w jednostce objętości oraz prężność e mm Hg będą mniejsze od odpowiedniej ilości pary nasyconej F i jej prężności E przy tej wyższej temperaturze.

Ilość pary H_2O w gramach, przypadająca na 1 m³ powietrza nosi nazwę *wilgotności bezwzględnej.*

Wilgotność bezwzględną można obliczyć *z zasadniczego* równania dla gazów

$$p \cdot V = R \cdot T \tag{4}$$

gdzie

$p = 13{,}6 \cdot e$ — prężność pary, kG/m²,

$V = \dfrac{1}{0{,}001 \cdot f}$ — objętość właściwa, m³/kG,

$R = 47{,}06$ — stała gazowa (patrz tablica 2),

$T = 273 + t$ — temperatura bezwzględna, °K.

Po wstawieniu do (4) otrzymuje się

$$f = 289 \cdot \frac{e}{T} = \frac{1{,}06}{1 + \alpha t} \cdot e \quad \text{gramów } H_2O \text{ na m}^3 \tag{5}$$

gdzie $\alpha = \dfrac{1}{273}$.

W przybliżeniu można przyjmować

$$f = e \tag{6}$$

Ilość pary H_2O w gramach przypadająca na 1 kg powietrza nosi nazwę *wilgotności właściwej w.* Oblicza się ją z wzoru

$$w = \frac{f}{\gamma} = 622 \cdot \frac{e}{b - 0{,}378 \cdot e} \quad \text{g/kg} \tag{7}$$

gdzie

γ — ciężar właściwy powietrza wilgotnego. kG/m³ — wzór (37);

b — ciśnienie barometryczne, mm Hg.

Stosunek procentowy ciężaru pary H_2O znajdującej się w powietrzu do ciężaru pary, która w danych warunkach (temperatura, objętość) nasyca powietrze, nazywa się *wilgotnością względną*, którą wyprowadza się z wzoru (5)

$$\varphi = 100 \cdot \frac{f}{F} = 100 \cdot \frac{e}{E} \tag{8}$$

Jeżeli znana jest wilgotność względna φ_1 powietrza przy jednym stanie (p_1, t_1), to wilgotność φ_2 tegoż powietrza przy innym stanie (p_2, t_2) można obliczyć z równania

$$\varphi_2 = \varphi_1 \cdot \frac{P_2}{P_1} \cdot \frac{E_1}{E_2} \tag{8 a}$$

Wilgotne powietrze w temperaturze podwyższonej wpływa ujemnie na zdrowie pracującego człowieka. Przy

$\varphi < 40\%$ ma się wrażenie powietrza bardzo suchego,

$\varphi = 40$ do 60% ma się wrażenie powietrza suchego,

$\varphi = 60$ do 80% ma się wrażenie powietrza normalnego,

$\varphi = 80$ do 100% ma się wrażenie powietrza wilgotnego.

Wilgotność powietrza atmosferycznego zależy głównie od warunków klimatycznych danej miejscowości. Wilgotność bezwzględna jest zwykle większa w lecie aniżeli w zimie; wilgotność względna — odwrotnie. Wilgotność względna powietrza jest niejednakowa w różnych kopalniach i w poszczególnych wyrobiskach. Zależy ona od ilości znajdującej się w nich wody, panującej temperatury, intensywności przewietrzania oraz innych przyczyn.

Wilgotność względna powietrza kopalnianego może się wahać w dość szerokich granicach.

Wilgotność względna powietrza w szybie wdechowym i w podszybiu zależy od ilości wody w szybie i dochodzi do $\varphi = 90$ do 95%. W chodnikach i szybach wentylacyjnych prawie zawsze $\varphi = 90$ do 100%. W kopalniach głębokich (800 do 1000 m), w związku ze zmniejszeniem dopływu wody na niższych poziomach i ze wzrostem temperatury skał, powietrze zwykle jest bardziej suche niż w kopalniach płytkich. W kopalniach soli, zwłaszcza potasowych, wskutek ich higroskopijności powietrze jest wyjątkowo suche ($\varphi = 15$ do 25%).

Jeśli chodzi o wpływ stopnia wilgotności powietrza atmosferycznego, wchodzącego do kopalni, na wilgotność powietrza kopalnianego, to staje się on widoczny jedynie tylko w najbardziej suchych kopalniach.

O wiele większy wpływ na wilgotność powietrza w kopalniach wywierają wahania temperatury powietrza atmosferycznego na powierzchni.

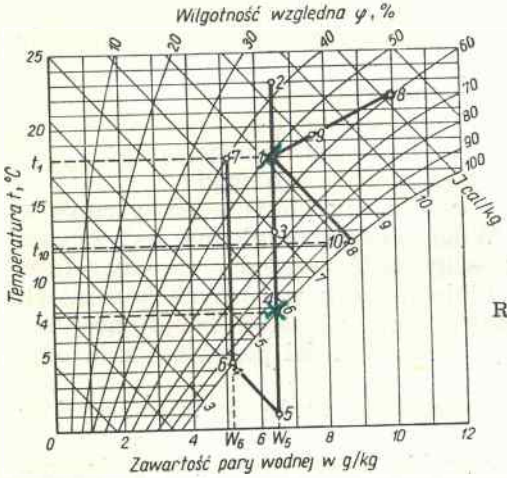
Wilgotne powietrze w temperaturze podwyższonej wpływa ujemnie na zdrowie pracującego człowieka. W kopalniach wilgotnych przy wyższej temperaturze (20 do 38°) szerzy się czasami zakaźna choroba zawodowa górnicza *ankylostomiaza*, czyli glistnica górnicza.

5.2. Zmiany temperatury i wilgotności powietrza

Zmiany, jakim ulega powietrze wilgotne przy jego ogrzewaniu lub ochładzaniu, najprościej jest wyjaśnić za pomocą wykresu (rys. 28), na którym przedstawiona jest zależność między zawartością ciepła I kcal/kg, wilgotnością w g/kg, temperaturą i wilgotnością względną φ %. Znając

dwie dowolne z tych wielkości można określić dwie pozostałe. Wykres ten jest sporządzony dla 1 kg suchego powietrza zawartego w powietrzu wilgotnym, czyli dla $\frac{1000}{1000 - w}$ kg powietrza wilgotnego.

Jeżeli powietrze o stanie określonym punktem *1* zostanie ogrzane bez zmiany zawartości w nim pary wodnej (w = const), proces będzie przebiegał wzdłuż prostej pionowej w górę od punktu *1* (do punktu *2*), jeżeli zostanie ochłodzone — wzdłuż prostej skierowanej w dół do punktu *3*. Wykres dobitnie wykazuje, że przy w = const ogrzewanie powietrza przyczynia się do obniżenia wilgotności względnej, ochłodzenie zaś — do jej podniesienia.



Rys. 28. Zmiany temperatury i wilgotności powietrza

Punkt *4* — na przecięciu prostej pionowej z $\varphi = 100\%$ — nosi nazwę *punktu rosy*, a odpowiednia izoterma określa temperaturę punktu rosy t_4. Na przykład dla powietrza o temperaturze $t = 18^\circ$ i wilgotności $\varphi = 50\%$ (punkt *1*) temperatura punktu rosy wynosi 8° (punkt 4).

Ochłodzenie wilgotnego powietrza poniżej punktu rosy (punkt 5) pociąga za sobą kondensację pary wodnej i powstanie mgły. Przez kondensację pary można osiągnąć osuszenie powietrza. Strącona z powietrza wilgoć ($w_5 - w_6$) zabierze z sobą pewną ilość ciepła, to jednak ilość ta jest tak nieznaczna, że przejście z punktu 5 do punktu *6* odbywa się praktycznie przy I = const. Jeżeli teraz ponownie ogrzeje się powietrze do temperatury t_1, otrzymuje się powietrze bardziej suche (stan 7).

Ażeby znaleźć punkt odpowiadający mieszaninie 1 kg powietrza o stanie *1* z n kg powietrza o stanie *8*, należy prostą *1—8* rozdzielić na $n + 1$ części i odmierzyć n części od punktu *1* (punkt *9*).

Może się zdarzyć, że przy mieszaniu dwóch ilości powietrza nie nasyconego o różnym stanie otrzyma się mieszaninę przesyconą (punkt *9* wypadnie poniżej $\varphi = 100\%$), tzn. wytworzy się mgła.

W technice przewietrzania zarówno nawilgacanie powietrza, jak i jego osuszanie przeprowadza się za pomocą rozpylonej wody. Jeżeli temperatura wody w czasie zetknięcia się z powietrzem jest niższa od temperatury punktu rosy tego powietrza, następuje jego osuszenie; jeżeli jest wyższa od punktu rosy, następuje nawilgocenie powietrza. Procesowi osuszania powietrza towarzyszy jego ochłodzenie, procesowi zaś nawilga-

cania — ochłodzenie lub ogrzanie powietrza w zależności od temperatury wody. Jeżeli woda miała początkową temperaturę np. 8 °C, a po wymianie ciepła z powietrzem temperatura ta podniosła się do 11 °C i jeżeli np. na każdy kilogram powietrza rozpyla się 1 kg wody, to woda ogrzewając się o 3 °C odbiera od 1 kg powietrza 3 kcal ciepła. Wobec tego powietrze powinno się ochłodzić o $\frac{3}{0{,}24} = 12$ °C (0,24 — jest to ciepło właściwe powietrza).

Jeżeli do nie nasyconego powietrza będzie doprowadzana para wodna przy ciśnieniu atmosferycznym, to temperatura mieszaniny będzie pozostawała praktycznie stałą ($t = \text{const}$), zanim wilgotność względna nie osiągnie 100%. Od punktu przecięcia się z krzywą $\varphi = 100\%$ proces w dalszym ciągu będzie przebiegał wzdłuż tej krzywej, temperatura zaś mieszaniny będzie się szybko podnosiła.

5.3. Pomiar wilgotności powietrza i prężności pary wodnej

Bezpośrednie oznaczanie wilgotności bezwzględnej dokonuje się przez absorpcję wody zawartej w powietrzu, przepuszczając go przez odczynniki pochłaniające wodę, jak: $CaCl_2$, H_2SO_4, P_2O_5 itp. Różnica ciężaru odczynnika przed i po absorpcji daje ilość wody zawartej w przepuszczonej objętości powietrza.

Wilgotność względną φ i prężność pary e oznacza się za pomocą higrometrów lub psychrometrów.

Higrometry włosowe (Saussure) oparte są na własności włosów ludzkich zmieniania długości pod wpływem wilgoci. Na tej zasadzie urządzone są także higrografy.

Dokładniejszym przyrządem jest higrometr Daniella lub Alluarda, za pomocą których oznacza się wilgotność na podstawie punktu rosy. W tym celu oziębia się naczynie higrometru przez odparowanie pewnej ilości eteru i z chwilą ukazania się rosy na srebrzonej lub złoconej ściance naczynia z eterem odczytuje się jego temperaturę, po czym z odpowiednich tablic znajduje się prężność pary.

Psychrometry (August), jakkolwiek mniej dokładne od higrometrów eterowych, są jednak dogodniejsze w użyciu i dlatego są zwykle używane w kopalniach. Psychrometr składa się z dwóch termometrów — suchego i wilgotnego (bańka owinięta wilgotnym muślinem). Wskutek parowania wody termometr wilgotny wskazuje niższą temperaturę (przy $\varphi < 100\%$). W celu ułatwienia parowania wody stosuje się psychrometry obrotowe (rys. 29) lub też psychrometry Assmanna (psychroaspiratory, rys. 30), w których wytwarza się prąd powietrza o prędkości 1 do 1,5 m/sek za pomocą małego wentylatorka wbudowanego w głowicę osłony obu termometrów.

Do oznaczania temperatury, jaką wskazuje termometr wilgotny, można korzystać z wykresu 28. W tym celu z punktu *1*, określającego stan danego powietrza, należy przeprowadzić prostą 1—10 odpowiadającą $I = \text{const}$ do przecięcia się jej z graniczną krzywą $\varphi = 100\%$ i odczytać daną temperaturę t_{10}. Tenże wykres może służyć również do oznaczania wilgotności powietrza (φ, w) na podstawie odczytów z obu termometrów z psychrometru. Tak np. jeżeli temperatura na termometrze wilgotnym wynosi $t_{10} = 12$ °C, a na suchym $t_1 = 18$ °C, to przeprowadzając linię poziomą $t_{10} = 12$ °C do przecięcia z $\varphi = 100\%$ otrzyma się

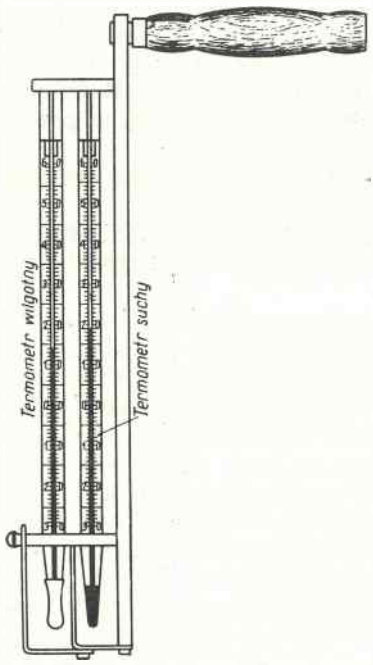
punkt *10*. Prowadząc z tego punktu prostą $I = \text{const}$ do przecięcia z $t_1 = 18\ ^\circ\text{C}$ otrzymuje się punkt *1* i odczytuje $\varphi = 50\%$; $w_5 = 6{,}5\ \text{g/m}^3$.

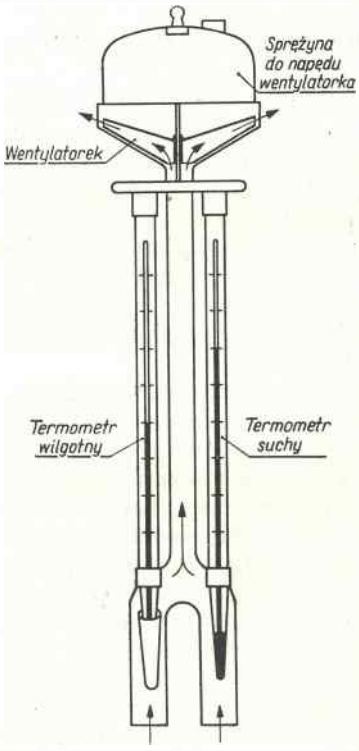
Prężność pary wodnej w powietrzu może być obliczona za pomocą wzoru empirycznego (Sprung)

$$e = E' - a \cdot (t - t') \cdot \frac{b}{755} \tag{9}$$

gdzie

E' — prężność pary wodnej nasyconej przy temperaturze t' (z tablicy 10);
t — temperatura na termometrze suchym;
t' — temperatura na termometrze wilgotnym;
a — współczynnik zależny od rodzaju psychrometru:
dla psychrometru bez podmuchu $a = 0{,}6$,
dla psychrometru z podmuchem $a = 0{,}5$.





Rys. 29 *(z lewej)*. Psychrometr obrotowy
Rys. 30 *(z prawej)*. Psychroaspirator (psychrometr z podmuchem)

W praktyce wilgotność względną powietrza oblicza się zwykle za pomocą tablic liczbowych (tablica 11) lub też wykresów dołączonych do psychrometrów.

Dla otrzymania prawidłowych wartości wilgotności względnej jest konieczne, aby:

— termometry w stanie suchym dawały jednakowe odczyty;
— muślin był silnie zwilżony, jednakże nie tak, aby woda z niego ściekała;

— temperatura obu termometrów była ustalona;
— psychrometr trzymać za uchwyt bez dotykania drugą ręką; odczytywać szybko, najpierw na termometrze wilgotnym, a następnie na suchym, mając lampę poza skalą.

Tablica 11

Oznaczenie względnej wilgotności powietrza na podstawie odczytów na termometrach suchym i wilgotnym

Odczyt na termometrze suchym	Różnica odczytów na termometrach suchym i wilgotnym								Odczyt na termometrze suchym	Różnica odczytów na termometrach suchym i wilgotnym							
	0	1	2	3	4	5	6	7		0	1	2	3	4	5	6	7
	wilgotność względna %									wilgotność względna %							
0	100	81	63	46	28	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									

6. CIŚNIENIE POWIETRZA

Ciśnienie statyczne (prężność) gazów $p = \frac{dP}{dS}$, gdzie P jest siłą, z jaką powietrze ciśnie na powierzchnię S, wyraża się w kG/m², kG/cm², w atmosferach, w mm sł. wody lub rtęci oraz w m sł. powietrza.

Atmosfera fizyczna (Atm) wyraża normalne ciśnienie powietrza na poziomie morza; atmosfera techniczna (metryczna, at) odpowiada ciśnieniu 1 kG/cm².

Wzajemna zależność jednostek ciśnienia przedstawia się, jak następuje:

1 Atm = 1,033 at = 1,033 kG/cm² = 10 330 mm H_2O = 760 mm Hg,
1 at = 0,968 Atm = 1 kG/cm² = 10 000 mm H_2O = 735,5 mm Hg,
1 mm H_2O = 1 kG/m² = 0,0001 at,
1 mm Hg = 13,596 mm H_2O,
1 m sł. powietrza = γ mm H_2O, gdzie γ — ciężar 1 m³ powietrza w kilogramach.

Ciśnienie barometryczne w rozmaitych punktach kopalni zależy od szerokości geograficznej $\varphi°$, rzędnych tych punktów względem poziomu morza z w metrach oraz temperatury t w °C. Stosunek ciśnienia barometrycznego w dwóch punktach *1* i *2* można obliczyć z wzoru Laplace'a

$$\lg \frac{b_1}{b_2} = \frac{z_2 - z_1}{18\,405 \cdot (1 + 0{,}002\,552 \cdot \cos 2\varphi) \cdot [1 + 0{,}002 \cdot (t_1 + t_2)]} \qquad (10)$$

Wpływ szerokości geograficznej na ciśnienie barometryczne jest bardzo mały, nieduży jest również wpływ temperatury w zwykłych warunkach, toteż wzór (10) można uprościć do postaci

$$\lg \frac{b_1}{b_2} = \frac{z_2 - z_1}{18\,400} \tag{11}$$

Częściej korzysta się z wzoru odpowiadającego międzynarodowej znormalizowanej atmosferze

$$\frac{b_1}{b_2} = \left(1 + \frac{z_2 - z_1}{44\,300}\right)^{5{,}256} \tag{12}$$

We wzorze tym gradient temperatury (patrz dalej) został przyjęty 6,5 °C na każde 1000 m wysokości ($g_r = \frac{1000}{6{,}5} = 154$).

W czasie ruchu powietrza następuje pewien spadek ciśnienia, a tym samym zmienia się nieco stosunek $\frac{b_1}{b_2}$.

Ciśnienie powietrza mierzy się za pomocą *barometru rtęciowego* lub też *aneroidu*. Działanie aneroidu polega na zmianie objętości zamkniętej puszki metalowej przy zmianie ciśnienia barometrycznego, a mianowicie przy zwiększeniu ciśnienia puszka ta nieco się spłaszcza. Ruch ten zostaje powiększony 200 do 800 razy za pomocą systemu dźwigni i przeniesiony na wskazówkę. Przed wprowadzeniem do użycia aneroidy powinny być cechowane przez porównanie ich odczytów z odczytem barometru wzorcowego (rtęciowego lub hipsometru).[1]) Przy odczytywaniu należy lekko uderzać palcem po pokrywie aneroidu. Odczyty powtarza się dwa lub trzy razy. Przy dobrym aneroidzie różnica odczytów nie powinna przekraczać 0,2 mm Hg.

W okresach zniżki barometrycznej obserwuje się w kopalniach wzmożone wydzielanie gazów z przestrzeni otamowanych, przez szczeliny w skałach i nieszczelności tam. W okresach natomiast zwyżki barometrycznej świeże powietrze dostaje się do przestrzeni otamowanych i może przyczynić się do rozpalenia w nich pożarów. Dlatego też w kopalniach, w których występuje gaz lub gdzie są pożary podziemne, konieczne jest zwiększenie czujności w okresach zniżek i zwyżek barometrycznych. W kopalniach takich powinny znajdować się barografy (barometry samopiszące), które w sposób ciągły i wyraźnie wskazują zmiany ciśnienia barometrycznego. Cechowanie barografów należy przeprowadzać na podstawie barometrów rtęciowych lub hipsometrów. Barograf powinien być tak umieszczony, by na niego nie padały bezpośrednio promienie słońca. Dokładność odczytów barografu wynosi 1 mm Hg.

Na zasadzie prawa Daltona poszczególne składniki powietrza zachowują się tak, jak gdyby każdy z nich zajmował sam całą objętość, a wskutek tego prężność powietrza jako mieszaniny p_m jest równa sumie cząstkowych prężności składników p_1, p_2 ...

$$p_m = p_1 + p_2 + p_3 + p_4 + \ldots + p_n = \Sigma_{pi} \tag{13}$$

Jeżeli udział objętościowy dowolnego składnika wynosi v_i, to prężność cząstkowa tego składnika

$$p_i = p_m \cdot \frac{v_i}{v_m} \tag{14}$$

[1]) Przyrząd oparty na pomiarze temperatury wrzenia wody.

7. TEMPERATURA POWIETRZA

Wysokość i wahania temperatury powietrza w wyrobiskach kopalnianych zależą od szeregu czynników, a mianowicie mają tu wpływ: większe ciśnienie barometryczne na dole kopalni, temperatura skał, intensywność przewietrzania, temperatura powietrza na powierzchni, reakcje zachodzące w wyrobiskach podziemnych.

Temperaturę powietrza kopalnianego mierzy się albo za pomocą termometru suchego, albo też wilgotnego, którego bańka owinięta jest wilgotnym muślinem. Oba termometry wskazują jednakową temperaturę tylko wtedy, gdy powietrze jest nasycone parą wodną. W innych przypadkach termometr wilgotny traci pewną ilość ciepła wskutek parowania wody i wskazuje temperaturę niższą niż termometr suchy. Termometry kopalniane mają podziałkę sporządzoną co 0,5 do + 40 lub + 50 °C; oprawa ich jest z blachy lub drewna. Do pomiarów temperatury skał używa się termometrów maksymalnych, odpowiednio zabezpieczonych przed uszkodzeniem.

7.1. Wpływ ciśnienia powietrza

Powietrze płynące do kopalni przechodzi z niższego ciśnienia barometrycznego panującego na powierzchni do wyższego — na dole i ulega przy tym odpowiednim przemianom termodynamicznym.

Dla gazów o stałej wielkości ciepła właściwego, do których bez popełniania większego błędu zaliczyć można również powietrze, przemiany termodynamiczne odbywają się według typu przemian, zwanych politropicznymi.

Równanie *politropy*

$$p \cdot \left(\frac{1}{\gamma}\right)^m = \text{const} \qquad (15)$$

gdzie

p — ciśnienie (prężność powietrza), kG/m²,

γ — ciężar 1 m³ powietrza, kG/m³,

m — wykładnik politropy, który jest wielkością stałą dla ściśle określonej przemiany, a mianowicie przy:

$m = 0$ — przemiana *izobaryczna* (p = const),

$m = 1$ — przemiana *izotermiczna* (t = const),

$m = \frac{c_p}{c_v}$ — przemiana *adiabatyczna (izentropiczna*, brak wymiany cieplnej), dla powietrza $\frac{c_p}{c_v} = 1{,}4$,

$m = \pm \infty$ — przemiana *izochoryczna* (γ = const).

Zależność p i γ przedstawiona może być na *wykresie pracy* (Clapeyron), w którym (rys. 31) na osi odciętych odmierza się odwrotność γ, a więc *„objętość właściwą V"* (objętość 1 kG powietrza w m³), na osi zaś rzędnych — p.

Dla wyeliminowania w równaniu politropy (15) ciężaru właściwego powietrza można wykorzystać zasadnicze równanie dla gazów (4), w którym zamiast objętości właściwej V m³/kG należy wstawić odwrotność ciężaru właściwego γ kG/m³

$$\frac{p}{\gamma} = R \cdot T \tag{16}$$

gdzie $R = 29{,}27$ dla suchego powietrza (tablica 2).

Dla stanów powietrza w dwóch punktach, w których panuje ciśnienie p_1 i p_2 otrzymuje się z równań (15) i (16)

$$p_1 \cdot \left(\frac{R \cdot T_1}{p_1}\right)^m = p_2 \cdot \left(\frac{R \cdot T_2}{p_2}\right)^m \tag{17}$$

$$\frac{T_1}{T_2} = \left(\frac{p_1}{p_2}\right)^{\frac{m-1}{m}}$$

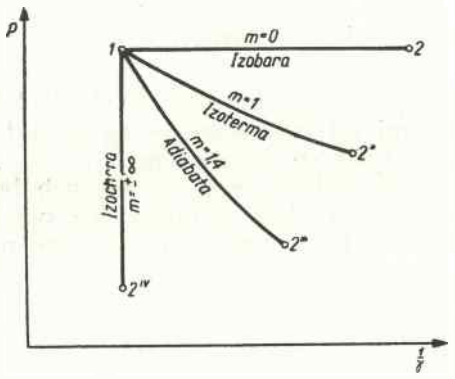
gdy oznaczy się przez

z_1 — rzędną powierzchni, m,

z_2 — rzędną na dole kopalni, m,

wówczas przyrost ciśnienia sł. powietrza wyniesie

$$dp = -\gamma \cdot dz; \qquad dz = -\frac{dp}{\gamma}$$



Rys. 31. Wykres głównych przemian termodynamicznych

Po scałkowaniu w granicach od z_1 do z_2 otrzymuje się

$$z_1 - z_2 = \int_{p_1}^{p_2} \frac{dp}{\gamma} = R \int_{p_1}^{p_2} T \cdot \frac{dp}{p} \tag{18}$$

Wstawiając wartość T z (17) do (18) otrzymuje się

$$z_1 - z_2 = R \cdot T_1 \cdot \frac{m}{m-1} \cdot \left[\left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{\frac{m-1}{m}} - 1\right] \tag{19}$$

lub też uwzględniając (17)

$$T_2 - T_1 = \frac{m-1}{m} \cdot \frac{z_1 - z_2}{R} \tag{20}$$

Liczba metrów głębokości $z_1 - z_2$, odpowiadająca wzrostowi temperatury $T_2 - T_1$ o 1 °C, nosi nazwę gradientu temperatury gr, którego wielkość może być obliczona z równania (20)

$$gr = \frac{m}{m-1} \cdot R \tag{21}$$

Dla atmosfery jednorodnej (izochory) . . . $m = \infty$, $gr = R = 29{,}27$.
Dla atmosfery adiabatycznej . . . . . $m = 1{,}4$, $gr = 102$.
Dla atmosfery izotermicznej . . . . . $m = 1$, $gr = \infty$.

Z powyższego wynika, że jeżeli nie uwzględni się czynników doprowadzających lub odprowadzających ciepło, a weźmie pod uwagę tylko zwiększenie ciśnienia barometrycznego (przemiana adiabatyczna) na dole kopalni, to okaże się, że temperatura powietrza wzrasta o 1 °C *na każde* 100 m (ściślej 102 m) *głębokości*. Przy wyjściu powietrza z kopalni na powierzchnię zachodzi zjawisko przeciwne, tzn. zmniejszenie ciśnienia, tym samym temperatura powietrza obniża się.

Z równania (19) może być wyprowadzony *wzór barometryczny* w postaci ogólnej

$$\frac{b_2}{b_1} = \frac{p_2}{p_1} = \left(1 + \frac{z_1 - z_2}{RT_1 \cdot \frac{m}{m-1}}\right)^{\frac{m}{m-1}} \tag{22}$$

Łatwo jest przekonać się, że wzór barometryczny (12), odpowiadający międzynarodowej znormalizowanej atmosferze, odpowiada suchemu powietrzu przy temperaturze $T_1 = 286{,}6$ °C ($t_1 = 13{,}6$ °C) oraz $m = 1{,}235$, a więc jest przyjęta tu przemiana pośrednia między adiabatyczną i izotermiczną.

7.2. Wpływ temperatury skał

Wpływ wahań temperatury na powierzchni ziemi nie sięga na głębokość większą od $x_0 = 25$ do 30 m, gdzie panuje już praktycznie stała temperatura przez cały rok, równa średniej temperaturze rocznej t_s w danej miejscowości (w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym t_s = ok. + 7,5 °C). Temperatura skał wzrasta od tego poziomu wraz z głębokością. Zależność temperatury skał t_o od głębokości x metrów wyraża się stopniem (gradientem) geotermicznym (gr — liczba metrów głębokości odpowiadająca wzrostowi temperatury o 1 °C). Wielkość stopnia geotermicznego (tablica 12) zależy od wielu okoliczności i wynosi średnio dla rejonów:

bituminowych . .	15 m/1 °C	(6 do 28)
węglowych . . .	30 do 35 m/1 °C	(15 do 58)
rudnych	40 do 45 m/1 °C	(22 do 139)

Tablica 12

Wielkości stopnia geotermicznego

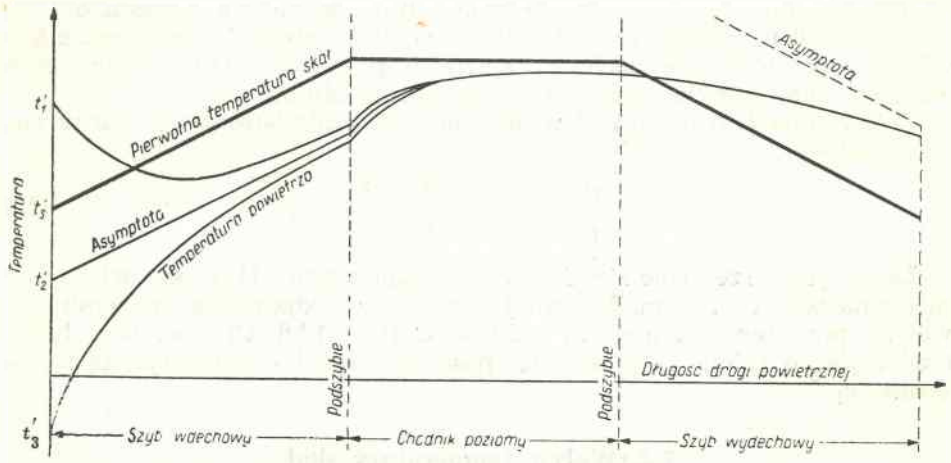
Rejony węglowe	gr, m/1 °C	Rejony rudne	gr, m/1 °C
Pn. Francja	15 ÷ 27	Jachymov (kop. uranu) .	22 ÷ 35
Zagłębie Ruhry	28	Australia (kop. Au) . .	33 ÷ 34
Belgia	32 ÷ 35	Freiberg (kop. Pb) . . .	42
Zagłębie Donieckie . . .	30 ÷ 33	Przybram (kop. Pb) . .	59 ÷ 79
Zagłębie Górnośląskie .	33 ÷ 35[1])	Brazylia (kop. Au) . . .	75
Anglia	22 ÷ 65	Jezioro Górne (kop. Cu) .	123
(częściej)	(33 ÷ 38)	Pd. Afryka (kop. Au) . .	139

[1]) Otwór wiertniczy w Paruszowicach (Górny Śląsk, sięgający głębokości 2000 m, wykazał $gr = 42$).

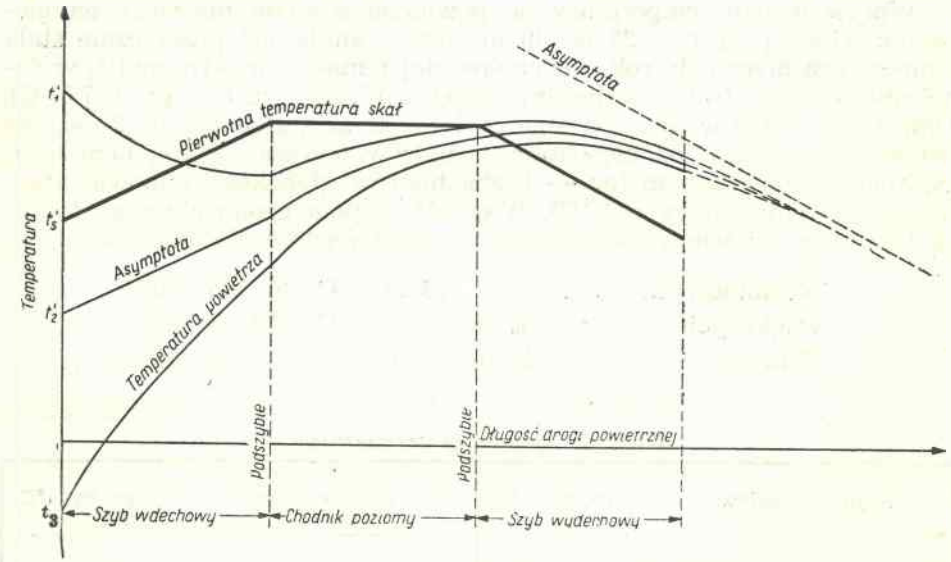
Dla orientacyjnych obliczeń temperatury skał może służyć wzór

$$t_o = t_s + \frac{x - x_0}{gr} \tag{23}$$

Wchodzące do kopalni powietrze zależnie od jego temperatury (t'_1, t'_3 rys. 32 i 33) ochładza się lub ogrzewa przy zetknięciu ze skałami, przy



Rys. 32. Temperatura powietrza w głębokiej i dużej kopalni



Rys. 33. Temperatura powietrza w płytkiej i małej kopalni

czym przy większej głębokości szybu (rys. 32) temperatura powietrza w podszybiu jest prawie że niezależna od temperatury powietrza wchodzącego. Temperatura powietrza na większej głębokości w szybie, jakkolwiek wzrasta z głębokością, jest jednak niższa od pierwotnej temperatury skał. W dalszym ciągu w chodnikach poziomych temperatura powietrza zbliża się asymptotycznie do temperatury skał. Chociaż w szybie wyde-

chowym temperatura powietrza obniża się, to jednak jest ona tu na ogół wyższa od temperatury skał.

Temperatura powietrza w wyrobisku poziomym może być obliczona w następujący sposób (Stoces i Cernik):

Przyjmuje się oznaczenia:

t_0 — pierwotna temperatura skał,
t' — temperatura powietrza w początkowym punkcie wyrobiska,
t — temperatura powietrza w odległości x metrów od punktu początkowego,
P — obwód wyrobiska, m²,
G — ilość przepływającego powietrza, kG/sek,
c_p — ciepło właściwe powietrza przy stałym ciśnieniu.

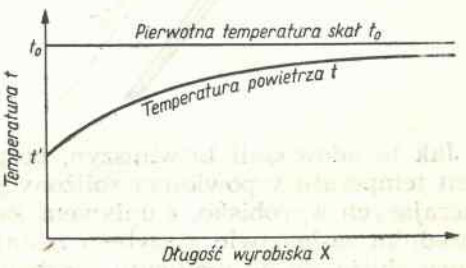
Ilość ciepła oddana przez skały powietrzu na długości chodnika dx wynosi w ciągu 1 sek

$$dQ = \frac{k \cdot (t_0 - t) \cdot P \cdot dx}{3600}$$

gdzie k oznacza przenikliwość cieplną, tzn. ilość ciepła przechodzącą z 1 m² skał do powietrza w ciągu 1 godz.

Ta oddana przez skały ilość ciepła musi się równać ilości pobranej przez powietrze

$$dQ = G \cdot c_p \cdot dt$$



Rys. 34. Temperatura powietrza w wyrobisku poziomym

Porównując prawe strony obu tych równań otrzymuje się

$$t = t_0 - \frac{t_0 - t'}{e^{Cx}} \tag{24}$$

gdzie

$$C = \frac{k \cdot P}{3600 \cdot G \cdot c_p} \tag{25}$$

zaś e oznacza zasadę logarytmów naturalnych. Równanie to przedstawia krzywą (rys. 34), która asymptotycznie dąży do pierwotnej temperatury skał.

Temperatura powietrza w szybie pionowym na głębokości x może być przedstawiona za pomocą wzoru (Stoces i Cernik)

$$t = t_s + \frac{x}{gr} - \frac{1}{gr \cdot C} + \frac{1}{gr \cdot C \cdot e^{Cx}} - \frac{t_s - t'}{e^{Cx}} \tag{26}$$

gdzie

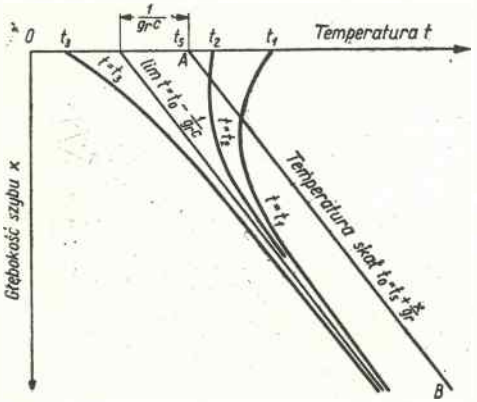
t_s — średnia temperatura roczna na powierzchni,
t' — temperatura powietrza wchodzącego,
gr — gradient temperatury powietrza.

Ze wzrostem głębokości x dwa ostatnie wyrazy w tym równaniu maleją i dążą do zera, a wskutek tego wartość t dąży asymptotycznie do

$$\lim t = t_s + \frac{x}{gr} - \frac{1}{gr \cdot C} \tag{27}$$

Równanie to wyraża linię prostą (rys. 35) równoległą do linii AB. Linia ta jest więc asymptotą dla wszystkich krzywych wyrażonych przez równanie (26).

Przebieg krzywych t (rys. 35) wskazuje na to, że przy pewnej już głębokości szybu wpływ temperatury powietrza wchodzącego na temperaturę powietrza w szybie jest znikomy.



Rys. 35. Temperatura powietrza w pionowym szybie wdechowym

Jak to udowodnił Litwiniszyn, bezpośrednio po zgłębieniu szybu gradient temperatury powietrza zbliżony jest do stopnia geotermicznego skał otaczających wyrobisko, z upływem jednak czasu (kilku lat) skały w bezpośrednim sąsiedztwie z szybem zostają ochłodzone, gradient zaś temperatury zbliża się do gradientu adiabatycznego ($gr = 100$).

7.3. Wpływ temperatury powietrza wchodzącego i intensywności przewietrzania

Jak z powyższego wynika, tylko w kopalniach płytkich (50 do 100 m) i przy małej długości wyrobisk temperatura powietrza kopalnianego zależy od temperatury powietrza wchodzącego. W kopalniach głębokich i przy dużej długości wyrobisk podziemnych temperatura powietrza w przodkach i szybie wydechowym pozostaje praktycznie stała, niezależnie od wahań temperatury na powierzchni.

Odległość od wlotu szybu lub sztolni do miejsca, w którym wahania temperatury powietrza na powierzchni praktycznie nie oddziaływują na temperaturę w kopalni, przyjąć można orientacyjnie na 1200 do 1500 m.

Z rys. 32 i 33 wynika, że w kopalniach głębokich w większości przypadków temperatura powietrza pod ziemią jest niższa od temperatury skał. Można udowodnić, że jest ona tym niższa, im większa ilość powietrza płynie przez kopalnię, a więc im większą prędkość ma ono w wyrobiskach. Wskutek tego w czasie ruchu powietrza następuje ochładzanie ścian wyrobisk; tworzy się dookoła nich *strefa chłodzona* o pewnej grubości.

Na podstawie obserwacji w głębokich kopalniach węgla (Zagłębia Ruhry) ochładzanie skał dookoła wyrobisk przebiega na początku bardzo prędko (około 5 cm na dobę), a następnie proces ten się zwalnia i po 1 do 2 lat prawie zupełnie zanika w odległości od ociosów 12 do 20 m w piaskowcach, 8 do 10 m w łupkach i 3 do 5 m w węglu. W odległości 1200 do 1500 m od wlotu szybu temperatura powietrza jest już tylko o 2 do 3 °C niższa od temperatury skał, wskutek czego grubość strefy chłodzonej jest tu bardzo mała.

7.4. Wpływ innych czynników

Spośród innych przyczyn podwyższenia temperatury powietrza w kopalni najważniejszą rolę odgrywają egzotermiczne reakcje utleniania węgla, gnicie drewna i rozkład niektórych skał (np. pirytów).

Jeżeli w powietrzu kopalnianym wskutek tych reakcji wzrasta zawartość CO_2 o 0,1%, to ilość tego gazu w 1 m³ powietrza zwiększa się o 1 l lub (patrz tabl. 2) o $0{,}001 \cdot 1{,}964 =$ około 0,002 kg, co odpowiada ilości spalonego węgla

$$\frac{0{,}002 \cdot 12}{12 + 2 \cdot 16} = 0{,}00055 \text{ kg}$$

Przy utlenianiu C na CO_2 wydziela się 2420 + 5660 = 8080 kcal ciepła z 1 kg C. Toteż zwiększeniu zawartości CO_2 w powietrzu wskutek utleniania węgla o 0,1% odpowiada wydzielenie ciepła w ilości

$$8080 \cdot 0{,}00055 = 4{,}4 \text{ kcal/m}^3 \text{ powietrza}$$

Jeśli ciężar właściwy powietrza na dole będzie $\gamma = 1{,}2$ kG/m³ i ciepło właściwe powietrza $c_p = 0{,}24$, temperatura powietrza podniesie się o

$$\Delta t = \frac{4{,}4}{1{,}2 \cdot 0{,}24} = \text{około } 15 \text{ °C}$$

A więc przy zwiększeniu zawartości CO_2 w powietrzu kopalnianym o 0,5%, jeżeli zwiększenie to następuje wskutek utleniania C, możliwe jest podniesienie temperatury nawet o 75 °C. Jak wiadomo, znaczna ilość CO_2 wydziela się w kopalniach bezpośrednio ze skał, niemniej jednak podane liczby wskazują, jak ważną rolę odgrywać mogą procesy utleniania, jeżeli chodzi o temperaturę powietrza w wyrobiskach. Procesy te ogromnie utrudniałyby pracę w kopalniach, gdyby jednocześnie z nimi nie przebiegały inne endotermiczne procesy, pośród których największą rolę odgrywa parowanie wody. Tak np. wyparowanie 1 g wody w 1 m³ powietrza pociąga za sobą pochłonięcie 0,58 kcal ciepła i obniżenie temperatury o 1,9 °C.

Obecność ludzi i zwierząt w kopalni, palenie lamp, praca maszyn, obecność przewodów parowych i elektrycznych, transformatorów, prowadzenie robót strzelniczych, osiadanie skał, ciepłe źródła — są to czynniki, które przyczyniają się również do podniesienia temperatury powietrza kopalnianego. Tak np. rolnik wytwarza w spoczynku 80 kcal/godz, w czasie pracy fizycznej, zależnie od jej natężenia, 250 do 400 kcal/godz, a nawet i więcej; lampa acetylenowa wytwarza 173, akumulatorowa — 1,85 kcal/godz. Przy dobrym przewietrzaniu udział tych źródeł w wytworzonym cieple dla całości kopalni jest nieduży.

Dla przykładu przytoczyć można wyniki badań (Lehman, tablica 13),

przeprowadzonych w jednej z kopalń (głębokość 1000 m, wydobycie 2000 t/dobę, ilość przepływającego powietrza 10 000 m³/min).

Tablica 13

Ilość wytworzonego w kopalni ciepła przez różne źródła

Źródło ciepła	%
Ciepło skał	50
Utlenianie węgla	30
Dopływy wody	12
Ludzie	4
Maszyny	3,3
Osiadanie skał	0,5
Roboty strzelnicze	0,13
Oświetlenie (elektr.)	0,07
Razem:	100

Wskutek wszystkich tych czynników powietrze płynące przez kopalnię osiąga swą najwyższą temperaturę zwykle w najdalszych polach eksploatacyjnych.

W szybie wentylacyjnym temperatura jest na ogół nieco niższa od maksymalnej, ale jednocześnie najbardziej stała w ciągu całego roku. W szybie tym wskutek rozprężania się powietrza przy jego ruchu do góry następuje pewne obniżenie temperatury.

8. CIEPLNE WARUNKI PRACY

Organizm człowieka stale wytwarza ciepło, którego ilość jest tym większa, im większe jest natężenie pracy fizycznej. Tak np. w stanie spoczynku dorosły człowiek wydziela 70 do 75 kcal/godz, przy lekkiej pracy — 100 kcal/godz, przy średniej — 120 do 140 kcal/godz, a przy ciężkiej — 210 do 230 kcal/godz, a nawet do 400 kcal/godz.

Ażeby zachować stałość temperatury ciała, konieczne jest ciągłe odprowadzanie wytworzonego przez organizm ciepła do otaczającego środowiska. Odprowadzanie to odbywa się przez konwekcję, promieniowanie i przez parowanie potu.

Konwekcja jest to bezpośrednie odprowadzanie ciepła z ciała nagrzanego do stykającego się z nim gazu lub cieczy. Najważniejszą rolę odgrywają tu: różnica temperatur ciała i otaczającego powietrza oraz prędkość ruchu powietrza. Wymiana cieplna między ciałem i otaczającymi przedmiotami przez *promieniowanie* jest proporcjonalna do różnicy czwartych potęg temperatur bezwzględnych ciała i otaczających przedmiotów. Oddawanie ciepła przez *parowanie potu* (wody) na powierzchni skóry i płuc zależy od temperatury, wilgotności i prędkości ruchu otaczającego powietrza.

W ten sposób samopoczucie człowieka uwarunkowane jest wspólnym oddziaływaniem temperatury powietrza, temperatury otaczających przedmiotów, prędkości ruchu powietrza i jego wilgotności względnej.

Przy pewnej kombinacji tych czynników samopoczucie człowieka, wykonującego pracę o określonym wysiłku, pozostaje normalne, przy czym zachowuje on swoją zdolność do pracy. Warunki takie we współ-

czesnej higienie noszą nazwę *komfortu pracy*. Przy innych znowu warunkach normalne samopoczucie zostaje naruszone, wydajność pracy spada i odczuwa się tzw. *dyskomfort*.

W bilansie cieplnym ciała ludzkiego jedno z najważniejszych zadań przypada odprowadzaniu ciepła przez promieniowanie. Odprowadzanie to jest możliwe pod warunkiem, że powierzchnia ciała ma temperaturę wyższą od temperatury otaczających przedmiotów. W obecności przedmiotów, których temperatura znacznie przewyższa temperaturę ciała, człowiek nie tylko nie traci swego ciepła przez promieniowanie, lecz przeciwnie otrzymuje dodatkową jego ilość.

W oddziałach martenowskich ilość promieniującego ciepła wynosi 0,5 do 10,0 cal/min/cm² powierzchni ciała. Człowiek z trudem znosi w upalne dni ciepło promieni słonecznych, gdy dochodzi ono do 1,0 ÷ 1,5 cal/min/cm². Długotrwałe promieniowanie człowiek może znosić w granicach 0,4 do 0,8 cal/min/cm²; promieniowanie powyżej 5 cal/min/cm² człowiek znosi nie dłużej jak 2 do 5 sek.

Dla warunków, gdy temperatura otaczających przedmiotów jest mniej więcej taka sama jak i temperatura powietrza, Moskiewski Instytut Ochrony Pracy określił następujące wartości temperatury t, wilgotności φ i prędkości powietrza v dla korzystnego poczucia człowieka:

Praca lekka			Praca ciężka		
t °C	φ %	v m/sek	t °C	φ %	v m/sek
18	40 ÷ 50	0	13 ÷ 14	40 ÷ 50	0
20	40 ÷ 50	0,17 ÷ 0,25	18 ÷ 19	40 ÷ 50	0,58 ÷ 0,87
22	40 ÷ 50	0,33 ÷ 0,50	20	40 ÷ 50	1,00 ÷ 1,17
24	40 ÷ 50	0,84 ÷ 1,0	22	40 ÷ 50	1,17 ÷ 1,33
26	80	1,33 ÷ 1,5	24	40 ÷ 50	1,33 ÷ 1,50
28	40 ÷ 50	1,7	24 ÷ 25	80 ÷ 85	1,50 ÷ 1,92
28	70	1,75	26	40 ÷ 50	2,00 ÷ 2,16
30 ÷ 32	40 ÷ 50	> 2,0	26	80	2,00 ÷ 2,50
			28	40 ÷ 50	2,17 ÷ 2,34

W większości kopalń, a zwłaszcza w kopalniach głębokich i gorących, warunki pracy znacznie odbiegają od tych najkorzystniejszych, toteż zachodzi potrzeba *kondycjonowania* powietrza. Kondycjonowanie polega na termicznej regulacji powietrza (ochładzaniu lub ogrzewaniu), jego oczyszczaniu ze szkodliwego pyłu, osuszaniu lub nawilgacaniu. Czasami powietrze ozonuje się; nie wykluczona jest również *odoracja* powietrza (np. nadanie mu zapachu lasu szpilkowego).

W 1946 r. ogłoszono w USA patent, polegający na dodawaniu helu do wchodzącego powietrza. Gaz ten jest nieszkodliwy dla organizmu ludzkiego, dodatek zaś jego czyni podobno powietrze kopalniane wyczuwalnie chłodniejszym.

8.1. Katatermometr

Do pomiarów intensywności (natężenia) chłodzenia ciała, wywołanej wspólnym działaniem temperatury, wilgotności i prędkości powietrza, służy *katatermometr* wynaleziony przez higienistę angielskiego L. Hilla w 1920 roku.

Katatermometr (rys. 36) jest termometrem alkoholowym, na którym oznaczono kreskami temperatury 35 °C i 38 °C. Katatermometr ogrzewa się nad lampą, parą wodną, lub lepiej w termosie (temperatura wody 50 do 70 °C); 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 ochładzanie, mierząc czas spadania słupa alkoholu między podziałkami 38 °C i 35 °C. Średnia więc temperatura katatermometru w granicach obserwacji wynosi 36,5 °C, co odpowiada normalnej temperaturze ciała ludzkiego. W ten sposób naśladuje katatermometr do pewnego stopnia ciało ludzkie.



Rys. 36. Katatermometr

Im dłuższy jest czas chłodzenia T sek, tzn. im wolniej spada słup alkoholu między 38 °C i 35 °C, tym mniejsze jest chłodzenie w danych warunkach i odwrotnie. A więc natężenie chłodzenia K jest odwrotnie proporcjonalne do czasu T

$$K = \frac{F}{T} \tag{28}$$

gdzie F jest stałą danego katatermometru, wyrażającą ile milikalorii ciepła zostało odprowadzone z 1 cm² powierzchni katatermometru przy jego ochładzaniu od 38 °C do 35 °C.

Wielkość chłodzącego działania atmosfery, czyli natężenie chłodzenia K, wyraża stratę kataciepła z 1 cm² powierzchni w ciągu 1 sek. Jednostką natężenia chłodzenia jest

$$1 \text{ katastopień} = 1 \frac{\text{m cal}}{\text{cm}^2 \cdot \text{sek}}$$

Pomiary mogą być przeprowadzone za pomocą katatermometru suchego (po wyjęciu z termosu musi się go dokładnie wytrzeć) lub wilgotnego. W tym ostatnim przypadku bańkę katatermometru otacza się mokrym muślinem (po wyjęciu z termosu nadmiar wody wyciska się palcami). Katastopnie suche K wyrażają odprowadzenie ciepła przez promieniowanie i konwekcję; katastopnie wilgotne K' — przez promieniowanie, konwekcję i parowanie. Różnica $K' - K$ wyraża stratę ciepła przez samo tylko parowanie. W celu oznaczenia warunków pracy stosuje się zwykle katatermometr wilgotny. Pomiar powtarza się 2 do 3 razy z rzędu (Hill zaleca 5 razy) i przyjmuje się średnią arytmetyczną.

Podczas pomiaru katatermometrem należy:

1. nie zostawiać katatermometru w gorącej wodzie bez obserwacji, gdyż pęknie po wypełnieniu alkoholem górnego zbiornika; przestrzegać, aby temperatura wody w termosie była niższa od temperatury wrzenia alkoholu (80 °C);
2. przestrzegać, aby katatermometr był trzymany w wodzie pionowo w celu równomiernego ogrzania szkła, katatermometr na początku pomiaru nieco ogrzać, wyjąć z wody, nieco ostudzić, a następnie doprowadzić nagrzewanie do końca;
3. pamiętać, że pierwszy odczyt jest zwykle najmniej dokładny; zawieszać katatermometr możliwie z dala od obserwatora, gdyż przyrząd jest nadzwyczaj czuły na wszelkie zmiany temperatury.

Na podstawie wielu pomiarów katatermometrem ustalono normy komfortu dla różnych rodzajów pracy podane w tabl. 14.

Tablica 14

Normy komfortu pracy (Anglia)

Rodzaj pracy	Katastopnie suche K	Katastopnie wilgotne K'
Praca biurowa	5	$14 \div 15$
Praca lekka	6	18
Praca o średnim natężeniu .	8	25
Praca ciężka	10	30

Przy większej ilości katastopni odczuwa człowiek zimno, przy mniejszej ciepło lub gorąco, co pociąga za sobą spadek wydajności pracy (tablica 15 i 16).

Tablica 15

Wydajność ładowaczy w południowo-afrykańskich kopalniach złota

Katastopnie suche K . . .	6	4	2	1
Katastopnie wilgotne K' .	16	11,2	6,4	4
Wydajność, %	100	80	60	50

Tablica 16

Warunki pracy w kopalniach niemieckich (F. Jansen)

Katastopnie wilgotne K'	< 5	$5 \div 13$	$13 \div 25$	$25 \div 35$	> 35
Górnik odczuwa	duszność	gorąco	umiarkowaną temperaturę	chłód	zimno
Wydajność pracy	mała	średnia	dobra	dobra	konieczna jest ciężka praca
Stan skóry	mokra	wilgotna		sucha	bardzo sucha
Odzież	bez odzieży	spodnie	bez bluzy	kompletna	ciepła

Zależność natężenia chłodzenia od prędkości i temperatury powietrza podają następujące wzory empiryczne:
Hill

$$\text{dla } v < 1 \quad K = \frac{F}{T} = (0{,}2 + 0{,}4 \cdot \sqrt{v}) \cdot (36{,}5 - t) \tag{29 a}$$

$$v > 1 \quad K = \frac{F}{T} = (0{,}13 + 0{,}47 \cdot \sqrt{v}) \cdot (36{,}5 - t) \tag{29 b}$$

$$v < 1 \quad K' = \frac{F}{T} = (0{,}35 + 0{,}85 \cdot \sqrt[3]{v}) \cdot (36{,}6 - t') \tag{30 a}$$

$$v > 1 \; K' = \frac{F}{T} = (0{,}1 + 1{,}1 \cdot \sqrt[3]{v}) \cdot (36{,}5 - t') \qquad (30\,b)$$

Weiss

$$(v = 0{,}16 \div 9{,}1) \quad K = \frac{F}{T} = (0{,}14 + 0{,}49 \cdot \sqrt{v}) \cdot (36{,}5 - t) \qquad (31)$$

Bradtke

$$K = \frac{F}{T} = (0{,}10 + 0{,}403 \cdot \sqrt{v}) \cdot (36{,}5 - t)^{1{,}06} \qquad (32)$$

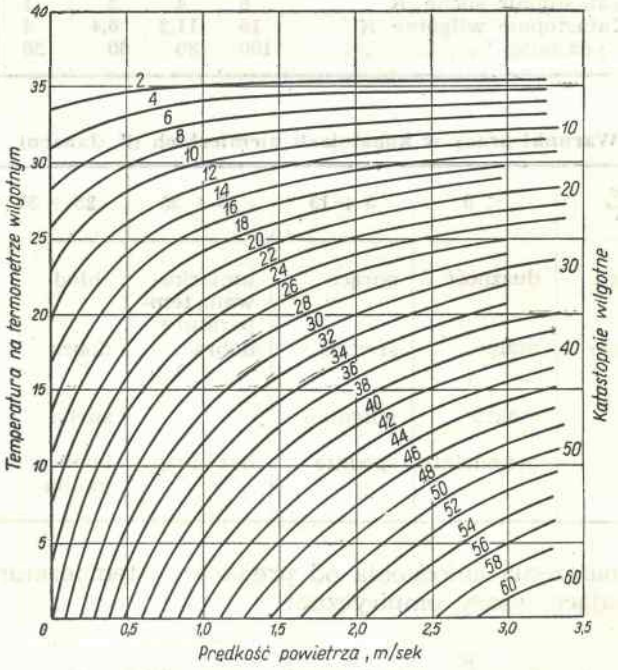
gdzie

K — katastopnie suche, $\frac{\text{m cal}}{\text{cm}^2 \cdot \text{sek}}$,

K' — katastopnie wilgotne, $\frac{\text{m cal}}{\text{cm}^2 \cdot \text{sek}}$,

F — stała katatermometru, $\frac{\text{m cal}}{\text{cm}^2 \cdot \text{sek}}$,

T — czas chłodzenia z 38 °C do 35 °C, sek,
v — prędkość powietrza m/sek,
t — temperatura na termometrze suchym,
t' — temperatura na termometrze wilgotnym.



Rys. 37. Zależność katastopni wilgotnych od prędkości powietrza i temperatury na termometrze wilgotnym

Zależność katastopni wilgotnych od prędkości powietrza i temperatury na termometrze wilgotnym przedstawiono wykreślnie na rys. 37. Przepisy górnicze nie przewidują dotychczas jakichkolwiek norm cieplnych warunków pracy, które byłyby oparte na jednoczesnym współdziałaniu tych

trzech zasadniczych czynników, jakimi są temperatura, prędkość i wilgotność powietrza.

Obowiązujące u nas przepisy uwzględniają tylko temperaturę powietrza, a mianowicie wymagają, ażeby temperatura w miejscach pracy mierzona termometrem wilgotnym nie przekraczała +25 °C lub +28 °C na termometrze suchym. Zatrudnienie ludzi w temperaturze powyżej 25 °C, mierzonej termometrem wilgotnym, dopuszczalne jest tylko w wyjątkowych przypadkach, przy czym czas pracy powinien być skrócony do sześciu godzin. W temperaturze powyżej 30 °C mierzonej termometrem wilgotnym lub 33 °C — termometrem suchym, prowadzenie robót jest zakazane z wyjątkiem prac objętych akcją ratowniczą (np. w czasie pożarów).

W ZSRR wymagania są bardziej zaostrzone, przy czym stawia się za konieczny warunek, ażeby w miejscach pracy temperatura nie była wyższa od +25 °C według wskazań termometru suchego.

Niezależnie od podanych górnych granic temperatury zaleca się równocześnie utrzymywać w wyrobiskach odpowiednią prędkość powietrza, według podanej tabelki:

Zalecane prędkości powietrza

Temperatura na termometrze suchym °C	Prędkość powietrza m/sek
do 15	nie większa jak 0,5
od 15 do 20	nie większa jak 1,0
od 20 do 22	nie mniejsza jak 1,0
od 22 do 24	nie mniejsza jak 1,5
powyżej 24	nie mniejsza jak 2,0

8.2. Temperatura efektywna

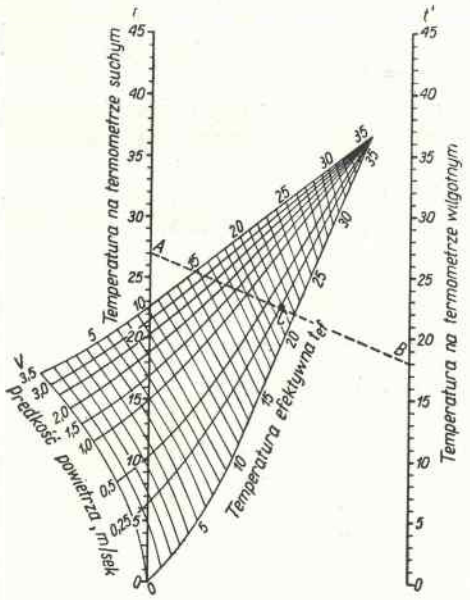
Katatermometr tylko do pewnego stopnia naśladuje ciało ludzkie. W rzeczywistości ciało ludzkie nie oziębia się z taką samą prędkością jak katatermometr, który jest bardziej czuły na ruch powietrza, mniej natomiast na wilgotność powietrza. Jeżeli idzie o ciało ludzkie, to duży wpływ na odprowadzanie ciepła wywiera między innymi odzież i jej rodzaj. Poza tym ciało ludzkie wykazuje w dużym stopniu zdolność dostosowywania się do warunków.

W celu bardziej dokładnego określania cieplnych warunków pracy wprowadzono w USA pojęcie tzw. *temperatury efektywnej*. Jest to liczba podporządkowana takiej kombinacji temperatury, wilgotności i prędkości powietrza, w jakiej samopoczucie wykonującego pracę oraz reakcje fizjologiczne, jak np. podniesienie temperatury ciała i przyspieszenie tętna są takie same jak w powietrzu nieruchomym o wilgotności względnej równej 100% oraz temperaturze równej temperaturze efektywnej.

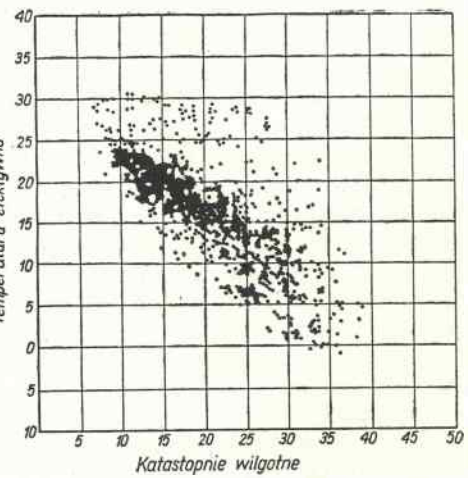
Na podstawie tysięcy doświadczeń i pomiarów sporządzono w sposób empiryczny nomogram (rys. 38), za pomocą którego na podstawie temperatury na termometrach suchym i wilgotnym oraz prędkości powietrza można określić temperaturę efektywną. Opierając się na tym wykresie oraz na przytoczonych wyżej danych Moskiewskiego Instytutu Ochrony Pracy, przyjąć można, że najkorzystniejsza temperatura efektywna wy-

nosi dla pracy lekkiej 15 do 17 °C (do 20 °C), dla pracy zaś ciężkiej jest o 3 ° C niższa.

Wykres rys. 39 przedstawia zależność między temperaturą efektywną a katastopniami wilgotnymi. Jak z wykresu tego widać, nie ma jakiejś określonej zależności między tymi dwiema wielkościami; jednej i tej samej temperaturze efektywnej odpowiada szeroki zakres katastopni i odwrotnie. Tak np. 20 katastopniom odpowiadają temperatury efektywne od 8 do 30 °C (częściej od 10 do 20 °C).



Rys. 38. Nomogram dla oznaczania temperatury efektywnej



Rys. 39. Zależność między temperaturą efektywną a katastopniami wilgotnymi

9. KONDYCJONOWANIE POWIETRZA W KOPALNIACH

Przez *kondycjonowanie* powietrza, czyli *klimatyzację*, należy rozumieć zespół środków mających na celu utrzymanie w miejscu pracy niezbędnego składu powietrza oraz odpowiednich warunków cieplnych.

Kondycjonowanie powietrza w miejscach przebywania ludzi przez utrzymywanie w nich optymalnych kombinacji temperatury, wilgotności

i prędkości powietrza zaczęto stosować już przed kilkudziesięciu laty. Dlatego też bardzo często jeszcze i teraz termin *kondycjonowanie powietrza* odnosi się do urządzeń mających na celu nie tyle utrzymywanie odpowiedniego składu powietrza, ile regulowanie warunków cieplnych, a przede wszystkim ochładzania powietrza. Zagadnienie to jest w rzeczywistości bardziej szerokie i dlatego szereg najpoważniejszych instytucji naukowych pracuje obecnie nad zespołowym kondycjonowaniem atmosfery w miejscach pracy.

Kondycjonowanie powietrza w kopalniach może być *centralne*, gdy chodzi o stworzenie odpowiednich warunków w całości kopalni, lub *lokalne*, gdy chodzi o polepszenie warunków pracy w poszczególnych polach, wyrobiskach lub przodkach.

Przy głębokości kopalń węgla 700 do 800 m w większości przypadków wystarcza w zupełności kondycjonowanie lokalne, które jest znacznie tańsze i łatwiejsze do przeprowadzenia aniżeli kondycjonowanie centralne.

Kondycjonowanie powietrza kopalnianego jest na ogół biorąc środkiem bardzo kosztownym, dlatego też stosuje się je tylko wtedy, gdy najprostsze środki ochładzania powietrza nie doprowadzają do celu.

Dla efektywnego rozwiązania prostymi sposobami tego skomplikowanego zadania należy brać pod uwagę cały zespół tych środków, z których rozpatrzone będą najbardziej skuteczne.

9.1. Obniżenie temperatury powietrza prostymi środkami

Zwiększenie ilości i prędkości doprowadzonego do kopalni powietrza oraz zmniejszenie jego ucieczek. Przez zastosowanie tych środków prąd świeżego powietrza mniej się ogrzewa przy zetknięciu ze skałami, jak również wskutek procesów utleniających oraz działania innych źródeł ciepła, gdyż ciepło to rozkłada się na większą masę powietrza.

Chociaż ze zwiększeniem prędkości ruchu powietrza zwiększa się wprawdzie oddawanie ciepła przez skały, to jednak przy wszystkich innych jednakowych warunkach ogrzewanie powietrza będzie tu mniejsze, zwłaszcza że zwiększy się przy tym wielkość strefy chłodzonej dookoła wyrobisk.

Znaczną poprawę warunków pracy da się uzyskać w takich miejscach kopalni, które uprzednio przewietrzane były przez dyfuzję, lub też pod warunkiem, że ilość powietrza da się w nich zwiększyć o 50 do 100%.

W jednej z głębokich kopalń Zagłębia Ruhry zwiększenie ilości doprowadzanego powietrza o 50% dało w ciągu roku następujące wyniki: liczba przodków z temperaturą powyżej 28° (według termometru suchego) spadała z 71 do 1,3%, a średnia wydajność robotnika wzrosła o 35%. W jednej z kopalń koło Przybram zwiększenie ilości doprowadzonego powietrza o 30% doprowadziło po upływie pewnego czasu do zwiększenia wydajności robotnika pod ziemią o 50%.

W związku z tym zasługuje na uwagę sposób obniżenia temperatury świeżego powietrza zaproponowany przez P. A. Manukiana, a polegający na prowadzeniu świeżego powietrza od podszybia do pól specjalną odosobnioną drogą, w której nie ma ruchu ludzi i w której prędkość powietrza dochodzi do 15 ÷ 20 m/sek. Długość tej drogi nie powinna przekraczać 1500 m.

Przy takim sposobie doprowadzania świeżego powietrza unika się sze-

regu czynników wpływających na jego ogrzewanie, a mianowicie unika się w drogach powietrza świeżego utleniania transportowanego urobku, obecności przewozu elektrycznego, obecności ludzi, wód kopalnianych itp. Należy jednak mieć na uwadze, że przy takim sposobie doprowadzania powietrza wybitnie wzrasta opór kopalni, co pociąga za sobą zwiększenie mocy wentylatora.

Skrócenie drogi powietrznej od szybu wdechowego do gorącego miejsca kopalni. Obniżenie temperatury uzyskać można również przez wykonanie możliwie blisko gorącego miejsca dodatkowego szybu wdechowego lub też przez skierowanie powietrza z szybu wdechowego wyrobiskami na wyższym poziomie, gdzie panuje niższa temperatura, i połączenie tego poziomu z miejscem pracy za pomocą szybiku.

Ten sam cel można nieraz osiągnąć przez *zmianę kierunku ruchu powietrza*, tzn. przez doprowadzanie powietrza świeżego wyrobiskami górnego poziomu (wentylacyjnego), przewietrzanie pól prądem schodzącym i odprowadzanie powietrza zużytego szybem wydobywczym. Przy takim sposobie przewietrzania unika się równocześnie styczności powietrza świeżego z transportowanym urobkiem, unika się w tym prądzie przewozu elektrycznego, ciepłych wód kopalnianych oraz obecności większej liczby ludzi.

Przy dużym wydobyciu kopalni przyrost ciepła w powietrzu wskutek utleniania transportowanego urobku może dochodzić do 10% ogólnej ilości wytwarzanego w kopalni ciepła, a przy uwzględnieniu przewozu elektrycznego — nawet do 15 do 17%. Można uniknąć tego przez *przeniesienie transportu węgla do wyrobisk wentylacyjnych.*

Ochładzanie powietrza w sposób naturalny przy jego wlocie do kopalni można osiągnąć prowadząc go przez dwa lub trzy szybiki głębokości 25 do 30 m, zgłębione w pobliżu szybu wdechowego i połączone z tym szybem kanałami wykonanymi na poziomie stałej rocznej temperatury. Jak wykazało doświadczenie niektórych kopalń, szybiki takie w gorące dni mogą obniżyć temperaturę dopływającego do szybu powietrza nawet o 10 °C, na przykład z +30 do +20 °C. Sposób ten może być stosowany w kopalniach mniejszych i niegłębokich, a w połączeniu z innymi sposobami chłodzenia powietrza może przyczynić się do znacznego zmniejszenia kosztów kondycjonowania powietrza.

Inne sposoby zmniejszenia ogrzewania świeżego powietrza. Znaczne *zmniejszenie procesów utleniających* można osiągnąć również przez zmniejszenie zapylenia wyrobisk pyłem węglowym, zastąpienie obudowy drewnianej innymi jej rodzajami, np. obudową betonową, metalową, murową lub przynajmniej przez używanie do obudowy drewna impregnowanego antyseptykami oraz przez unikanie w przodkach większych skupień urobku węglowego, a w chodnikach przewozowych — starego drewna.

Dla zmniejszenia nagrzewania powietrza należy *utrzymywać w należytym stanie ścieki wód kopalnianych,* przykrywając je deskami, przez co unika się bezpośredniego kontaktu ciepłej wody z powietrzem.

Dostarczane przez sprężarki do rurociągów szybowych powietrze sprężone, mające zwykle temperaturę 70 do 80 °C, *należy uprzednio ochładzać,* zwłaszcza w lecie, przynajmniej do temperatury prądu powietrza w szybie. Zmniejszenie wpływu tego czynnika można osiągnąć również przez przeprowadzenie rurociągu powietrza sprężonego w szybie wentylacyjnym.

Znaczne zmniejszenie ogrzewania powietrza płynącego do przodków

można uzyskać przez *odprowadzanie powietrza z komór maszynowych bezpośrednio do chodników wentylacyjnych.*

Mniej lub więcej korzystne wyniki otrzymuje się również przez *wyłożenie ścian dróg powietrznych materiałem izolacyjnym* (trociny, popiół, granulowany żużel wielkopiecowy), zwłaszcza w świeżo prowadzonych wyrobiskach, których czas służby nie przekracza 1 roku. Środek ten został wypróbowany w Zagłębiu Ruhry, gdzie w chodnikach bez izolacji temperatura powietrza wzrasta o 1,3 do 4 °C na 100 m długości, po zastosowaniu zaś izolacji wzrost ten obniżył się do 0,3 ÷ 1,8 °C. Torkretowanie ścian chodników w węglu zapobiega jego utlenianiu i daje również pewne, choć mniej skuteczne wyniki.

Ochładzanie powietrza w samych przodkach. Może ono być osiągnięte przez *rozpylanie w nich wody*, gdyż przy wyparowaniu 1 g wody w 1 m^3 powietrza obniża się jego temperaturę o blisko 2 °C. Środek ten jest dość skuteczny, ale tylko w kopalniach suchych.

Korzystne wyniki w przodkach wysokości do 3 m może dać również umieszczenie w nich niedużych *śmigieł* dla zwiększenia ruchu powietrza i jego działania chłodzącego. Strefa zasięgu takiego śmigła na szerokość wynosi około 3 do 4 m.

9.2. Kondycjonowanie powietrza bez stosowania maszyn chłodniczych

Ochładzanie powietrza cyrkulującą zimną wodą. Może być ono stosowane zarówno do centralnego, jak i lokalnego kondycjonowania powietrza kopalnianego. Osiąga się to przez tłoczenie zimnej wody do ustawionych w odpowiednich miejscach wężownic chłodzących. Powracającą wodę ochładza się na powierzchni bądź to za pomocą lodu, bądź też w chłodniach.

Chłodzenie wody lodem pod ziemią w kopalni nie jest stosowane, gdyż dostawa lodu obciążałaby bardzo transport szybem, ponadto sposób ten może być stosowany tylko przy małych objętościach powietrza.

Zamiast stosowania lodu, co jest bardzo kosztowne, znacznie ekonomiczniejsze jest chłodzenie wody na powierzchni *za pomocą chłodni.*

Tego rodzaju urządzenie chłodzące istnieje od 1936 r. w kopalni miedzi Butte (Montana, USA) głębokości 1300 do 1400 m. Wodę chłodzoną na powierzchni w chłodni typu wieżowego do temperatury średnio 10 °C (w zimie 0 °C, w lecie 15 do 20 °C) tłoczy się na najniższy poziom do wężownic. Dodatkowo pracują tu również rozpylacze wody. Woda wchodzi do podziemnych wężownic mając temperaturę około 15 °C. Temperatura wody powracającej do chłodni wynosi 22 do 24 °C. Przy średnich warunkach letnich powietrze w kopalni ochładza się z 26 do 18 °C według termometru wilgotnego. Ilość obiegowej wody 3,6 do 4,5 m^3/min wystarcza do ochłodzenia 1700 m^3/min powietrza, średnio o 8 do 9 °C, co odpowiada wydajności urządzenia równej około 1 500 000 kcal/godz.

Ochładzanie powietrza kopalnianego przez zmieszanie jego z parującym ciekłym powietrzem. Ochładzanie powietrza tym sposobem bezpośrednio w przodkach wymaga najmniejszej ilości ciekłego powietrza. Jednak transport jego w naczyniach stanowi niebezpieczną i dość kosztowną operację, dlatego też może być korzystniejszy transport ciekłego powietrza za pomocą izolowanego rurociągu do parownika ustawionego w pobliżu przodków eksploatacyjnych.

Chłodne pary powietrza wychodzące z parownika mieszają się w mieszalniku z wentylacyjnym prądem powietrza. Regulując ilość parującego powietrza ciekłego, można otrzymać wymaganą temperaturę powietrza płynącego do przodku.

Użycie powietrza sprężonego. Powietrze atmosferyczne sprężone i ochłodzone w chłodnicy wodnej do temperatury 30 °C dostaje się do zbiornika, a stąd za pomocą rurociągu do kopalni. Przy rozprężaniu powietrze to znacznie się oziębia i może służyć za środek chłodzący dla prądu wentylacyjnego. Rozprężanie takie przeprowadza się bądź to w niedużej odległości od przodków eksploatacyjnych, bądź też centralnie w podszybiu, a nawet i na powierzchni. Powietrze sprężone może być wykorzystane do chłodzenia bez wykonania przez nie pracy zewnętrznej albo też po uprzednim wykonaniu pracy.

9.3. Kondycjonowanie powietrza za pomocą maszyn chłodniczych

W przypadku dużej wydajności urządzeń do kondycjonowania powietrza zaopatruje się je w maszyny chłodnicze, w których czynnikiem oziębiającym jest CO_2, NH_3, CCl_2F_2, SO_2 lub specjalne mieszaniny. Mogą być poza tym stosowane powietrzne maszyny chłodnicze, w których powietrze sprężа się do 5 do 6 at, chłodzi się za pomocą wody, a następnie rozpręża się, przy czym obniża się jego temperatura. Można też stosować do tych celów maszyny absorpcyjne oraz maszyny innego typu.

Centralne chłodzenie powietrza na powierzchni. Powinno się ono ograniczać tylko do kopalń stosunkowo niedużej głębokości, w których sezonowe wahania temperatur powietrza w przodkach wynoszą 4 do 6 °C.

Urządzenie tego typu zostało zastosowane w kopalni złota Robinson Deep w Pd. Afryce do ochładzania 11 500 m^3/min powietrza; moc urządzenia 3000 KM; wydajność 6 000 000 kcal/godz. W przodkach na głębokości 2500 m obniżenie temperatury wynosi zaledwie około 3 °C (z 35 na 32 °C). W tych samych warunkach, ale przy mniejszej głębokości kopalni, skutek byłby lepszy. Podobne urządzenie istnieje również w kopalni złota Morro-Velho (głębokości 2325 m) w Brazylii.

Grupowe chłodzenie powietrza. W kopalni o dużym wydobyciu miejsca chłodzenia rozmieszcza się w 6 do 8 punktach. Pociąga to za sobą 15 do 25 razy większą długość rurociągów do doprowadzania i odprowadzania czynnika oziębiającego, zwiększenie hydraulicznych oporów oraz konieczność periodycznego przenoszenia ochładzaczy w miarę posuwania się robót górniczych.

Grupowe rozmieszczenie ochładzaczy może być celowe tylko w tych przypadkach, gdy centralne chłodzenie nie daje pożądanego efektu w związku ze znaczną głębokością kopalni lub dużą długością dróg dla powietrza świeżego oraz gdy konieczne jest chłodzenie powietrza nie we wszystkich rejonach.

Lokalne chłodzenie. Ochładzacze rozmieszcza się w odległości nie większej jak 100 do 200 m od przodków. Sposób ten ma następujące zalety: ochłodzone powietrze kieruje się bezpośrednio do miejsc zapotrzebowania, zapewnia się niezbędne ochłodzenie powietrza w każdym przodku, niezależnie od głębokości i odległości jego od szybu wdechowego, chłodzi się tylko tę ilość powietrza, która płynie do przodków.

Wadami lokalnego chłodzenia są: duża ilość dodatkowych robót górniczych i montażowych, konieczność częstego przenoszenia urządzeń, duża

długość rurociągów i duże zużycie energii na cyrkulację czynnika oziębiającego.

Wskaźniki względnej ekonomiczności. Wybór sposobów i środków kondycjonowania powietrza oraz schematu rozmieszczenia urządzeń powinien być dokonany na podstawie ich analizy ekonomicznej.

A. N. Szczerbań i A. N. Jagielski po przeprowadzeniu szczegółowej analizy urządzeń chłodniczych dla jednej z kopalń w Zagłębiu Donieckim głębokości 835 m przytaczają następujące wskaźniki względnej ekonomiczności:

1. Urządzenie do lokalnego kondycjonowania powietrza . . 1,0
2. Ochładzanie na powierzchni całości dopływającego do kopalni powietrza 1,04
3. Ochładzanie powietrza na roboczym poziomie przy umiejscowieniu maszyny chłodniczej na powierzchni 1,06
4. Ochładzanie powietrza przez zmieszanie jego z powietrzem sprężonym po uprzednim wykonaniu pracy zewnętrznej w podszybiu 3,73
5. Dtto, lecz po wykonaniu pracy na powierzchni 3,96
6. Ochładzanie powietrza lodem 6,73
7. Ochładzanie powietrza przez jego zmieszanie z parującym ciekłym powietrzem 13,2
8. Ochładzanie powietrza przez zmieszanie go z powietrzem sprężonym bez wykonania przez nie pracy zewnętrznej . . 23,0

Z porównania tych danych wynika, że specjalnie kosztowne jest chłodzenie przy zastosowaniu powietrza sprężonego, gdyż jest 23 razy droższe od chłodzenia za pomocą maszyn chłodniczych.

9.4. Ogrzewanie powietrza

Ogrzewanie powietrza wchodzącego do kopalni ma na celu niedopuszczenie do pokrywania się lodem belek, prowadników i drabin, ochronę obudowy szybu przed szkodliwym działaniem dużych zmian temperatury, polepszenie warunków pracy w podszybiu i zabezpieczenie robotników przed przeziębieniem w czasie wyjazdu z kopalni.

Powietrze wchodzące do kopalni ogrzewa się przez:

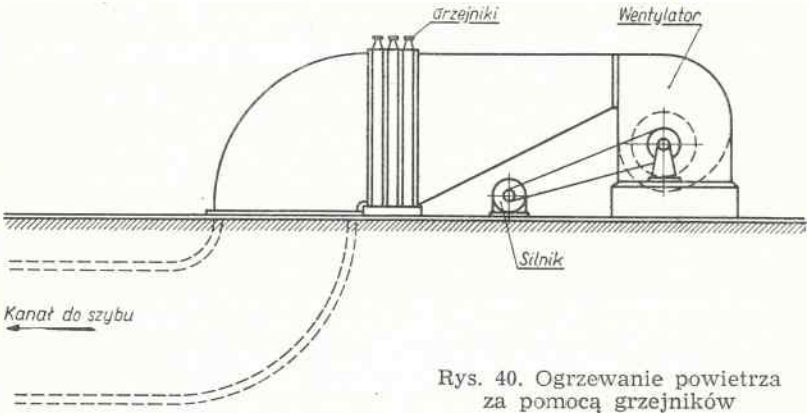
1. umieszczenie przy wlocie do szybu żarowni z koksem, sposób ten jest mało skuteczny i przyczynia się do zanieczyszczania powietrza gazami spalinowymi, dlatego też stosuje się go dorywczo;
2. wpuszczanie do szybu *gorącej pary*; rzadko stosowane, gdyż przyczynia się do nawilgocenia powietrza i powstawania mgły;
3. umieszczenie w szybie *przewodów powietrza sprężonego* lub kierowanie do szybu części powietrza z budynku maszynowego; ogrzewanie całości lub części wchodzącego powietrza grzejnikami.

Grzejniki umieszcza się bądź to w samym szybie, bądź na powierzchni w pobliżu jego wlotu. Sposób pierwszy jest mniej korzystny ze względu na znaczne zmniejszenie przekroju szybu. Poza tym ogrzewanie całości wchodzącego powietrza jest utrudnione ze względu na dużą jego prędkość. Dlatego też najczęściej stosowanym sposobem jest podgrzanie tylko części powietrza do temperatury 60 do 70 °C, które po zmieszaniu z powietrzem zasysanym bezpośrednio z atmosfery powinno wytworzyć mieszaninę o temperaturze nie niższej jak +2 °C.

Urządzenie do ogrzewania powietrza za pomocą grzejników (rys. 40)

składa się z jednego lub kilku zespołów rozmieszczonych równolegle. Zależnie od temperatury powietrza zewnętrznego zespoły włącza się do pracy pojedynczo lub po kilka naraz. Prócz tego możliwe jest włączanie i wyłączanie za pomocą zaworów poszczególnych grzejników każdego zespołu.

W kopalniach stosuje się prawie wyłącznie grzejniki parowe, a tylko w rzadkich przypadkach ogniowe lub elektryczne. W celu przeprowadzenia powietrza przez grzejniki i tłoczenia go do szybu każdy zespół zaopatruje się w osobny wentylator. Wentylatory umieszcza się zarówno przed, jak i za grzejnikami. Całe urządzenie łączy się z szybem za pomocą kanału o nachyleniu 1°. Nachylenie to w miejscu połączenia kanału z szybem zwiększa się do $5 \div 10°$, a to w celu uniknięcia wyrzucania gorącego powietrza z szybu na powierzchnię. Kanały umieszcza się na głębokości 1,5 do 2 m pod powierzchnią, przy czym łączy się je z szybem



Rys. 40. Ogrzewanie powietrza za pomocą grzejników

w kierunku normalnym (promieniowym) lub stycznym. W tym drugim przypadku otrzymuje się nieco lepsze zmieszanie powietrza ogrzanego z zimnym. Powietrze dostaje się do szybu przez jedno lub — przy większych jego średnicach — przez dwa okna, umieszczone naprzeciwko bocznych (zamkniętych) ścian klatki, a to dla uniknięcia skierowania prądu gorącego powietrza bezpośrednio na ludzi znajdujących się w klatce.

Jeżeli oznaczy się przez:

G — ogólną ilość powietrza wchodzącego do szybu, kg/sek,
G_1 — ilość powietrza ogrzanego, kg/sek,
t_1 — temperaturę powietrza ogrzanego,
t_2 — temperaturę powietrza zewnętrznego,
t — temperaturę powietrza po zmieszaniu,
c_p — ciepło właściwe powietrza,

to

$$G \cdot c_p \cdot (t - t_2) = G_1 \cdot c_p \cdot (t_1 - t_2)$$

$$G_1 = G \cdot \frac{t - t_2}{t_1 - t_2} \tag{33}$$

Grzejniki muszą dostarczyć ilość ciepła

$$W = 3600 \cdot G_1 \cdot c_p \cdot (t_1 - t_2) \quad \text{kcal/godz} \tag{34}$$

Przykład. Podać wytyczne do projektu urządzenia do ogrzewania powietrza przy następujących danych:

potrzebna dla kopalni ilość powietrza, Q . . .	50 m³/sek
najniższa temperatura powietrza zewnętrznego, t_2	—30 °C
temperatura powietrza podgrzanego (przyjęto), t_1	+70 °C
najniższa temperatura mieszaniny (przyjęto), t	+ 2 °C
ciężar właściwy powietrza przy $t = +2$ °C, γ .	1,256
ciężar właściwy powietrza przy $t = 0$ °C, γ . .	1,293
ciepło właściwe powietrza, c_p	0,24

Ciężar powietrza wchodzącego do szybu w czasie 1 sek

$$G = Q \cdot \gamma = 50 \cdot 1{,}256 = 62{,}8 \text{ kg/sek}$$

Ciężar powietrza, które musi być ogrzane, (wzór 33)

$$G_1 = 62{,}8 \cdot \frac{2 - (-30)}{70 - (-30)} = 20{,}1 \text{ kg/sek}$$

Odpowiadą to objętości przy temperaturze 0 °C, —30 °C i +70 °C.

$$Q_0 = \frac{20{,}1}{1{,}293} = 15{,}5 \text{ m}^3\text{/sek}$$

$$Q_{-30} = 15{,}5 \cdot \left(1 - \frac{30}{273}\right) = 13{,}8 \text{ m}^3\text{/sek}$$

$$Q_{+70} = 15{,}5 \cdot \left(1 + \frac{70}{273}\right) = 19{,}5 \text{ m}^3\text{/sek}$$

Na takie ilości powietrza musi być zaprojektowany wentylator. Grzejniki powinny dostarczać ilości ciepła — wzór (34)

$$W = 3600 \cdot 20{,}1 \cdot 0{,}24 \cdot [70 - (-30)] = 1740\,000 \text{ kcal/godz.}$$

10. CIĘŻAR WŁAŚCIWY POWIETRZA

Ciężar 1 m³ suchego powietrza atmosferycznego o składzie normalnym przy temperaturze $t = 0$ °C i ciśnieniu $b = 760$ mm Hg wynosi (tablica 2)

$$\gamma_0 = 1{,}293 \text{ kG/m}^3$$

Zależność ciężaru właściwego powietrza od temperatury i ciśnienia otrzymuje się z zasadniczego równania dla gazów (16)

$$\frac{p}{\gamma} = R \cdot T$$

a więc ciężar właściwy *powietrza suchego* przy ciśnieniu barometrycznym b mm Hg ($p = 13{,}6\ b$ kG/m²) i przy temperaturze $T = 273 + t$ będzie przy $R = 29{,}27$ (tablica 2)

$$\gamma_0 = \frac{13{,}596 \cdot b}{29{,}27 \cdot T} = 0{,}4645 \cdot \frac{b}{T} = 0{,}0017 \cdot \frac{b}{1 + \alpha t} \text{ kG/m}^3 \qquad (35)$$

Ciężar właściwy *mieszaniny gazów* o ciężarach właściwych γ_1, $\gamma_2 \ldots \gamma_n$ kG/m³, prężnościach p_1, $p_2 \ldots p_n$ kG/m² (lub b_1, $b_2 \ldots b_n$ mm Hg) i stałych gazowych R_1, $R_2 \ldots R_n$ oblicza się w ten sposób, że ciężar 1 m³ mieszaniny (γ) równy jest sumie ciężarów (γ_1, $\gamma_2 \ldots$) poszczególnych składników

$$\gamma = \gamma_1 + \gamma_2 + \ldots + \gamma_n$$

Dla każdego z tych gazów obowiązuje (16)

$$\frac{p_1}{\gamma_1} = R_1 \cdot T; \quad \frac{p_2}{\gamma_2} = R_2 \cdot T \ldots \frac{p_n}{\gamma_n} = R_n \cdot T$$

Po wstawieniu do poprzedniego równania otrzymuje się

$$\gamma = \frac{p_1}{R_1 \cdot T} + \frac{p_2}{R_2 \cdot T} + \ldots + \frac{p_n}{R_n \cdot T}$$

$$\gamma = \frac{1}{T} \cdot \sum_1^n \frac{p_i}{R_i} = \frac{13{,}6}{T} \cdot \sum_1^n \frac{b_i}{R_i} \tag{36}$$

Na podstawie tego wzoru można obliczyć ciężar właściwy *powietrza wilgotnego*. Gdy ciśnienie barometryczne wynosi b mm Hg, a prężność pary wodnej e mm Hg, wówczas na zasadzie prawa Daltona (13) prężność cząstkowa suchego powietrza wyniesie $b - e$ mm Hg. Wstawiając do wzoru (36) odnośne wartości b_i i R_i (tablica 2) otrzymuje się

$$\gamma = \frac{13{,}6}{T} \cdot \left(\frac{b-e}{29{,}27} + \frac{e}{47{,}06} \right)$$

$$\gamma = \frac{0{,}4645}{T} \cdot (b - 0{,}378 \cdot e) = 0{,}0017 \cdot \frac{b - 0{,}378 \cdot e}{1 + \alpha t} \tag{37}$$

Zmiany ciężaru właściwego powietrza w kopalni wskutek zmian jego składu wahają się w normalnych warunkach tylko w bardzo wąskich granicach (około 1%). Wpływ ciśnienia barometrycznego i temperatury na różnych głębokościach dochodzi do 6 ÷ 8%, a w większości przypadków nie przekracza 5%. Prędkość ruchu powietrza do 20 m/sek nie wywiera również większego wpływu na jego ciężar właściwy.

Mając powyższe na uwadze oraz uwzględniając, że wszelkich obliczeń przewietrzania kopalń nie przeprowadza się z dużą dokładnością, można w większości przypadków przyjąć, że powietrze w czasie ruchu w kopalni nie zmienia swego ciężaru właściwego i że wynosi on

$$\gamma = 1{,}2 \text{ kG/m}^3 \tag{38}$$

Taki ciężar właściwy ma powietrze o temperaturze +15 °C, ciśnieniu 760 mm Hg i wilgotności 60%.

11. JONIZACJA POWIETRZA

Przez jonizację gazów rozumie się rozbicie pewnej ilości ich cząsteczek na części dodatnio i ujemnie naelektryzowane, wskutek czego gaz staje się przewodnikiem elektryczności. Ładunki elektryczne mogą mieć zarówno cząsteczki powietrza, jak i całe kompleksy molekularne (cząstki pary, dymu, pyłu). Odpowiednio do tego rozróżnia się jony lekkie i ciężkie. W dnie jasne i pogodne w powietrzu atmosferycznym przeważają jony lekkie, w dnie pochmurne i mgliste jony ciężkie.

W warunkach normalnych w powietrzu atmosferycznym znajduje się w 1 cm³ średnio 750 jonów dodatnich (+jonów) i 600 ujemnych (—jonów). W górach liczba jonów jest znacznie wyższa i np. na Jungfrau skonstatowano 1508 + jonów oraz 880 —jonów. W pomieszczeniach

zamkniętych, gdzie znajdują się ludzie, liczba jonów szybko spada (np. w dobrze przewietrzanym pokoju maleje z 375 do 150 ÷ 100), przy czym powietrze wydychane praktycznie pozbawione jest jonów; znaczną liczbę jonów pochłania odzież. Stosunek + jonów do — jonów w powietrzu atmosferycznym jest rozmaity i zazwyczaj, zwłaszcza na szczytach górskich, przeważają jony dodatnie.

W latach 1935 ÷ 1938 japoński badacz Sz. Kimura stwierdził, że powietrze przepuszczone przez filtry z waty do dokładnie uszczelnionej komory zostaje całkowicie pozbawione jonów.

Jeżeli chodzi o stopień zjonizowania powietrza kopalnianego, to pod tym względem mało jest dotychczas obserwacji. Tak np. na podstawie pomiarów (Rössiger i Funder, 1934 r.) przeprowadzonych w doświadczalnej kopalni w Klausthalu (kopalnia rudy Pb, Zn i innych) okazało się, że gęstość (liczba) jonów w kopalni jest do 30 razy większa niż na powierzchni, przy czym nieoczekiwanym wynikiem pomiarów było stwierdzenie przewagi jonów ujemnych w atmosferze kopalnianej. Zarówno gęstość jonów, jak i ich stosunek zależą od stanu przewietrzania kopalni. W Klausthalu w powietrzu nieruchomym zawartość — jonów przewyższa średnio 2-krotnie (max. 4-krotnie) zawartość + jonów; w powietrzu w ruchu stosunek ten zmienia się na korzyść + jonów i spada do 1,5, przy czym ogólna liczba jonów jest 2,5 do 4 razy większa niż w powietrzu nieruchomym. Na podstawie obserwacji w kopalni rudy uranowej w Jachymovie sądzić można, że w tym przypadku nie tyle decyduje sam stan ruchu powietrza, ile sposób przewietrzania wyrobisk. Mianowicie ilość emanacji (tablica 17), która jest jednym z głównych czynników wywołujących jonizację powietrza kopalnianego, waha się tu w znacznych granicach, zależnie od sposobu przewietrzania; jest ona największa przy przewietrzaniu ssącym, a najmniejsza przy tłoczącym.

Jonizacja powietrza może być spowodowana promieniami ciał rozżarzonych, promieniami pozafioletowymi, Roentgena, Becquerela (ciał promieniotwórczych), tudzież promieniami katodowymi oraz kosmicznymi.

W jonizacji powietrza największą rolę odgrywają ciała promieniotwórcze, dlatego też zjonizowane jest przede wszystkim powietrze pochodzące z ziemi (*oddychanie powierzchni ziemi*), kopalń, piwnic, itp., gdyż

Tablica 17

Ilość emanacji w przodku chodnika

Przewietrzanie	Ilość powietrza w przodku m^3/min	Ilość emanacji w jednostkach Macha[1])
Ssące (lutnia z wentylatorem)	50	25 ÷ 20
Bez przewietrzania	—	15
Tłoczące (powietrze sprężone)	2	4
Tłoczące (lutnia z wentylatorem)	80	1,2

[1]) Jednostka Macha (J. M.) = ilość emanacji, która przy zużyciu wszystkich promieni α na jonizację wywołuje prąd 0,001 abs. jednostki elektrostatycznej. J. M. jest jednostką koncentracji i odnosi się do 1 l gazu lub cieczy. Dla porównania przytoczyć można, że radioaktywność powietrza w Jachymovie wynosi $2,5 \cdot 10^{-7}$ J. M. (w Wiedniu $0,7 \cdot 10^{-7}$), radioaktywność wód leczniczych Jachymova wynosi kilkaset J. M. a dochodzi nawet do 5000.

Międzynarodową jednostką jest milimicrocurie (mmc); jest to ekwiwalent 10^{-9} gramów Ra. W Niemczech stosuje się jednostkę zwaną emanem (10^{-10} g Ra). Tak więc: 1 J. M. = 1000 absolutnych jednostek elektrostatycznych, 1 mmc = 2,75 J. M.

wszystkie skały, prawie bez wyjątku, zawierają w swym składzie substancje radioaktywne (tablica 18), przy czym zawartość ich w skałach wybuchowych jest większa niż w osadowych.

Promieniowanie ciał radioaktywnych polega na ruchu cząsteczek elektrycznych. Z trzech wysyłanych rodzajów promieni α, β i γ najbardziej intensywnie działają promienie α (naelektryzowane dodatnio). Siła jonizacji tych promieni jest 100 razy większa od siły promieni β (o ładunku ujemnym; cechy promieni katodowych) i 10 000 razy większa od promieni γ (o cechach promieni Roentgena). Zasięg działania promieni α wynosi jednak zaledwie 9 cm, promieni β — kilka metrów, promieni γ — 10 m.

Tablica 18

Przeciętna zawartość radu w 1 g różnych skał

Skały	Zawartość Ra g
Wybuchowe kwaśne	$3{,}01 \cdot 10^{-12}$
Wybuchowe obojętne	$2{,}57 \cdot 10^{-12}$
Wybuchowe zasadowe	$1{,}28 \cdot 10^{-12}$
Osadowe	$1{,}4 \cdot 10^{-12}$

Rozpowszechnienie substancji radioaktywnych w ziemi, w wodzie i powietrzu jest dzięki radonowi czyli obecności emanacji, tzn. pierwiastka gazowego, który stanowi pierwsze ogniwo rozkładu radu. Emanacja nie daje związków z żadnym pierwiastkiem, jest silnie promieniotwórcza (wysyła tylko promienie α), lecz po 4 dniach rozpada się na rad A, a ten po 3 minutach daje rad B itd., aż do radu G, który jest izotopem zwykłego ołowiu.

Jonizacja powietrza pod względem działania na organizm ludzki lub zwierzęcy jest czynnikiem bardzo intensywnym, a wpływ jej może być zarówno korzystny (leczniczy), jak i szkodliwy.

Zwierzęta oddychające pozbawionym jonów powietrzem stają się apatyczne; tracą apetyt (łaknienie), zapadają w sen, tracą na wadze i giną już nawet po kilku dniach (im wyższa temperatura, tym krótsze życie zamkniętych w komorze zwierząt). Doprowadzenie powietrza zwykłego przywraca zwierzętom zdrowie: zwierzęta leżące w stanie daleko posuniętej śpiączki odzyskują przytomność, a następnie normalne samopoczucie.

Ludzie oddychający przez pewien czas powietrzem dejonizowanym (pozbawionym jonów) lub dysjonizowanym (powietrzem o zmienionym stosunku + jonów i — jonów) odczuwają osłabienie i senność, bóle głowy, wzmożone ciśnienie krwi (u niektórych spadek ciśnienia). Dysjonizacja powietrza idąca w kierunku zmniejszenia — jonów i zwiększenia + jonów wywołuje wymienione objawy w jeszcze większym stopniu niż zwykła dejonizacja.

Oprócz zamkniętych pomieszczeń mieszkalnych istnieją także olbrzymie otwarte obszary geograficzne wypełniające się w pewnych porach roku dysjonizowanym powietrzem. Należą do nich Tatry z ich *halniakiem*, góry Tyrolu z ich *foenem*, basen morza Śródziemnego z jego *sirocco*, północna część Afryki z jej *samumem*, wyspy Japonii z ich *jamazi*, wreszcie *tajfuny* mórz południowych.

Wpływ na organizm ludzki jest wszędzie podobny: ludzie wrażliwi cierpią na bezsenność w nocy i senność w dzień, osłabienie i duszność, uczucie braku powietrza, zwiększające się wraz ze spadkiem barometru. Niepokój zwierząt i ludzi wzrasta w miarę zbliżania się tego ciepłego lub gorącego wiatru. Niezrównoważeni wpadają nawet w szał. Przyczyną tego jest dysjonizacja w kierunku zwiększenia ilości +jonów.

Przy wdychaniu + jonów zapotrzebowanie O_2 wzrasta, a oddech staje się przyspieszony, przy czym zwiększa się ciśnienie krwi, przy wdychaniu natomiast — jonów zapotrzebowanie O_2 zmniejsza się, oddychanie odbywa się znacznie spokojniej i z większymi przerwami. Dla celów leczniczych ważne są głównie — jony.

Charakterystyczne jest, że najbardziej znane miejscowości kuracyjne odznaczają się powietrzem z dużą ilością — jonów. Należą do nich Biarritz, Siestroreck koło Leningradu, brzegi burzliwych górskich potoków i rzek Kaukazu, obszary leśne o bogatej podściółce i bogatych złożach humusu. Przewagę natomiast + jonów wykazują suche skaliste wierzchołki oraz szczeliny i jaskinie skalistych gór.

Jeżeli chodzi o leczenie radonem, to główne jego działanie polega również na jonizacji. Może ona jednak wywierać bardzo niekorzystny wpływ na zdrowie górnika, jeżeli zmuszony on jest pracować przez szereg lat w powietrzu o dużej zawartości radonu. Tak np. górnicy w kopalni Jachymov po kilkunastu lub 20 latach zapadają na raka płuc (dane przedwojenne). Okoliczność ta zmusiła kopalnię do przedsięwzięcia środków wentylacyjnych (wentylacja tłocząca) w celu zmniejszenia zawartości radonu w powietrzu w miejscu pracy.

12. PYŁ KOPALNIANY

12.1. Zapylenie powietrza i wyrobisk

Pyłem kopalnianym nazywa się drobne cząstki skał, tworzące się przy wykonywaniu robót górniczych. Pył ten ma własność unoszenia się przez pewien czas w powietrzu, po czym osiada na spodzie, ociosach i piętrze wyrobiska oraz na obudowie. Pył osadza się nie tylko w miejscu jego wytworzenia, lecz jest przenoszony prądem powietrza na duże nawet odległości. Zdolność pyłu do pozostawania w powietrzu w stanie zawieszenia w przeciągu dłuższego lub krótszego czasu zależy od stopnia rozdrobnienia pyłu, kształtu jego ziarenek i ciężaru właściwego, jak również od wilgotności, temperatury i prędkości ruchu powietrza.

W zależności od stopnia rozdrobnienia pyłu — zawiesiny jego w powietrzu, czyli *aerozole*, dzieli się na trzy klasy:

— właściwy *pył* — stanowią aerozole składające się z ziarenek o wymiarach większych od 10 μ (1 μ = 1 mikron = 0,001 mm), które w powietrzu będącym w spoczynku osiadają z pewnym przyspieszeniem;

— *mgła* — aerozole składające się z cząstek o wymiarach 10 do 0,1 μ, które w powietrzu będącym w spoczynku osiadają z prędkością stałą, zgodnie z prawem Stocesa, prędkość ta wynosi dla ziarenek kwarcu o wymiarach 10 μ około 8 mm/sek, zaś dla ziarenek 0,1μ — około 0,0008 mm/sek;

— *dym* — aerozole o wymiarach cząstek poniżej 0,1 μ będących w ciągłym ruchu cieplnym; cząstki te w ogóle nie osiadają i szybko się rozprzestrzeniają.

Zawieszone w powietrzu cząstki pyłu niosą na sobie ładunki elektryczne. W zależności od warunków ładunki jednych substancji mogą być tylko dodatnie, ładunki natomiast innych tylko ujemne. Cząstki o ładunkach jednoimiennych wzajemnie przyciągają się i koagulują, co ułatwia ich osadzanie w powietrzu, cząstki zaś o ładunkach różnoimiennych odpychają się i pozostają w stanie zawieszonym.

Zasadniczym *źródłem tworzenia się pyłu w kopalni* są roboty górnicze; jak wykonywanie wrębów, wiercenie otworów, ładowanie i transport urobku. W kopalniach, w których otwory wierci się z przepłuczką, a przy strzelaniu i ładowaniu stosuje się zwilżanie, 75 do 80% pyłu tworzy się podczas wiercenia, 10 do 15% przy robotach strzelniczych i 5 do 10% podczas ładowania i transportu urobku. Przy suchym wierceniu otworów w przodku tworzy się 4 do 10 kg pyłu na 1 m^3 urobku.



Rys. 41. Probówka do oznaczania zawartości pyłu w powietrzu

Stopień rozdrobnienia pyłu zależy od twardości skał i sposobu wiercenia, a mianowicie zawartość procentowa najdrobniejszego pyłu (0,2 μ) przy wierceniu w skałach bardzo twardych (skały kwarcowe i żyły) dochodzi do 90%, gdy tymczasem w skałach miękkich (łupki) zawartość ta nie przekracza zwykle 30%. Liczba cząstek pyłu w końcu wiercenia w skałach bardzo twardych wynosi 30 000 do 45 000 na 1 cm^3 powietrza, w skałach zaś miękkich 500 do 1600. Największe zapylenie powietrza daje suche wiercenie udarowe, kilka razy mniejsze — wiercenie obrotowe, a jeszcze mniejsze — wiercenie z przepłuczką. Stopień zapylenia zależy poza tym od kształtu dłuta lub koronki oraz od stopnia ich stępienia.

Zapyleniem powietrza nazywa się zawartość w nim pyłu. Zawartość tę oznacza się dwoma sposobami:

— sposobem wagowym, polegającym na przefiltrowaniu badanego powietrza przez warstwę szklanej lub bawełnianej waty i określeniu ilości miligramów pyłu przypadającej na 1 m^3 powietrza;

— sposobem konimetrycznym, polegającym na osadzaniu pyłu i policzeniu (pod mikroskopem) liczby pyłków przypadających na 1 cm^3.

Do obliczeń przybliżonych można przyjmować, że 5 mg/m^3 odpowiada około 100 pyłkom (o średnicy 1 do 5 μ) w 1 cm^3.

Do *oznaczenia wagowego* używa się probówek (rys. 41) o średnicy 15 do 20 mm i długości 100 do 150 mm wypełnionych watą. Przez watę tę przepuszcza się za pomocą np. podwójnego aspiratora wodnego (rys. 23) lub pompy ręcznej pewną ilość powietrza (zwykle 20 do 50 l). Gdy zawarty w nim pył osadzi się na wacie, zamyka się probówkę przytartymi szklanymi albo gumowymi pokrywkami i kieruje do laboratorium, gdzie na podstawie przyrostu ciężaru probówki (po uprzednim wysuszeniu w temperaturze 105 °C) oblicza się zawartość pyłu w mg/m^3.

Wskaźniki zapylenia otrzymane sposobem wagowym dają pojęcie o ilości pyłu, ale nie o wielkości poszczególnych pyłków i ich liczbie w jednostce objętości powietrza. Dlatego też oprócz sposobu wagowego stosuje się *sposób konimetryczny*.

W literaturze fachowej spotyka się szereg różnych typów pyłomierzy, z których największe zastosowanie praktyczne znalazł *licznik kondensacyjno-udarowy*. Zasada działania tego licznika polega na uderzeniu prądu zapylonego powietrza o szklaną powierzchnię (ekran) i wytrąceniu cząstek pyłu wskutek kondensacji pary z powietrza. *Sprężynowy licznik udarowy* działa na zasadzie osadzenia pyłu na lepkiej powierzchni szklanej dzięki sile uderzenia powietrza przy nagłym przesunięciu tłoka za pomocą sprężyny. Zasada działania *sedymentacyjnego pyłomierza* polega na izolacji pewnej objętości badanego powietrza i zbieraniu co pewien czas (5 do 10 min) kolejnych frakcji osiadającego pyłu. *Fotopyłomierz* działa na zasadzie pochłaniania siły światła przez pył. Pyłomierz ten charakteryzuje się dużą prędkością oznaczania zapylenia powietrza, daje on jednak znacznie mniejszą dokładność.

Ani jeden ze znanych obecnie przyrządów do badania zapylenia powietrza nie daje dostatecznie dokładnych wyników. Wszystkie one pracują selekcyjnie, chwytając głównie bądź to najgrubsze frakcje pyłu, bądź też najdrobniejsze. Dużą ich wadą jest niemożliwość bezpośredniego oznaczania zawartości pyłu w powietrzu i konieczność brania próbki w badanym miejscu, a następnie opracowania jej w laboratorium.

Zawartość pyłu węglowego w powietrzu kopalnianym waha się od kilku do kilkuset mg/m^3 i dochodzi czasami (w pobliżu wrębiarek i przenośników wstrząsanych) do 5000 do 7000 mg/m^3 (5 do 7 g/m^3). Jednak nie tylko powietrze kopalniane, lecz również i powietrze na powierzchni wykazuje zawsze pewną zawartość pyłu, czasami nawet bardzo wysoką, jak to ilustruje tablica 19.

Tablica 19

Zawartość pyłu w powietrzu

Powietrze	mg/m^3	Liczba pyłków cm^3	Autor
W górach		200 ÷ 1000	Aitkind,
W miastach		50 000 ÷ 200 000	Gemüd
W mieszkaniach	1,5		
W tartakach	15 ÷ 17		Arens
W młynach	22 ÷ 47		
W cementowniach	130 ÷ 224		

Oprócz zanieczyszczenia powietrza kopalnianego pyłem wytwarzanym podczas prowadzenia robót górniczych może ono być również zanieczyszczone pyłem pochodzącym z powierzchni, jeżeli w pobliżu szybu znajdują się suche zwały węgla lub odpadów, jak również fabryki i zakłady z kominami niedostatecznej wysokości.

Przy zawartości w powietrzu pyłu poniżej 1 mg/m^3 powietrze uważa się za mało zapylone, poniżej 5 mg/m^3 — za zapylone umiarkowanie, poniżej 10 mg/m^3 — za zapylone, poniżej 20 mg/m^3 — za bardzo zapylone, powyżej zaś za wyjątkowo zapylone.

Zapyleniem wyrobiska nazywa się ilość (w gramach) znajdującego się w nim pyłu zarówno w stanie zawieszonym, jak i osadzonym, przypadającą na 1 m^3 objętości wyrobiska. Ilość wytwarzającego się pyłu (poniżej 1 mm) w kopalniach węgla wynosi 0,2 do 1%, a nawet niekiedy i więcej w stosunku do wydobycia. Zapylenie wyrobisk dochodzi czasami do kilku tysięcy gramów na m^3.

Ilość pyłu osadzonego w wyrobisku oblicza się w ten sposób, że zbiera się go na pewnej długości wyrobiska ze spodu, piętra, ociosów i obudowy, przesiewa przez sito o otworach 1 mm, waży się i przelicza na 1 m^3 wyrobiska.

12.2. Niebezpieczeństwo pyłu dla zdrowia

Pył kopalniany składa się z najdrobniejszych cząstek minerału użytecznego oraz skał płonnych. Niektóre pyły działają trująco na organizm ludzki, np. pył ołowiany, rtęciowy, arsenowy. Pył pochodzący z węgla, rudy i innych skał nie jest na ogół trujący, jednak nadmierna jego ilość w powietrzu jest szkodliwa, gdyż podrażnia oczy, drogi oddechowe i wywołuje różne choroby płuc, noszące ogólną nazwę *pylicy*, czyli *pneumokoniozy* (z greckiego pneuma = oddychanie, konis = pył). Najbardziej niebezpieczną dla górnika jest *krzemica*, czyli *sylikoza*, wywołana pyłem krzemionkowym. Choroba płuc wywołana pyłem węglowym nosi nazwę *antrakozy* (z greckiego antrakon = węgiel), pyłem azbestu — *azbestozy*, wywołana zaś pyłem tlenków żelaza — *syderozy*.

Najbardziej szkodliwe dla zdrowia pyły pochodzą ze skał krzemionkowych (kwarc, krzemień, piaskowiec, granit). Zawartość krzemionki w pyle powyżej 2 do 5% uważa się już za zagrażającą zdrowiu, powyżej zaś 10% za wręcz szkodliwą. Mniej niebezpieczny jest pył krzemianowy, a jeszcze mniej wapienny, łupkowo-ilasty i węglowy, jeżeli nie zawierają one w sobie krzemionki.

Zależnie od zawartości SiO_2 w skale uważa się za niebezpieczne ze względu na krzemicę powietrze, w którym się znajduje:

300 do 400 pyłków w 1 cm^3 przy zawartości SiO_2 od 1 do 5%
200 do 250 pyłków w 1 cm^3 przy zawartości SiO_2 od 5 do 10%
160 do 180 pyłków w 1 cm^3 przy zawartości SiO_2 od 10 do 25%
100 do 120 pyłków w 1 cm^3 przy zawartości SiO_2 powyżej 25%

Za szkodliwy dla zdrowia uważa się pył o wielkości ziarenek poniżej 5 do 0,2 mikronów, szczególnie zaś niebezpieczny jest pył najdrobniejszy i niewidoczny dla oka.

Pył o średnicy poniżej 1 mikrona praktycznie nigdy nie osadza się w powietrzu kopalnianym, a cząstki ultramikroskopowe (o średnicy dziesiątych i setnych części mikrona) zachowują się podobnie jak drobiny gazów i znajdują się w ciągłym ruchu cieplnym.

Do zwalczania pyłu w kopalniach stosowane są następujące środki: wiercenie otworów z przepłuczką, uchwycenie tworzącego się pyłu za pomocą specjalnych urządzeń, stosowanie wiercenia obrotowego, intensywne przewietrzanie, rozpylanie wody, ochrona robotników za pomocą masek, zobojętnianie szkodliwego działania pyłu za pomocą ochronnych domieszek.

Woda źle zwilża najdrobniejszy pył. W celu zwiększenia skuteczności zwilżania dodaje się do wody odczynniki pianotwórcze.

Zobojętnienie szkodliwego działania pyłu na płuca polega na tym, że robotnicy przed zjazdem do kopalni przebywają w ciągu 10 do 15 min w pomieszczeniu, gdzie rozpylony jest puder aluminiowy (1 g pudru na 23 do 25 m^3 pomieszczenia). Puder ten składa się z 20% metalicznego glinu i 80% tlenku glinu. Zapobiegające działanie wprowadzonego do płuc pudru aluminiowego trwa 6 do 7 godz.

Ze względu na szkodliwość pyłu niektóre przepisy sanitarne zabra-

niają wykonywania zwykłego suchego wiercenia w skałach zawierających znaczne ilości krzemionki, jeżeli ilość zawieszonego w powietrzu pyłu przekracza 2 mG/m^3. Przepisy te zabraniają osobom niezatrudnionym przebywania w miejscach zapylania wyrobisk pyłem obojętnym, jak również przechowywania tego pyłu w miejscach otwartych. Zatrudnieni w atmosferze pyłowej powinni być badani przez lekarza przynajmniej raz na pół roku.

12.3. Wybuchy pyłu

Pyły ciał palnych (np. węgiel, drewno, korek, kakao, cukier, mąka, krochmal i inne) tworzyć mogą z powietrzem mieszaniny wybuchowe. Własności łatwego zapłonu i tworzenia mieszanin wybuchowych mają również pyły niektórych ciał niepalnych (rudy siarczkowe oraz metale, jak Al, Fe, Zn i inne), co tłumaczy się ogromną powierzchnią zetknięcia się z tlenem, a wskutek tego i łatwym ich utlenianiem.

Obłok pyłu wskutek ustawicznego ruchu i tarcia poszczególnych cząstek naładowuje się elektrycznością statyczną. Już samo wyładowanie elektryczne takiego obłoku może w sprzyjających okolicznościach (bardzo suche i ciepłe powietrze) wytworzyć iskry, a nawet i wybuch bez jakiegokolwiek udziału innego źródła wysokiej temperatury. Możliwość takich *burz pyłowych* [1]) w warunkach kopalnianych jest mało prawdopodobna, jakkolwiek niewykluczona; zdarzają się one natomiast w fabrykach, gdzie ma się do czynienia z pyłami ciał organicznych (mąka, cukier, celuloza i inne).

Szczególnie łatwo ulega ładowaniu statyczną elektrycznością pył znajdujący się w powietrzu płynącym w lutniach wentylacyjnych lub w rurociągach powietrza sprężonego, co zostało ustalone doświadczalnie w latach 1927—1931. Przyrząd doświadczalny składał się z rury stalowej o średnicy 130 mm i długości 5,5 m, zawieszonej na izolatorach. Wlotowy koniec rury był połączony za pomocą rury ebonitowej (długości 250 mm) o takiej samej średnicy z niedużym wentylatorem. Pył dodawano do powietrza z niedużego zbiornika znajdującego się przy ssącej rurze wentylatora.

Za pomocą tych doświadczeń stwierdzono, że przy przepływie w izolowanej rurze nawet niezbyt zapylonego powietrza (1 do 4 g pyłu w 1 m^3 powietrza) z prędkością 2 do 13 m/sek rura elektryzuje się w ciągu kilku sekund do napięcia 6000 ÷ 7000 V, a nawet i wyższego. Daje to iskry, które łatwo zapalają mieszaninę CH_4 z powietrzem. Elektryzacji rury nie obserwuje się przy najmniejszym naruszeniu izolacji, jak również przy wilgotności powietrza większej od 65% i to nawet przy idealnej izolacji rury.

Jak z tego wynika, elektryzacja zapylonego powietrza możliwa jest tylko w przypadku bardzo suchego powietrza i przy dokładnej izolacji rury. Warunki takie, jeżeli mogą się zdarzyć w kopalniach, to tylko w wyjątkowych przypadkach.

Najbardziej niebezpieczny pod względem możliwości wybuchu w kopalniach jest *pył węglowy*. Spalanie jego przebiega według reakcji

$$C + O_2 = CO_2 + 8140 \text{ kcal na 1 kg C}$$
$$2C + O_2 = 2CO + 2440 \text{ kcal na 1 kg C}$$

[1]) Teoria *burz pyłowych* (Staubgewitter) wysunięta została w 1922 r. przez Beiersdorfera.

O tym, że pył węglowy może brać udział w wybuchach, wiadomo już od 1803 r., kiedy to nastąpił potężny wybuch w jednej z gazowych kopalń okręgu Newcastle (Anglia). W ciągu jednak 100 lat panowała duża rozbieżność zdań, czy wybuch może nastąpić bez udziału metanu. Dopiero olbrzymia katastrofa wybuchu pyłu, jaka nawiedziła w 1906 r. niegazową kopalnię Courrieres i pociągnęła za sobą 1100 ofiar, oraz rozpoczęte po tej katastrofie wszechstronne badania naukowe stwierdziły z całą pewnością, że:

— pył węglowy może być przyczyną wybuchu nawet przy zupełnym braku metanu;
— zapoczątkowany mały wybuch metanu może przenieść się na pył węglowy i dać ogromny jego wybuch;
— płomień wybuchu pyłu może dojść do miejsca skupienia gazu i zapalić go;
— produkty wybuchu pyłu węglowego zawsze zawierają w swym składzie do 5 ÷ 6% CO (przy wybuchu metanu powstaje głównie CO_2); jest to powodem, że podczas wybuchów pyłu większość, gdyż 70 do 80% ofiar, pociąga za sobą zatrucie tlenkiem węgla.

Dolna granica zawartości pyłu węglowego w powietrzu, przy której możliwy już jest wybuch, wynosi 18 do 30 g/m^3, w warunkach jednak kopalnianych za dolną granicę uważa się częściej 100 do 120 g/m^3; najsilniejszy wybuch następuje przy 300 do 400 g/m^3; górną granicą jest 2000 do 3000 g/m^3, a nawet i więcej. Ponieważ zasadniczo największa zawartość zawieszonego w powietrzu pyłu nie przekracza 5 do 7 g/m^3, przeto wybuch pyłu jest możliwy tylko wtedy, gdy osadzony w wyrobisku (na spągu, ociosach 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 jego zawartości w powietrzu, ile od ilości pyłu znajdującego się w wyrobisku. Temperatura zapłonu pyłu wynosi 700 do 800 °C, a więc zbliżona jest do temperatury zapłonu gazu (650 do 750 °C). Toteż źródła ciepła, które zapalają gaz, mogą zapalić również i obłok pyłu, zdarzały się również wypadki zapalenia pyłu od płomienia lampy.

W roku 1907 w jednej z kopalń USA wskutek zerwania się liny na pochylni wozy załadowane węglem uderzyły o obudowę wyrobiska, podniósł się gęsty obłok pyłu, który przesunął się do miejsca, gdzie wisiało kilka zapalonych otwartych lamp; nastąpił wybuch, który oparzył 40 górników znajdujących się w sąsiedniej pochylni obchodowej.

Podobny wypadek zdarzył się w 1956 r. na pochylni w kopalni Łagiewniki (Górny Śląsk).

W obecności metanu granice wybuchowości pyłu są szersze i odwrotnie, obecność drobnego i suchego pyłu węglowego w powietrzu obniża dolną granicę wybuchowości mieszaniny gazu z powietrzem.

Do orientacyjnych obliczeń wpływu obecności metanu na niebezpieczeństwo pyłu węglowego można korzystać z wzoru

$$\Delta N = \frac{100 - N}{5} \tag{39}$$

gdzie

N% — procentowa zawartość gazu, przy której dany pył nie wybucha w nieobecności gazu,

$\Delta N\%$ — dodatkowa zawartość popiołu potrzebna do zapobieżenia wybuchowi pyłu w obecności metanu,
5% — dolna granica wybuchowości metanu.

Przykład. Jeżeli w warunkach kopalni niegazowej pył węglowy przestaje wybuchać przy $N = 50\%$ popiołu, to tenże pył w kopalni gazowej nie będzie wybuchał przy zawartości popiołu

$$N + \Delta N = 50 + \frac{100 - 50}{5} = 60\%$$

Nie każdy pył węglowy jest jednakowo podatny na zapalenie i wybuchy; nawet w tej samej kopalni może być więcej lub mniej niebezpieczny pył węglowy w różnych pokładach lub różnych polach. Na ogół biorąc pył węglowy jest tym bardziej niebezpieczny, im wyższa jest zawartość części lotnych, im większy jest stopień rozdrobienia, im mniejsza jest zawartość w pyle części niepalnych oraz wilgoci.

Na podstawie licznych badań można przyjąć, że pył węgli chudych i antracytów o zawartości części lotnych poniżej 10% praktycznie nie jest wybuchowy. Przyjmuje się również, że ziarenka pyłu nie przechodzące przez sito plecione o otworach 1 mm nie biorą udziału w wybuchu. Na ogół pył węglowy traci własności wybuchowe przy zwiększeniu zawartości części niepalnych (popiołu) do 60 ÷ 70% lub wilgotności do 50%. Zdarzają się jednak przypadki, że nawet przy 90% części niepalnych pył zachowuje zdolność przenoszenia wybuchu.

Jeżeli w jakimkolwiek punkcie obłoku pyłu temperatura zostanie podniesiona o tyle, że pył się zapali, można zaobserwować zjawiska:
— pył pali się tylko w miejscu zetknięcia się ze źródłem wysokiej temperatury;
— płomień rozprzestrzenia się w obłoku pyłu z większą lub mniejszą prędkością na większą lub mniejszą odległość od miejsca zapalenia pyłu, ale bez dynamicznych efektów;
— obłok pali się z prędkością wzrastającą, następuje eksplozja przy równoczesnym dużym wzroście ciśnienia.

W pierwszym przypadku pył można uważać za niezdolny do przenoszenia eksplozji, w drugim przypadku może nastąpić wybuch lokalny, w przypadku zaś trzecim możliwy jest wybuch obejmujący całą przestrzeń, w której znajduje się obłok pyłu. Odpowiednio do tego przepisy przedwojenne rozróżniały trzy klasy pyłów.

Ponieważ jednak nigdy nie można mieć pewności, że pył, który w warunkach przeprowadzania badań okazał się łatwo zapalny, ale nie dający eksplozji, będzie tak samo zachowywał się w warunkach kopalnianych, przeto dla ostrożności traktuje się obecnie każdy łatwo zapalający się pył jako niebezpieczny ze względu na możliwość jego wybuchu.

W myśl obecnie obowiązujących u nas przepisów wszystkie pokłady, w których za pomocą analizy chemicznej stwierdzono powyżej 12% części lotnych (w odniesieniu do węgla suchego i bezpopiołowego), zalicza się do pokładów *niebezpiecznych* pod względem wybuchu.

Niebezpieczne pod względem wybuchu pyłu *pokłady węgla lub ich części dzieli się na dwie klasy* — A i B.

Do klasy A zalicza się pokłady lub ich części, w których występuje pył węglowy pozbawiony całkowicie lotności przez wilgoć.

Do klasy B zalicza się pokłady lub ich części, jeśli występujący w nich pył odznacza się lotnością.

Główna różnica między niebezpieczeństwem pochodzącym od gazu ko-

palnianego i pyłu węglowego polega na tym, że przy dobrym przewietrzaniu, jeżeli nie ma niebezpieczeństwa nagłych wyrzutów gazu, gaz kopalniany zbierać się może tylko lokalnie w niektórych miejscach kopalni, gdy pył węglowy może znajdować się w całej kopalni. Obecność gazu łatwo jest stwierdzić i to nawet przy zawartości znacznie niższej od niebezpiecznej, gdy tymczasem stwierdzenie niebezpiecznej ilości pyłu w wyrobisku jest na ogół trudne, ponieważ ilość pyłu zawieszonego w powietrzu, nawet bardzo zapylonym, jest wielokrotnie niższa od tej koncentracji, przy której możliwy jest wybuch. Dla wytworzenia mieszaniny wybuchowej musi być uniesiony w powietrze pył osadzony na spągu i ścianach wyrobiska, tymczasem niebezpieczna nawet ilość tego pyłu jest bardzo mało widoczna, wystarczy bowiem mieć na spągu i ścianach warstewkę pyłu grubości 0,1 mm, aby okazał się on niebezpieczny w przypadku uniesienia w powietrze.

Przebieg wybuchu pyłu zależy w dużym stopniu od nagłych, chociażby nawet niedużych zmian przekroju wyrobiska. Więcej lub mniej szybkie, ale spokojne palenie się pyłu w prostym wyrobisku o stałym przekroju może nagle przekształcić się w silną eksplozję, jeżeli płomień na swej drodze napotka nierówności ścian lub jakąś przeszkodę w postaci chociażby odrzwi, progu itp. Wystarczy np. w sztolni doświadczalnej umieścić pierścienie z kątówek żelaznych 150 mm, aby prędkość wybuchu zwiększyła się 2 do 3 razy, a ciśnienie nawet 8 do 10 razy.

Podczas eksplozji pyłu tylko część jego spala się całkowicie, reszta zamienia się częściowo w koksik, który osadza się na obudowie i ścianach wyrobiska. Nie skoksowany pył węglowy, jak również i pył kamienny pozostawiają na obudowie osad w postaci trójkąta, dochodzący niekiedy do grubości kilku centymetrów.

Dla ustalenia miejsca zapoczątkowania wybuchu starano się w ubiegłych latach wykorzystać zjawisko, z której strony obudowy osadza się koksik: czy od strony wybuchu, czy też z przeciwnej strony. Pod tym względem była duża rozbieżność zdań. Na podstawie skutków wybuchu, w kop. Brzeszcze w 1945 r. można przypuszczać, że koksik osadza się nie w trakcie przejścia fali wybuchowej, lecz po przywróceniu już normalnego kierunku prądu powietrza i to z tej strony obudowy, która jest zwrócona przeciwko temu prądowi, jak to pokazano na rys. 42. Wybuch był w pochylni, a płomień jego rozszerzał się w chodniku w obie strony. Tak więc na podstawie osadów koksiku nie da się ustalić miejsca zapoczątkowania wybuchu. Zwykle w miejscu zapoczątkowania wybuchu pyłu są najmniej widoczne jego ślady. W pewnej odległości od tego miejsca strona obudowy wystawiona na działanie wybuchu wykazuje ślady opalenia. Trójkątne osady nie skoksowanego pyłu występują zwykle z przeciwnej strony.

W celu *stwierdzenia stopnia niebezpieczeństwa* pyłu miele się węgiel pochodzący z danego pokładu, tak aby przynajmniej 80% przechodziło przez sito mesh 80 i nad tak otrzymanym pyłem przeprowadza się badania w odpowiednich sztolniach w stacjach doświadczalnych. Sztucznie przygotowany pył węglowy wykazuje większą łatwość wybuchu aniżeli pył naturalny, a to wskutek większej zawartości w tym ostatnim popiołu i pewnego stopnia jego zwietrzenia.

Sztolnię doświadczalną wykonuje się albo w specjalnej kopalni doświadczalnej jako wyrobisko z obudową żelbetową, albo na powierzchni w postaci rury o średnicy 2,25 do 2,50 m, wykonanej z grubej blachy. Długość sztolni wynosi zwykle 250 do 300 m. W Polsce taką kopalnią

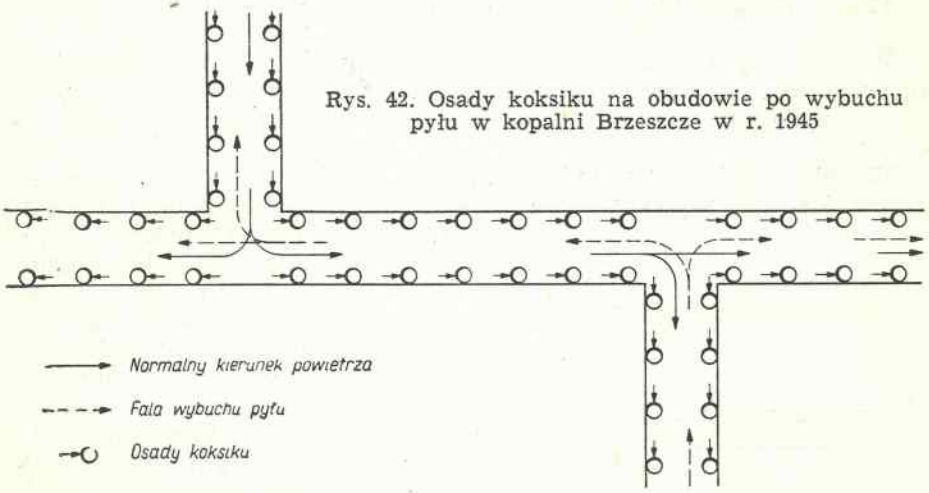
doświadczalną jest kop. Barbara w Mikołowie koło Katowic. Do badań laboratoryjnych na małą skalę stosuje się sztolnie laboratoryjne nieduży wymiarów.

O większej lub mniejszej wybuchowości badanego pyłu decyduje:

— zasięg płomienia i prędkość jego posuwania się w sztolni,

— niezbędny dodatek pyłu kamiennego dla zapobieżenia zapaleniu pyłu węglowego.

Oprócz tego w dużych sztolniach doświadczalnych przeprowadza się badania nad sposobami zapobiegania wybuchom pyłu. W celu uniesienia



Rys. 42. Osady koksiku na obudowie po wybuchu pyłu w kopalni Brzeszcze w r. 1945

pyłu węglowego w powietrze i zainicjowania jego wybuchu stosuje się odstrzelenie naboju silnego materiału wybuchowego (np. żelatyny wybuchowej) w odpowiednim moździerzu stalowym.

W celu orientacyjnego stwierdzenia stopnia niebezpieczeństwa pyłu węglowego zaproponowano w swoim czasie wzory empiryczne (Taffanel, Cybulski), które jednak nie znalazły praktycznego zastosowania.

12.4. Środki zapobiegające wybuchom pyłu

Do wywołania wybuchu konieczne jest uniesienie pyłu w powietrze i zapalenie obłoku pyłu, a wobec tego dla uniknięcia wybuchu należy stosować zarówno środki zapobiegawcze przeciwko tworzeniu się i gromadzeniu pyłu, jak i przeciwko możliwości jego zapalenia. Niezależnie od tego muszą być również stosowane środki mające na celu zlokalizowanie wybuchu, jeżeli pomimo wszystko on nastąpi.

12.4.1. Zapobieganie tworzeniu się i gromadzeniu pyłu

W celu zmniejszenia ilości tworzącego się pyłu podczas urabiania węgla wskazane jest wiercenie otworów z przepłuczką, uchwycenie tworzącego się pyłu za pomocą specjalnych urządzeń oraz zraszanie wodą szczeliny wrębowej. Dobre wyniki daje również tłoczenie do calizny przez otwory wywiercone w przodku wody pod ciśnieniem 5 do 10 at.

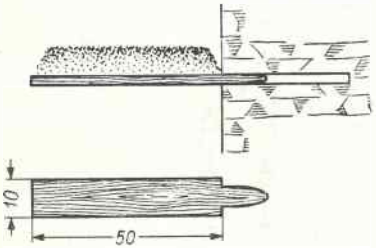
Dla uniknięcia tworzenia się pyłu podczas transportu węgla należy w miarę możności unikać długich zsuwni oraz rynien wstrząsanych, jak również przeładunku wozów. Należy stosować obfite zraszanie we wszystkich miejscach, gdzie może tworzyć się pył, jak również zraszanie zarówno próżnych, jak i załadowanych wozów.

Trzy lub cztery razy do roku należy usuwać pył na drogach przewozowych i wentylacyjnych oraz bielić ściany i obudowę mlekiem wapiennym.

12.4.2. Zapobieganie możliwości zapalenia pyłu

Wybuch pyłu zapoczątkowują głównie wybuch gazu kopalnianego lub eksplozja, a zwłaszcza deflagracja materiału wybuchowego. Rzadziej przyczyną katastrofy może być otwarty płomień lub iskra elektryczna.

W celu zapobieżenia wybuchom pyłu należy więc przede wszystkim stosować środki zapobiegawcze przeciwko wybuchom metanu. Poza tym powinno się stosować bezpieczne materiały wybuchowe (powietrzne lub węglowe) oraz właściwie prowadzić roboty strzelnicze i nie przeładowywać otworów.



Rys. 43. Przybitka zewnętrzna

Przy strzelaniu w kopalniach zapylonych oprócz wykonywania dokładnej przybitki należy stosować również tzw. przybitkę zewnętrzną z pyłu kamiennego. Przybitkę taką wykonuje się np. w ten sposób, że do nabitego i przybitego otworu wkłada się zaostrzoną z jednego końca deseczkę długości około 50 cm i szerokości 10 cm (rys. 43), na którą nasypuje się 2 do 3 kg pyłu kamiennego. Rozrzucony i wzbity w powietrze pył chłodzi powstające w czasie strzelania płomienie.

Niezależnie od zastosowania przybitki zewnętrznej należy przed odpaleniem ładunków w wąskich wyrobiskach (poniżej 10 m²) pokładów zaliczonych do klasy A lub B stosować opylanie przodku węglowego na całym jego obwodzie oraz wszystkich przedmiotów znajdujących się naprzeciw otworów strzałowych w odległości do 4 m. Do tego celu używać należy na jeden ładunek nie mniej jak 2 kg pyłu w kopalniach niegazowych i 3 kg — w gazowych. Dla każdego jednak odstrzału w przodku należy w przypadku kopalni gazowej zużyć nie mniej jak 5 kg pyłu, licząc na cały przodek (nawet w przypadku odpalania pojedynczego ładunku).

Zapobiec możliwości zapalenia pyłu można również przez zraszanie pyłu wodą na odległości 10 do 20 m od przodku, przy czym stosunek wagowy ilości wody do ilości pyłu nie powinien być mniejszy od 2.

12.4.3. Lokalizacja wybuchu pyłu węglowego

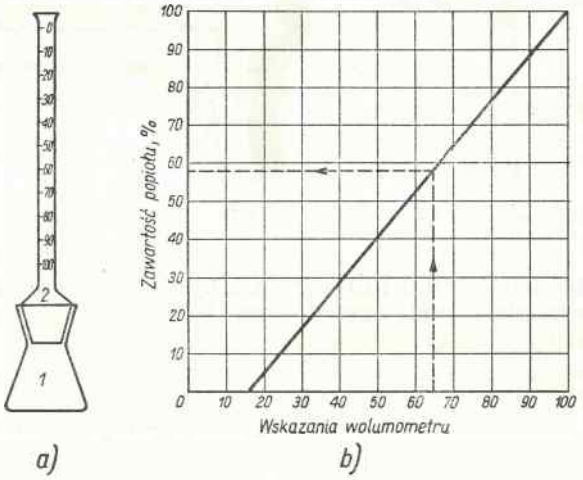
Przeprowadza się ją przez zastosowanie stref opylania lub zraszania, za pomocą zapór pyłowych lub wodnych oraz moździerzy pyłowych.

Strefy opylania. W pokładach zaliczonych do klasy A i B obowiązuje utrzymywanie stref opylanych długości 200 m (w ZSRR — 300 m)

we wszystkich kierunkach od przodku lub innego miejsca wykonywania roboty strzelniczej. Długość strefy opylania liczy się poczynając od miejsca znajdującego się 4 m od przodku. W pokładach gazowych utrzymanie 200-metrowych stref zapylanych obowiązuje również we wszystkich kierunkach od miejsc występowania metanu w ilości 1% i wyżej.

Przy opylaniu należy szczególnie starannie opylać górne części wyrobisk, usuwając równocześnie w miarę możności pył węglowy. Pył kamienny nie powinien zawierać substancji palnych powyżej 5% i krzemionki powyżej 10%, musi on być poza tym lotny. Pył kamienny produkuje się zwykle z wapienia, łupku ilastego lub gipsu. Pył wapienny jest skuteczniejszy od łupkowego, gdyż przy wysokiej temperaturze wydziela się CO_2, pył zaś gipsowy — dlatego, że zawiera w swym składzie około 8% wody.

Zawartość części niepalnych w pyle wyrobisk opylonych powinna wynosić co najmniej 70% w pokładach niegazowych i gazowych I kategorii oraz co najmniej 80% w pokładach gazowych II i III kategorii.



Rys. 44. Walumometr do oznaczania zawartości części niepalnych w pyle

Opylanie wyrobisk przeprowadza się ręcznie lub za pomocą różnych typów maszyn ustawianych na wozach. Wydajność opylania ręcznego wynosi 30 do 60 m chodnika o przekroju 4 do 5 m na 1 człowieka i zmianę, wydajność opylania maszynowego — do 300 m chodnika na godzinę.

Zużycie pyłu kamiennego na jedno opylanie wynosi w ZSRR 8 do 15 kg na 1 m chodnika lub ogólnie 1 do 3 kg na tonę wydobycia. W poszczególnych polach opylanie przeprowadza się co kilka tygodni lub dni, zależnie od stopnia ich zapylenia pyłem węglowym, a w miejscach ładowania wozów z przenośników lub zsuwni — nawet codziennie.

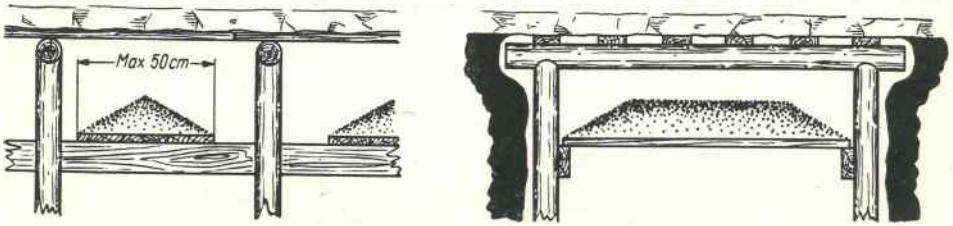
Kontrola zawartości części niepalnych w pyle wyrobisk opylanych powinna być przeprowadzana codziennie *na oko* i przynajmniej raz na trzy miesiące drogą brania próbek.

Stopień opylenia może być badany w laboratorium z dostateczną dla praktyki dokładnością za pomocą przyrządu noszącego nazwę *wolumometru*. Przyrząd ten składa się z kolby *1* (rys. 44), do której szyjki wkłada

się doszlifowaną rurkę pomiarową 2 z podziałką od 0 (u góry) do 100 (u dołu). Objętość kolby razem z włożoną rurką wynosi 57 cm^3 do kreski odpowiadającej podziałce 100 i 67 cm^3 — do kreski 0.

Do kolby nalewa się 25 cm^3 denaturowanego spirytusu i wsypuje się 20 g badanego pyłu, po czym wkłada się pomiarową rurkę, wlewa do niej dodatkowo 25 cm^3 spirytusu i odczytuje się poziom jego w rurce. Na podstawie wykresu sporządzonego dla danego węgla i pyłu kamiennego określa się zawartość części niepalnych. Przyrząd ten daje dokładność ±5%.

Strefy zroszone. Zamiast stref opylonych mogą być stosowane również strefy zroszone takiej samej długości. Zraszać należy dokładnie, tak aby strop, ociosy i spąg były dostatecznie zlane wodą. Pył zwilżony po zgnieceniu go w dłoni powinien nie tracić nadanego mu kształtu i pozostawiać na dłoni wyraźne ślady wilgoci.



Rys. 45. Zapora półkowa typu prostego (Taffanel)

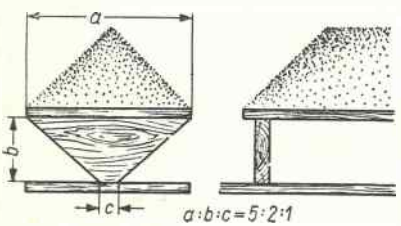
Zapory pyłowe są to półki lub koryta z pyłem kamiennym umieszczone w poprzek wyrobiska pod jego piętrem. Podczas wybuchu fala powietrza zrzuca zapory, pył zaś wzbija się w powietrze, tworzy obłok i gasi nadchodzący płomień wybuchu. Celem więc zapory pyłowej jest powstrzymanie i zlokalizowanie wybuchu pyłu węglowego. Autorem pomysłu zapór był J. Taffanel (1910). Pył umieszczano początkowo na nieruchomych półkach drewnianych, z których go zrzucał pęd powietrza (rys. 45), przekonano się jednak, że ilości zrzuconego pyłu kamiennego były stosunkowo nieduże, a wyniki hamowania wybuchów nikłe. Znacznie lepsze wyniki obserwowano, gdy wybuch zrzucał półkę, lub gdy pył nasypano do koryta (rys. 48), które wybuch wywracał.

Zapora powinna odpowiadać następującym wymaganiom:

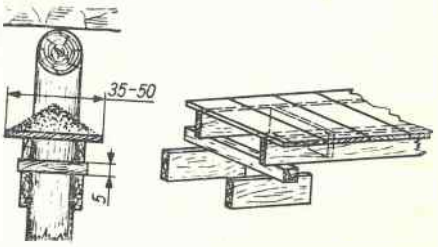
— konstrukcja powinna być możliwie prosta, łatwa do wykonania i stosowania;
— zaporę powinien uruchomić podmuch nawet bardzo słabego wybuchu pyłu, powinna ona jednak stawiać opór podmuchowi występującemu przy robocie strzelniczej;
— podmuch wybuchu powinien unieść w postaci obłoku możliwie dużą ilość pyłu kamiennego;
— zapora nie powinna wysypywać na raz całej ilości pyłu, lecz rozłożyć to wysypywanie na pewien krótki czas, w ciągu którego płomień przechodzi pod zaporą;
— zapora nie powinna przedstawiać niebezpieczeństwa poważniejszych obrażeń dla ludzi w razie przypadkowego jej uruchomienia.

Na rys. 46, 47, 48, 49, 50 przedstawiono kilka typów nowoczesnych zapór pyłowych, spośród których zapory polskie (rys. 47 i 50) wykonuje się z luźnych (nie zbitych gwoździami) desek.

Zapór korytowych z luźnych desek nie należy stosować w chodnikach szerszych niż 3,5 m, nie jest bowiem wskazane, aby koryta były dłuższe niż 3 m. Zapory należy umieszczać w każdym prądzie niezależnym od strony powietrza wchodzącego i wychodzącego (zapory główne) oraz w miejscach, gdzie prowadzone są roboty przygotowawcze. Wskazane jest umieszczać zapory pyłowe również od strony starych zarzuconych wyrobisk oraz w izolowanych polach pożarowych, przed i za tamami.



Rys. 46. Zapora półkowa konstrukcji Instytutu Naukowo-Badawczego w Makiejewce (ZSRR)

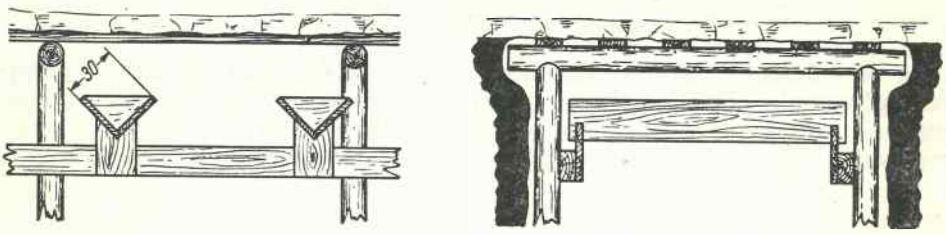


Rys. 47. Zapora półkowa (Cybulski)

Przy wyborze miejsca dla zapory należy mieć na uwadze (Cybulski), ażeby jej odległość od przodku nie była mniejsza jak 40 m (ZSRR 75 m). Wskazane jest, aby zapory pomocnicze znajdowały się w obrębie dwustumetrowych przodkowych stref opylonych.

W celu zahamowania wybuchu w kopalniach gazowych zapory powinny zawierać 400 kg pyłu na każdy 1 m² przekroju wyrobiska.

Jeżeli odległość zapory od miejsca wykonywania roboty strzelniczej jest mniejsza niż 70 m, ilość pyłu może być zmniejszona do 200 kg.



Rys. 48. Zapora korytowa typu prostego

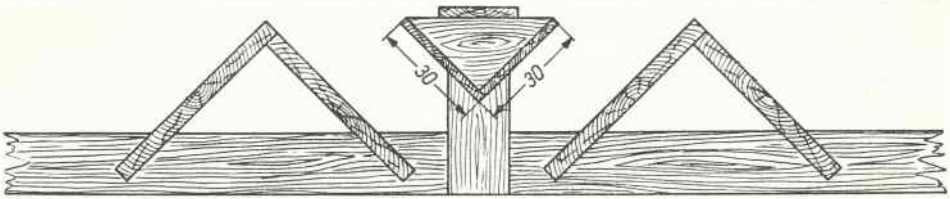
W kopalniach niegazowych przepisy polskie przewidują 200 i 100 kg na 1 m² przekroju chodnika. Zależnie od potrzebnej ilości pyłu może zajść konieczność umieszczenia w danym miejscu więcej lub mniej półek albo koryt. Odstępy między nimi nie powinny być mniejsze od ich szerokości, lepiej jednak jest utrzymywać odległość 2 do 3 m. Odległość powierzchni pyłu w zaporze od piętra chodnika lub od stropnicy nie powinna być mniejsza jak 15 cm.

Pył kamienny należy wymieniać na zaporze wówczas, gdy zaczyna on tracić swą lotność. W celu zachowania lotności przez możliwie długi czas nie należy ustawiać zapór w miejscach wilgotnych. Zapory pyłowe obowiązują w pokładach zaliczonych do klasy B.

Zapory wodne wykonuje się w taki sam sposób jak i korytowe zapory pyłowe. Ilość wody nie powinna być mniejsza jak 120 l na 1 m²

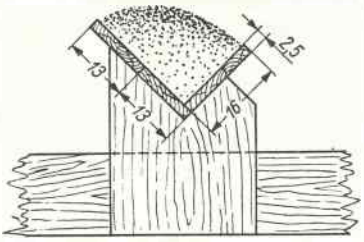
przekroju wyrobiska. Działanie tych zapór jest mniej pewne niż zapór pyłowych, gdyż woda tu się nie rozpyla i wylewa się całą masą z zapory.

Moździerze pyłowe. Były również przeprowadzane próby (w Anglii) z tzw. moździerzami pyłowymi; moździerze te jednak jak dotąd nie znalazły zastosowania wobec niedostatecznie zadowalającego rozwiązania ich konstrukcji. Moździerze takie są wykonane z pionowej stalowej rury



Rys. 49. Zapora korytowa konstrukcji amerykańskiej (Rice, Greenwald, Howarth)

o średnicy 30 cm i długości 90 cm, zamkniętej u dołu. Na dnie moździerza umieszcza się nabój powietrznego materiału wybuchowego, nad nim przekładkę tekturową i 50 kg pyłu kamiennego. W odległości 25 do 30 m przed moździerzem umieszcza się specjalny zapalnik, połączony przewo-



Rys. 50. Zapora korytowa (Cybulski)

dem ze spłonką naboju znajdującego się w moździerzu. W chwili przejścia płomienia obok zapalnika nabój eksploduje, wyrzucony zaś pył powstrzymuje rozprzestrzenienie się wybuchu. Sposób ten w porównaniu z zaporami pozwoliłby zmniejszyć około 20 razy zużycie pyłu kamiennego.

13. PRĘDKOŚĆ POWIETRZA

13.1. Dopuszczalne prędkości powietrza

Prędkość powietrza w wyrobisku nie może przekraczać pewnych wartości ze względu na gaszenie lamp, możliwość wyrzucenia płomienia lampy wskaźnikowej na zewnątrz, ujemny wpływ na zdrowie ludzkie oraz ze względu na zwiększenie oporów ruchu powietrza, które są proporcjonalne do kwadratu prędkości. Jeżeli nazwie się przez:

Q — ilość przepływającego powietrza, m^3/sek,

S — przekrój poprzeczny wyrobiska, m^2,

to średnia prędkość powietrza w wyrobisku wyniesie

$$v = \frac{Q}{S} \quad m/sek \tag{41}$$

Prędkość ta zależnie od charakteru wyrobiska nie może przekraczać dopuszczalnych wielkości ustalonych obowiązującymi przepisami.

W ostatnich latach, zwłaszcza już po wojnie, obserwuje się dążenie do podniesienia dopuszczalnych prędkości powietrza, co jest podyktowane dużym wzrostem wydobycia kopalń i związaną z tym koniecznością znacznego zwiększenia ilości powietrza. Tak np. przed wojną dopuszczalna prędkość powietrza w przecznicach i chodnikach przewozowych wynosiła w USA 3 m/sek, na Górnym Śląsku 4 m/sek. Po wojnie podniesiona została u nas prędkość powietrza do 6 m/sek, a następnie do 8 m/sek. W chodnikach wentylacyjnych dopuszcza się na ogół większe prędkości, tak np. w USA — 4,5 m/sek, na Górnym Śląsku — 6 m/sek, w OUG Krakowskim nawet 10 m/sek.

Największa dopuszczalna prędkość powietrza według obecnie obowiązujących przepisów wynosi:

w Niemczech	6 m/sek
w Holandii	
w przodkach	6 m/sek
w chodnikach wentylacyjnych . . .	8 m/sek
w ZSRR	8 m/sek

Według naszych przepisów (1956) prędkość powietrza nie może przekraczać:

w wyrobiskach eksploatacyjnych . . .	4 m/sek
w przecznicach, w głównych chodnikach przewozowych i wentylacyjnych oraz w szybach zjazdowych	8 m/sek
w pozostałych wyrobiskach	6 m/sek
w szybach wydobywczych bez zjazdu ludzi oraz w mostach wentylacyjnych	12 m/sek
w szybach wentylacyjnych, w których nie ma urządzeń wyciągowych oraz w kanałach wentylatorów	15 m/sek

Przebywanie ludzi w drabinowych przedziałach szybów wentylacyjnych jest dozwolone po uprzednim zmniejszeniu prędkości powietrza do 8 m/sek.

Jednakże prędkość powietrza w wyrobiskach podziemnych nie powinna być mniejsza od 0,15 m/sek, a w składach materiałów wybuchowych — 0,50 m/sek.

Przy projektowaniu kopalń należy przewidzieć pewną rezerwę i dlatego nie jest wskazane przekraczanie następujących prędkości:

w szybach zjazdowych, przecznicach oraz chodnikach przewozowych i wentylacyjnych	6 m/sek
w szybach, w których nie odbywa się zjazd i wyjazd ludzi oraz w mostach powietrznych	9 m/sek
w szybach bez urządzeń wyciągowych oraz w kanałach wentylacyjnych . .	12 m/sek

We wszystkich przypadkach najmniejsza prędkość powietrza w wyrobisku nie powinna być mniejsza od 0,15 m/sek.

13.2. Anemometry

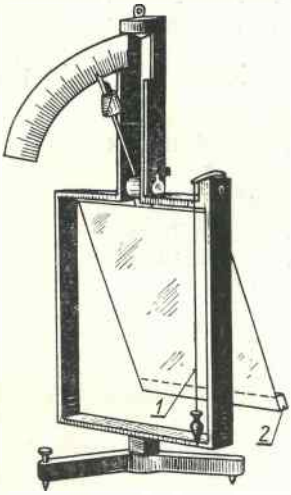
Anemometry są to przyrządy służące do pomiaru prędkości na podstawie wielkości ciśnienia prądu powietrza na płaską lub odpowiednio wygiętą powierzchnię.

Anemometry mogą być objęte w dwie grupy:
— anemometry statyczne: wahadłowe i sprężynowe,
— anemometry dynamiczne: skrzydełkowe i czaszowe.

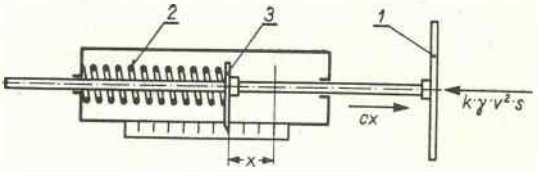
13.2.1. Anemometry wahadłowe (rys. 51)

Pod wpływem siły naporu prądu powietrza płytka *1* odchyla się o pewien kąt zależny od prędkości powietrza. Cechowanie anemometru przeprowadza się w drodze doświadczalnej.

Przyrząd jest bardzo prosty i tani; dokładność pomiarów, przy należytym jego wykonaniu, wynosi 1 do 3%. Wadami przyrządu są błędy odczytu przy małych odchyleniach płytki od położenia pionowego (tzn.



Rys. 51 *(z lewej)*. Anemometr wahadłowy



Rys. 52 *(u dołu)*. Anemometr sprężynowy

przy małych prędkościach) oraz mały zakres mierzonych prędkości. W celu usunięcia tych wad przyrząd powinien być zaopatrzony w komplet płytek lub, jeżeli używana jest jedna płytka, w komplet obciążników *2*, które przytwierdza się do płytki.

13.2.2. Anemometry sprężynowe (rys. 52)

Pod wpływem naporu prądu powietrza płytka *1* ściska sprężynę *2* i przesuwa wskaźnik *3* podziałki. Zależność między prędkością powietrza v i przesunięciem x płytki określona jest równaniem

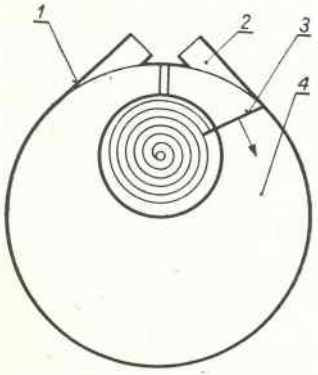
$$k \cdot \gamma \cdot v^2 \cdot s = c \cdot x \qquad (42)$$

gdzie
γ — ciężar właściwy powietrza,
s — powierzchnia płytki,

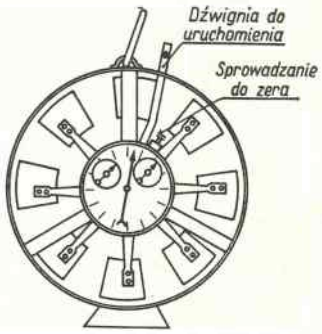
c — siła potrzebna do ściśnięcia sprężyny o jednostkę długości,
x — przesunięcie płytki,
k — współczynnik.

Zalety i wady anemometrów sprężynowych przedstawiają się tak samo jak i anemometrów wahadłowych.

Odmianą sprężynowego anemometru jest *anemometr A. Ch. Dzasochowa* (rys. 53) składający się ze skrzynki metalowej *1*, wewnątrz której pod wpływem naporu powietrza wchodzącego przez króciec *2* odchyla się od swego pierwotnego położenia tarcza *3* połączona ze sprężyną. Tarcza ta połączona jest również ze wskazówką posuwającą się na podziałce znajdującej się na przeźroczystej pokrywie przyrządu *4*. Przyrząd ten pozwala mierzyć prędkości do 0,1 m/sek lub nawet mniejsze.



Rys. 53. Anemometr Dzasochowa



Rys. 54. Anemometr skrzydełkowy

13.2.3. Anemometry skrzydełkowe (Casell, rys. 54)

Są one najbardziej rozpowszechnionymi przyrządami do pomiaru prędkości powietrza w kopalniach. Zasadniczą częścią tych przyrządów jest wiatraczek obracany prądem powietrza. Liczba obrotów wiatraczka w jednostce czasu jest proporcjonalna do prędkości powietrza; dla określenia tej ostatniej należy podzielić odczyt na liczniku (w metrach) przez czas trwania pomiaru.

Gdyby przy obracaniu się wiatraczka nie występowały opory ruchu wskutek tarcia, wówczas najmniejsza nawet prędkość powietrza uruchomiłaby anemometr. W rzeczywistości opory tarcia są nieuniknione, a wobec tego potrzebna jest pewna prędkość b, aby anemometr został wprawiony w ruch. Wskutek tego anemometr wykazuje zamiast rzeczywistej prędkości v pewną mniejszą prędkość $v - b$.

Jeżeli v_0 — prędkość zmierzona (tzn. odczyt na liczniku podzielony przez czas pomiaru), to

$$v - b = a \cdot v_0$$

gdzie

b — stała zależna od oporów ruchu,
a — stała zależna od konstrukcji anemometru, nachylenia jego łopatek itd.

Z równania tego otrzymuje się

$$v = a \cdot v_0 + b \qquad (43)$$

Dla każdego anemometru muszą więc być podane współczynniki a i b. Często zamiast wielkości a i b podaje się poprawkę Δv, jaka musi być dodana do zmierzonej prędkości v_0 w celu otrzymania prędkości rzeczywistej v, a więc

$$v = v_0 + \Delta v$$

Z obu ostatnich równań otrzymuje się

$$v_0 + \Delta v = a \cdot v_0 + b$$

skąd poprawka

$$\Delta v = (a - 1) \cdot v_0 + b \tag{44}$$

jest funkcją liniową prędkości v_0.

Do obliczenia prędkości na podstawie pomiaru anemometrem podaje się zwykle odpowiednie wykresy odpowiadające równaniu (43) lub (44). Wykresy te przedstawiają na ogół linię prostą z wyjątkiem części odpowiadającej prędkościom mniejszym od 0,3 m.

Na podstawie rozważań teoretycznych można poza tym udowodnić, że zmiana gęstości powietrza pociąga za sobą dodatkowy błąd w procentach

$$\frac{200}{v} \cdot \left(\sqrt{\frac{\gamma_0}{\gamma}} - 1 \right) \tag{45}$$

gdzie

γ_0 — ciężar właściwy powietrza, przy którym cechowano anemometr,

γ — ciężar właściwy powietrza w czasie dokonywania pomiaru.

Błąd ten przy prędkościach większych od 1,5 m/sek jest bardzo mały i można go nie brać pod uwagę. Praktycznie nie uwzględnia się tego błędu również i przy mniejszych prędkościach.

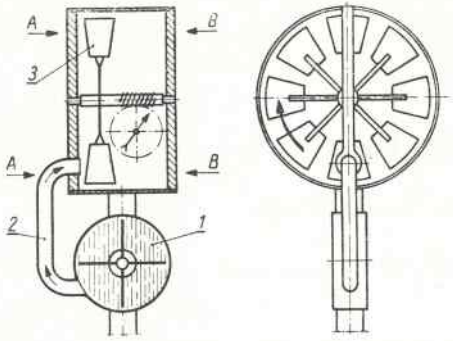
Nie należy stosować anemometrów do pomiaru prędkości w przewodach, których średnica jest mniejsza od 6-krotnej średnicy anemometru. Bardziej doskonałe modele anemometrów mają mechanizm zegarowy, który automatycznie uruchamia i zatrzymuje licznik; po ustawieniu anemometru w miejscu pomiaru i uruchomieniu mechanizmu zegarowego licznik włącza się automatycznie po upływie np. 1/2 min, a następnie po upływie dalszej minuty zostaje znowu automatycznie wyłączony i wskazówka na tarczy licznika unieruchomiona. W ten sposób obserwator ma możność usunięcia się z miejsca pomiaru, a odczyt daje bezpośrednio prędkość powietrza na 1 min bez jednoczesnego pomiaru czasu.

Dolna granica prędkości, którą można zmierzyć za pomocą zwykłego anemometru, wynosi 0,5 m/sek, bardziej czułe anemometry (np. o dużej średnicy, z mikowymi łopatkami itp.) pozwalają mierzyć prędkości od 0,1 lub 0,2 m/sek. Górna granica prędkości wynosi zwykle 12 do 15 m/sek (rzadziej 6 lub 20 m/sek).

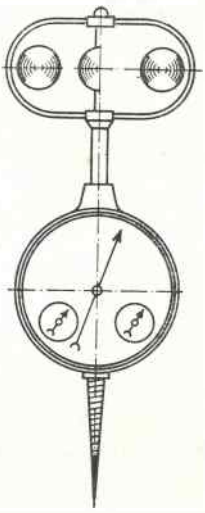
Zwykłe anemometry nie nadają się do pomiarów bardzo małych prędkości wskutek znacznego tarcia. W celu wyeliminowania wpływu tarcia skonstruowany został *anemometr różnicowy* (Schultz, rys. 55). Pod anemometrem umieszczony jest mały wentylatorek *1* o napędzie sprężynowym. Powietrze przez rurkę *2* działa na wiatraczek *3* i wprawia go w ruch jednostajny (0,5 m/sek). W ten sposób przezwycięża się tarcie przyrządu. Jeżeli teraz przyrząd umieści się w prądzie powietrza o kierunku B, to prędkość jego będzie zmniejszała prędkość obrotu wiatraczka, a różnica odczytów w obu przypadkach daje wielkość szukanej prędkości. Oczywiście, że na działanie prądu powietrza tarcie nie będzie już miało żadnego wpływu i dlatego przyrząd będzie w stanie pomierzyć bardzo małe prędkości (0,02 do 0,5 m/sek).

Jeżeli za pomocą tegoż przyrządu trzeba mierzyć większe prędkości (0,4 do 8 lub 12 m/sek), to nie uruchamia się wentylatorka *1*, a anemometr ustawia się w ten sposób, aby prąd powietrza działał z przeciwnej strony (kierunek *A*), z której normalnie działa wentylatorek.

Przy wykonywaniu pomiarów za pomocą anemometrów nabierają one odpowiedniej prędkości obrotowej dopiero po upływie pewnego czasu (5 sek lub więcej). Powoduje to, że przy zmiennej prędkości prądu średnia prędkość zmierzona nawet dobrze wycechowanym anemometrem różni się od rzeczywistej średniej prędkości prądu i jest na ogół większa od tej ostatniej o 7 do 33%. Niektórzy zalecają przy zwykłych kopalnianych pomiarach anemometrem zmniejszenie otrzymanej prędkości o 10%.



Rys. 55. Anemometr różnicowy



Rys. 56 (*z prawej*). Anemometr czaszowy

Mniejsze wahania prędkości (do 10% w stosunku do wartości średniej) przy częstości do 2 okresów na minutę nie wywierają większego wpływu na dokładność pomiarów.

Delikatna konstrukcja anemometrów podlega w warunkach kopalnianych łatwemu zużyciu, uszkodzeniu lub zanieczyszczeniu, dlatego też obchodzenie się z anemometrem powinno być wyjątkowo ostrożne. Poza tym powinno się go stosunkowo często *sprawdzać* i *cechować*, gdyż najmniejsza nawet zmiana w mechanizmie przyrządu wywiera istotny wpływ na wyniki pomiarów. Anemometry należy cechować nie rzadziej niż raz na pół roku.

Przy należycie prowadzonych pomiarach i odpowiednim obchodzeniu się z anemometrem otrzymuje się wyniki dostatecznie dokładne dla praktyki, a w przypadku prądu powietrza o zmiennej prędkości, pomimo pewnego błędu, pomiary anemometrami są nawet dokładniejsze niż pomiary za pomocą rurek Pitota. Odchylenie osi przyrządu od kierunku prądu o 5 do 10° nie wywiera znaczniejszego wpływu na wyniki pomiarów; przy kącie odchylenia około 20° błąd nie przekracza 1%.

13.2.4. Anemometry czaszowe

Do pomiaru prędkości większych od 10 do 15 m/sek stosuje się zwykle anemometry czaszowe Robinsona (rys. 56). Najbardziej czułe anemo-

metry czaszowe nadają się do pomiarów prędkości powyżej 0,3 m/sek (częściej 0,9). Górna granica prędkości w niektórych konstrukcjach dochodzi do 100 m/sek i wyżej.

Pod względem zasady działania wyróżnia się trzy rodzaje anemometrów czaszowych:

— przyrządy, w których obrót osi wywołuje obrót wskazówki na tarczy licznika; przyrządy te, podobnie jak i anemometry skrzydełkowe, wymagają równoczesnego pomiaru czasu;
— anemometry odśrodkowe, na których liczniku odczytuje się bezpośrednio chwilową prędkość bez użycia stopera;
— anemometry elektryczne, w których oś połączona jest z generatorem prądu elektrycznego; prędkość obrotu określa się za pomocą woltometru.

Anemometrów czaszowych na ogół nie używa się w kopalniach. Mogą one znaleźć zastosowanie np. w kanałach wentylatorów.

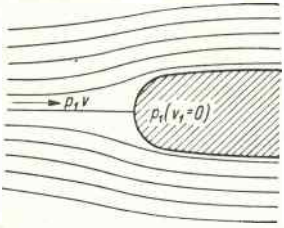
13.3. Rurki Pitota

Mając na uwadze równanie Bernoulli'ego

$$z + \frac{p}{\gamma} + \frac{v^2}{2g} = \text{const} \tag{46}$$

gdzie

z — rzędna środka strugi ponad przyjęty poziom, m,
p — ciśnienie statyczne w danym punkcie, kG/m^2,
γ — ciężar 1 m^3 powietrza, w kG/m^3,
v — prędkość strugi, m/sek,



Rys. 57. Umieszczenie w prądzie nieruchomego ciała stałego

otrzymuje się dla przypadku umieszczenia nieruchomego ciała stałego w prądzie gazu lub cieczy (rys. 57):

$$z + \frac{p}{\gamma} + \frac{v^2}{2g} = z + \frac{p_1}{\gamma} + 0$$

$$p_1 = p + \gamma \cdot \frac{v^2}{2g} = p + \varrho \cdot \frac{v^2}{2} \tag{47}$$

gdzie $\varrho = \frac{\gamma}{g}$ — gęstość właściwa, $\frac{\text{kg} \cdot \text{sek}^2}{\text{m}^4}$

W ostatnim wzorze p_1 wyraża tzw. ciśnienie całkowite, które powstaje w strumieniu cieczy lub gazu w punktach, gdzie przepływ został zahamowany.

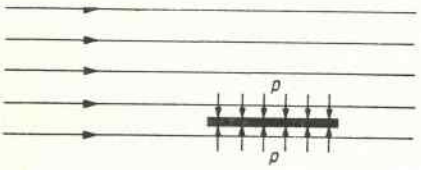
Jak wynika z wzoru (47) *ciśnienie całkowite* p_1 *jest równe sumie ciśnienia statycznego* p i tzw. *ciśnienia prędkości*, czyli *ciśnienia dynamicznego*

$$\varrho \cdot \frac{v^2}{2}$$

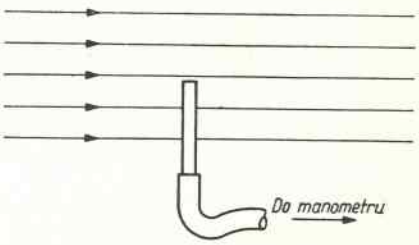
Na podstawie wielkości ciśnień statycznego i całkowitego w danym punkcie można obliczyć prędkość powietrza

$$v = \sqrt{\frac{2g \cdot (p_1 - p)}{\gamma}} \tag{48}$$

Zasada ta po raz pierwszy została zastosowana w 1733 r. dla pomiaru prędkości przez Pitota.

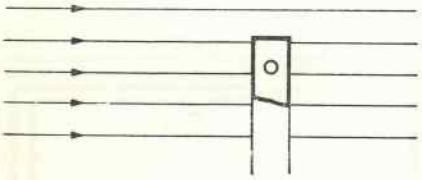


Rys. 58. Ciśnienie statyczne

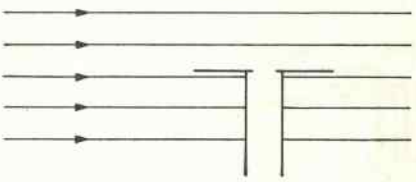


Rys. 59. Rurka statyczna zwykła

Ciśnienie statyczne p jest to ciśnienie, pod jakim znajduje się nieskończenie cienka płytka umieszczona w prądzie przepływającego gazu równolegle do kierunku jego przepływu (rys. 58). Ciśnieniu statycznemu ulega również ciało stałe, poruszające się z taką samą prędkością jak i otaczające go cząsteczki płynu.



Rys. 60. Rurka statyczna z dwoma otworami bocznymi



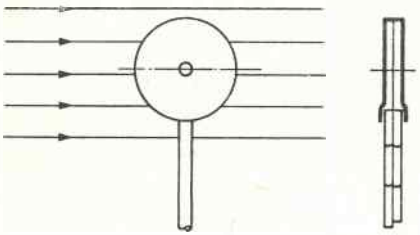
Rys. 61. Rurka statyczna z tarczą

Ciśnienie statyczne, ściślej — różnice ciśnień statycznych lub różnice ciśnienia statycznego w punkcie pomiaru i ciśnienia całkowitego w miejscu ustawienia przyrządu mierzy się za pomocą manometru (lub mikromanometru) połączonego z *rurką statyczną* umieszczoną w miejscu pomiaru. Rurką taką może być zwykła okrągła rurka umieszczona prostopadle do kierunku prądu (rys. 59). Wadą takiej rurki jest to, że nieznaczne nawet odchylenie jej od położenia prostopadłego do prądu daje błędne wyniki pomiaru. Nieco lepsza jest rurka z dwoma otworami na bocznej powierzchni (rys. 60). Pomiary za pomocą tych rurek, nawet przy dokładnym ich umieszczeniu w prądzie, dają wyniki mniejsze od rzeczywistych.

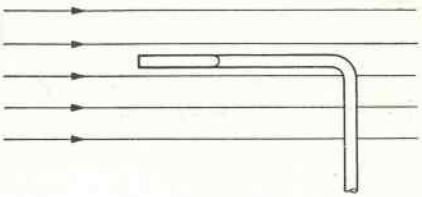
Lepszym urządzeniem jest rurka zakończona tarczą z otworem (rys. 61). Stosowane są poza tym tarcze z otworami z obu stron (rys. 62); każdy z tych otworów ma osobną rurkę odprowadzającą, dzięki czemu przy

użyciu mikromanometru różnicowego da się umieścić tarczę dokładnie równolegle do prądu. Wadą dwustronnej tarczy jest nieunikniona większa jej grubość.

Bardzo często do pomiaru ciśnienia statycznego używa się rurek z końcówką stożkową (patrz rys. 64) lub półkulistą (patrz rys. 65), którą się zwraca w kierunku przeciwnym do płynącego prądu powietrza. Tego rodzaju rurki statyczne mają na swej bocznej powierzchni otwory *2* (rys. 64) lub szparę *2* (rys. 65).



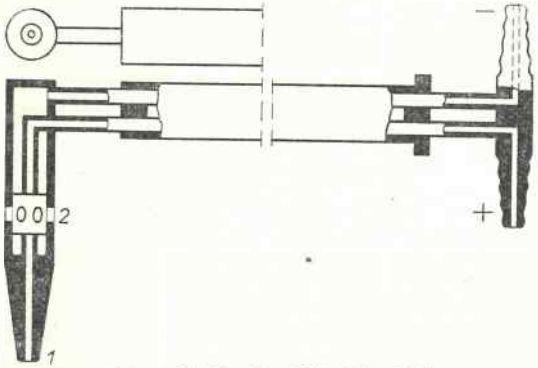
Rys. 62. Rurka statyczna z dwustronną tarczą



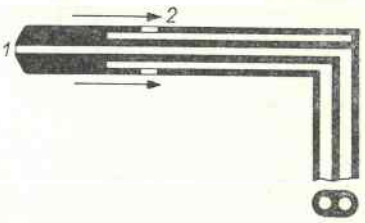
Rys. 63. Rurka dynamiczna

Ciśnienie całkowite (statyczne + dynamiczne), ściślej — różnicę ciśnień całkowitych, mierzy się za pomocą rurki zagiętej w kierunku ku płynącemu prądowi powietrza (rys. 63). Rurka ta nosi nazwę *rurki dynamicznej.*

Do pomiarów prędkości na zasadzie Pitota stosuje się *rurki kombinowane* (rurki Pitota), stanowiące połączenie w jedną całość rurki dynamicznej z rurką statyczną. Rurki z końcówką stożkową (rys. 64) noszą nazwę *Brabbée,* z końcówką zaś półkulistą (rys. 65) — *Prandtla.*



Rys. 64. Rurka Pitot-Brabbée



Rys. 65. Rurka Pitot-Prandtla

Rurkę umieszcza się w prądzie tak, aby otwór *1* rurki dynamicznej był zwrócony w kierunku przeciw prądowi powietrza, otwory *2* rurki statycznej są wtedy ustawione równolegle do kierunku przepływu. Otwory *1* i *2* są połączone odpowiednio z końcówkami oznaczonymi + i —, które łączy się z kolei z manometrem mierzącym różnicę $(p_1 - p)$ w mm H_2O, tzn. w kG/m^2.

Przez odpowiednie dobranie wymiarów rurki daje się zmniejszyć błąd pomiaru $(p_1 - p)$, nawet poniżej 0,1% wielkości $\varrho \cdot \frac{v^2}{2}$. Chcąc uwzględnić

ewentualną poprawkę, należy wprowadzić do wzoru dodatkowy współczynnik ξ

$$v = \sqrt{\frac{2g \cdot \xi \cdot (p_1 - p)}{\gamma}} \tag{49}$$

Współczynnik ξ zbliżony jest zwykle do 1 i waha się w granicach 0,98 do 1,02.

Z obu typów końcówek korzystniejszy jest typ Prandtla, gdyż stożkowa końcówka Brabbée pociąga za sobą konieczność zwiększenia długości rurki i jest bardziej wrażliwa na uszkodzenia.

Rurki kombinowane są mało czułe na mniejsze odchylenia ich osi od kierunku prądu powietrza. Tak np. przy odchyleniach do 15° błąd pomiaru prędkości jest mniejszy od 1%, przy odchyleniu do 20° — mniejszy od 2%.

Jeżeli otwór *1* rurki dynamicznej jest zwrócony w kierunku ruchu powietrza, ujawnia się w nim ssanie $p_2 < p$, które jednak nigdy nie osiąga wielkości teoretycznej $\varrho \cdot \frac{v^2}{2}$ i wynosi zwykle około

$$p - p_2 = 0{,}37 \cdot \gamma \cdot \frac{v^2}{2g} = 0{,}37 \cdot \varrho \cdot \frac{v^2}{2} \tag{50}$$

Tego sposobu nie stosuje się do pomiaru prędkości.

13.4. Manometry i mikromanometry

Różnicę ciśnienia powietrza w kopalniach (np. prężność powietrza za tamami) mierzy się z zasady za pomocą zwykłych *manometrów wodnych* lub *alkoholowych* w kształcie rurki U. Manometr alkoholowy ze względu na mniejszy ciężar właściwy cieczy (0,8) daje dokładniejsze wyniki.

W celu zmniejszenia wahań cieczy przy nierównomiernym ciśnieniu powietrza lepiej jest stosować manometr Russela (rys. 66). Ma on podziałkę w postaci pływaka mieszczącego się w szerszym kolanie rurki U. Zero podziałki przypada na poziomie wody w tym kolanie.

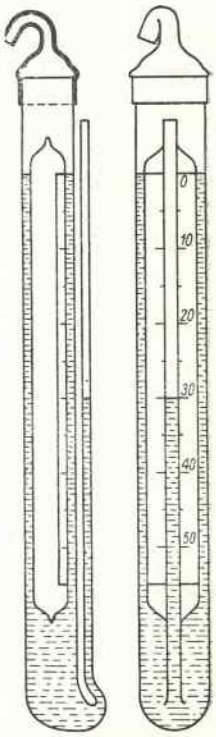
Ze względu na konieczność pomiarów bardzo małej różnicy ciśnień ($p_1 - p$) nie stosuje się zwykłych manometrów w kształcie litery U przy rurkach Pitota.

Zwiększenie dokładności i czułości przyrządu osiąga się w *mikromanometrach:*

— przez zastosowanie podziałki z noniuszem oraz specjalnego optycznego sposobu oznaczania różnicy poziomu cieczy w obu kolanach manometru (mikromanometr Prandtla, Askania i inne);

— przez nachylenie jednego z kolan manometru o pewien kąt do poziomu (mikromanometry pochyłe);

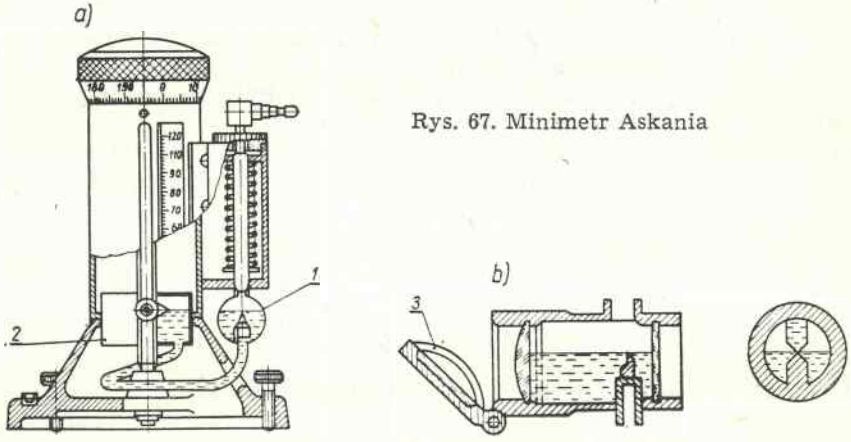
— przez użycie dwóch lub nawet trzech cieczy (mikromanometry Wahlena, Chattok i inne).



Rys. 66. Manometr Russela

13.4.1. Minimetr Askania (rys. 67)

Składa się on z dwóch połączonych naczyń *1* i *2*. W naczyniu *1* umieszczone jest pozłocone ostrze, które odbija się od powierzchni wody i w lusterku *3* widoczny jest prosty i odwrócony obraz ostrza. Do przyrządu nalewa się tyle wody, ażeby obraz prosty i odwrócony stykały się ostrzami. Przy połączeniu naczynia *1* z większym ciśnieniem poziom wody obniża się, ostrze wynurza się i w lusterku mamy obrazy ostrza,



Rys. 67. Minimetr Askania

zachodzące częściowo na siebie. Przez podniesienie naczynia *2* doprowadza się znowu do zetknięcia ostrzy na obrazie. Wielkość podniesienia, a więc i ciśnienia ($p_1 - p$), odczytuje się z dokładnością 0,01 mm, a w przybliżeniu nawet do 0,002.

Wpływ menisku jest w tym przyrządzie usunięty, gdyż naczynie *1* ma szeroki przekrój. Wskutek znacznych powierzchni poziomów cieczy naczynia *1* i *2* przyrząd ten przy niedużych różnicach ciśnień słabo reaguje na ich wahania.

13.4.2. Mikromanometr pochyły (rys. 68)

Składa się on z naczynia *1*, które stanowi jedno kolano rurki manometrycznej; drugim kolanem jest cienka rurka szklana *2* umieszczona pochyło pod kątem ϑ. Wobec dużej różnicy przekrojów poprzecznych naczynia i rurki poziom alkoholu w naczyniu *1* zmienia się bardzo nieznacznie i dlatego różnicę poziomów można odczytywać tylko na cienkiej pochyłej rurce *2*.

Przy połączeniu naczynia *1* z większym ciśnieniem poziom alkoholu (ciężar właściwy $\Delta = 0{,}8$) podnosi się o $l \cdot \sin\vartheta$, gdzie l = różnica odczytów na mikromanometrze w mm. Różnica ciśnienia w kG/m² lub w mm H_2O wyniesie [1])

$$p_1 - p = \Delta \cdot l \cdot \sin\vartheta \qquad (51)$$

[1]) W niektórych przyrządach (Fuess) liczba oznaczająca nachylenie podana jest dla iloczynu $\Delta \cdot \sin\vartheta$, a wskutek tego mnożąc przez tę liczbę odpowiedni odczyt l otrzymuje się od razu ciśnienie ($p_1 - p$) w mm H_2O.

Po wstawieniu do (49) otrzymuje się

$$v = \sqrt{\frac{2g \cdot \xi \cdot \Delta \cdot l \cdot \sin\vartheta}{\gamma}} \tag{52}$$

Dla zwykłych pomiarów przyjmuje się

$$\xi = 1;\ \Delta = 0{,}8;\ g = 9{,}81$$

oraz często dla warunków kopalnianych

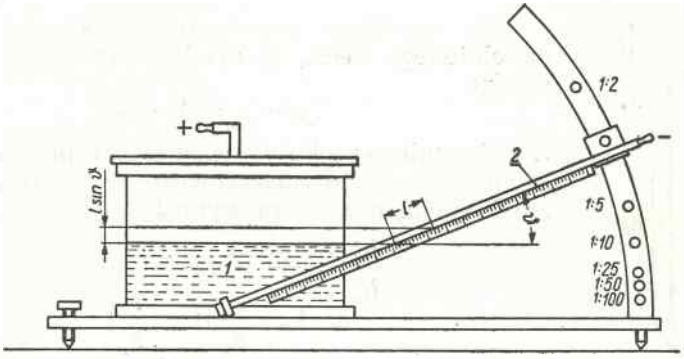
$$\gamma = 1{,}2$$

Otrzymuje się wtedy przybliżony wzór

$$v = 3{,}62 \cdot \sqrt{l \cdot \sin\vartheta} \tag{53}$$

Nachylenie mikromanometru dobiera się zależnie od różnicy ciśnień, a mianowicie przy:

$p_1 - p = 160$ do 80 mm H_2O — rurkę umieszcza się pionowo
$p_1 - p = 80$ do 40 mm H_2O — daje się nachylenie 1 : 2
$p_1 - p = 40$ do 20 mm H_2O — daje się nachylenie 1 : 4
$p_1 - p < 20$ mm H_2O — daje się nachylenie 1 : 8



Rys. 68. Mikromanometr pochyły

Nachylenie 1 : 20 uważa się za graniczne, przy którym można otrzymać jeszcze mniej więcej pewne wyniki.

Istnieją poza tym *mikromanometry z rurką wygiętą* w ten sposób, że przesunięcia w niej poziomu cieczy są proporcjonalne do prędkości powietrza.

13.4.3. Mikromanometry dwucieczowe

Zbudowane są one z rurki w kształcie litery U z rozszerzeniami *1* i *2* (rys. 69). Przyrząd wypełniony jest dwiema cieczami o zbliżonym ciężarze właściwym

$$\left(\frac{\Delta_2 - \Delta_1}{\Delta_1}\right) = \text{około } 0{,}05$$

Ciecze te nie powinny mieszać się z sobą i powinny mieć możliwie małe i jednakowe współczynniki rozszerzalności. Cieczami takimi mogą być, np. alkohol benzylowy i roztwór chlorku wapnia lub też mieszanina nafty

z ligroiną i alkohol nasycony tą mieszaniną itp. Jedna z cieczy jest zabarwiona, druga bezbarwna.

W takim dwucieczowym mikromanometrze różnica poziomów cieczy w rozszerzonych naczyniach *1* i *2* wywołuje znacznie większą różnicę poziomów dolnej cieczy o ciężarze właściwym Δ_2 w cienkiej rurce U.

Przyjęto oznaczenia:

s_1 i s_2 — powierzchnie przekrojów naczyń i rurki,

h_1 i h_2 — różnice poziomów w naczyniach i rurce, mm,

p_1 i p_2 — ciśnienia w *1* i *2*, mm H_2O.

Ponieważ różnica h_1 poziomów cieczy Δ_1 wywołuje różnicę h_2 poziomów cieczy Δ_2 w rurce U, przeto

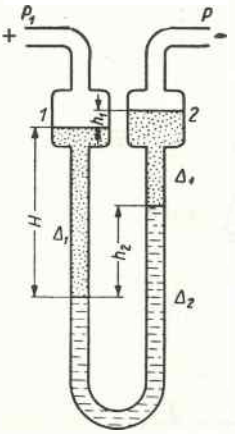
$$h_1 \cdot s_1 = h_2 \cdot s_2$$

Z warunku równowagi ciśnień jest

$$p_1 + \Delta_1 \cdot H = p + \Delta_1 \cdot (H + h_1 - h_2) + \Delta_2 \cdot h_2$$

Z obu tych równań otrzymuje się

$$p_1 - p = (\Delta_2 - \Delta_1 \cdot \frac{s_1 - s_2}{s_1}) \cdot h_2 \qquad (54)$$



Rys. 69. Mikromanometr dwucieczowy

Dla zwykłego manometru w kształcie litery U napełnionego cieczą Δ_2 byłoby różnicą poziomów h_0, a więc

$$p_1 - p = \Delta_2 \cdot h_0$$

Zwiększenie wysokości słupa cieczy przy użyciu mikromanometru dwucieczowego w porównaniu ze zwykłym manometrem wynosi

$$\frac{h_2}{h_0} = \frac{1}{1 - \frac{\Delta_1}{\Delta_2}(1 - \frac{s_2}{s_1})} \qquad (55)$$

Przykład:

Dla

$$\frac{\Delta_1}{\Delta_2} = 0{,}95 \text{ i } \frac{s_2}{s_1} = \frac{1}{50} = 0{,}02$$

jest

$$\frac{h_2}{h_0} = \frac{1}{1 - 0{,}95 \cdot (1 - 0{,}02)} = 15$$

Niektóre przyrządy należące do tej grupy (np. Wahlena) umożliwiają bezpośrednie odczyty do 0,025 mm i przybliżone do 0,0025 mm.

Dokładność pomiarów za pomocą mikromanometrów wynosi około 0,01 mm H_2O. Przy prędkości powietrza $v = 2$ m/sek i $\gamma = 1{,}2$ rurka Pitota wykazuje różnicę ciśnienia (47)

$$p_1 - p = 1{,}2 \cdot \frac{2^2}{2 \cdot 9{,}81} = 0{,}245 \text{ mm } H_2O$$

Popełniając przy odczycie błąd 0,01 mm H_2O można zamiast 0,245 odczytać 0,255 mm H_2O, co da prędkość (48)

$$v = \sqrt{\frac{2 \cdot 9{,}81 \cdot 0{,}255}{1{,}2}} = 2{,}042 \text{ m/sek}$$

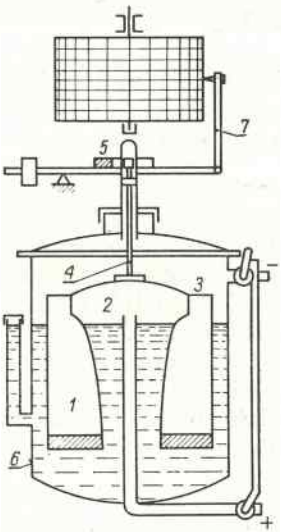
popełnia się więc błąd 2,1%. W podobny sposób można obliczyć, że przy v

1,5	m/sek	błąd wynosi	3,6%
1,0	m/sek	błąd wynosi	8,2%
0,75	m/sek	błąd wynosi	14,8%
0,5	m/sek	błąd wynosi	33,4%

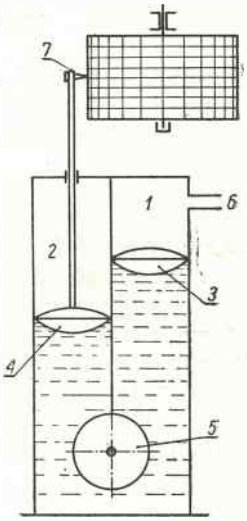
Przyjmując dopuszczalny błąd około 5%, można przyjść do wniosku, że rurki Pitota w połączeniu z mikromanometrami nadają się do pomiarów prędkości powyżej 1,2 do 1,5 m/sek.

13.5. Wolumenometry i depresjomierze samopiszące

W przypadku umieszczenia rurki Pitota w ściśle określonym punkcie przewodu o danym przekroju S m² różnica ciśnienia $p_1 - p$ jest proporcjonalna do kwadratu prędkości v, a więc i do kwadratu ilości przepływającego przez przewód powietrza $Q = v \cdot S$. Na tej zasadzie oparte jest działanie wolumenometrów.



Rys. 70. Wolumenometr



Rys. 71. Depresjomierz Ochwadta

Przykładem takich przyrządów jest wolumenometr przedstawiony na rys. 70. Składa się on z naczynia szczelnego *6*, w którym znajduje się pływak *1*. Przestrzeń *2* pod pływakiem połączona jest z końcówką + rurki, przestrzeń *3* z końcówką — rurki. Na pływaku przymocowany jest pręt *4*, którego ruch przenoszony jest w taki lub inny sposób (na rysunku za pomocą magnesu *5*) na przyrząd samopiszący *7*. Ponieważ różnica wysokości naporów w przestrzeniach *2* i *3* jest funkcją kwadratu prędkości, więc albo podziałka na bębnie wskazująca objętość powietrza jest funkcyjną, albo naczynie lub pływak (jak na rysunku) wolumenometru jest skonstruowany w kształcie parabolicznym w celu uzyskania równomiernej podziałki. Naczynie napełnione jest wodą lub w szczególnych przypadkach inną cieczą.

Bardzo często wolumenometry mają równocześnie urządzenie (osobny manometr i pływak) do automatycznego zapisywania ciśnienia statycznego panującego w przestrzeni badanej. Za przykład takiego urządzenia może służyć depresjomierz samopiszący Ochwadta (rys. 71). Składa się on z dwóch napełnionych wodą połączonych naczyń *1* i *2* odgrywających rolę rurki manometrycznej. W naczyniach umieszczone są pływaki *3* i *4*, połączone u dołu łańcuszkiem przechodzącym przez kółko *5*. Naczynie *1* ma połączenie przez rurkę *6* z badaną przestrzenią, naczynie *2* — z atmosferą zewnętrzną. Pływak *4* połączony jest z przyrządem samopiszącym *7*. Dla kontroli zaopatruje się depresjomierz samopiszący w zwykły manometr (depresjomierz) wodny w postaci rurki U.

Depresjomierz samopiszący pozwala stale obserwować stan przewietrzania: każde gwałtowne zwiększenie oporu kopalni (np. zawał w głównym prądzie) lub jego zmniejszenie (otworzenie drzwi w tamie) zostaje niezwłocznie zarejestrowane. Wykres depresji może być również ważnym dokumentem w razie wybuchu, stwierdzającym stan wentylacji w chwili jego powstania.

13.6. Anemometria cieplna

Anemometria cieplna oparta jest na obserwacji strat ciepła ciała ogrzanego umieszczonego w prądzie gazu lub cieczy.

Stratę ciepła K w jednostce czasu można wyrazić wzorem w postaci

$$K = (A + B \cdot \sqrt{v}) \cdot (t_1 - t) \tag{56}$$

gdzie

A i B — wielkości stałe dla danego ciała ogrzanego oraz otaczającego go gazu; zależą od ich właściwości (przewodnictwa ciepła, ciepła właściwego i gęstości gazu lub cieczy);

$t_1 - t$ — różnica temperatur ciała i gazu lub cieczy.

Jak z tego wzoru wynika, na podstawie strat ciepła K oraz różnicy temperatur $t_1 - t$ można obliczyć prędkość powietrza v.

Do przyrządów działających na tej zasadzie należy: katatermometr oraz przyrządy, w których ciało (cienki drut) ogrzewa się za pomocą prądu elektrycznego.

13.6.1. Katatermometr

Stratę ciepła K, przy użyciu katatermometru do pomiarów prędkości, jak to wynika z wzorów (31) do (34), oblicza się ze stałej F oraz czasu chłodzenia T z 38 do 35° $\left(t_1 = \frac{38 + 35}{2} = 36{,}5\right)$. Mając poza tym temperaturę powietrza t, można obliczyć jego prędkość v. Do pomiaru prędkości używa się zwykle katatermometru suchego.

Przy większych prędkościach czas chłodzenia T jest stosunkowo mały, a wskutek tego błąd w wysokości 1 sek przy pomiarze czasu dać może większy błąd prędkości (6 do 7% i więcej). Przy mniejszych prędkościach błąd ten maleje, gdyż czas ochłodzenia jest znacznie dłuższy. Dlatego katatermometr nadaje się przede wszystkim do pomiarów małych prędkości (od kilku cm/sek), jakkolwiek nadaje się również i do pomiaru prędkości większych. Z drugiej strony reaguje on na wszelkie wiry i prądy o róż-

nych kierunkach, wskutek tego rejestruje nie tylko prędkość, ale i ruchliwość powietrza w ogóle, co przy małej prędkości powietrza może odgrywać stosunkowo dużą rolę i zniekształcać pomiary.

Najdokładniejsze wyniki daje katatermometr, gdy jest umieszczony prostopadle do prądu, a najmniej dokładne, gdy jest umieszczony równolegle do prądu (np. przy zawieszeniu przyrządu w prądzie wznoszącym się lub schodzącym).

13.6.2. Anemometry elektryczne żarowe

Jeżeli prąd elektryczny przepływa przez cienki drucik i ogrzewa go, to otrzymuje on w jednostce czasu ilość ciepła

$$q = 0{,}24 \cdot i^2 \cdot R \tag{57}$$

gdzie

i — natężenie prądu,

R — opór drutu.

Z warunku, że doprowadzone ciepło q jest równe jego stracie K, otrzymuje się z wzorów (56) i (57)

$$0{,}24 \cdot i^2 \cdot R = (A + B \cdot \sqrt{v}) \cdot (t_1 - t) \tag{58}$$

Opór R jest zależny od temperatury, a mianowicie

$$R = R_0 [1 + \alpha \cdot (t_1 - t) + \beta \cdot (t_1 - t)^2] \tag{59}$$

gdzie A, B, α, β oznaczają współczynniki. Z równań tych wynika, że pomiary prędkości mogą być prowadzone dwoma sposobami:

Sposób 1 — *stałego oporu.* Jeżeli w czasie pomiarów temperatura pozostaje stała ($t_1 - t = \text{const}$), to (59) $R = \text{const}$ i (58)

$$i^2 = C + D \cdot \sqrt{v}, \tag{60}$$

a więc pomiar prędkości sprowadza się do pomiaru natężenia prądu.

Stałość oporu osiąga się przez regulację natężenia ogrzewającego prądu.

Sposób 2 — *stałego natężenia prądu.* Jeżeli $i = \text{const}$, to $R = f(v)$, a więc prędkość można obliczyć na podstawie R.

Anemometry żarowe mają wygląd niedużego pręta o średnicy 10 do 12 mm i potrzebnej długości, na którego końcu znajduje się rozwidlenie z manganowego drutu; między końcami rozwidlenia umocowuje się cienki drucik platynowy; który zostaje ogrzany prądem do określonej temperatury 400 do 500 °C i tworzy jedną z gałęzi mostka Wheatstone'a.

Anemometry żarowe można stosować z powodzeniem do pomiarów prędkości od 0,1 do 10 ÷ 15 m/sek. Jakkolwiek przy prędkościach poniżej 0,1 konwekcyjne prądy powietrza zniekształcają zjawiska, to jednak przy dokładnym wycechowaniu przyrządu można go używać również i do pomiaru takich prędkości. Przy prędkościach powyżej 10 do 15 m/sek dokładność pomiaru zmniejsza się, mimo to nie jest wykluczone stosowanie tego sposobu nawet do 90 m/sek. Szerszego zastosowania anemometry te nie znalazły, a to ze względu na ich skomplikowaną konstrukcję, wysoką cenę oraz konieczność częstego cechowania.

13.7. Inne sposoby pomiaru prędkości

Do pomiaru prędkości powietrza stosowane są w praktyce kopalnianej głównie anemometry, w kanałach zaś wentylatorów umieszcza się rurki Pitota. W ostatnich latach coraz szersze zastosowanie znajdują katatermometry, zwłaszcza do pomiarów małych prędkości.

Trudności pomiarów prędkości poniżej 0,5 m/sek za pomocą zwykłych anemometrów mogą niejednokrotnie zmusić (w razie braku katatermometru) do stosowania w praktyce kopalnianej sposobów prymitywnych, jak np. pomiarów prędkości na podstawie ruchu gazów o wybitnym *zapachu* lub też *ruchu obłoku dymu* itp.

Pomiary takie prowadzone są w sposób następujący: dwóch obserwatorów staje w pewnej odległości od siebie; jeden z nich zapala np. proch lub rozbija flaszeczkę z silnie aromatyczną cieczą (eter octowy, amoniak), drugi zaś oczekuje ze stoperem w ręce chwili pojawienia się dymu lub zapachu.

Przy pomiarze na podstawie *zapachu* odległość między obserwatorami powinna wynosić 5 do 15 m. Sposób ten daje wyniki zgodne z pomiarami za pomocą katatermometru przy prędkościach powietrza w granicach od 0,2 do 1,0 m/sek.

Pomiar prędkości za pomocą dymu można przeprowadzić w ten sposób, że dym (czterochlorek ołowiu lub dymiący kwas siarkowy) wypuszcza się za pomocą pompki gumowej, przy czym dla większej dokładności pomiaru zaleca się obserwować ruch na długości 1 do 2 m, np. wzdłuż składanego metra. Jak wykazały badania, prędkości uzyskane przy dymowym sposobie pomiaru są przeciętnie o 22% wyższe od pomiarów anemometrycznych. Mc Elroy ocenia błąd takiego pomiaru na 10%. Sposób dymowy zalecać można przy prędkościach 0,1 do 0,5 m/sek, najwyżej do 1 m/sek.

14. POMIARY ILOŚCI PRZEPŁYWAJĄCEGO POWIETRZA ORAZ ŚREDNIEJ PRĘDKOŚCI

14.1. Sposoby przeprowadzania pomiarów

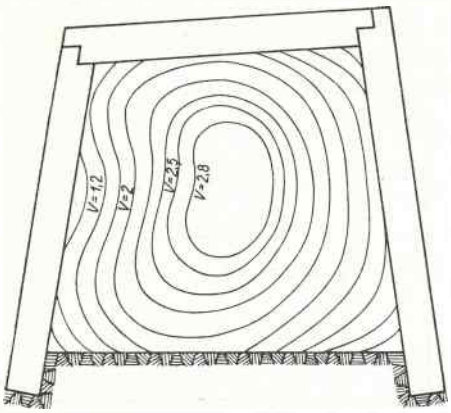
W dowolnym przekroju wyrobiska prędkość powietrza nie jest stała we wszystkich jego punktach. Ta zmienność prędkości w różnych punktach danego przekroju przedstawia najczęściej o tyle złożoną funkcję różnych zmiennych niezależnych, że podanie jakiegoś ogólnego prawa rozkładu prędkości staje się wprost niemożliwe. Zarówno rozważania teoretyczne, jak i obserwacje wskazują na to, że w większości przypadków miejscem największych prędkości jest środkowa część przekroju poprzecznego, a najmniejsze prędkości występują na obwodzie przekroju. W wyrobiskach kopalnianych prędkości rozmieszczone są zwykle niesymetrycznie w przekroju (rys. 72).

Wskutek nierównych prędkości w różnych punktach przekroju istnieje pewna trudność przy określaniu prędkości średniej v, a tym samym i ilości powietrza $Q = v \cdot S$, przepływającego przez dany przekrój o powierzchni S.

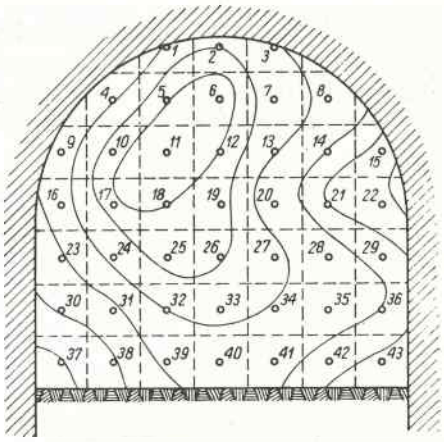
W wyrobiskach kopalnianych stosunek największej i średniej prędkości zmienia się w szerokich granicach. Tak np. według Murgue'a

i Skoczyńskiego w wyrobiskach z obudową murową stosunek ten waha się od 1,16 do 1,25 i średnio wynosi 1,20; w wyrobiskach z obudową drewnianą 1,22 do 1,47; średnio 1,37; w wyrobiskach bez obudowy 1,24 do 1,36, średnio 1,33. Dla wyrobisk zupełnie prostych z obudową drewnianą stosunek ten można przyjąć średnio 1,25 (Mc Elroy, Komarow).

Istnieje wiele sposobów pomiaru ilości przepływającego powietrza oraz średniej jego prędkości.



Rys. 72. Rozkład prędkości powietrza w przekroju poprzecznym chodnika



Rys. 73. Podział przekroju wyrobiska na kwadraty

Sposób 1. Jednym z najdokładniejszych sposobów jest podział przekroju poprzecznego wyrobiska na kwadraty za pomocą naciągniętych nici (rys. 73), pomiar prędkości v_i w środku każdego kwadratu i *wykreślenie krzywych równych prędkości* na rysunku przedstawiającym przekrój wyrobiska. Ilość powietrza, przepływająca między krzywymi v_i i v_{i+1}, będzie

$$q_i = s_i \cdot \frac{v_i + v_{i+1}}{2}$$

gdzie s_i oznacza przekrój elementarny, zawarty między krzywymi v_i, oraz v_{i+1}, znaleziony przez planimetrowanie na rysunku. Całkowita ilość przepływającego powietrza

$$Q = \sum_1^n q_i = \sum_1^n s_i \cdot \frac{v_i + v_{i+1}}{2} \tag{61}$$

a prędkość średnia

$$v = \frac{1}{S} \cdot \sum_1^n s_i \cdot \frac{v_i + v_{i+1}}{2} \tag{62}$$

gdzie $S = \sum_1^n s_i$ oznacza całkowitą powierzchnię przekroju wyrobiska.

Sposób 2. Bardzo dokładnym i stosunkowo łatwym sposobem pomiaru jest sposób oparty na *graficznym całkowaniu.*

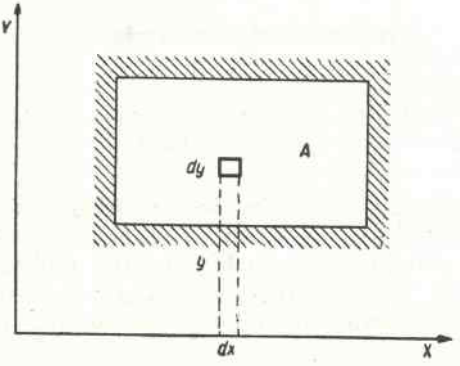
Nazywając przez v_i prędkość powietrza w dowolnym elemencie powierzchni A (współrzędne x, y, rys. 74), otrzymuje się ilość powietrza przepływającego przez ten element $dS = dx \cdot dy$

$$dQ = v_i \cdot dS = v_i \cdot dx \cdot dy$$

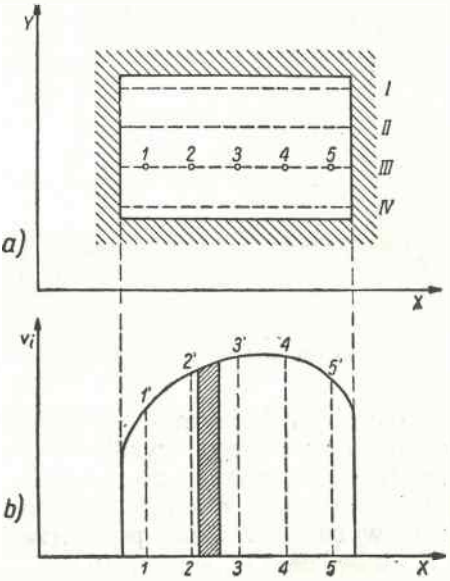
Całkowita ilość powietrza płynąca w wyrobisku

$$Q = \int_s v_i \cdot dS = \int_y (\int_x v_i \cdot dx) \cdot dy$$

Jeżeli punkty pomiaru prędkości zostaną rozmieszczone na szeregu linii równoległych (rys. 75 *a*) poziomych (lub pionowych), a więc równoległych do osi X (lub Y), to będzie można sporządzić (rys. 75 *b*) wykresy rozkładu prędkości wzdłuż każdej z takich linii w układzie X, v_i.



Rys. 74. Graficzne całkowanie



Rys. 75. Graficzne całkowanie

Powierzchnia elementarnego paska na takim wykresie (rys. 75 *b*) wynosi $v_i \cdot dx$, całkowita zaś powierzchnia ograniczona krzywą v_i

$$\int_x v_i \cdot dx$$

Po splanimetrowaniu powierzchni tak wykreślonych krzywych nanosi się wielkość tych powierzchni na wykres (rys. 76) w układzie Y, $\int_x v_i \cdot dx$. Łącząc odpowiednie punkty I', II', III', IV' linią krzywą i planimetrując powierzchnię tej krzywej otrzymuje się

$$\int_y (\int_x v_i \cdot dx) \cdot dy = Q \qquad (63)$$

a więc szukaną ilość powietrza.

Jeżeli przy wykreślaniu tych krzywych zastosowane zostały następujące skale:

1 cm na osi X odpowiada α m
1 cm na osi Y odpowiada β m
1 cm na osi v_i odpowiada γ m/sek
1 cm na osi $\int_x v_i\, dx$ odpowiada ϑ m²/sek

i jeżeli wyniki planimetrowania są w cm², to

$$Q = \int_y (\vartheta \int_x \gamma \cdot v_i \cdot \alpha \cdot dx) \cdot \beta \cdot dy = (\alpha \cdot \beta \cdot \gamma \cdot \vartheta) \cdot \int_y (\int_x v_i \cdot dx) \cdot dy \qquad (64)$$

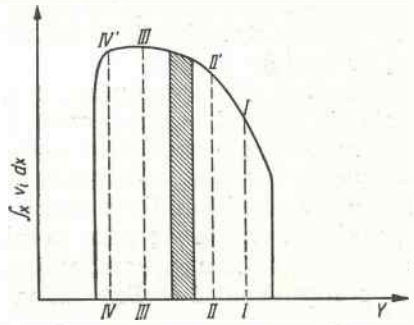
Prędkość średnią otrzyma się zgodnie z wzorem (41)

$$v = \frac{Q}{S}$$

Punkty pomiaru nie powinny być położone zbyt blisko przy ścianach, gdyż w tych miejscach dokładny pomiar prędkości jest utrudniony.

Położenie skrajnych punktów nie może być jednak zbyt odległe od ścian, gdyż wtedy obliczona prędkość byłaby niedokładna. W drodze doświadczalnej ustalono, że *odległość od ścian nie powinna być większa od* 0,25 m, zwykle przyjmuje się ją równą 0,10 do 0,20 m.

Liczba punktów pomiaru w przekroju nie powinna być mniejsza od 20, tj. 4 × 5; średnio wynosi ona około 30, a przy bardzo dużym przekroju wyrobiska dochodzi do 70.



Rys. 76. Graficzne całkowanie

Sposób 3. Zamiast wykreślania krzywych i planimetrowania powierzchni przyjąć można, że prędkości v_1, $v_2 \ldots v_n$ odnoszą się do całości pól (kwadratów) s_1, $s_2 \ldots s_n$, na które podzielony został przekrój wyrobiska (rys. 73).

Ilość powietrza przepływająca przez takie pole s_i będzie

$$q_i = s_i \cdot v_i$$

Całkowita ilość powietrza przepływającego przez wyrobisko

$$Q = \sum_1^n s_i \cdot v_i \qquad (65)$$

Przekrój wyrobiska

$$S = \sum_1^n s_i$$

a prędkość średnia

$$v = \frac{Q}{S} = \frac{\sum_1^n s_i \cdot v_i}{\sum_1^n s_i} \qquad (66)$$

Liczba pól, na które ma być podzielony przekrój wyrobiska, zależy od jego powierzchni. Badania wykazały, że podział powierzchni przekroju

na nadmiernie małe pola daje za małą prędkość średnią, przy zbyt dużych polach natomiast otrzymuje się za dużą prędkość średnią. Tłumaczy się to tym, że przy małych polach skrajne punkty pomiaru przesuwają się bliżej do ścian wyrobiska, a więc do strefy najmniejszych prędkości.

W praktyce przekrój wyrobiska dzieli się na pola o powierzchni 0,1 do 0,35 m², co odpowiada kwadratom o boku 0,3 do 0,6 m.

Sposób 4. Jeżeli przekrój wyrobiska podzieli się na jednakowej wielkości pola $s_1 = s_2 = \ldots s_n = s$, to

$$Q = s \cdot \sum_1^n v_i \tag{67}$$

$$S = n \cdot s$$

i prędkość średnia

$$v = \frac{Q}{S} = \frac{1}{n} \cdot \sum_1^n v_i \tag{68}$$

Dokładność pomiaru będzie tu, jak i w sposobie 3, zależna od wielkości pól (ich liczby). Sposoby 3 i 4 dają przeciętnie błąd około 3% (zwykle wyniki są za małe).

Sposób 5. Z taką samą mniej więcej dokładnością, jak przy sposobie 4, uzyskuje się wyniki, jeżeli pomiar przeprowadza się w 5 punktach wyrobiska, a mianowicie w środku wyrobiska oraz naprzeciwko środków obu boków, piętra i spodu wyrobiska w odległości $^1/_{11}$ do $^1/_9$ wymiarów poprzecznych wyrobiska. Otrzymany przy tym błąd nie jest większy od błędu, jaki otrzymuje się przy pomiarze w 30 punktach.

Sposób 6. W celu uproszczenia pomiarów na stacjach pomiarowych można przeprowadzić tylko jeden dokładny pomiar i określić stosunek $\frac{v}{v_{max}}$ (gdzie v_{max} oznacza prędkość w środku przekroju) lub też wyznaczyć punkt, w którym prędkość jest równa prędkości średniej v; wszystkie dalsze pomiary należy przeprowadzać tylko w środku przekroju lub w tak wyznaczonym punkcie. Uzasadnienie tego sposobu wynika z tzw. prawa Murgue'a, według którego wszystkie prędkości w danym przekroju pozostają zawsze w stałym stosunku do siebie.

Przy określaniu średniej prędkości powietrza w blaszanych lutniach wentylacyjnych na podstawie prędkości w środku otworu wylotowego należy otrzymane wartości mnożyć przez współczynnik $k = 0{,}83$ do 0,91. Większe wartości tego współczynnika należy przyjmować przy mniejszej średnicy lutni i przy większych (np. 10 m/sek) prędkościach powietrza. Pomiar prędkości powietrza przy otworze wlotowym daje mniej dokładne wyniki, przy czym k wynosi około 0,7.

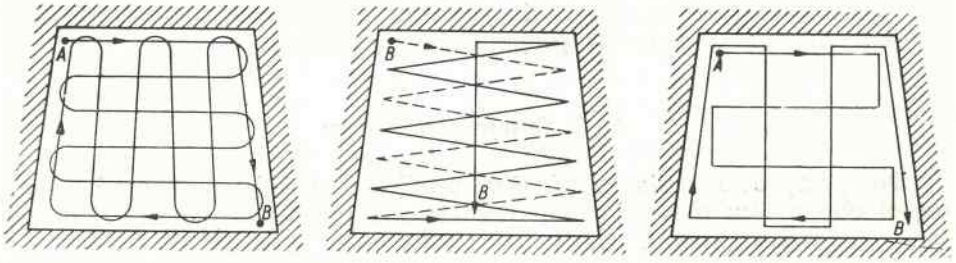
Sposób 7. Zwykłe pomiary kopalniane przeprowadza się przez wolne przesuwanie po całym przekroju wyrobiska (rys. 77) anemometru, trzymanego bezpośrednio w ręce lub osadzonego na kiju długości około 1 m. Pomiar prędkości powietrza trwa przy tym sposobie 2 do 3 min lub nawet mniej (minimum 1 min).

Ważną rolę odgrywa równomierność przesuwania anemometru.

Jeżeli przeprowadzający pomiar znajduje się w przekroju wyrobiska, zmniejsza sobą przekrój przepływu o 0,4 do 0,5 m² i przyczynia się tym do zwiększenia prędkości powietrza. Stosunkowo mały wpływ na prędkość wywiera obecność osoby wykonującej pomiar, jeżeli stoi ona w przekroju wyrobiska poza anemometrem w odległości 1 do 1,5 m. W związku

z tym pomiar anemometrem może być przeprowadzany dwoma sposobami *przed sobą* i *w przekroju.*

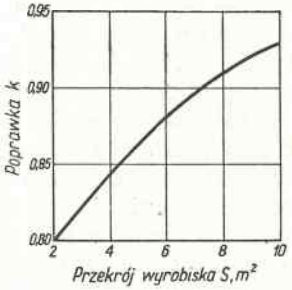
1. Przy pomiarze przed sobą osoba wykonująca pomiar staje twarzą do prądu i trzyma anemometr w wyciągniętej ręce na wysokości ramienia. Nie zmieniając położenia anemometru przesuwa się w przekroju wyrobiska od jednej jego ściany do drugiej. Następnie nieco się schyla i przesuwa się wzdłuż następnej poziomej linii w kierunku przeciwnym. Po wykonaniu pomiaru wzdłuż wszystkich linii poziomych prowadzi się anemometr wzdłuż linii pionowych.



Rys. 77. Przesuwanie anemometru w przekroju wyrobiska

2. Przy pomiarze w przekroju osoba wykonująca pomiar trzyma anemometr w wyciągniętej ręce i przesuwa się od jednej ściany do drugiej, będąc zwrócona przez cały czas twarzą do ściany. Przy mniejszej szerokości wyrobiska wykonywujący pomiar stoi z boku, np. między stojakami lub przyciśnięty plecami do ściany, i oprowadza anemometrem przekrój przed sobą.

W większych przekrojach wyrobiska zaleca się wykonywać pomiar prędkości w każdej połowie osobno. Jeżeli wyrobisko podzielone jest na



Rys. 78. Wielkość poprawki k zależnie od przekroju wyrobiska

kilka przedziałów, pomiary wykonuje się w każdym przedziale osobno. Zaleca się osadzać anemometr na kiju długości około 1 m. W każdym miejscu wykonuje się nie mniej jak 3 lub 4 pomiary. Jeżeli poszczególne odczyty znacznie różnią się, należy pomiar powtórzyć.

Zależnie od sposobu wykonywania pomiaru należy wprowadzić pewną *poprawkę* k, przez którą mnoży się otrzymaną prędkość. Wielkość tej poprawki wynosi (Mc Elroy, Komarow):

1. dla pomiaru *przed sobą:* anemometr w wyciągniętej ręce $k = 1{,}14$; anemometr na krótkim kiju $k = 1{,}05 \div 1{,}10$; anemometr na kiju długości 1 m $k = 1{,}0$;

2. dla pomiaru *w przekroju:* wielkość poprawki k zależy od przekroju wyrobiska (rys. 78); jeżeli wykonujący pomiary znajduje się między stojakami lub oprowadza anemometrem osobno każdą połowę wyrobiska, wartość poprawki może być przyjęta w wysokości $k = 0{,}9$.

Przy wykonywaniu pomiarów w kilku punktach przekroju (sposoby 1 do 4) należy mieć na uwadze, że w czasie pomiaru ilość przepływającego powietrza może się zmieniać. Wobec tego zachodzi potrzeba sprowadzania pomierzonych prędkości do pewnej ściśle określonej prędkości. W tym celu zwykle umieszcza się w pewnym punkcie przekroju kontrolny przyrząd pomiarowy (np. rurkę Pitota), który pozostaje w ciągu pomiarów w jednym miejscu. W czasie pomiaru w każdym punkcie dokonuje się jednocześnie odczytu na przyrządzie kontrolnym.

14.2. Stacje pomiarowe

Do przeprowadzania pomiarów prędkości należy wybierać proste części chodników o regularnym przekroju i możliwie gładkich ścianach (np. obudowa murowa).

W punktach, gdzie regularnie co pewien czas wykonuje się pomiary, urządza się stacje pomiarowe. Stacje (rys. 79) obija się deskami na długości 5 do 6 m, przy czym deskowanie musi szczelnie przylegać do ścian i piętra wyrobiska tak, by całość prądu płynęła przez stację. Pomiary należy wykonywać w odległości około 0,5 m od końca stacji.

Jeżeli ilość przepływającego w wyrobisku powietrza jest mała, a prędkość jego jest mniejsza od 0,5 m/sek, celowe jest zwężenie przekroju poprzecznego stacji (rys. 80). Innym sposobem pomiaru powietrza przy małej jego prędkości może być kierowanie całego prądu w czasie pomiaru do innego, węższego wyrobiska. Sposób ten nie jest dokładny, z tego względu może być stosowany tylko w ostateczności.

Często stacje pomiarowe urządza się w chodnikach z obudową murową.

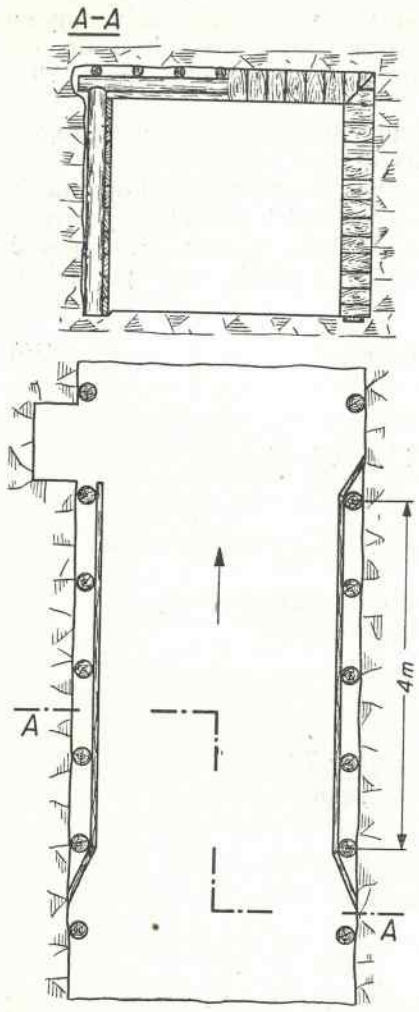
Miejsca na stacje wybiera się na prostych odcinkach chodników, długości przynajmniej 5 do 10 m przed i za stacją. Wskazane jest urządzenie odpowiedniej wnęki dla obserwatora.

W większości przypadków objętość powietrza wychodzącego jest większa (do $10 \div 13\%$) od objętości powietrza wchodzącego. Tłumaczy się to ogrzewaniem powietrza w kopalni, depresją wentylatora, zwiększeniem wilgotności powietrza, dołączeniem się do niego gazów oraz powietrza sprężonego. Toteż dla pomiarów powietrza należy urządzać stacje zarówno przed wlotem do oddziałów lub pól, jak i za wylotem; należy mierzyć zarówno cały prąd wpływający do kopalni, jak i wypływający z niej.

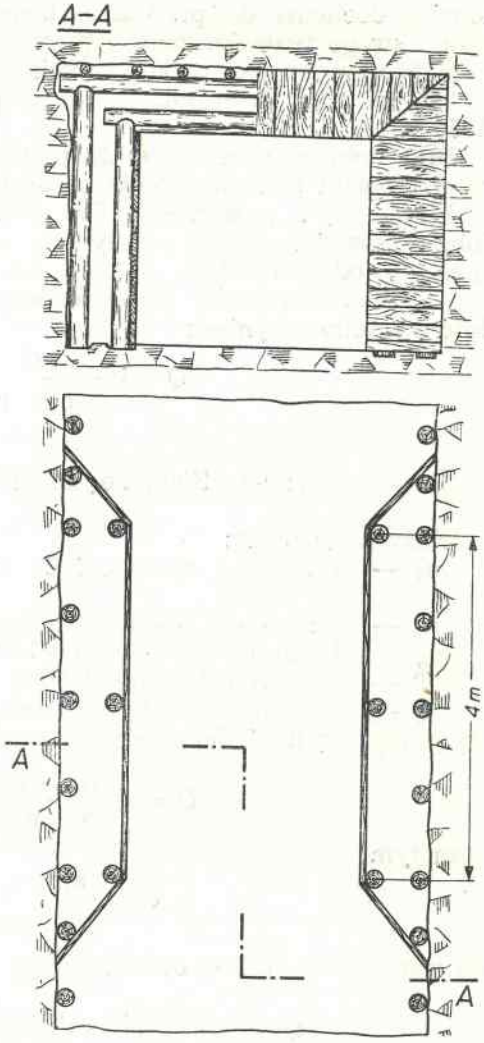
15. POTRZEBNA ILOŚĆ POWIETRZA

15.1. Obliczenie ilości powietrza na podstawie zmiany jego składu

Doprowadzona do kopalni ilość powietrza (Q m³/min lub G kg/min) powinna być taka, by wszystkie szkodliwe domieszki zostały rozcieńczone do dopuszczalnych koncentracji. Wobec tego trzeba znać, ile tych domieszek wydziela się (lub ile jest pochłanianego tlenu) w jednostce czasu.



Rys. 79. Stacja pomiarowa o przekroju normalnym



Rys. 80. Stacja pomiarowa o przekroju zwężonym

Jeżeli ilość tę oznaczy się przez C g/min lub m³/min i jeżeli koncentracje tych domieszek w powietrzu dopływającym oznaczy się przez c_1, dopuszczalną zaś koncentrację w powietrzu odpływającym — przez c_2, to potrzebna ilość powietrza wyniesie

$$Q = \frac{C}{c_2 - c_1} \quad \text{m}^3/\text{min}$$

Sam fakt, że do kopalni wchodzi duża ilość powietrza, nie świadczy jeszcze bynajmniej o tym, że kopalnia jest dobrze przewietrzana, gdyż ilość powietrza dopływającego do miejsc pracy zależy od stanu drzwi i tam wentylacyjnych, mostów powietrznych itd. W tych bowiem miejscach zachodzą głównie straty powietrza. Badania wykazały, że czasem zaledwie kilkanaście procent ogólnej ilości powietrza wchodzącego do

kopalni dochodzi do przodków, podczas gdy w kopalniach dbających o stan swego przewietrzania i przy korzystnych warunkach naturalnych stopień użytecznego wykorzystania powietrza można podnieść do 80 do 85%. W kopalniach polskich straty powietrza dochodzą czasami do 70% (1955 r.).

Przy dobrym przewietrzaniu przynajmniej 50% powietrza wchodzącego do kopalni powinno dopływać do przodków.

Licząc się z możliwością 50% strat powietrza, nawet w kopalniach dobrze przewietrzanych, należy przy obliczaniu ilości powietrza potrzebnego do odpowiedniego rozrzedzenia szkodliwych gazów przyjmować współczynnik pewności k nie mniejszy jak 2, a wobec tego potrzebna ilość powietrza wyniesie

$$Q = k \cdot \frac{C}{c_2 - c_1} \quad \text{m}^3/\text{min} \tag{69}$$

15.1.1. Zmniejszenie ilości tlenu

Nazywając przez:
n_1 — procentową zawartość O_2 w powietrzu atmosferycznym ($n_1 = 21\%$),
n_2 — najmniejszą procentową dopuszczalną zawartość O_2,
q_{O_2} — ubytek O_2 na tonę wydobycia (na dobę), m³/t,
T — wydobycie kopalni, t/dobę,
Q — ilość powietrza przepływającego przez kopalnię, m³/min,
otrzymuje się ilość tlenu pochłanianego w ciągu 1 min

$$C = -\frac{q_{O_2} \cdot T}{24 \cdot 60} = -\frac{q_{O_2} \cdot T}{1440}$$

poza tym

$$c_1 = \frac{n_1}{100}; \qquad c_2 = \frac{n_2}{100}$$

Po wstawieniu do (69) otrzymuje się

$$Q = -\frac{100 \cdot k}{1440} \cdot \frac{q_{O_2} \cdot T}{n_2 - n_1} = \frac{k}{14{,}4} \cdot \frac{q_{O_2} \cdot T}{n_1 - n_2} \tag{70}$$

lub też uwzględniając wzór (2)

$$Q = \frac{k}{14{,}4} \cdot \frac{q_{CO_2} \cdot T}{RQ \cdot (n_1 - n_2)} \tag{71}$$

15.1.2. Zwiększenie ilości gazów szkodliwych

Nazywając przez:
n_1 — procentową zawartość gazu w powietrzu wchodzącym,
n_2 — procentową dopuszczalną zawartość gazu,
q_g — ilość wydzielającego się gazu w m³ na tonę wydobycia,
otrzyma się analogicznie do wzoru (70)

$$Q = \frac{k}{14{,}4} \cdot \frac{q_g \cdot T}{n_2 - n_1} \tag{72}$$

Ze względu na wydzielanie się metanu polska norma resortowa dla projektowania przewietrzania kopalń (1959) przewiduje obliczanie potrzebnej dla całej kopalni ilości powietrza Q m³/min według wzoru

$$Q = 0{,}15 \cdot q_{CH_4} \cdot T \qquad (72\,a)$$

gdzie q_{CH} oznacza ilość wydzielającego się CH_4 na 1 tonę wydobycia w czasie doby (w przypadku odmetanowywania pokładów ilości metanu odprowadzanego rurociągami nie bierze się do obliczeń).

15.2. Obliczenie ilości powietrza na podstawie zużycia materiałów wybuchowych

Przy stosowaniu materiałów wybuchowych wytwarzają się podczas strzałów oprócz CO_2 również trujące gazy, jak CO, H_2S, SO_2, NO_2. Można przyjąć, że CO nie jest szkodliwy przy jego zawartości poniżej 0,002%, a w razie krótkotrwałego przebywania nawet 0,02%; związki siarki są około 5 razy, a związki azotu około 10 razy bardziej trujące niż CO. Znając ilość i skład gazów odstrzałowych przy użyciu różnych materiałów wybuchowych oraz przyjmując, że

1 l H_2S lub SO_2 odpowiada 5 l CO
1 l NO_2 odpowiada 10 l CO

można oznaczyć ilość gazów trujących na podstawie równoznacznej ilości CO (b litrów na 1 kg materiału wybuchowego). Na podstawie szeregu przeprowadzonych badań przyjąć można według Skoczyńskiego wartości b l/kg podane w tablicy 20.

Tablica 20

Ilość gazów trujących wytwarzanych przez materiały wybuchowe (po przeliczeniu na równoznaczną ilość CO)

Materiały wybuchowe	b, l/kg
Proch czarny	180
Materiały nitroglicerynowe (powyżej 65% nitrogliceryny)	60 ÷ 100
Materiały nitroglicerynowe (poniżej 65% nitrogliceryny)	30 ÷ 40
Materiały saletrzano-amonowe	20 ÷ 30

Do obliczenia ilości powietrza na podstawie zużycia materiałów wybuchowych może być zastosowany następujący sposób (Skoczyński):
Nazywając przez:

a — zużycie materiałów wybuchowych na 1 tonę wydobycia (dla kopalń węgla $a = 50$ do 100; dla kopalń rudy i soli $a = 100$ do 300), g/t,

m — procentowy rozchód materiałów wybuchowych w okresie najintensywniejszego strzelania (w stosunku do całkowitego rozchodu),

otrzymuje się rozchód materiałów wybuchowych w okresie strzelania

$$A = \frac{a}{1000} \cdot T \cdot \frac{m}{100} = \frac{a \cdot T \cdot m}{100\,000} \quad \text{kg}$$

Jeżeli b l/kg oznacza ilość CO równoznaczną ilości gazów trujących wytwarzanych z 1 kg materiału wybuchowego (tablica 20 i 21), to ogólna ilość równoznaczna gazów w okresie strzelania będzie

$$A \cdot b \quad \text{litrów} = \frac{A \cdot b}{1000} \quad \text{m}^3$$

Jeżeli skład gazów odstrzałowych nie jest znany, można przyjmować $b = 100$. Przyjmując poza tym:

K — żądany współczynnik rozrzedzenia gazów trujących (przy krótkotrwałym przebywaniu dopuszczalna zawartość CO wynosi

$$0{,}02\% = \frac{0{,}02}{100} = 0{,}0002, \text{ a więc } K = \frac{1}{0{,}0002} = 5000;$$

t — czas w minutach potrzebny do przewietrzania przodku po strzałach (zwykle przyjmuje się dla robót przygotowawczych $t = 5$ do 15 min; dla robót eksploatacyjnych 45 do 60 min),

k — współczynnik ucieczek powietrza;

otrzymuje się potrzebną ilość powietrza w m³/min

$$Q = k \cdot \frac{A \cdot b}{1000} \cdot \frac{K}{t} = \frac{k}{20000} \cdot \frac{a \cdot T \cdot m \cdot b}{t} \tag{73}$$

W zastosowaniu do obliczeń ilości powietrza w przodkach wzór ten, nie uwzględniający dyfuzji gazów oraz innych zjawisk, daje wyniki za duże (około 2 razy), jednak dla kopalni jako całości otrzymuje się wartości Q na ogół zgodnie z rzeczywistością.

Tablica 21

Skład gazów niektórych materiałów wybuchowych stosowanych w Polsce przed wojną

Materiał wybuchowy	CO_2	CH_4	CO	NO_2	b
	litrów z 1 kg materiału wybuchowego				
Lignozyt powietrzny L	134	32	18	2	38
Bradyt powietrzny G	112	—	12	12	132
Pionkit powietrzny F	136	22	16	8	96
Barbaryt powietrzny C	158	18	16	7	86
Dynamit 3 PWP	164	ślady	8	12	128
Amonit 5 (Oswag SA)	184	30	16	12	136

Przy przewietrzaniu po strzałach *ślepych przodków* za pomocą lutni, jeżeli wylot ich znajduje się od przodku w odległości mniejszej od $6\sqrt{S}$, a lepiej — mniejszej od $4\sqrt{S}$ (gdzie S oznacza przekrój poprzeczny wyrobiska w m²), potrzebna ilość powietrza (Q m³/min), bez uwzględnienia strat wskutek nieszczelności lutni, może być obliczona za pomocą wzoru empirycznego (Ksenofontowa)

$$Q = \frac{35}{t} \cdot M \cdot \sqrt{L \cdot S} \tag{74}$$

gdzie

t — czas przewietrzania, min,

M — wielkość zależna od ilości odstrzelonego materiału wybuchowego (A kg), którą można określić z tabelki obok,

L — długość wyrobiska, m,
S — przekrój wyrobiska, m².

A	M	A	M	A	M
1	0,81	6	1,92	15	2,89
2	1,14	7	2,08	20	3,33
3	1,38	8	2,18	25	3,53
4	1,60	9	2,29	30	3,78
5	1,77	10	2,42	—	—

Wzór (74) przewiduje oczyszczenie powietrza nie tylko w przodku, lecz i w całym wyrobisku.

Przykład. Określić potrzebną ilość powietrza do przewietrzania przodku przecznicy po odstrzeleniu $A = 8$ kg materiału wybuchowego, przy długości wyrobiska $L = 200$ m i przekroju poprzecznym $S = 8$ m²; czas przewietrzania $t = 15$ min. Z wzoru (74) otrzymuje się

$$Q = \frac{35}{15} \cdot 2{,}18 \cdot \sqrt{200 \cdot 8} = 203 \text{ m}^3/\text{min}$$

Należy mieć na uwadze, że o ilości powietrza potrzebnej do przewietrzania po strzałach ślepego przodku decyduje w dużym stopniu sposób przewietrzania. Mustel podaje następujące wzory empiryczne uwzględniające, że po upływie t min zawartość trujących gazów zostaje rozrzedzona do 0,02%.

1. *Przy przewietrzaniu tłoczącym*

$$Q = \frac{21{,}4}{t} \cdot \sqrt{A \cdot L \cdot S} \tag{75}$$

(dla poprzedniego przykładu otrzyma się $Q = 160$ m³/min),

2. *Przy przewietrzaniu kombinowanym*, tzn. ssącym po strzałach, a tłoczącym w normalnych warunkach

$$Q = \frac{150 + s \cdot L + 6{,}8 \cdot \sqrt{A \cdot L \cdot S}}{t} \tag{76}$$

gdzie s oznacza przekrój poprzeczny lutni, m², (dla poprzedniego przykładu i średnicy lutni 500 mm otrzymuje się $Q = 64$ m³/min).

3. Gdy *część wyrobiska przylegającego do przodku odgrodzona jest tamą* tymczasową lub płótnem i po strzałach zamyka się drzwi, wentylator pracuje przez pewien czas ssąco, a po otwarciu drzwi wentylator przełącza się na działanie tłoczące, wówczas

$$Q = \frac{2 \cdot V + s \cdot L + 4{,}8 \cdot \sqrt{A \cdot L \cdot S}}{t} \tag{77}$$

gdzie V oznacza objętość wyrobiska za tamą.

W dwóch ostatnich przypadkach z ogólnego czasu t czas przewietrzania ssącego t_s oblicza się za pomocą wzorów:
przy braku tamy

$$t_s = \frac{150 + s \cdot L}{Q} \text{ min} \tag{78}$$

przy zamkniętej tamie

$$t_s = \frac{2 \cdot V + s \cdot L}{Q} \quad \text{min} \tag{79}$$

Ilości powietrza obliczone za pomocą wzorów (74) do (79) powinno się zwiększyć odpowiednio do strat powietrza wskutek nieszczelności lutni.

Po doprowadzeniu koncentracji CO do 0,02% załoga może powrócić do przodku. Ponieważ jednak koncentracja taka jest niedopuszczalna przy normalnym wykonywaniu robót, przeto przepisy ZSRR wymagają, ażeby przez dalsze dwie godziny przodek był intensywnie przewietrzany.

15.3. Obliczenie ilości powietrza na podstawie liczby zatrudnionych ludzi

Przepisy górnicze różnych krajów uzależniają z zasady potrzebną dla kopalń ilość powietrza od największej liczby pracowników równocześnie zatrudnionych na dole (tablica 22).

Tablica 22

Najmniejsze wymagane ilości powietrza q m³/min na człowieka

Kraj	Kopalnie	q, m³/min	Uwagi
Czechosłowacja	gazowe (węgla brunatnego)	6 ÷ 10	zależnie od ilości CH_4
Stany Zjednoczone	niegazowe	2,83 ÷ 4,25	ilość powietrza w każdym rozgałęzieniu nie może być mniejsza od 280 m³/min
	gazowe	5,7	
Niemcy	Zagłębie Ruhry	3	
ZSRR	niegazowe	3	w polu
Australia	rudy	2	
	węgla	2,83	
Anglia	niegazowe	0,57	
Polska	niegazowe	2	w miejscu pracy
	gazowe	3	
	wszystkie kopalnie	3	powietrze wchodzące do rejonu przy głębokości < 400 m
	wszystkie kopalnie	4	przy głębokości > 400 m

Największą liczbę pracowników równocześnie zatrudnionych na dole przyjmuje się na podstawie obsady najliczniejszej zmiany wydobywczej. Obsada ta w warunkach kopalń polskich stanowi około połowy wszystkich pracowników zatrudnionych na dole kopalni.

Jeżeli:

q — wymagana norma ilości powietrza na 1 człowieka, m³/min,

n_c — największa liczba pracowników znajdujących się jednocześnie w kopalni,

l_c — liczba lokomotyw spalinowych kursujących równocześnie w kopalni,

k_c — liczba koni,
k — współczynnik ucieczek powietrza,
jeżeli poza tym zapotrzebowanie powietrza na konia jest 4 razy większe niż na człowieka, a na lokomotywę 25 razy większe, otrzyma się potrzebną ilość powietrza dla kopalni

$$Q = k \cdot q \cdot (n_c + 25\, l_c + 4\, k_c) \tag{80}$$

Jakkolwiek ten sposób obliczenia jest bardzo prosty, to jednak jest on najmniej uzasadniony, gdyż główną przyczyną psucia się powietrza w kopalni nie jest oddychanie ludzi, lecz procesy utleniania węgla, gnicia obudowy itp. Poza tym z coraz szerszym stosowaniem mechanizacji liczba ludzi w kopalniach zmniejsza się, co w myśl przepisów powinno prowadzić do zmniejszenia potrzebnej ilości powietrza. Wniosek taki — naturalnie — jest fałszywy.

W praktyce ilość powietrza wchodzącego do kopalni jest na ogół znacznie większa od ilości ustalonej najniższymi normami i w kopalniach rud dochodzi czasami do $q = 15 \div 20$ m³/min, w gazowych kopalniach węgla do $q = 20 \div 40$ m³/min i człowieka. W Polskim Zagłębiu Węglowym (1955) przeciętnie $q = 5{,}3$ m³/min.

Przy projektowaniu przewietrzania kopalni należy przyjmować wyższe wartości q, aniżeli wynikałoby to z tabl. 22. Polska norma resortowa (z roku 1959) przewiduje przy projektowaniu ilości powietrza dla całej kopalni Q m³/min obliczanie jej według wzoru

$$Q = q_a \cdot (n_c + 25\, l_c + 4\, k_c) \tag{80a}$$

przy czym wartości q_a podane są w tablicy 23 (przyjmując te wartości nie uwzględnia się współczynnika strat k).

Tablica 23

Wymagane przy projektowaniu przewietrzania kopalni ilości powietrza q_a m³/min na 1 człowieka i q_b m³/min na 1 tonę wydobycia według polskiej normy projektowej (1959)

Rodzaj kopalni	Wartości współczynników, m³/min	
	q_a	q_b
Kopalnia niegazowa głębokości $H < 400$ m	$7 \div 10$	$1{,}2 \div 1{,}7$
Kopalnia niegazowa głębokości $H > 400$ m Kopalnia gazowa z pokładami słabo gazowymi lub kopalnia częściowo gazowa .	$9 \div 12$	$1{,}7 \div 2{,}5$
Kopalnia gazowa z pokładami średnio lub silnie gazowymi	$11 \div 15$	$2{,}5 \div 3{,}7$

Przy projektowaniu ilości powietrza dla rejonu wentylacyjnego Q_r m³/min według tejże normy oblicza się tę ilość z wzoru

$$Q_r = q_r \cdot (n_r + 25\, l_r + 4\, k_r) \tag{80b}$$

gdzie
q_r — wymagana ilość powietrza na jednego człowieka, m³/min,
n_r — liczba ludzi znajdujących się w danym rejonie wentylacyjnym,
l_r — liczba lokomotyw spalinowych kursujących jednocześnie w danym rejonie wentylacyjnym,
k_r — liczba koni w danym rejonie wentylacyjnym.

Wartości współczynnika q_r wynoszą zgodnie z normą w zależności od rodzaju rejonu wentylacyjnego:

rejon wentylacyjny z pokładami niegazowymi na głębokości $H < 400$ m	$q_r = 3{,}5$ m³/min
rejon wentylacyjny z pokładami niegazowymi na głębokości $H > 400$ m	$q_r = 4{,}5$ m³/min
rejon wentylacyjny z pokładami gazowymi na głębokości $H < 400$ m	$q_r = 5{,}0$ m³/min
rejon wentylacyjny z pokładami gazowymi na głębokości $H > 400$ m	$q_r = 5{,}5$ m³/min

15.4. Obliczenie ilości powietrza na podstawie wydobycia kopalni

Bardziej prawidłowe jest obliczenie ilości powietrza na podstawie wydobycia kopalni. Ten sposób obliczania oparty jest na założeniu, że ilość wydzielających się w kopalni gazów jest proporcjonalna do wydobycia. Opierając się na tym otrzyma się potrzebną ilość powietrza z wzoru

$$Q = k \cdot q_1 \cdot T \qquad (81)$$

gdzie

q_1 — najniższa dopuszczalna ilość powietrza na 1 tonę wydobycia na dobę,

T — wydobycie kopalni na dobę,

k — współczynnik ucieczek powietrza.

Przepisy czeskie dla gazowych kopalń węgla brunatnego wymagają, aby q_1 wynosiło 2 m³/min.

Przepisy ZSRR uzależniają ilość powietrza przypadającą na 1 tonę wydobycia na dobę od ilości wydzielającego się CO_2 lub CH_4 na jedną tonę wydobycia, a mianowicie:

dla kopalń niegazowych:

q_{CO_2} = do 5 m³/t	$q_1 = 0{,}75$ m³/min
q_{CO_2} = 5 do 10 m³/t	$q_1 = 1{,}25$ m³/min
q_{CO_2} = 10 do 15 m³/t	$q_1 = 1{,}50$ m³/min

dla kopalń gazowych kategorii:

kat. I — q_{CH_4} = do 5 m³/t	$q_1 = 1{,}00$ m³/min
kat. II — q_{CH_4} = 5 do 10 m³/t	$q_1 = 1{,}25$ m³/min
kat. III — q_{CH_4} = 10 do 15 m³/t	$q_1 = 1{,}50$ m³/min

Przy projektowaniu przewietrzania naszych kopalń norma resortowa przewiduje obliczanie ilości powietrza Q m³/min dla całej kopalni ze względu na wysokość wydobycia T (ton na dobę) według wzoru

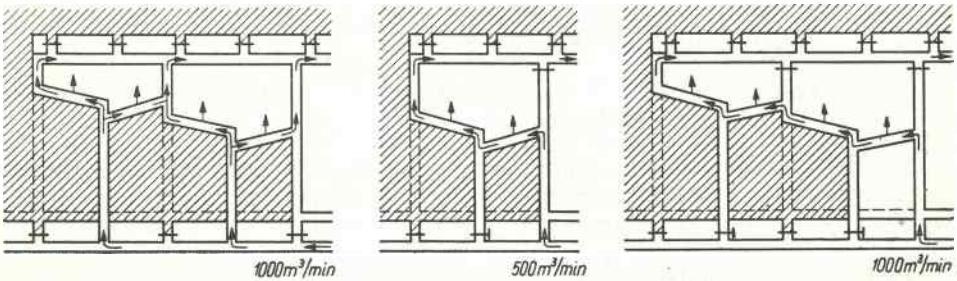
$$Q = q_b \cdot T \qquad (81a)$$

przy czym wymagane ilości powietrza q_b w m³/min na jedną tonę wydobycia dobowego podaje tablica 23.

15.5. Uwzględnienie cieplnych warunków pracy

Jeżeli w projektowanej kopalni spodziewane są niekorzystne warunki cieplne wskutek dużej głębokości robót (np. powyżej 700 m) lub własności skał (łatwo utleniające się węgle, rury siarczkowe itp.), należy dążyć do możliwego zwiększenia ilości powietrza.

Polepszenie cieplnych warunków pracy w przodkach może być osiągnięte, jak to wynika z wzorów (29) do (32), przez odpowiednią zmianę prędkości v, a tym samym przez doprowadzenie odpowiedniej ilości powietrza do przodków. Często zmiana taka może nawet nie wywierać większego wpływu na ogólną ilość powietrza doprowadzanego do kopalń. Tak np. odpowiednie rozgałęzienie prądu powietrza w polach umożliwia w wielu przypadkach (rys. 81) przewietrzanie każdego nawet przodku niezależnym prądem świeżego powietrza. Taki sposób przewietrzania ma jednak tę wadę, że prędkości powietrza mogą tu być za małe, wskutek czego może być niewystarczające chłodzące działanie prądu



Rys. 81 *(z lewej)*. Sposób przewietrzania przodków eksploatacyjnych niezależnymi prądami powietrza

Rys. 82 (w środku). Sposób przewietrzania przodków eksploatacyjnych jednym prądem powietrza

Rys. 83 *(z prawej)*. Sposób przewietrzania przodków eksploatacyjnych jednym prądem powietrza

(mała ilość katastopni, gorąco), a zatem mała wydajność robotników. W takich przypadkach często można poprawić warunki pracy przez przewietrzanie kilku przodków jednym prądem (rys. 82 i 83); powietrze będzie tu wprawdzie mniej czyste, jednak większa będzie jego prędkość, a tym samym i silniejsze działanie chłodzące.

Górnicze przepisy bezpieczeństwa przewidują, jaka największa liczba ludzi może być zatrudniona w jednym prądzie. Tak np. przepisy obowiązujące przed wojną na Górnym Śląsku przewidywały maksimum 100 ludzi w kopalni niegazowej i 80 w gazowej; przepisy w Zagłębiu Dąbrowskim — 150 w niegazowych i 100 w gazowych; w rejonie OUG Kraków — kopalnie gazowe I klasy 100 ludzi, II klasy 70. Nowe przepisy polskie dopuszczają 130 ludzi w kopalniach niegazowych i 100 ludzi w gazowych w jednym prądzie.

15.6. Przykład obliczenia potrzebnej ilości powietrza oraz przekroju głównych dróg powietrznych

Kopalnia zamierza przejść z eksploatacją na poziom głębokości 340 m. Należy obliczyć potrzebną ilość powietrza oraz przekroje głównych dróg powietrznych dla następujących warunków:

wydobycie kopalni, T	2000	t/dobę
największa obsada, n_c	350	ludzi
liczba koni, k_c	10	koni
zużycie materiałów wybuchowych, a	80	g/tonę
rozchód materiałów wybuchowych w okresie najintensywniejszego strzelania, m . . .	40%	(całej ilości)
czas przewietrzania przodku po strzałach, t	15	min
współczynnik przeliczania na CO dla amonowo - saletrzanych materiałów wybuchowych, b	40	l/kg
ilość wydzielającego się CO_2, q_{CO_2}	9	m³/dobę
ilość wydzielającego się CH_4, q_{CH_4}	6	m³/dobę
współczynnik respiracyjny kopalni, RQ	0,45	
współczynnik uwzględniający ucieczki powietrza, k . . .	2	

Powietrze wchodzi do kopalni jednym szybem wydobywczym i przecznicą, wychodzi również przecznicą i szybem wentylacyjnym; pokład jest wybierany systemem ścianowym poprzecznym (system Y) z podsadzką płynną;

Obliczenie na podstawie zawartości tlenu

Zawartość O_2 w powietrzu wchodzącym, $n_1 = 21\%$
Dopuszczalna zawartość O_2 w przodku, $n_2 = 19\%$

$$Q = \frac{2}{14{,}4} \cdot \frac{9 \cdot 2000}{0{,}45 \cdot (21 - 19)} = 2780 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{(patrz 71)}$$

Obliczenie na podstawie zawartości CO_2

Zawartość CO_2 w powietrzu wchodzącym, $n = 0{,}04\%$
Dopuszczalna zawartość CO_2 w przodkach, $n_2 = 1\%$

$$Q = \frac{2}{14{,}4} \cdot \frac{9 \cdot 2000}{1 - 0{,}04} = 2600 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{(patrz 72)}$$

Obliczenie na podstawie zawartości CH_4

$$Q = 0{,}15 \cdot 6 \cdot 2000 = 1800 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{(patrz 72}a\text{)}$$

Obliczenie na podstawie zużycia materiałów wybuchowych

$$Q = \frac{2}{20\,000} \cdot \frac{80 \cdot 2000 \cdot 40 \cdot 40}{15} = 1710 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{(patrz 73)}$$

Obliczenie na podstawie liczby zatrudnionych ludzi

Dla kopalni gazowej

$$Q = 10 \cdot (350 + 4 \cdot 10) = 3900 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{(patrz 80}a\text{)}$$

Obliczenie na podstawie wydobycia

Dla kopalni gazowej

$$Q = 2{,}5 \cdot 2000 = 5000 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{(patrz 81 } a\text{)}$$

Przyjęto ostatecznie ilość powietrza wchodzącego

$$Q = 5000 \text{ m}^3/\text{min},$$

Cieplne warunki pracy

Z całkowitej ilości doprowadzonego powietrza (5000 m³/min) przynajmniej 50%, a więc 2500 m³/min, ma dopływać do przodków.

Przy zastosowanym systemie wybierania wydobycie z robót przygotowawczych wynosi 8% ogólnego wydobycia kopalni; na roboty eksploatacyjne przypada więc $0{,}92 \cdot 2000 = 1840$ t/dobę. Przy pracy na dwie zmiany wydobycie to może być uzyskane z 8 ścian lub z 4 ścian podwójnych.

Przyjmując, że na każdą tonę wydobycia z robót przygotowawczych przypada 2,5 razy więcej powietrza aniżeli na tonę z robót eksploatacyjnych, tzn. że 20% ogólnej ilości powietrza płynie do robót przygotowawczych, otrzyma się ilość powietrza w przodkach eksploatacyjnych $0{,}80 \cdot 2500 = 2000$ m³/min, a więc na 1 ścianę wypada $2000 : 8 = 250$ m³/min.

Rozprowadzenie tego powietrza możliwe jest jednym ze sposobów pokazanych na rys. 81, 82 i 83. W pierwszym przypadku wzdłuż każdego z przodków płynie 250 m³/min powietrza, w drugim 500 i w trzecim 1000 m³/min.

Jeżeli chodzi o temperaturę powietrza w wyrobiskach, to najlepiej jest opierać się na jej bezpośrednich pomiarach. W przypadku projektowania można ją w przybliżeniu obliczyć na podstawie podanych wyżej wzorów.

Jak wiadomo, w kopalni dużej w najbardziej odległych przodkach (około 1000 m szybu) temperatura powietrza jest w przybliżeniu taka sama jak i skał. Przy głębokości eksploatacji 340 m od powierzchni temperatura ta wynosi (23)

$$t = t_0 = 7{,}5 + \frac{340 - 25}{35} = 16{,}5 \text{ °C}$$

Przy wilgotności względnej powietrza $\varphi = 95\%$ termometr wilgotny wykaże [wypośrodkowano na podstawie wzoru (9)]

$$t' = 16 \text{ °C}$$

Do obliczenia natężenia chłodzenia potrzebna jest jeszcze prędkość prądu powietrza wzdłuż przodków. Prędkość ta może być obliczona z ilości przepływającego powietrza oraz przekroju przepływu. Gdy grubość wybieranej warstwy wynosi 3 m, najmniejsza odległość tamy podsadzkowej od przodku 2,5 m, największa odległość 10 m, wówczas przekrój przepływu zmienia się od 7,5 do 30 m². Dla takich warunków można na podstawie wzoru (30 *a* i 30 *b*) obliczyć natężenie chłodzenia:

Sposób przewietrzania	Ilość powietrza w przodku m³/min	Prędkość powietrza		Natężenie chłodzenia w katastopniach wilgotnych		
		maks	min	maks	min	średnio
1. Według rys. 81	250	0,55	0,14	21,1	16,0	18,5
2. Według rys. 82	500	1,11	0,28	24,8	18,2	21,5
3. Według rys. 83	1000	2,22	0,56	30,5	21,1	25,8

Wszystkie te trzy sposoby przewietrzania są dopuszczalne z punktu widzenia prędkości powietrza, jeżeli jednak chodzi o cieplne warunki pracy (najkorzystniejsza norma 18 do 25 katastopni wilgotnych) najkorzystniejszy jest sposób drugi. Odnosić się to będzie do przodków najbardziej odległych od szybów. W miarę zbliżania się z eksploatacją do szybu, a tym samym obniżania się temperatury w przodkach, może stać się bardziej korzystny sposób 1. Po przejściu z eksploatacją na głębsze poziomy najkorzystniejszy może się okazać sposób 3.

Przekrój poprzeczny szybu wdechowego i głównej przecznicy.

Przyjmując dopuszczalną prędkość powietrza $v = 6$ m/sek otrzyma się z wzoru (41)

$$S = \frac{5000}{60 \cdot 6} = 14 \text{ m}^2$$

Przekrój poprzeczny szybu wydechowego.

Jeżeli regularny zjazd i wyjazd ludzi nie odbywa się szybem wydechowym, można przyjąć $v = 9$ m/sek, a wtedy

$$S = \frac{5000}{60 \cdot 9} = 9{,}3 \text{ m}^2$$

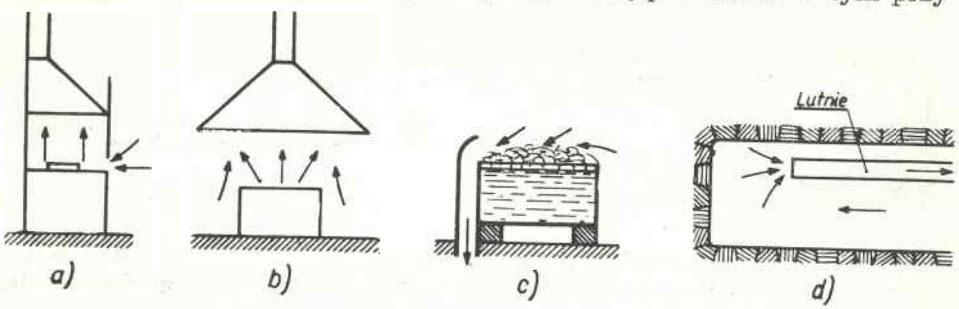
B. RUCH POWIETRZA W KOPALNI

Aby kopalnia mogła być prawidłowo przewietrzana, powietrze musi stale przepływać przez wszystkie czynne wyrobiska. W celu umożliwienia ciągłego ruchu i stałej wymiany zużytego powietrza przez świeże, *kopalnia powinna mieć co najmniej dwa połączenia z powierzchnią.* Jest to warunek stawiany przez przepisy górnicze wszystkich krajów. Przez jedno z tych połączeń wchodzi do kopalni świeże powietrze, przez drugie wychodzi zużyte.

Szyb, którym świeże powietrze wchodzi do kopalni, nazywa się *wdechowym* lub *wciągającym*; szyb zaś, którym wychodzi zużyte powietrze z kopalni — *wydechowym* lub *wyciągającym*. Szyb, w którym umieszczony jest wentylator, nosi nazwę *wentylacyjnego* lub *powietrznego*.

Przewietrzanie może być ssące, tzn. odprowadzające zanieczyszczone powietrze, lub tłoczące, tj. doprowadzające powietrze świeże.

Przewietrzanie ssące. Najbardziej skuteczne jest odprowadzanie zanieczyszczeń w miejscu ich powstawania, zanim zdążą one rozprzestrzenić się w wyrobisku i zmieszać się z większą ilością powietrza. W tym przy-



Rys. 84. Lokalna wentylacja ssąca

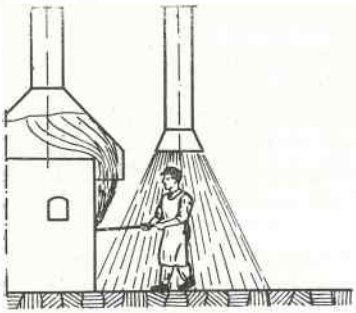
padku można usunąć szkodliwe domieszki w najbardziej skoncentrowanym ich stanie przy najmniejszej ilości dopływającego powietrza czystego. Taki sposób przewietrzania nosi nazwę *lokalnej wentylacji ssącej*. Tym sposobem przewietrza się digestoria w pracowniach i zakładach na powierzchni (rys. 84 *a*); odprowadza się szkodliwe gazy w miejscu ich powstawania za pomocą kaptura (rys. 84 *b*) lub też przez burtę (rys. 84 *c*). Na dole w kopalni sposób ten stosowany jest np. do przewietrzania przodków roboczych po strzałach (rys. 84 *d*).

Jeżeli lokalne przewietrzanie ssące pod ziemią jest niemożliwe lub niecelowe stosuje się *ogólną wentylację ssącą*. Ten sposób przewietrzania jest bardzo rozpowszechniony w kopalniach. Odprowadzanie zanieczyszczonego powietrza dokonuje się z tych miejsc pomieszczenia lub wyrobiska, gdzie koncentracja zanieczyszczeń jest największa. Na przykład

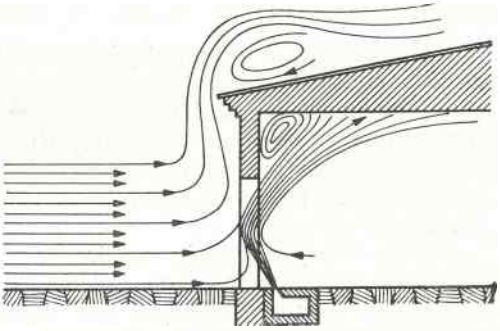
jeżeli zanieczyszczenia stanowią gazy lżejsze od powietrza (CH_4), które mają tendencję wznoszenia się do góry, odprowadzenia dokonuje się z poziomów górnych; w przypadku zanieczyszczeń gazami cięższymi od powietrza (CO_2) — odprowadza się je z poziomów dolnych.

Przewietrzanie tłoczące. Może być ono również *ogólne* i *lokalne.*

Zadaniem przewietrzania ogólnego jest doprowadzenie czystego powietrza przede wszystkim do miejsc pracy, w których znajduje się większa liczba robotników.

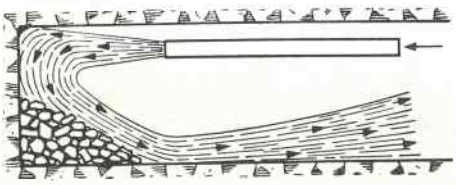


Rys. 85. Tusz powietrzny



Rys. 86. Zasłona powietrzna

Przewietrzanie lokalne stwarza odpowiednie warunki atmosferyczne w ograniczonej tylko przestrzeni, przeprowadza się je bądź to za pomocą tuszów powietrznych, kierowanych bezpośrednio na człowieka (rys. 85), bądź też za pomocą zasłon powietrznych (rys. 86). Zasłony powietrzne



Rys. 87. Lokalna wentylacja tłocząca w przodku chodnika

urządza się np. przy wejściu do zakładów przemysłowych. W chłodne dni chronią one przed przenikaniem zimnego powietrza do pomieszczenia. Na rys. 87 pokazano lokalną wentylację tłoczącą w przodku chodnika.

Przewietrzanie nazywa się *mechanicznym* lub też *sztucznym,* jeżeli do odprowadzenia lub doprowadzenia powietrza stosuje się wentylatory. Jeżeli ruch powietrza odbywa się wskutek działania czynników naturalnych, np. ciepła, wiatru itp., przewietrzanie nazywa się *naturalnym.*

1. RÓWNANIE RUCHU PŁYNÓW W PRZEWODZIE

Równanie różniczkowe określające ruch płynów (gazów i cieczy) w przewodach ma postać następującą

$$\frac{dz}{ds} + \frac{1}{\gamma} \cdot \frac{dp}{ds} + \frac{d\left(\frac{v^2}{2g}\right)}{ds} + i = 0 \qquad (82)$$

gdzie

z — rzędna osi przewodu, m,
s — długość przewodu, m,
p — ciśnienie, kG/m^2,
γ — ciężar właściwy 1 m^3 płynu, kG/m^3,
v — prędkość przepływu, m/sek,
i — spadek hydrauliczny (strata naporu w metrach słupa płynu na jednostkę długości przewodu).

1.1. Ruch płynów nieściśliwych

W przypadku płynów nieściśliwych, do których mogą być zaliczone ciecze, $\gamma = \text{const}$. Jeżeli płyn przepływa między punktami *1* i *2* przewodu (rys. 88), to po scałkowaniu równania (82) otrzyma się równanie Bernoulli'ego

$$z_2 - z_1 + \frac{p_2 - p_1}{\gamma} + \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g} + W_{12} = 0 \tag{83}$$

gdzie

$W_{12} = \int_1^2 i\,ds$ — suma wysokości oporów ruchu (strata naporu, depresja) w przewodzie pomiędzy punktami *1* i *2*,

$\frac{p}{\gamma}$ — wysokość słupa płynu równoważąca ciśnienie panujące w danym punkcie, m,

$\frac{v^2}{2g}$ — wysokość słupa płynu równoważąca prędkość panującą w danym punkcie, m.

Równanie to przedstawia się zwykle w postaci

$$z_1 + \frac{p_1}{\gamma} + \frac{v_1^2}{2g} = z_2 + \frac{p_2}{\gamma} + \frac{v_2^2}{2g} + W_{12} \tag{84}$$

Każdy z wyrazów tego równania wyrażony jest w metrach słupa płynu, a więc przedstawia energię w kGm w *odniesieniu* do 1 kG *płynu*

$$\left(\frac{\text{kG} \cdot m}{\text{kG}} = \text{m}\right)$$

Tym samym równanie (84) wyraża zasadę zachowania energii.

Suma $z + \frac{p}{\gamma}$, która w hydrostatyce ($v = 0$, $W = 0$) podaje cały napór, jest tu tylko częścią naporu i stanowi tzw. *napór* (ciśnienie) *statyczny*. Wyraz $\frac{v^2}{2g}$ oznacza *napór dynamiczny*. Suma tych naporów $\left(z + \frac{p}{\gamma} + \frac{v^2}{2g}\right)$ daje *napór całkowity*.

Różnica naporów statycznych w początkowym *1* i końcowym *2* punkcie odcinka *1-2* przewodu

$$H_{st_{12}} = \left(z_1 + \frac{p_1}{\gamma}\right) - \left(z_2 + \frac{p_2}{\gamma}\right) \tag{85}$$

może być zmierzona przez umieszczenie rurek statycznych w punktach *1* i *2* i połączenie ich z manometrem lub mikromanometrem. Różnica ta nosi nazwę *depresji statycznej*.

Różnica naporów dynamicznych w początkowym i końcowym punkcie wynosi

$$H_{d_{12}} = \frac{v_1^2}{2g} - \frac{v_2^2}{2g} \tag{86}$$

i nosi nazwę *depresji dynamicznej.*

Różnica całkowitych naporów w początkowym i końcowym punkcie odcinka *1-2* przewodu

$$H_{12} = \left(z_1 + \frac{p_1}{\gamma} + \frac{v_1^2}{2g}\right) - \left(z_2 + \frac{p_2}{\gamma} + \frac{v_2^2}{2g}\right) \tag{87}$$

nosi nazwę *depresji całkowitej.*

Tak więc

$$H_{12} = H_{st_{12}} + H_{d_{12}} \tag{88}$$

depresja całkowita jest równa sumie depresji statycznej i dynamicznej.

Może ona być zmierzona za pomocą rurek Pitota, umieszczonych w punktach *1* i *2* i połączonych z manometrem.

Dla przypadku przedstawionego na rys. 88, jak to wynika z równań (84) i (87).

$$H_{12} = W_{12} \tag{89}$$

a więc depresja całkowita H_{12} jest równa wysokości oporów ruchu w przewodzie W_{12} między punktami *1* i *2*. Twierdzenie to jest słuszne tylko w tym przypadku, gdy między punktami *1* i *2* nie ma źródła wytwarzającego depresję (np. pompy lub wentylatora).

1.2. Ruch płynów ściśliwych

Dla przypadku gazów (powietrza), a więc płynów ściśliwych $\gamma = f(p)$, po scałkowaniu równania (82) otrzymuje się

$$z_2 - z_1 + \int_1^2 \frac{dp}{\gamma} + \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g} + W_{12} = 0 \tag{90}$$

W przypadku gdy między punktami *1* i *2* nie ma źródła depresji, *depresja całkowita* jest równa W_{12}, a więc

$$H_{12} = W_{12} = \left(z_1 - z_2 - \int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right) + \left(\frac{v_1^2 - v_2^2}{2g}\right) = H_{st_{12}} + H_{d_{12}} \tag{91}$$

gdzie *depresja statyczna*

$$H_{st_{12}} = z_1 - z_2 - \int_1^2 \frac{dp}{\gamma} \tag{92}$$

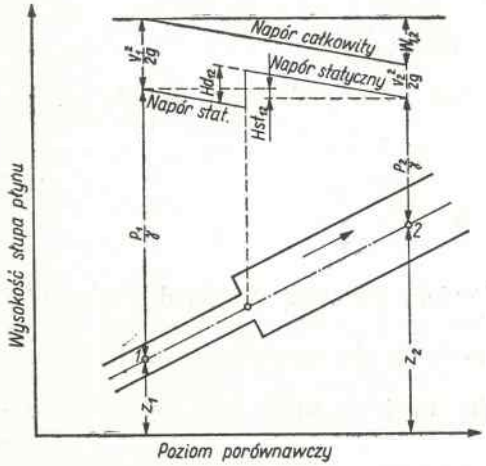
depresja dynamiczna jak (86)

$$H_{d_{12}} = \frac{v_1^2}{2g} - \frac{v_2^2}{2g} \tag{93}$$

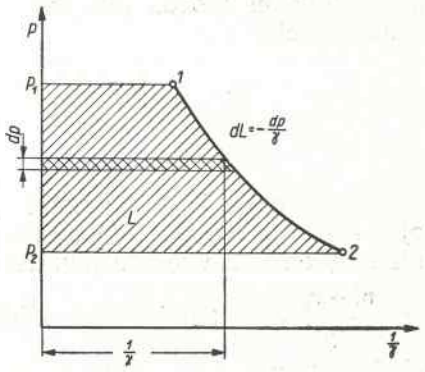
Przy ruchu gazów całka

$$\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}$$

może być rozwiązana tylko wtedy, gdy znana jest zależność funkcyjna między p i γ, czyli rodzaj przemiany termodynamicznej, zachodzącej w czasie ruchu gazu. Jak podano w rozdziale o temperaturze powietrza, zależność p i γ może być przedstawiona w postaci krzywej na wykresie pracy (Clapeyron), w którym (rys. 89) na osi odciętych odmierza się odwrotność γ (objętość w m^3 1 kG gazu), na osi zaś rzędnych — p.



Rys. 88. Wykres naporu przy ruchu cieczy w przewodzie



Rys. 89. Termodynamiczny wykres pracy

Przyjmując, że przewód *1—2* jest wznoszący się ($dp < 0$), powierzchnia elementarnego paska jest

$$dL = -\frac{dp}{\gamma}$$

Cała powierzchnia zakreskowana

$$L = -\int_1^2 \frac{dp}{\gamma} \qquad (94)$$

wyraża pracę techniczną, potrzebną dla przeprowadzenia 1 kG gazu ze stanu *1* do *2*.

Nawet przy ściśle określonych wielkościach ciśnienia p_1 i p_2 wielkość pracy technicznej L będzie zależała od kształtu krzywej *1-2*, a więc od rodzaju przemiany termodynamicznej (rys. 31).

Wielkości ciśnienia p i ciężaru właściwego powietrza γ, jakie występują przy przewietrzaniu kopalń, zmieniają się w stosunkowo bardzo wąskich granicach, przy których każda politropa bardzo mało różni się od linii prostej. Mając na wykresie pracy dwa punkty *1* i *2*, między którymi przemiana odbywa się według ściśle określonej politropy, można dla uproszczenia łączyć je z sobą linią prostą.

Jeżeli na pewnym odcinku przemiana odbywa się według określonej politropy, można łatwo określić wykładnik m tej politropy (wzór 15) na podstawie pomiarów temperatury i ciśnienia w początkowym i końcowym punkcie przewodu. Mianowicie z wzorów (16) i (15) otrzymuje się

$$m = \frac{\lg p_2 - \lg p_1}{(\lg p_2 - \lg p_1) - (\lg T_2 - \lg T_1)} \tag{95}$$

Naturalnie, że zamiast stosunku $\frac{p_2}{p_1}$ można operować stosunkiem ciśnień barometrycznych $\frac{b_2}{b_1}$, a więc

$$\lg p_2 - \lg p_1 = \lg b_2 - \lg b_1$$

Wykładnik m można obliczyć również i na podstawie innego wzoru, a mianowicie

$$m = \frac{1}{1 - R \cdot \frac{T_2 - T_1}{z_1 - z_2}} \tag{96}$$

Opory ruchu W_{12} są zawsze wielkością dodatnią. Jeżeli dla wielkości tej otrzymuje się wartość ujemną, jest to dowodem, że kierunek ruchu jest odwrotny, a więc od punktu *2* do *1*. Co się tyczy depresji dynamicznej $\frac{v_1^2 - v_2^2}{2g}$, to zależnie od wielkości v_1 i v_2 może ona być dodatnią jak i ujemną.

W tym pierwszym przypadku ($H_d > 0$) depresja dynamiczna przy bardzo dużej prędkości v_1 może być nawet większa od depresji całkowitej ($H_d > H$), a wobec tego, jak to wynika z wzoru (88), mogą zachodzić przypadki, kiedy depresja statyczna H_{st} będzie miała wartość ujemną. W warunkach takich ruch powietrza będzie się odbywał nie przy malejącym, lecz przy wzrastającym ciśnieniu statycznym.

W przewodach o znacznej długości wartość depresji dynamicznej stanowi zwykle tylko niedużą część depresji całkowitej, a wskutek tego dla kopalni jako całości wartość depresji statycznej jest zwykle dodatnia (ruch powietrza w kierunku malejącego ciśnienia). Wzrost ciśnienia statycznego obserwuje się tylko w punktach nagłego rozszerzenia przekroju przepływu (rys. 88).

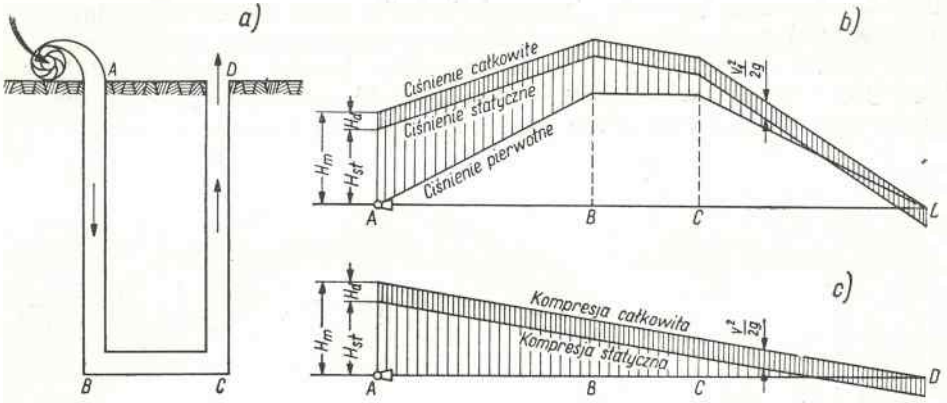
2. RUCH POWIETRZA POD WPŁYWEM DEPRESJI WYTWORZONEJ MECHANICZNIE

2.1. Depresja wentylatora

Przy mechanicznym przewietrzaniu kopalni za pomocą wentylatora może on być umieszczony na powierzchni przy szybie wdechowym (przewietrzanie tłoczące) lub przy szybie wydechowym (przewietrzanie ssące) lub też na dole w kopalni.

2.1.1. Przewietrzanie tłoczące

W przypadku umieszczenia wentylatora na powierzchni przy szybie wdechowym powietrze jest zasysane z atmosfery zewnętrznej i tłoczone do kopalni (rys. 90). Powoduje to wzrost ciśnienia powietrza na dole w porównaniu z ciśnieniem pierwotnym (przed uruchomieniem wentylatora), jak to pokazano na rys. 90 b.



Rys. 90. Przewietrzanie tłoczące

Sprowadzając pierwotne ciśnienie na drodze powietrza przez kopalnię $A - B - C - D$ do linii poziomej (rys. 90 c), otrzymuje się wykres *kompresji* w różnych punktach kopalni. Z wykresu tego wynika, że całkowita kompresja mechaniczna H_m wytwarzana przez wentylator jest wyższa od kompresji statycznej H_{st} i równa się sumie tej ostatniej oraz kompresji dynamicznej H_d (86). Ponieważ

$$H_d = \frac{v_1^2}{2g} - \frac{v_2^2}{2g}$$

gdzie

v_1 — prędkość powietrza w początkowym punkcie przewodu (za wentylatorem),

v_2 — prędkość w punkcie końcowym, gdzie powietrze wchodzi do atmosfery zewnętrznej, $v_2 = 0$,

wobec czego kompresja dynamiczna wynosi

$$H_d = \frac{v_1^2}{2g}$$

Tak więc całkowita kompresja mechaniczna wentylatora, a więc praca zużyta przezeń na przeprowadzenie przez kopalnię 1 kg powietrza, wynosi

$$H_m = H_{st} + H_d = H_{st} + \frac{v_1^2}{2g} \tag{97}$$

2.1.2. Przewietrzanie ssące

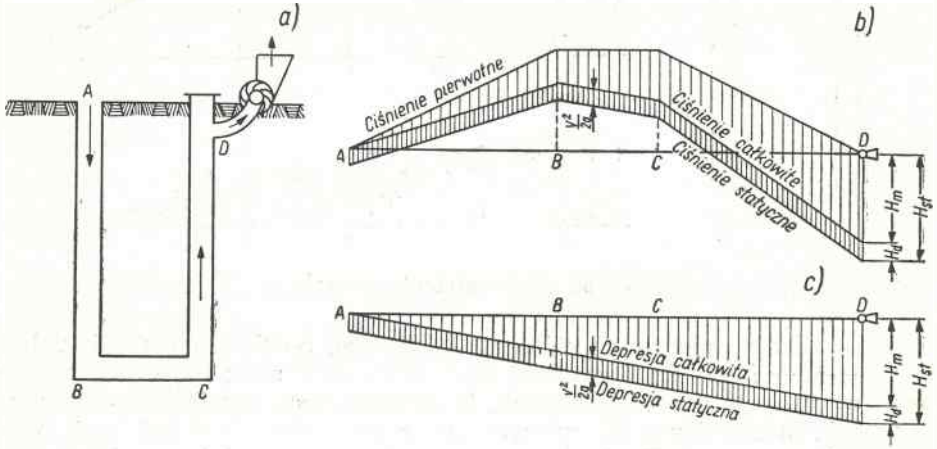
Jeżeli wentylator umieszczony jest w szybie wydechowym (rys. 91), powietrze jest ssane z kopalni, wskutek czego zmniejsza się ciśnienie powietrza na dole w porównaniu z ciśnieniem pierwotnym (rys. 91 b),

w różnych zaś punktach kopalni panuje depresja (rys. 91 c). Jak wynika z tego wykresu, całkowita depresja H_m wytworzona przez wentylator jest w danym przypadku mniejsza od depresji statycznej H_{st} i wynosi

$$H_m = H_{st} - H_d = H_{st} - \frac{v_2^2}{2g} \tag{98}$$

Spowodowane jest to tym, że powietrze wchodzi do kopalni z atmosfery zewnętrznej ($v_1 = 0$) i w punkcie końcowym (przed wentylatorem) ma prędkość v_2, a wobec tego depresja dynamiczna jest tu ujemna (86).

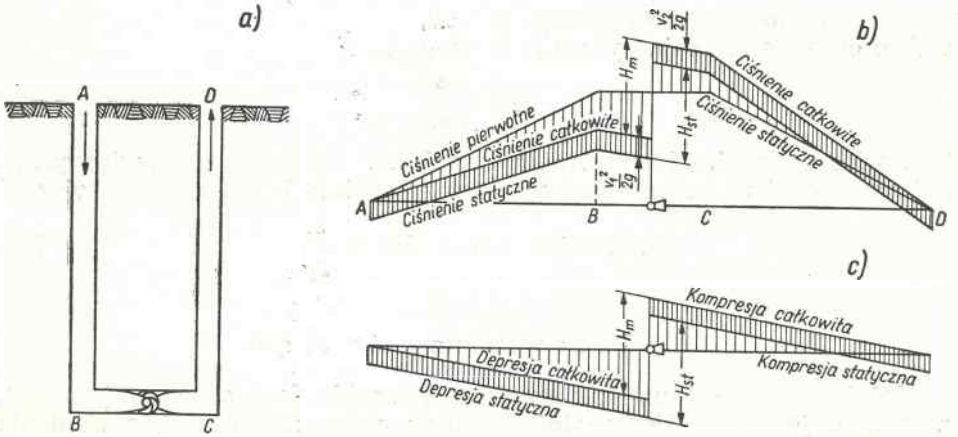
Uwaga. W praktyce przy obliczeniach bardzo często popełnia się błąd, gdy przy przewietrzaniu ssącym wartość całkowitej depresji wentylatora przyjmuje się za sumę depresji statycznej i dynamicznej.



Rys. 91. Przewietrzanie ssące

2.1.3. Przewietrzanie za pomocą wentylatora podziemnego

Gdy wentylator umieszczony jest pod ziemią (rys. 92), wówczas w części podziemia kopalni przed wentylatorem panuje depresja, za wen-



Rys. 92. Przewietrzanie za pomocą wentylatora podziemnego

tylatorem zaś — kompresja. Całkowita depresja wentylatora wynosi w danym razie

$$H_m = H_{st} + H_d = H_{st} - \frac{v_1^2 - v_2^2}{2g} \tag{99}$$

gdzie

v_1 — prędkość powietrza przed wentylatorem,

v_2 — prędkość powietrza za wentylatorem.

Gdy prędkość powietrza w przewodzie jest stosunkowo nieduża, depresja dynamiczna ma wartość bardzo małą w porównaniu z depresją statyczną. Tak np. przy prędkości $v = 6$ m/sek otrzymuje się $H_d = \frac{v^2}{2g} \cdot \frac{36}{2 \cdot 9{,}81} = 1{,}8$ m sł. powietrza, gdy tymczasem wielkość statycznej depresji wentylatora wynosi w warunkach kopalnianych kilkadziesiąt lub nawet kilkaset m sł. powietrza. W takich przypadkach można nie uwzględniać depresji dynamicznej i przyjmować

$$H_m = H_{st}$$

Przy dużych prędkościach powietrza, jak to się czasami zdarza w kanałach wentylacyjnych, przyjęcie takie jest niedopuszczalne.

2.2. Termodynamiczny wykres statycznej depresji wentylatora

Przyjmuje się, że wykładnik m politropy pozostaje wielkością stałą i jednakową, niezależnie od warunków ruchu. Jeżeli powietrze w przewodzie *1-2* (rys. 93) znajduje się w *spoczynku* ($v_1 = v_2 = 0$; $W_{12} = 0$), to z zasadniczego wzoru (90) wynika, że depresja statyczna (92)

$$H_{st} = z_1 - z_2 - \int_1^2 \frac{dp}{\gamma} = 0$$

stąd (94)

$$H_{st} = z_1 - z_2 + L_0 = 0 \tag{100}$$

L_0 (rys. 94) wyraża tu pracę techniczną potrzebną do przeprowadzenia 1 kG powietrza ze stanu *1* do stanu *2*.

Z chwilą rozpoczęcia się *ruchu* odbywać się on będzie według równania (90)

$$z_2 - z_1 + \int_1^2 \frac{dp}{\gamma} + \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g} + W_{12} = 0$$

a wskutek tego depresja statyczna

$$H_{st} = z_1 - z_2 \int_1^2 \frac{dp}{\gamma}$$

Ponieważ $z_1 - z_2$ pozostaje bez zmiany, przeto w czasie ruchu $-\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}$ wyrażać będzie na ogół inną wielkość pracy technicznej L_{12}

$$H_{st} = z_1 - z_2 + L_{12}$$

ale (100)

$$z_1 - z_2 = -L_0$$

a więc *depresja statyczna*

$$H_{st} = L_{12} - L_0 \qquad (101)$$

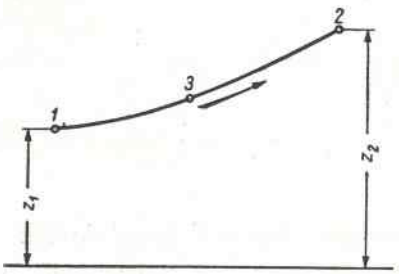
Zwykle dla kopalni jako całości $H_{st} > 0$, a więc

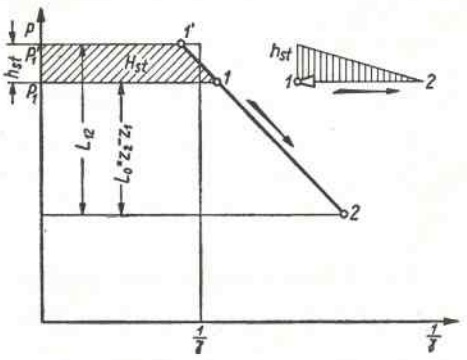
$$L_{12} - L_0 > 0$$

$$L_{12} > L_0$$

Nierówność ta będzie zachowana, gdy w punkcie *1* (rys. 94) zostanie podniesione ciśnienie z p_1 do p'_1 kG/m² (czyli mm H_2O), to znaczy gdy w tym punkcie początkowym zostanie wytworzona kompresja

$$h_{st} = p'_1 - p_1$$





Rys. 93 *(z lewej)*. Przewód umieszczony w powietrzu atmosferycznym
Rys. 94 *(z prawej)*. Depresja statyczna wentylatora tłoczącego

Drugim sposobem wywołania ruchu powietrza w kierunku *1-2* jest obniżenie ciśnienia w punkcie końcowym *2* (rys. 95), to znaczy wytworzenie w tym punkcie depresji

$$h_{st} = p_2 - p'_2$$

Powierzchnie zakreskowane na rys. 94 i 95 wyrażają różnicę $L_{12} - L_0$, a więc (101) depresję statyczną H_{st}. Powierzchnie te wyrażają jednocześnie pracę techniczną potrzebną do wytworzenia ruchu w przewodzie. A więc dla spowodowania ruchu w przewodzie wentylator musi być tak ustawiony, ażeby wytwarzał kompresję w początkowym punkcie przewodu (rys. 94) lub depresję w końcowym jego punkcie (rys. 95). W pierwszym przypadku jest przewietrzanie tłoczące, w drugim — ssące. [1])

Może być jeszcze trzeci sposób umieszczenia wentylatora w dowolnym punkcie *3* w środku przewodu (rys. 96). W tym przypadku przewód *1-2* traktować można jako złożony z dwóch niezależnych odcinków.

Dla części *1-3* wentylator wytwarza w punkcie *3* (jako końcowym) depresję $p_3 - p'_3$ potrzebną dla wywołania ruchu w tym odcinku. Dla części *3-2* tenże wentylator (w początkowym punkcie odcinka) wytworzyć musi kompresję $p''_3 - p_3$.

---

[1]) Jeden i ten sam wentylator pracować może jako tłoczący lub ssący, zależnie od sposobu jego połączenia z szybem. Przepisy górnicze wymagają, ażeby przy każdym wentylatorze było urządzenie pozwalające na zmianę kierunku prądu, aby wentylator mógł pracować ssąco lub tłocząco.

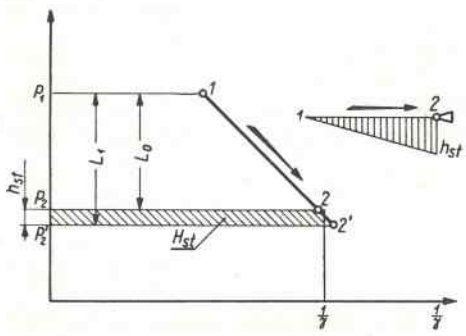
Różnica ciśnienia za i przed wentylatorem wyniesie

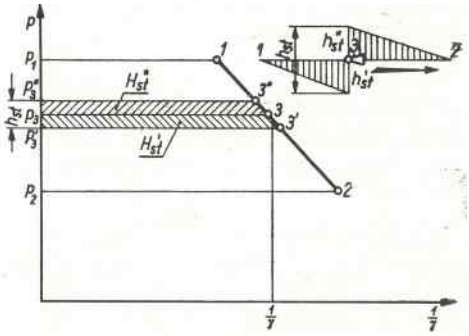
$$h_{st} = (p_3 - p'_3) + (p''_3 - p_3) = p''_3 - p'_3$$

a depresja statyczna (praca techniczna)

$$H_{st} = H'_{st} + H''_{st}$$

Ruch powietrza odbywa się zwykle przy malejącym ciśnieniu statycznym, a więc przy istnieniu w przewodzie spadku naporu w kierunku ruchu powietrza (depresji) wytworzonego przez wentylator. Z tego też względu zwykle termin *depresja* stosowany jest do *wytworzonej przez wentylator różnicy ciśnienia* h_{st}, niezależnie od tego, czy działa on ssąco, czy też tłocząco.





Rys. 95 *(z lewej)*. Depresja statyczna wentylatora ssącego
Rys. 96 *(z prawej)*. Depresja statyczna wentylatora podziemnego

Zależność między depresją H_{st} w m sł. powietrza i h_{st} w kG/m² (lub w mm H_2O) znaleźć można zamieniając powierzchnie zakreskowane (rys. 94, 95, 96) równoważnymi prostokątami o podstawie równej odwrotności pewnego średniego ciężaru właściwego powietrza

$$\frac{1}{\gamma}$$

i wysokości równej depresji h_{st}

$$h_{st} = \gamma \cdot H_{st} \tag{102}$$

gdzie

H_{st} — depresja, m H_2O,

h_{st} — depresja, mm H_2O.

W praktyce depresja wytwarzana przez wentylatory stosowane w kopalniach dochodzi do kilkuset mm H_2O.

Depresja statyczna jest różnicą ciśnienia statycznego za i przed wentylatorem, można ją więc zmierzyć przez połączenie tych dwóch punktów z manometrem. W przypadku umieszczenia wentylatora na początku lub na końcu przewodu jeden z tych punktów (przed lub za wentylatorem) znajduje się w atmosferze zewnętrznej, toteż w tych przypadkach jedno kolano manometru jest otwarte i połączone z atmosferą zewnętrzną.

2.3. Spadek naporu w przypadku obecności wentylatorów w przewodzie

Gdy powietrze płynie w przewodzie między punktami *1* i *2* (rys. 97) i gdy między tymi punktami znajduje się mechaniczne źródło depresji

(wentylator), wówczas, jak to wynika z wykresu, strata naporu W_{12} jest równa sumie całkowitej depresji H_{12} występującej na danym odcinku oraz depresji wentylatora H_m

$$W_{12} = H_{12} + H_m$$

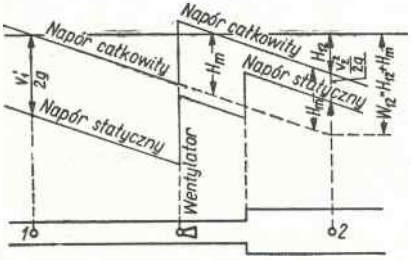
Gdy między punktami *1* i *2* umieszczonych jest kilka wentylatorów, należy zamiast H_m przyjąć sumę ich całkowitych depresji ΣH_m

$$W_{12} = H_{12} + \Sigma H_m \tag{103}$$

Jeżeli rozpatruje się *ruch powietrza w obwodzie zamkniętym* jako całości, tzn. jeżeli wychodzi się z dowolnego punktu przewodu i po przejściu w kierunku ruchu powietrza wraca do tego samego punktu, to całkowita depresja na tej drodze wyniesie $H_{12} = 0$, równanie zaś (103) przyjmie kształt

$$\Sigma H_m = \Sigma W \tag{104}$$

Tak więc *suma depresji wentylatorów znajdujących się w danym obwodzie zamkniętym jest równa sumie spadków naporu* (wysokości oporów ruchu) *na całej tej drodze.*



Rys. 97. Wykres naporu w obecności wentylatora w przewodzie

Ruch powietrza przez kopalnię jako całość można traktować również jako ruch w obwodzie zamkniętym, gdyż wylot szybu wydechowego jest połączony atmosferą zewnętrzną z wlotem szybu wdechowego. Atmosferę tę można traktować jako przewód o nieskończenie dużym przekroju i o oporze równym 0.

2.4. Moc wentylatora

W celu pokonania oporów ruchu powietrza ΣW w kopalni wentylator powinien wytwarzać depresję H_m m sł. powietrza. Innymi słowami, w celu przeprowadzenia 1 kg powietrza przez kopalnię musi być zużyta praca H_m kgm. Jeżeli przez kopalnię przepływa G kg/sek powietrza, to w jednostce czasu musi być zużyta praca

$$N_u = G \cdot H_m \quad \frac{\text{kgm}}{\text{sek}} \tag{105}$$

W praktyce operuje się zwykle nie ciężarem, lecz objętością powietrza Q m^3/sek ($G = Q \cdot \gamma$), depresję zaś mierzy się nie w m. sł. powietrza H_m, lecz w mm sł. wody h_m, przy czym analogicznie do wzoru (102) jest

$$H_m = \frac{h_m}{\gamma} \tag{106}$$

Wstawiając te wartości do wzoru (105) otrzymuje się

$$N_u = Q \cdot \gamma \cdot \frac{h_m}{\gamma}$$

$$N_u = Q \cdot h_m \quad \frac{\text{kgm}}{\text{sek}} \tag{107}$$

Jak z tego wzoru wynika, depresja h_m w mm sł. wody wyraża jednocześnie pracę w kGm potrzebną do wytworzenia ruchu 1 m^3 powietrza.

Moc N_u nosi nazwę *mocy użytecznej*. Moc użyteczna w koniach mechanicznych wynosi

$$N_u = \frac{G \cdot H_m}{75} = \frac{Q \cdot h_m}{75} \quad \text{KM} \tag{108}$$

w kilowatach

$$N_u = \frac{G \cdot H_m}{102} = \frac{Q \cdot h_m}{102} \quad \text{kW} \tag{109}$$

Oprócz pracy użytecznej N_u musi być zużyta praca na pokonanie oporów ruchu przy przejściu powietrza przez wentylator oraz na pokonanie szkodliwych oporów mechanicznych wentylatora i silnika. Całkowita praca N urządzenia wentylacyjnego jest wskutek tego większa od pracy użytecznej N_u, a *współczynnik sprawności* urządzenia wynosi

$$\eta = \frac{N_u}{N} \tag{110}$$

Ażeby współczynnik ten był jak największy, wentylator powinien być ściśle dostosowany do warunków pracy. Dobrze dostosowany wentylator osiąga w praktyce sprawność $\eta = 0{,}5$ do $0{,}8$.

3. RUCH POWIETRZA POD WPŁYWEM CZYNNIKÓW NATURALNYCH

3.1. Depresja cieplna

Zastosowanie zasad termodynamiki do wyjaśnienia ruchu powietrza pod wpływem czynników naturalnych zostało po raz pierwszy podane w 1929 r. (Budryk).

Jeżeli nie ma źródła depresji mechanicznej i jeżeli zarówno powietrze zewnątrz, jak i wewnątrz przewodu (rys. 93) znajduje się w spoczynku ($v_1 = v_2 = 0$; $W_{12} = 0$), to nazywając przez:

m_0 — wykładnik politropy dla powietrza zewnętrznego,

m — wykładnik politropy dla powietrza wewnątrz przewodu,

muszą być zachowane równania (90):

$$z_2 - z_1 + \left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_{m_0} = 0$$

$$z_2 - z_1 + \left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_{m} = 0$$

przy czym znaki m_0 i m przy nawiasach oznaczają, że przemiana zachodzi według politropy o wykładniku m_0 lub m.

Z obu tych równań wynika, że powietrze w przewodzie będzie się znajdowało *w spoczynku*, gdy

$$\left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_{m_0} = \left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_m$$

Jeżeli równość ta nie zachodzi, ruch powietrza musi się rozpocząć nawet bez użycia pracy mechanicznej.

Przyjąwszy, że powietrze zewnętrzne jest w spoczynku, otrzyma się *przy ruchu* powietrza w przewodzie równania:

$$z_2 - z_1 + \left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_{m_0} = 0 \tag{111}$$

$$z_2 - z_1 + \left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_m + \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g} + W_{12} = 0 \tag{112}$$

Rozpatrując ruch powietrza w całym przewodzie można analogicznie do wzoru (104) napisać

$$H_t = W_{12} \tag{113}$$

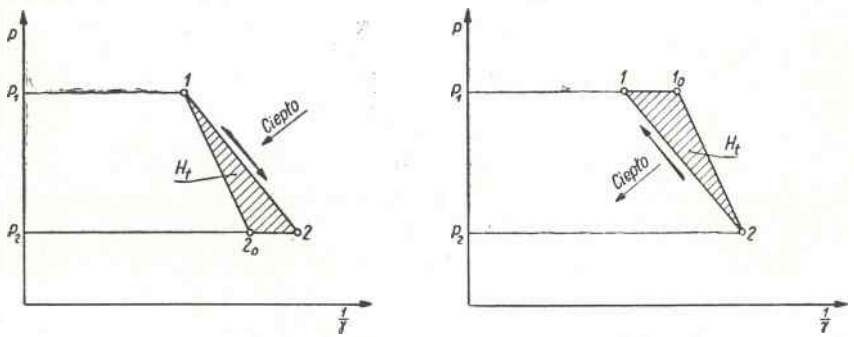
gdzie H_t jest całkowitą depresją (pracą) czynników cieplnych. Po odjęciu równań (111) i (112) otrzymuje się

$$H_t + \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g} = -\left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_m + \left[\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}\right]_{m_0}$$

Zarówno w początkowym, jak i w końcowym punkcie przewodu jest atmosfera zewnętrzna, wskutek czego można przyjąć $v_1 = v_2 = 0$. Mając poza tym na uwadze równanie (94) otrzymuje się

$$H_t = L - L_0 \tag{114}$$

przy czym ciśnienie p_1 w początkowym punkcie i ciśnienie p_2 w końcowym punkcie jest jednakowe dla powietrza wewnętrznego i zewnętrznego.



Rys. 98 *(z lewej)*. Wykres depresji cieplnej przy ruchu powietrza od punktu *1* do punktu *2*
Rys. 99 *(z prawej)*. Wykres depresji cieplnej przy ruchu powietrza od punktu *2* do punktu *1*

Gdy $L > L_0$, otrzymuje się $H_t > 0$ — ruch powietrza odbywać się będzie w kierunku *1-2*. Pole zakreskowane na rys. 98 oznacza H_t. Ponie-

waż politropa *1-2* (dla powietrza wewnętrznego) jest odchylona bardziej w prawo od $1\text{-}2_0$, przeto wewnątrz przewodu (w kopalni) jest wyższa temperatura powietrza, a więc zostaje do niego doprowadzona pewna ilość ciepła.

Odwrotnie, gdy $L < L_0$, wtedy $H_t < 0$, a więc ruch odbywa się w kierunku *2-1* (rys. 99). Wewnątrz przewodu (politropa *2-1*) temperatura jest niższa, powietrze w czasie ruchu oddaje ciepło.

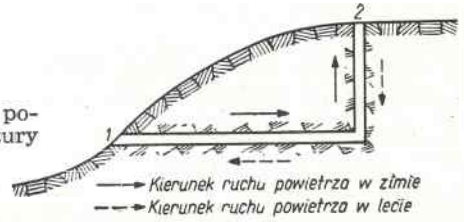
Powierzchnie *1*, *2*, 2_0 (rys. 98) i *1*, 1_0, *2* (rys. 99) uważać można za obiegi (cykle) zamknięte, w których ruch odbywa się w kierunku ruchu wskazówki zegara, przy czym

1-2 lub (rys. 99) *2-1* — odnosi się do powietrza w przewodzie,

$2\text{-}2_0$ lub $1\text{-}1_0$ — przemiana izobaryczna zachodząca w czasie mieszania się powietrza wychodzącego z kopalni z powietrzem zewnętrznym,

$2_0\text{-}1$ lub $1_0\text{-}2$ — przemiana zachodząca w powietrzu zewnętrznym przy przejściu z punktu *2* do *1* (z *1* do *2*).

Zmianę kierunku ruchu powietrza, zależnie od różnicy temperatury powietrza na powierzchni i na dole, obserwuje się w kopalniach mających połączenia z powierzchnią na różnych poziomach (np. połączenia za pomocą sztolni i szybu, rys. 100). W zimie chłodne powietrze wchodzi przez sztolnię *1*, ogrzane zaś wychodzi przez szyb *2* (wypadek analogiczny do przedstawionego na rys. 98); w lecie kierunek ruchu jest odwrotny (jak na rys. 99).



Rys. 100. Zmiana kierunku ruchu powietrza zależnie od jego temperatury

W przypadku wentylatora obserwuje się w punkcie jego umieszczenia depresję (rys. 95) lub kompresję (rys. 94), lub — jeżeli jest on umieszczony wewnątrz przewodu (rys. 96) — z jednej strony wentylatora depresję, z drugiej kompresję. Różnicę ciśnienia h_{st} poza i przed wentylatorem da się z łatwością zmierzyć. Przeprowadzenie takich pomiarów jest wykluczone w przypadku ruchu wskutek wpływów termodynamicznych. Nie może więc tu być mowy o depresji w takim znaczeniu, jak przy ruchu powietrza pod wpływem wentylatora.

Do porównania obu rodzajów ruchu służyć może wielkość pracy H_t (rys. 98 i 99), która wyraża jednocześnie depresję w m sł. powietrza. W odniesieniu do procesów cieplnych pracę tę, czyli *depresję cieplną*, oznaczać się będzie przez H_t. Analogicznie do wzoru (102)

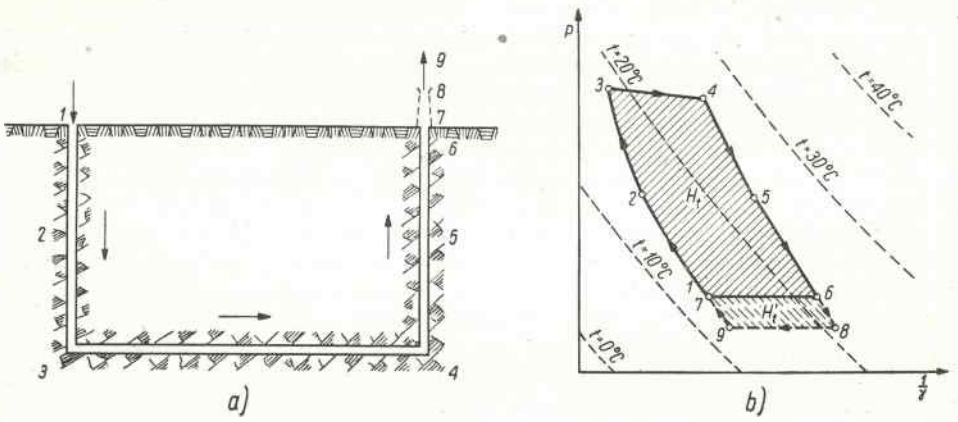
$$h_t = \gamma \cdot H_t \tag{115}$$

wyraża depresję cieplną w mm H_2O.

Dotychczas rozpatrywano ruch powietrza w przewodzie, w którym przemiana termodynamiczna zachodzi według politropy o stałej wielkości wykładnika *m*. W rzeczywistości w kopalni wielkość ta nie jest stała na całej długości prądu; z wystarczającą jednak dla celów praktycznych dokładnością można przyjąć, że w odpowiednio wybranych mniejszych

odcinkach prądu wykładnik politropowy nie ulega zmianie. Dzieląc więc badany prąd powietrza na takie mniejsze odcinki (rys. 101 *a*) i wykreślając dla nich politropy, otrzyma się w rezultacie na wykresie pracy obieg zamknięty (rys. 101 *b*), którego powierzchnia określa wielkość depresji cieplnej.

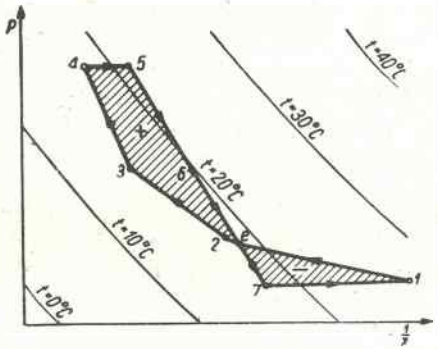
Na wykresie tym odcinki *1-2*, *2-3*, *3-4*, *4-5* i *5-6* odnoszą się do powietrza w kopalni; odcinek *6-7* przedstawia przemianę izobaryczną przy mieszaniu się powietrza wychodzącego z kopalni z zewnętrznym; *7-1* oznacza przemianę zachodzącą w powietrzu zewnętrznym przy przej-



Rys. 101. Wykres depresji cieplnej panującej w kopalni

ściu od wylotu szybu wydechowego 7 do wlotu szybu wdechowego *1*, a ponieważ w danym przykładzie wyloty szybów znajdują się na jednym poziomie, punkty te leżą na wykresie obok siebie.

W niektórych przypadkach otrzymuje się wykres jak na rys. 102. Na wykresie takim część powierzchni obiegu *2-3-4-5-6-e* jest dodatnia (ruch powietrza w kierunku ruchu wskazówki zegara), część zaś *1-e-7* — ujemna.



Rys. 102. Dodatnie i ujemne pola wykresu depresji cieplnej

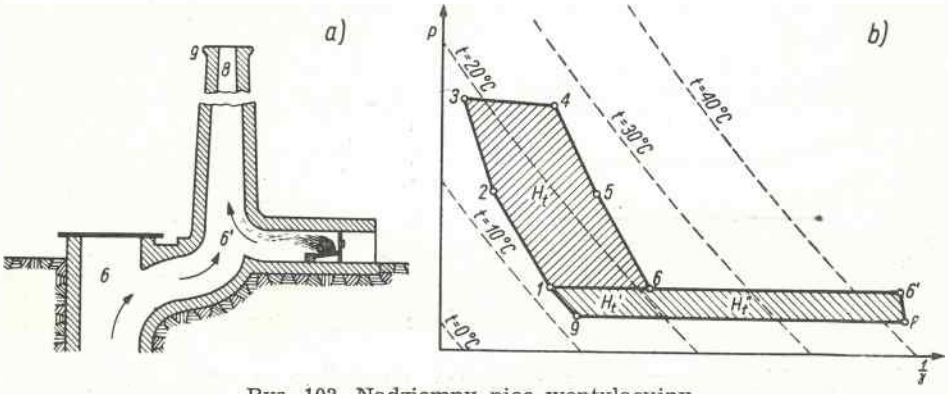
Sporządzenie wykresu pracy i obliczenie na jego podstawie wielkości depresji cieplnej nie będzie przedstawiało trudności, jeżeli w odnośnych punktach zostanie pomierzone ciśnienie p i ciężar właściwy powietrza γ. Ciśnienie mierzy się za pomocą barometru. Ciężar właściwy może być obliczony na podstawie wzorów (35), (36) i (37).

Dla ułatwienia zadania można korzystać z gotowego wykresu izoterm

(rys. 107), na którym zamiast ciśnienia p w kG/m² lepiej jest oznaczyć odnośne ciśnienie barometryczne b w mm sł. Hg ($p = 13{,}6 \cdot b$).

Wielkość depresji cieplnej zależy od wielkości powierzchni obiegu na wykresie, a więc od głębokości kopalni (zmiany p) i zmian temperatury. Im niższą temperaturę ma prąd schodzący *1-2-3* (rys. 101) oraz im wyższą temperaturę ma prąd wznoszący się *4-5-6*, tym większą otrzymuje się powierzchnię obiegu, tym lepiej jest wykorzystana depresja cieplna dla ruchu powietrza. W zimie jest ona na ogół większa aniżeli w lecie. Przy projektowaniu przewietrzania należy dążyć do tego, ażeby depresja cieplna była jak największa i aby unikać ujemnych powierzchni obiegu, które powstają między innymi przy kierowaniu powietrza ogrzanego w dół.

Najkorzystniejszy jest taki sposób przewietrzania, przy którym powietrze z szybu wdechowego doprowadza się najkrótszą drogą do najniższego punktu kopalni i przy którym przepływa ono na drodze od tego punktu aż do wylotu szybu wydechowego przez przodki, mając stale kierunek wznoszący się. Taki sposób przewietrzania jest najkorzystniejszy również ze względu na odprowadzanie gazu kopalnianego, który jest lżejszy od powietrza.



Rys. 103. Nadziemny piec wentylacyjny

Tylko rzeczywiście ważne okoliczności (np. wydzielanie się CO_2) mogą usprawiedliwić przewietrzanie przodków schodzącym prądem powietrza.

Poza tym powietrze zużyte musi być kierowane bezpośrednio do chodników wentylacyjnych i nie może przepływać przez drogi przewozowe. Z tego też względu szyb wydobywczy, główne przecznice i chodniki przewozowe powinny służyć raczej do doprowadzania powietrza świeżego, a nie do odprowadzania zużytego.

Dla zwiększenia depresji cieplnej budowano dawniej nad szybem wydechowym *komin wentylacyjny* (rys. 101). Zwiększa on depresję cieplną o wielkość H'_t.

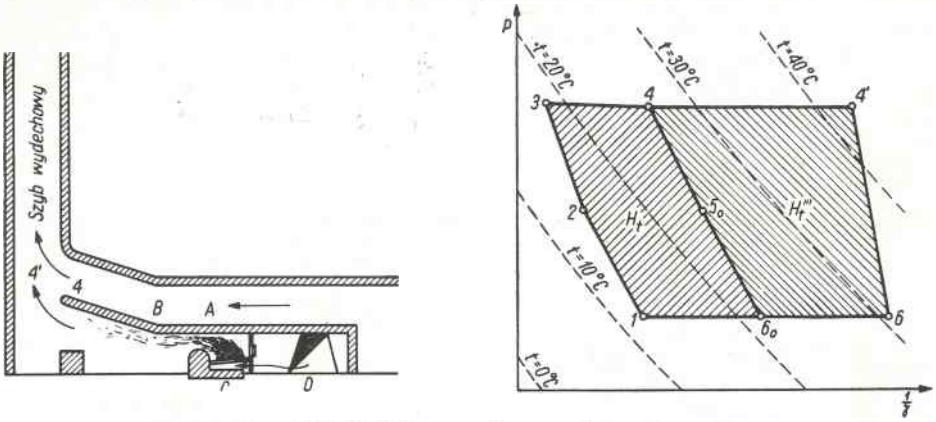
Wpływ ogrzewania prądu wznoszącego się na przebieg przewietrzania znalazł swój wyraz w tzw. *piecach wentylacyjnych*. Piece te urządzano zarówno na powierzchni, jak i pod ziemią.

Piece nadziemne (rys. 103) miały palenisko w pobliżu wylotu szybu wentylacyjnego i były zaopatrzone w komin. Zwiększenie depresji następowało tu zarówno z powodu istnienia komina (H'_t, rys. 101 i 103), jak i podniesienia w nim temperatury powietrza wychodzącego (H''_t, rys. 103). Za piec wentylacyjny mógł służyć również komin czynnej kotłowni. Wadą pieców nadziemnych była nieduża depresja wytwarzana przez nie,

gdyż ogrzany słup powietrza (6-8) miał tu stosunkowo niedużą wysokość. Zaletą ich jest większe — w porównaniu z piecami podziemnymi — bezpieczeństwo, proste urządzenie i łatwa obsługa.

Piece podziemne (rys. 104) umieszczano na dole szybu wydechowego, a wskutek tego ogrzewały one słup powietrza równy głębokości szybu i tym samym stwarzały znacznie większą depresję H_t'''. Wadą ich była możliwość zetknięcia się gazu kopalnianego z ogniem. Dla uniknięcia tego palenisko C było odizolowane od wyrobiska A, przez które płynęło powietrze z kopalni. Sklepienie B robiono tak długie, by płomień i iskry nie sięgały szybu wydechowego.

Dawniej piece takie stosowano nawet w kopalniach gazowych; w przypadkach takich do paleniska doprowadzało się prąd świeżego powietrza chodnikiem D, a odległość paleniska od punktu łączenia się powietrza wychodzącego z gazami spalinowymi była odpowiednio duża (15 do 30 m).



Rys. 104. Podziemny piec wentylacyjny

Piece takie ogrzewały wychodzące powietrze zwykle do temperatury $35 \div 40$ °C, rzadziej do $50 \div 75$ °C. W przypadku ogrzewania powietrza do temperatury 40 °C uzyskiwano depresję około 14 mm sł. wody na 100 m głębokości umieszczenia paleniska.

Przepisy górnicze zabraniają obecnie stosowania pieców wentylacyjnych w kopalniach węgla.

Podobną rolę jak piece wentylacyjne odgrywają w szybach *przewody parowe* doprowadzające parę na dół, wobec czego dla zwiększenia depresji wskazane jest umieszczać je w szybie wydechowym.

Próbowano również wpuszczać parę wodną, bezpośrednio do szybu; sposób ten okazał się jednak bardzo mało skuteczny; lepsze wyniki uzyskuje się przez zastosowanie odpowiednio dużych eżektorów.

3.2. Wpływ zmian składu powietrza

W czasie ruchu powietrza w kopalni oprócz zmian cieplnych zachodzą również zmiany składu i wilgotności powietrza, wpływające na zmianę ciężaru właściwego powietrza, na jego ilość oraz na cały przebieg przewietrzania. Zagadnienie to po raz pierwszy opracował nieco odmiennie niż w tej pracy St. Wilk w swej pracy dyplomowej na Akademii Górniczej (1931 r.).

Znając skład powietrza kopalnianego można na podstawie prawa Daltona obliczyć stałą gazową dla odnośnej mieszaniny gazów

$$R_m = \frac{\sum_1^n R_i \cdot G_i}{\sum_1^n G_i} \tag{116}$$

gdzie G_i oznacza ciężar odnośnych gazów; wielkości R podane są w tablicy 2.

Na podstawie R_m oraz pomierzonej temperatury i ciśnienia można obliczyć ciężar właściwy powietrza z wzoru (16)

$$\frac{p}{\gamma} = R_m \cdot T$$

Dla różnej wielkości R_m otrzymuje się różny przebieg izoterm, odmienny od podanego na rys. 107, który został sporządzony dla powietrza suchego ($R = 29{,}27$). Jeżeli dla sporządzenia wykresu pracy chce się korzystać z wykresu izoterm (rys. 107), musi się na nim zamiast pomierzonej temperatury T przyjąć pewną temperaturę zastępczą T_0, która dla danego ciśnienia p i ciężaru właściwego γ odpowiadać musi równaniu

$$\frac{p}{\gamma} = 29{,}27 \cdot T_0$$

skąd

$$T_0 = \frac{1}{29{,}27} \cdot \frac{p}{\gamma} = 0{,}4645 \cdot \frac{b}{\gamma} \tag{117}$$

lub

$$t_0 = 0{,}4645 \cdot \frac{b}{\gamma} - 273 \tag{118}$$

W wielu przypadkach wzór ten da się znacznie uprościć. Mianowicie jeżeli np. przyjmie się dokładność odczytów temperatury na termometrze $\pm 1/2$ °C, z łatwością można wyprowadzić, że przy zachowaniu takiej samej dokładności wzoru (117), tzn. aby różnica T_0 i T nie przekraczała $\pm 1/2$ °C, można pominąć mniejsze zawartości gazów ($CO_2 < 0{,}31\%$; $CH_4 < 0{,}36\%$) w powietrzu.

Jeżeli domieszki gazowe występują w znikomej ilości, można przy obliczaniu t_0 uwzględnić tylko wilgotność powietrza. W tym przypadku po wstawieniu w (117) za γ wartości z (37)

$$\gamma = \frac{0{,}4645}{T} \cdot (b - 0{,}378 \cdot e)$$

otrzyma się wzór na temperaturę zastępczą, w którym uwzględniona jest tylko wilgotność powietrza

$$T_0 = \frac{b}{b - 0{,}378 \cdot e} \cdot T \tag{119}$$

Wpływ wilgotności powietrza jest wyraźny tylko przy temperaturach wyższych. Dla temperatur $t < -3$ °C nawet przy zupełnym nasyceniu parą wodną $T_0 - T < 1/2$ °C.

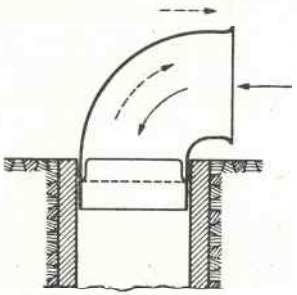
Mając temperaturę zastępczą można korzystać z wykresu izoterm dla powietrza suchego o normalnym składzie i wykreślić dla danego prądu obieg, którego powierzchnia wyrażać będzie depresję, obejmującą zarówno depresję cieplną, jak i wpływ zmian składu powietrza.

3.3. Przewietrzanie naturalne

W czasie ruchu powietrza w kopalni zachodzą w nim zmiany zarówno cieplne, jak i dotyczące składu. Pod wpływem tych procesów naturalnych powietrze może płynąć w kopalni nawet bez udziału wentylatora lub innych urządzeń mechanicznych.

Oprócz wspomnianych procesów wywierać może tu wpływ ruch powietrza atmosferycznego (wiatr) oraz woda spadająca kroplami w szybach. Działanie wody polega nie tylko na ochładzaniu powietrza, lecz i na mechanicznym porywaniu jego cząstek. Jak z tego wynika, wpływ wody może być korzystny dla przewietrzania tylko w szybach wdechowych.

Jeżeli chodzi o wykorzystanie wiatru dla polepszenia przewietrzania, to do tego celu stosowane są w pomieszczeniach na powierzchni różnego rodzaju deflektory. W małych kopalniach i szybikach mogą być używane urządzenia pokazane na rys. 105. Zależnie od umieszczenia ich względem wiatru ten ostatni może działać tłocząco (strzałki ciągłe) lub ssąco (strzałki przerywane).



Rys. 105. Wykorzystanie wiatru dla zwiększenia depresji naturalnej

Praca wszystkich tych czynników naturalnych, odniesiona do 1 kG lub 1 m^3 powietrza, nosi nazwę *depresji naturalnej*.

Przez depresję naturalną rozumieć należy taką wielkość depresji mechanicznej (wentylatora), przy której przez dany przewód przepływa taka sama ilość powietrza, jak i pod wpływem czynników naturalnych.

Depresja naturalna występuje zarówno wtedy, gdy w kopalni nie ma jakichkolwiek mechanicznych urządzeń wentylacyjnych, jak i wtedy, gdy czynny jest wentylator. W każdym jednak z tych przypadków wielkość depresji naturalnej jest różna (różnica wynosi kilka procent); zmienia się ona również wraz ze zmianą warunków meteorologicznych, a więc temperatury, wilgotności i ciśnienia powietrza atmosferycznego. W praktyce wielkość depresji naturalnej waha się od kilku do kilkunastu, a nawet do 30 ÷ 40 mm sł. wody.

Na wielkość depresji naturalnej wywiera największy wpływ depresja cieplna, dlatego też w większości przypadków przy obliczaniu depresji naturalnej można ograniczyć się wyłącznie tylko do pomiarów depresji cieplnej, uwzględniając w miarę możności wpływ zmiany składu powietrza.

Wpływ depresji naturalnej na ruch powietrza może być zgodny lub niezgodny z działaniem wentylatora, może on ułatwiać lub utrudniać przewietrzanie kopalni.

W przypadku niezgodnego działania depresji naturalnej i wentylatora część jego pracy zużywa się nieprodukcyjnie na pokonanie przeciwnej co do kierunku pracy czynników naturalnych, co wyraża się na wykresie przez ujemne pole obiegu. Możliwy jest przypadek, kiedy niezgodna co do kierunku praca czynników naturalnych jest większa od pracy wentylatora, a wtedy powietrze musi płynąć w kierunku przeciwnym, pomimo ruchu wentylatora.

We wszystkich tych przypadkach *całkowita praca* (depresja) jest równa sumie algebraicznej całkowitej depresji wentylatora H_m lub h_m i depresji naturalnej H_n lub h_n

$$H_m + H_n \quad \text{lub} \quad h_m + h_n$$

Większy efekt przewietrzania uzyskuje się, gdy kierunek działania tych czynników jest zgodny, co występuje zwykle przy przewietrzaniu kopalni prądem wznoszącym się.

Jeżeli w obwodzie zamkniętym lub na pewnej drodze w kopalni od wlotu powietrza do jego wylotu znajdują się zarówno mechaniczne, jak i naturalne źródła depresji, to suma wytwarzanych przez nie depresji [analogicznie do wzoru (104) i (113)] będzie się równała sumie spadków naporu na obranej drodze

$$\Sigma H_m + H_n = \Sigma W \tag{120}$$

W kopalniach głębokich ciąg naturalny może odgrywać bardzo dużą rolę. Jak wykazały badania przeprowadzone w Zagłębiu Ruhry, ilość powietrza przepływającego tylko pod wpływem ciągu naturalnego (po zatrzymaniu wentylatora) wynosi średnio około 20 do 30% i dochodzi nawet do 62% w stosunku do ilości powietrza ssanego przez wentylator łącznie z ciągiem naturalnym.

Zwykle ciąg naturalny tylko w niedużym stopniu wpływa na ilość przepływającego powietrza (w kopalniach Ruhry ciąg ten podnosi ilość powietrza o 5 do 10%), wybitnie natomiast obniża zużycie mocy (16 do 35%).

Przewietrzanie ciągiem naturalnym jest bardzo korzystne, ucieczki bowiem powietrza najkrótszymi drogami do szybu wydechowego są znacznie mniejsze aniżeli przy przewietrzaniu wentylatorem. W szczególności całkowicie odpadają ucieczki przez nieszczelne zamknięcie szybu wentylacyjnego, dochodzące czasami do 30 i więcej procent.

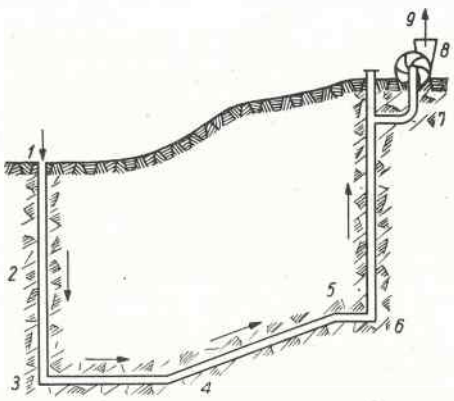
W wielu nawet dużych kopalniach rud przewietrzanie dotychczas odbywa się ciągiem naturalnym bez użycia wentylatorów, a ilość wchodzącego do nich powietrza dochodzi do 4000 ÷ 5000 m³/min. Jeżeli chodzi o kopalnie węgla, to przepisy wyraźnie wymagają tu przewietrzania mechanicznego.

3.4. Termodynamiczny sposób obliczania naturalnej depresji całości kopalni (Budryk, 1929)

Dla oznaczenia depresji wzdłuż określonej drogi w kopalni należy w różnych jej miejscach przeprowadzić pomiary ciśnienia barometrycznego b, temperatury t oraz ewentualnie wilgotności e. Pomiary należy

przeprowadzać na nadszybiach i w podszybiach (poza tym wskazany jest pomiar w jednym lub paru punktach w środku szybu), na górnych i dolnych kolanach pochylń i upadowych, z obu stron tam, przed (w kanale ssącym) i za wentylatorem (w dyfuzorze), w punktach, gdzie zachodzą nagłe zmiany temperatury, a przy łączeniu się prądów powietrza — przed i za miejscem mieszania się prądów. Ze względu na ciągle zmieniające się warunki meteorologiczne na powierzchni pomiary należy wykonywać w sposób możliwie szybki i bez przerwy, poprawiając równocześnie wyniki pomiarów na podstawie obserwacji zmian ciśnienia barometrycznego na powierzchni. Jednocześnie z wykonaniem pomiarów b, t i e mierzy się również ilość przepływającego powietrza Q m³/sek.

Wyniki pomiarów w poszczególnych punktach (rys. 106) nanosi się w układzie współrzędnych $b, \frac{1}{\gamma}$, na którym uprzednio wykreślone zostały izotermy (rys. 107). Po połączeniu kolejnych punktów liniami prostymi otrzymuje się wykres pracy, a po splanimetrowaniu odnośnych powierzchni wielkość depresji naturalnej H_n. Cykle lub ich części, w których ruch powietrza odbywa się w kierunku ruchu wskazówki zegara, są dodatnie: części gdzie ruch odbywa się w kierunku przeciwnym — ujemne.

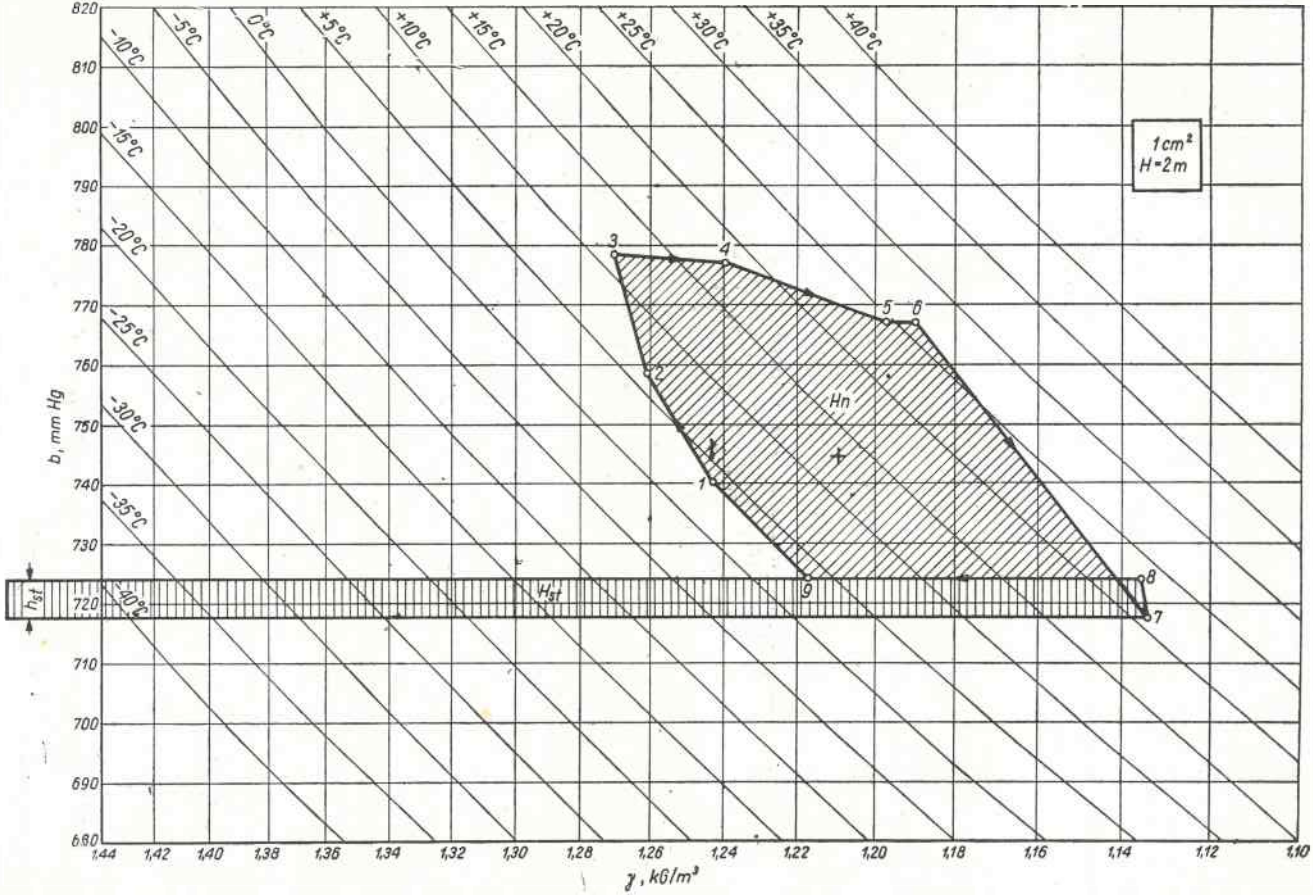


Rys. 106. Punkty pomiarów w kopalni dla oznaczania depresji naturalnej

Oznaczona w taki sposób depresja naturalna odnosić się będzie tylko do ściśle określonych warunków meteorologicznych na powierzchni. Dla zorientowania się w możliwych jej wahaniach należy podobne wykresy sporządzić w różnych porach roku, a przede wszystkim w zimie i w lecie.

Na tychże wykresach oznacza się jednocześnie powierzchnie odpowiadające pracy technicznej wentylatorów H_{st} (rys. 107) znajdujących się w badanym prądzie.

Podobne wykresy sporządza się dla różnych innych dróg między szybami wdechowym i wydechowym i na podstawie odnośnych H oblicza się depresję naturalną kopalni. W praktyce bardzo często pomija się wielkość depresji naturalnej i ogranicza się tylko do pomiaru za pomocą manometru depresji statycznej h_{st} jako różnicy ciśnienia za i przed wentylatorem. Nieuwzględnienie depresji naturalnej jest jednak usprawiedliwione tylko wtedy, gdy wartość jej jest rzeczywiście bardzo mała w porównaniu z depresją wentylatora, co zwykle spotyka się w kopalniach niegłębokich (do 300 m) i przy znacznej depresji wentylatora ($h > 100$ mm H_2O). Jeżeli kopalnia jest głęboka lub depresja wentylatora niska, należy z zasady uwzględniać depresję naturalną.



Rys. 107. Wykres izoterm dla powietrza suchego

Przykład. Na jednej z dróg między wylotami szybów wdechowego i wydechowego (rys. 106) wykonano pomiary za pomocą barometru i psychrometru. Wyniki pomiarów w różnych punktach drogi oraz obliczenie temperatur zastępczych t_0 zestawiono w poniższej tabeli.

Punkt	Ciśnienie barometryczne, b mm Hg	Temperatura na termometrze, °C		Prężność pary wodnej, e mm Hg	Temperatura zastępcza, t_0 °C
		suchym, t	wilgotnym, t'		
	wielkości zmierzone			wzór (9)	wzór (119)
1	741,2	3	2,1	4,9	3,7
2	758,5	5,5	4,4	5,7	6,3
3	778,3	10,0	9,3	8,4	11,1
4	777,6	15,5	14,6	12,0	17,2
5	767,0	22	20,9	18,0	24,6
6	766,8	23	22,4	20,0	25,9
7	718,7	18,5	18,5	16,0	21,0
8	725,0	20,5	20,3	17,8	23,2
9	725,0	2,5	2,4	5,4	3,3

Zmierzono: depresję statyczną $h_{st} = 84$ mm H_2O; prędkość w kanale wentylacyjnym $v_2 = 9{,}6$ m/sek.

Na podstawie zmierzonych wartości b i obliczonych t_0, sporządzono wykres pracy (rys. 107). Po splanimetrowaniu pola obiegu otrzymano depresję naturalną

$$H_n = 36 - 0{,}2 = 35{,}8 \text{ mm sł. powietrza}$$

Całkowita depresja wentylatora (98)

$$H_m = \frac{h_{st}}{\gamma} - \frac{v_2^2}{2g} = \frac{84}{1{,}135} - \frac{9{,}6^2}{2 \cdot 9{,}81} = 69{,}3 \text{ m sł. powietrza}$$

Dla γ przyjęto z wykresu rys. 107 ciężar właściwy powietrza przy jego przejściu przez wentylator.

Ruch powietrza w kopalni na określonej drodze odbywa się pod wpływem depresji

$$H_m + H_n = 69{,}3 + 35{,}8 = 105{,}1 \text{ mm sł. powietrza}$$

Odpowiednie wielkości depresji w mm H_2O

$$h_n = \gamma \cdot H_n = 1{,}21 \cdot 35{,}8 = 43{,}3 \text{ mm } H_2O$$

Ciężar właściwy powietrza przyjęto odpowiednio do środka ciężkości pola H_n (rys. 107)

$$h_m = \gamma \cdot H = 1{,}135 \cdot 69{,}3 = 78{,}7 \text{ mm } H_2O$$

$$h_m + h_n = 122 \text{ mm } H_2O$$

3.5. Uproszczone sposoby wyznaczania depresji cieplnej

3.5.1. Depresja cieplna w układzie p, t (Barczyk, 1956)

Wartość depresji cieplnej przedstawionej w układzie $p, \frac{1}{\gamma}$ można dla całości kopalni wyrazić w formie

$$H_t = -\oint \frac{dp}{\gamma} \tag{121}$$

gdzie kółko przy znaku całki oznacza całkowanie w drodze zamkniętej.

Po uwzględnieniu zasadniczego równania dla gazów (16) otrzyma się

$$H_t = -R \oint T \cdot \frac{dp}{p} = -R \oint T \cdot d(\ln p) \tag{122}$$

Całkę tę można przekształcić następująco (całkowanie przez części)

$$\int T \cdot d(\ln p) = T \cdot \ln p - \int \ln p \cdot dT$$

Dla obiegu zamkniętego pierwszy wyraz jest zerem, a więc

$$H_t = R \oint \ln p \cdot dT \tag{123}$$

Jeżeli przez p_0 oznaczy się pewne średnie ciśnienie odpowiadające np. ciśnieniu w środku ciężkości pola wyrażającego depresję cieplną (rys. 101) i przyjmie się, że

$$p = p_0 + p'$$

to

$$H_t = R \oint \ln(p_0 + p) \cdot dT = R \oint \ln\left(p'_0 \cdot \frac{p_0 + p'}{p_0}\right) \cdot dT =$$

$$= R \cdot \left[\ln p_0 \oint dT + \oint \ln\left(1 + \frac{p'}{p_0}\right) \cdot dT\right] = R \oint \ln\left(1 + \frac{p'}{p_0}\right) \cdot dT$$

gdyż dla obiegu zamkniętego pierwszy wyraz w nawiasie kwadratowym jest równy zeru.

Stosunek $\frac{p'}{p_0}$ jest dla warunków kopalnianych małym ułamkiem, a wobec tego logarytm można rozłożyć w szereg i bez popełnienia większego błędu przyjąć tylko pierwszy wyraz

$$\ln\left(1 + \frac{p'}{p_0}\right) \approx \frac{p'}{p_0}$$

$$H_t = R \oint \frac{p'}{p_0} \cdot dT = \frac{R}{p_0} \oint (p - p_0) \cdot dT = \frac{R}{p_0}\left[\oint p \cdot dT - p_0 \oint dT\right]$$

a ponieważ

$$\oint dT = 0$$

przeto

$$H_t \approx \frac{R}{p_0} \oint p \cdot dT \approx \frac{R}{p_0} \oint b \cdot dT \tag{124}$$

Depresja w mm sł. wody wyrazi się wzorem

$$h_t \approx \gamma_0 \cdot H_t \tag{125}$$

gdzie γ_0 jest ciężarem właściwym powietrza, odpowiadającym środkowi ciężkości pola H_t, który można obliczyć z równania (16)

$$\gamma_0 = \frac{p_0}{R \cdot T_0} \tag{126}$$

Po wstawieniu do (125) wartości (124) i (126) otrzyma się

$$h_t = \frac{1}{T_0} \oint p \cdot dT = \frac{13{,}6}{T_0} \oint b \cdot dT \tag{127}$$

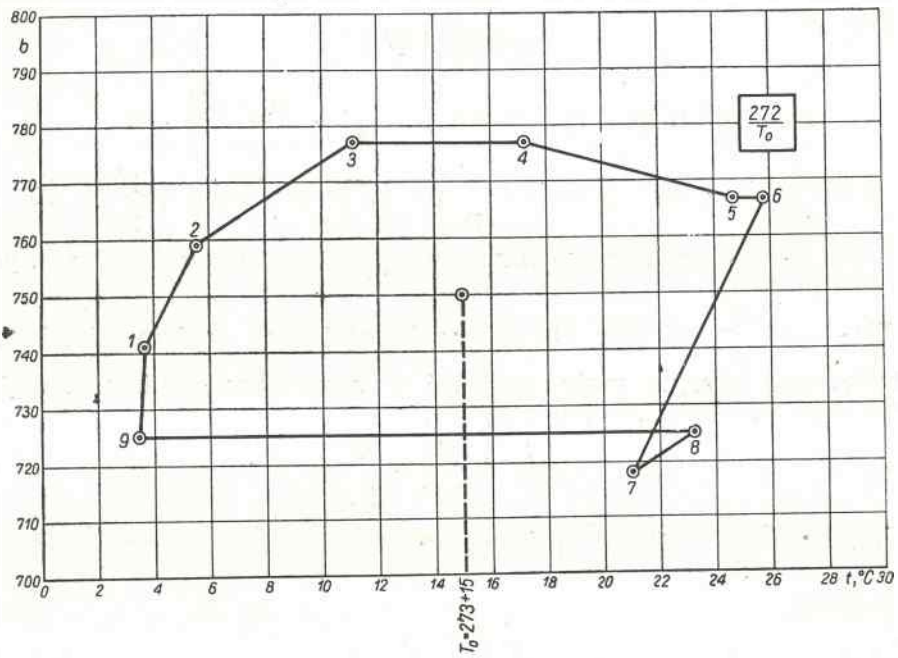
gdzie T_0, °K, jest średnią temperaturą obiegu przyjętą ze środka ciężkości wykresu.

Charakterystyczne jest to, że depresja cieplna h_t w mm sł. wody nie zależy w danym przypadku od stałej gazowej R, czyli nie zależy od rodzaju gazu.

Na rys. 108 przedstawiony został wykres depresji cieplnej w układzie b, t dla tych samych danych, na podstawie których sporządzono wykres depresji naturalnej w układzie b, $\frac{1}{\gamma}$ (rys. 107). Po splanimetrowaniu otrzymano tu metodę uproszczoną

$$h_t = 43 \text{ mm sł. wody}$$

gdy tymczasem stosując metodę dokładną (rys. 104), otrzymano 43,3 mm sł. wody. Różnica jest więc bardzo mała.



Rys. 108. Wykres depresji cieplnej w układzie b, t

3.5.2. Depresja cieplna w układzie Z, t (Woropajew, 1950)

Przyjmując dla dalszego uproszczenia, że ciśnienie powietrza p jest wprost proporcjonalne do wysokości jego słupa Z, otrzyma się

$$p = \gamma_{śr} \cdot Z$$

gdzie $\gamma_{śr}$ oznacza średni ciężar właściwy powietrza.

Po wstawieniu do (127) otrzyma się

$$h_t = \frac{\gamma_{śr}}{T_0} \oint_t Z \cdot dt \qquad (128)$$

Sporządzając wykres depresji cieplnej w układzie; głębokość Z i temperatura t, a po splanimetrowaniu otrzymanego pola mnożąc jego war-

tość przez średni ciężar właściwy powietrza ($\gamma_{śr} = 1{,}20$ lub $\gamma_{śr} = 1{,}25$) i dzieląc przez temperaturę odpowiadającą środkowi ciężkości wykresu Z, t ($T_0 = 273 + t_0$), otrzyma się szukaną wartość depresji cieplnej h_t.

3.5.3. Inne sposoby obliczania depresji naturalnej

W celu przybliżonego obliczenia depresji naturalnej stosuje się następujące wzory:

Wzór Protodiakonowa

$$h_n = 353 \cdot \left(\frac{Z_1}{T_1} - \frac{Z_1 - Z_2}{T} - \frac{Z_2}{T_2} \right) \tag{129}$$

gdzie

Z_1 i Z_2 — głębokości szybów wdechowego i wydechowego, m,
T_1 i T_2 — średnie absolutne temperatury powietrza w szybach wdechowym i wydechowym,
T — średnia arytmetyczna temperatur w podszybiu szybu wdechowego i w kanale wentylatora.

Wzór Weeksa daje wyniki bardziej dokładne

$$h_n = 10000 \cdot p \cdot \left(\frac{Z}{e^{RT_1}} - \frac{Z}{e^{RT_2}} \right) \tag{130}$$

gdzie p oznacza ciśnienie atmosferyczne w kG/cm² na poziomie wylotu szybów (przy $b = 760$ mm Hg $— p = 1{,}033$).

Ten sam wzór po rozłożeniu w szereg i odrzuceniu wyrazów, zaczynając od czwartego, przyjmie postać

$$h_n = 10000 \cdot p \cdot \frac{Z}{R} \cdot \left[\left(\frac{1}{T_1} - \frac{1}{T_2} \right) \right] + \frac{1}{2} \cdot \frac{Z}{R} \cdot \left(\frac{1}{T_1^2} - \frac{1}{T_2^2} \right) \tag{131}$$

Bezpośredni pomiar depresji naturalnej. Przeprowadza się go w sposób następujący: Po zatrzymaniu wentylatora zamyka się tamę w całym prądzie powietrza (np. zasuwę w kanale wentylatora) i mierzy się za pomocą depresjomierza różnicę ciśnień przed i za tamą. Różnica ta daje bezpośrednio wielkość depresji w mm sł. wody.

Prostym sposobem oznaczania depresji naturalnej jest zmierzenie ilości powietrza Q przepływającego przez kopalnię przy nieuruchomionym wentylatorze i otwartym zamknięciu szybu. Znając opór lub otwór równoznaczny kopalni (patrz poniżej) można obliczyć h_n.

3.6. Depresja naturalna części kopalni

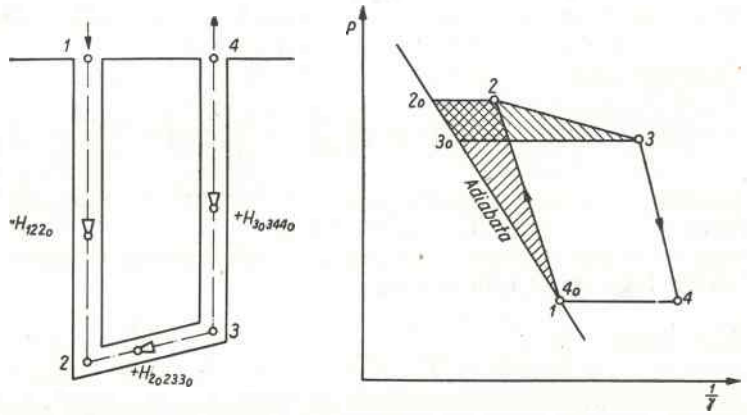
Pojęcie depresji naturalnej części kopalni można wyprowadzić na podstawie następującego rozumowania (Budryk, 1950).

Gdyby w wyrobiskach kopalnianych ciepło nie było ani doprowadzane do powietrza, ani też odbierane z niego, to na termodynamicznym wykresie pracy wszystkie punkty kopalni, w których przeprowadzony został pomiar ciśnienia i temperatury (rys. 109), leżałyby na jednej adiabacie, a wielkość depresji cieplnej równałaby się zeru. W przypadku istnienia na drodze powietrza wymiany cieplnej odpowiednie punkty na wykresie odsuwają się od adiabaty przeprowadzonej przez początkowy punkt *1*,

występuje depresja cieplna, a jej wartość w odniesieniu do całej kopalni określa wielkość pola *1-2-3-4-1*.

Wielkość depresji cieplnej na odcinku *1-2* określa teraz ujemne pole $1\text{-}2\text{-}2_0$ (ruch w kierunku przeciwnym do ruchu wskazówki zegara). Skutki tej depresji na ruch powietrza w kopalni będą takie same, jak w przypadku umieszczenia na odcinku *1-2* wentylatora o depresji mechanicznej tej samej wielkości (H_{122_0}) i działaniu przeciwnym do kierunku ruchu powietrza.

Na odcinku *2-3* wielkość lokalnej depresji cieplnej określa pole $2_0\text{-}2\text{-}3\text{-}3_0$ (dodatnie), a działanie jej jest równoznaczne z umieszczeniem między punktami *2* i *3* wentylatora o depresji $H_{2_0\ 233_0}$ i kierunku działania zgodnym z ruchem powietrza. Na odcinku *3-4* wielkość depresji cieplnej określa pole $3_0\text{-}3\text{-}4\text{-}4_0$ (dodatnie), a działanie jej jest takie same jak i wentylatora $H_{3_0\ 344_0}$. Algebraiczna suma wszystkich tych depresji lokalnych daje depresję cieplną całej kopalni, określoną wielkością pola *1-2-3-4-1*.



Rys. 109. Depresja cieplna części kopalni

Na tym miejscu należy zwrócić uwagę, że lokalna depresja cieplna niekoniecznie występuje tam, gdzie zachodzi wymiana cieplna. Na rys. 109 doprowadzenie ciepła do powietrza odbywa się częściowo na odcinku *1-2*, głównie zaś na odcinku *2-3*. Na wznoszącym się odcinku *3-4* ciepło jest odbierane od powietrza, co na pierwszy rzut oka powinno by przyczynić się do powstania w tym miejscu depresji ujemnej. W rzeczywistości jednak między punktami *3* i *4* występuje największa depresja lokalna $3_0\text{-}3\text{-}4\text{-}4_0$, gdy tymczasem na odcinku *2-3*, o małym wzniosie, depresja ta jest najmniejsza. Tłumaczy się to okolicznością, że o wielkości depresji cieplnej decyduje nie tylko temperatura powietrza, lecz i różnica poziomów końcowych punktów odcinka. W wyrobiskach zupełnie poziomych, pomimo wysokiego nawet ogrzania powietrza, lokalna depresja cieplna nie wystąpi, przejawi się ona natomiast na dalszej drodze w wyrobiskach wznoszących się.

Jak z tego wynika, dodatnia depresja cieplna występuje w kopalni tylko tam, gdzie powietrze ogrzane płynie do góry, tzn. od ciśnienia wyższego do niższego lub też gdy powietrze ochłodzone płynie na dół (od ciśnienia niższego do wyższego).

Wentylator wywołuje przed sobą depresję, za sobą zaś kompresję,

a więc przejście powietrza przez wentylator jest równoznaczne z ruchem powietrza w dół, toteż w tym miejscu w przypadku powietrza ogrzanego będzie występowała ujemna depresja cieplna, przeciwdziałająca depresji wentylatora. Opierając się na tym, dochodzi się do pozornie paradoksalnego wniosku, że ogrzanie powietrza w poziomym kanale wentylatora przyczynia się do pogorszenia przewietrzania.

Wręcz przeciwne zjawisko zajdzie w przypadku umieszczenia na drodze powietrza tamy z okienkiem. Tama taka przedstawia mniej lub więcej duży opór i przyczynia się do wywołania różnicy ciśnienia przed i za tamą. Powietrze przechodzi tu z ciśnienia większego do niższego, a więc podobnie jak w wyrobisku wznoszącym się. Ogrzanie powietrza w tym miejscu musi wywołać dodatnią depresję cieplną.

4. WYMIANA CIEPŁA W CZASIE RUCHU POWIETRZA

Powietrze w czasie ruchu pobiera lub też oddaje ciepło w różnych punktach kopalni. Na jakich odcinkach drogi powietrznej wymiana ta następuje, najlepiej ilustruje *wykres entropowy TS*.[1])

Jak wiadomo z termodynamiki, przyrost ciepła w kaloriach kilogramowych w odniesieniu do 1 kG czynnika wyraża się równaniem

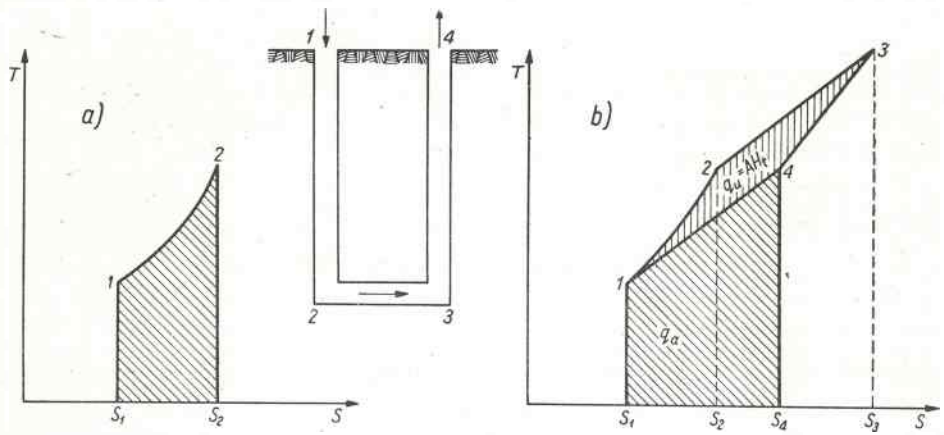
$$dq = T \cdot dS$$

gdzie

T — temperatura bezwzględna,

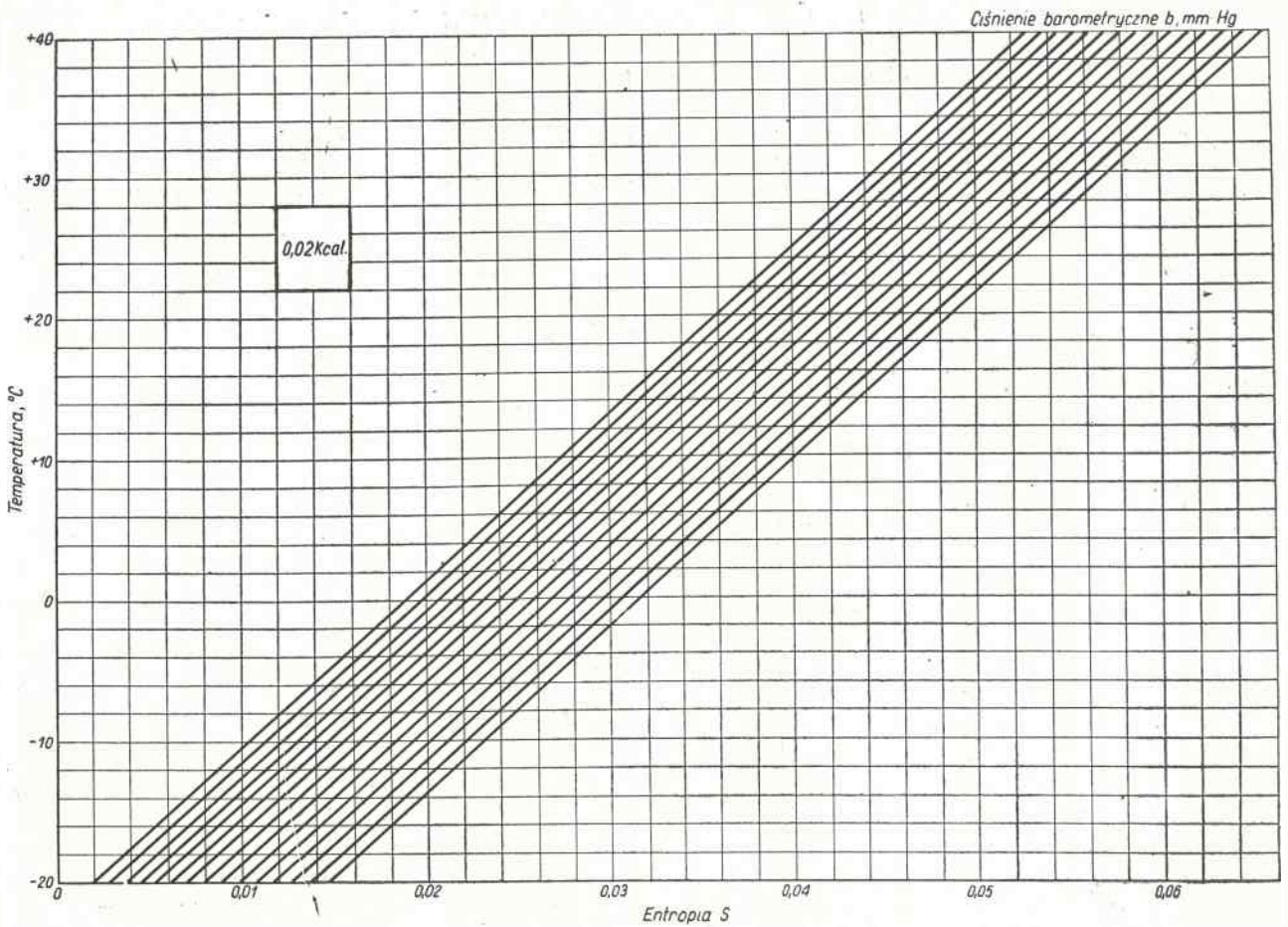
S — entropia.

Ponieważ bezwzględna wartość entropii nie jest znana, przeto za początek układu współrzędnych przyjmuje się dowolną wartość entropii i od niego odmierza się w kierunku osi odciętych przyrost entropii S, w kierunku zaś osi rzędnych — temperaturę bezwzględną T. W takim układzie współrzędnych krzywa przemiany termodynamicznej *1-2* (rys. 110 *a*) oraz rzędne końcowych punktów tej krzywej ograniczają pole S_1-*1-2*-S_2, przedstawiające ilość doprowadzonego do czynnika ciepła.



Rys. 110. Wykres entropowy dla powietrza płynącego w kopalni

[1]) Wykresy *TS* po raz pierwszy wykorzystał do zagadnień wentylacji H. Bystroń w swojej pracy dyplomowej (1950).



Rys. 111. Entropowy wykres izobar dla powietrza suchego; 1 cm² odpowiada 0,02 kcal

Z wykresu entropowego sporządzonego dla zamkniętego obiegu powietrza *1-2-3-4* w kopalni (rys. 110 *b*) wynika, że na drodze *1-2* w szybie wdechowym doprowadzona została do powietrza ilość ciepła S_1-*1-2*-S_2; a na dole w kopalni ilość ciepła S_2-*2-3*-S_3, w szybie wydechowym część ciepła S_3-*3-4*-S_4 została odebrana powietrzu, po wyjściu powietrza z tego szybu ciepło w ilości $q_a = S_4$-*4-1*-S_1 zostało oddane atmosferze zewnętrznej. Część ciepła zamieniona na wykonanie pracy użytecznej, czyli depresji cieplnej H_t, przedstawia pole

$$q_u = A \cdot H_t = 1\text{-}2\text{-}3\text{-}4$$

gdzie $A = \frac{1}{427}$ oznacza cieplny równoważnik pracy.

Jak z powyższego wynika, w czasie ruchu powietrza w kopalni jako całości została do niego doprowadzona ilość ciepła

$$q_u + q_a = AH_t + q_a$$

zamieniona zaś na pracę użyteczną część ciepła $q_u = AH_t$.

Stąd sprawność obiegu, czyli sprawność ciągu naturalnego kopalni, wynosi

$$\eta = \frac{AH_t}{AH_t + q_a} \tag{132}$$

Dla ułatwienia wykresów entropowych sporządzony został na rys. 111 wykres izobar w układzie *TS*.

Ilość wydzielonego ciepła w kopalni na dowolnym odcinku drogi powietrznej w odniesieniu do 1 kG powietrza może być obliczona za pomocą wzoru (Litwiniszyn, 1950)

$$q_{12} = A \cdot \left(\frac{v_2^2}{2g} - \frac{v_1^2}{2g} + z_2 - z_1 \right) + c_p \cdot (t_2 - t_1) \tag{132a}$$

gdzie $c_p = 0{,}24$ oznacza ciepło właściwe powietrza przy stałym ciśnieniu.

Przykład 1. Na odcinku szybu długości $z_1 - z_2 = 100$ m znajduje się rurociąg powietrza sprężonego, będący w głównej mierze źródłem ciepła. Pomierzone na początku i na końcu tego odcinka wielkości wynoszą

$$v_1 = v_2 = 4{,}2 \text{ m/sek}; \quad t_1 = 11{,}8\,^\circ\text{C}; \quad t_2 = 17{,}4\,^\circ\text{C}$$

przepływ powietrza $Q = 20$ m³/sek.

Za pomocą wzoru (132*a*) obliczono

$$q_{12} = \frac{1}{427} \cdot (-100) + 0{,}24 \cdot (17{,}4 - 11{,}8) = 1{,}11 \text{ kcal/kG}$$

Ilość wydzielanego ciepła w ciągu sekundy wynosi

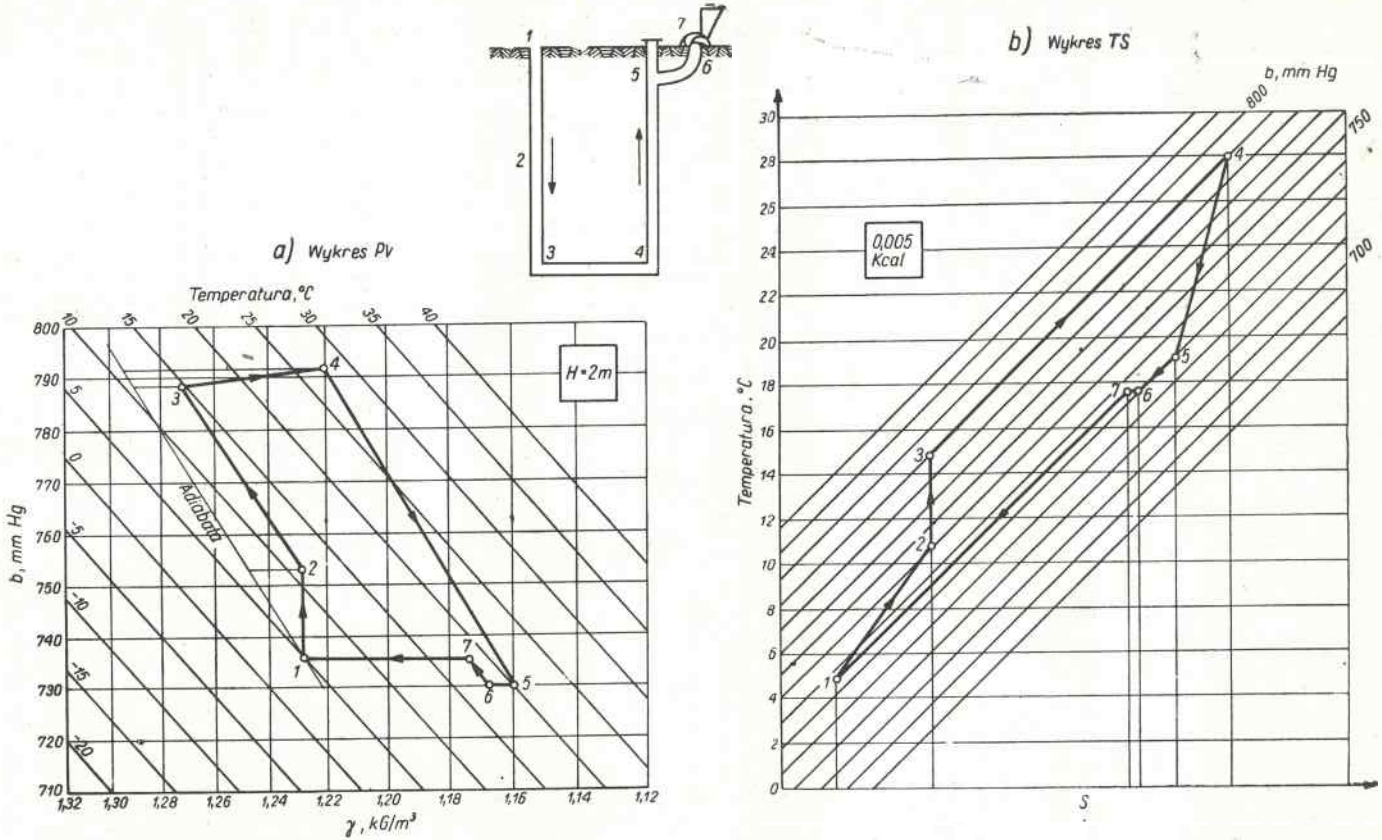
$$q_{12} \cdot Q \cdot \gamma = 1{,}11 \cdot 20 \cdot 1{,}2 = 27 \text{ kcal/sek}$$

Daje to na dobę około 2,3 mln kcal, co odpowiada ilości ciepła wytwarzającego się przy spalaniu 300 do 400 kG węgla kamiennego.

Przykład 2. Na drodze między wlotem szybu wdechowego i wylotem wydechowego zmierzono w kilku punktach ciśnienie barometryczne *b* i temperaturę *t*:

Punkt	*b*	*t*
1	735	5,0
2	752	11,0
3	789	14,5
4	791	28,0
5	730	19,0
6	760	17,5
7	735	17,5

Obliczyć dla poszczególnych odcinków wielkości występujących depresji cieplnych oraz ilości doprowadzanego lub odprowadzanego ciepła.



Rys. 112. Przykład wykresów pracy i ciepła dla danego obiegu powietrza

Na rys. 112 *a* wykonano wykres pracy *PV*, na rys. 112 *b* — wykres entropowy *TS*. Przeprowadzając przez punkt *1* (rys. 112 *a*) adiabatę [na podstawie wzoru (17)], a przez pozostałe punkty linie poziome, można obliczyć przez planimetrowanie odpowiednich powierzchni lokalne depresje cieplne na poszczególnych odcinkach. Z wykresu entropowego oblicza się wielkości wymiany cieplnej na tychże odcinkach. Wyniki obliczeń zestawiono obok tabelarycznie.

Naturalnie musi tu zachodzić związek

$$A \cdot H_t = q_u; \qquad \frac{1}{427} \cdot 29 = 0{,}068$$

Sprawność obiegu

$$\eta = \frac{0{,}068}{0{,}068 + 2{,}956} = 0{,}022$$

A więc tylko 2,2% ciepła wykorzystuje się na ruch powietrza, reszta zostaje oddana atmosferze zewnętrznej.

Odcinek	Lokalna depresja cieplna H_t m sł. powietrza	Wymiana cieplna kcal/kG
1—2	− 1,12	+ 0,955
2—3	− 4,95	0
3—4	− 0,69	+ 3,119
4—5	+ 38,00	− 0,534
5—6	0	− 0,360
6—7	− 2,24	− 0,156
atmosfera zewnętrzna *7—1*	0	$-2{,}956 = -q_a$
cały obieg	+ 29,0	$+0{,}068 = q_u$

5. DYNAMICZNE PODOBIEŃSTWO PRĄDÓW

W ostatnich czasach w różnych dziedzinach techniki bardzo dużą rolę odgrywają tzw. prawa podobieństwa. Prawa te umożliwiają prowadzenie doświadczeń nad modelami o mniejszych rozmiarach i rozszerzenie otrzymanych wyników na zjawiska zachodzące w naturze lub w modelach o dowolnych rozmiarach. Pozwalają one przenieść wyniki uzyskane w jednym środowisku (np. w wodzie) na środowiska inne (powietrze) i wyznaczyć dla ściśle określonych warunków interesujące nas współczynniki.

Dynamicznie podobnymi nazywa się takie prądy, w których wszystkie zjawiska są do siebie podobne zarówno pod względem geometrycznym, jak i mechanicznym (kierunek i stosunek działających sił).

Prawa podobieństwa w ogólnej postaci warunków sił ustalił już Newton; Helmholz odkrył (1873) hydrodynamiczne prawo podobieństwa, a Reynolds (1883) podał warunek podobieństwa dynamicznego dla przypadku ruchu płynów w przewodach, który sprowadza się do określenia pewnej liczby bezwymiarowej *Re* zwanej liczbą *Reynoldsa*

$$Re = \frac{v \cdot y}{\nu} \tag{133}$$

gdzie

y — charakterystyczny dla rozpatrywanego przypadku wymiar (np. średnica rury, szerokość kanału itp). m,

v — charakterystyczna prędkość (np. średnia prędkość prądu), m/sek,

ν — współczynnik lepkości kinematycznej (dla warunków kopalnianych można przyjmować $\nu = 14{,}4 \cdot 10^{-6}$ m²/sek, co odpowiada temperaturze 15 °C i ciśnieniu 760 mm Hg).

Dla rur o średnicy d liczba Reynoldsa przedstawia się zwykle w postaci

$$Re = \frac{v \cdot d}{\nu} \tag{134}$$

dla przypadku przewodu o dowolnym przekroju

$$Re = 4 \cdot \frac{S}{P} \cdot \frac{v}{\nu} \tag{135}$$

gdzie

S — przekrój przewodu, m²,

P — obwód przewodu, m.

Warunkiem dynamicznego podobieństwa prądów w dwóch geometrycznie podobnych przewodach jest zachowanie jednakowej wielkości liczby Re

$$\frac{S_1 \cdot v_1}{P_1 \cdot \nu_1} = \frac{S_2 \cdot v_2}{P_2 \cdot \nu_2}$$

Przy zachowaniu tego warunku zarówno rodzaj przepływu (regularny, burzliwy), jak i wielkość współczynnika oporu pozostają jednakowe, niezależnie od rodzaju płynu (powietrze, woda, olej itd.).

Przykład. W wyrobisku mającym wymiary 2×3 ($S_1 = 6$ m², $P_1 = 10$ m) płynie powietrze z prędkością $v_1 = 3$ m/sek. Należy obliczyć, przy jakiej prędkości powietrza v_2 w wyrobisku o wymiarach $1{,}5 \times 2{,}25$ ($S_2 = 3{,}375$, $P_2 = 7{,}5$) współczynnik oporu będzie taki sam jak i w pierwszym wyrobisku. Ponieważ $\nu_1 = \nu_2$, przeto

$$\frac{6 \cdot 3}{10} = \frac{3{,}375 \cdot v_2}{7{,}5}; \quad v_2 = 4 \text{ m/sek}$$

6. STRATA NAPORU

Wszystkie opory, które ma pokonać powietrze w czasie ruchu w wyrobiskach górniczych i które wywołują stratę naporu, mogą być odniesione do jednej z następujących kategorii:

— oporów tarcia o ściany wyrobisk,

— oporów czołowych, wywołanych obecnością ciał w przekroju wyrobiska,

— oporów lokalnych wywołanych nagłym zwężeniem lub rozszerzeniem przekroju, skrętami itp.

6.1. Pomiar straty naporu

Pomiar straty naporu W dla całości kopalni lub obiegów zamkniętych sprowadza się do pomiaru całkowitej depresji ΣH_m wentylatorów znajdujących się na drodze powietrza oraz depresji naturalnej dla tego obiegu H_n. Zgodnie z wzorem (120) otrzymuje się

$$W = \Sigma H_m + H_n$$

W celu obliczenia straty naporu między dwoma punktami *1* i *2* przewodu lub kopalni, jeżeli między nimi nie znajduje się wentylator, stosuje się wzór (91)

$$W_{12} = H_{st_{12}} + H_{d_{12}}$$

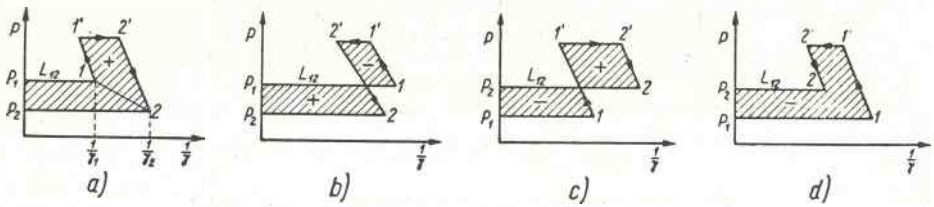
Gdy między tymi punktami znajdują się wentylatory o sumarycznej depresji ΣH_m, strata naporu wynosi (103)

$$W_{12} = H_{st_{12}} + H_{d_{12}} + \Sigma H_m$$

Wielkość *depresji dynamicznej* może być łatwo obliczona na podstawie średniej prędkości powietrza w początkowym i końcowym przekroju badanego odcinka (93)

$$H_d = \frac{v_1^2 - v_2^2}{2g}$$

Przy niedużych prędkościach wartość H_d jest bardzo mała i może być w ogóle nie brana pod uwagę. Im wyższe są prędkości, tym większy wpływ wywierają one na H_d i tym dokładniej powinno się je mierzyć.



Rys. 113. Wykresy pracy L_{12} dla odcinka przewodu

Dla obliczenia depresji statycznej (92)

$$H_{st} = z_1 - z_2 - \int_1^2 \frac{dp}{\gamma}$$

należy pomierzyć (przez niwelację) różnice poziomów $(z_1\text{-}z_2)$ w metrach oraz wyznaczyć wartość całki (94)

$$L_{12} = -\int_1^2 \frac{dp}{\gamma}$$

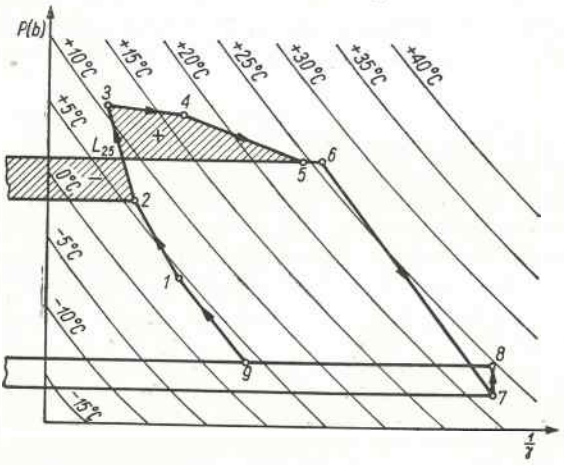
Wartość ta wyraża powierzchnię pewnego pola (rys. 89), a wielkość jej zależna jest od kształtu krzywej między punktami *1* i *2*. Dla wykreślenia tej krzywej powinny być w odpowiednich miejscach (*1'*, *2'*) między punktami *1* i *2* pomierzone: ciśnienie barometryczne b, temperatura t oraz ewentualnie wilgotność (prężność pary e). W rezultacie dla pewnego

odcinka *1-2* kopalni otrzymuje się odpowiedni wykres, w którym zależnie od kierunku obiegu występują dodatnie lub ujemne części pól (rys. 113). Przez splanimetrowanie tych pól otrzymuje się L_{12}, a po dodaniu różnicy poziomów $(z_1\text{-}z_2)$ początkowego i końcowego punktu badanego odcinka statyczny spadek naporu będzie wynosił

$$H_{st} = L_{12} + (z_1\text{-}z_2)$$

Mając wykres pracy dla całości kopalni (np. rys. 107), można z łatwością przedstawić na tymże wykresie pola, które odpowiadają pracy technicznej L dla odnośnych odcinków kopalni, przeprowadzając przez punkty wykresu, odpowiadające początkowemu i końcowemu punktowi odcinka, proste równoległe do osi odciętych. Na przykład pracę techniczną L_{25} dla części kopalni między punktami *2* i *5* (rys. 106 i 107) wyraża pole zakreskowane na rys. 114.

Przy obliczaniu podanym sposobem wielkości spadku naporu należy mieć na uwadze, że mniejsza dokładność pomiaru ciśnienia we wszystkich pośrednich punktach (*3* i *4*, rys. 114) nie wywiera większego wpływu na



Rys. 114. Wykres pracy technicznej dla części kopalni *2-5*

dokładność oznaczenia L; bardzo duży wpływ natomiast wywiera dokładność pomiaru ciśnienia w początkowym *2* i końcowym *5* punkcie badanej części kopalni, a raczej różnica ciśnień $(p_2\text{-}p_5)$ w tych punktach. Uwaga ta dotyczy również pomiaru depresji kopalni jako całości: największej dokładności wymaga się przy pomiarze depresji wentylatora.

W praktyce stosuje się zwykle *uproszczone sposoby* obliczania straty naporu.

Ze względu na to, że powierzchnia pola *1-1'-2'-2* (rys. 113 *a*) jest w wielu przypadkach (np. przy znacznej różnicy $p_1\text{-}p_2$) bardzo mała w porównaniu z powierzchnią $p_1\text{-}1\text{-}2\text{-}p_2$, można często dla uproszczenia ograniczyć się do pomierzenia lub obliczenia tylko tej ostatniej. Wprowadzając takie uproszczenia otrzyma się (rys. 113 *a*) w przybliżeniu

$$L_{12} = \frac{\frac{1}{\gamma_1} + \frac{1}{\gamma_2}}{2} \cdot (p_1 - p_2) = \frac{1}{\gamma_{śr}} \cdot (p_1 - p_2)$$

$$H_{st} = \frac{\frac{1}{\gamma_1} + \frac{1}{\gamma_2}}{2} \cdot (p_1 - p_2) + (z_1 - z_2) \tag{136}$$

Wzór ten będzie dawał zupełnie dokładne wyniki, jeżeli na całej długości odcinka *1-2* zachodzi jeden tylko rodzaj przemiany termodynamicznej, jak to jest często w wyrobiskach o jednakowym nachyleniu.

Dla obliczenia depresji w mm H_2O

$$h_{st} = \gamma_{śr} \cdot H_{st} = \frac{2}{\frac{1}{\gamma_1} + \frac{1}{\gamma_2}} \cdot H_{st} = (p_1 - p_2) + \frac{2 \cdot (z_1 - z_2)}{\frac{1}{\gamma_1} + \frac{1}{\gamma_2}} \tag{137}$$

Wartości γ_1 i γ_2 oblicza się za pomocą odpowiedniego wzoru (np. 37), ciśnienie zaś p_1 i p_2, mierzy się za pomocą barometru lub innych przyrządów, jak statoskopy, hipsometry i deprymometry.

Barometry — aneroidy dają w najlepszym razie dokładność do 0,5 mm Hg, czyli około 7 mm H_2O. *Statoskopy* są to aneroidy specjalnej konstrukcji; umożliwiają one pomiary z dokładnością do kilku mm H_2O (odczyty przybliżone do 0,1 mm Hg, czyli 1,4 mm H_2O). Działanie *hipsometrów* oparte jest na zmianach temperatury wrzenia wody pod wpływem zmian ciśnienia powietrza; dokładność pomiarów dochodzi do 0,025 mm Hg = 0,35 mm H_2O.

Działanie *deprymometrów* oparte jest na zmianie objętości pewnej stałej ilości powietrza zawartego w przyrządzie pod wpływem zmian ciśnienia powietrza zewnętrznego. Dla utrzymania stałej temperatury powietrza w przyrządzie otacza się go lodem. Dokładność pomiarów dochodzi tu do 0,1 mm H_2O. Pomiary najlepiej powinny przeprowadzać jednocześnie dwie osoby, znajdujące się w początkowym i końcowym punkcie badanej części kopalni.

Zwykle w praktyce przyjmuje się $\gamma_1 = \gamma_2 = \gamma = \text{const}$, a wówczas wzór (137) upraszcza się do postaci

$$h_{st} = (p_1 - p_2) + \gamma \cdot (z_1 - z_2) \tag{138}$$

Wielkość h_{st} może być zmierzona bezpośrednio za pomocą *manometru* lub *mikromanometru*. W tym celu łączy się go (zwykle za pomocą grubościennych rurek gumowych) z rurkami statycznymi, umieszczonymi w początkowym *1* i końcowym *2* punkcie przewodu (rys. 115).

Mikromanometr umieszczony w punkcie *3* wykaże różnicę ciśnienia $(p_3' - p_3'')$.

Ponieważ w rurkach gumowych *3-1* i *3-2* nie ma ruchu powietrza, przeto nie ma również i spadku naporu ($h_{st} = 0$), a wobec tego można napisać (138)

$$(p_3' - p) + \gamma \cdot (z_3 - z_1) = 0$$
$$(p_3'' - p_2) + \gamma \cdot (z_3 - z_2) = 0$$

Odejmując te dwa równania otrzymuje się

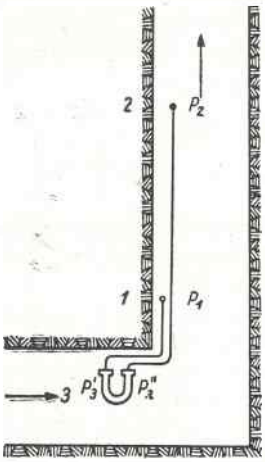
$$(p_3' - p_3'') - (p_1 - p_2) - \gamma \cdot (z_1 - z_2) = 0$$

Po porównaniu z równaniem (138) otrzymuje się

$$h_{st} = p_3' - p_3'' \tag{139}$$

a więc *mikromanometr wskazuje bezpośrednio depresję statyczną*. Dla wyrównania temperatury powietrza w rurkach jest konieczne, aby rurki

te pozostawiono przez pewien czas w miejscu pomiaru. Poza tym wskazane jest, ażeby przed pomiarem końce rurek były otwarte (nie połączone z mikromanometrem). W przypadku użycia zamiast rurek statycznych rurek dynamicznych mikromanometr wskaże depresję całkowitą.



Rys. 115. Pomiar depresji statycznej za pomocą manometru

Przykład. Wielkości pomierzone (rys. 115) w dwu punktach *1* i *2*:
różnica poziomów: $z_1 - z_2 = -93{,}6$ m;
ciśnienia barometryczne: $b_1 = 814{,}9$ mm Hg; $b_2 = 806$ mm Hg;
temperatury na termometrze suchym: $t_1 = 23{,}3\ ^\circ C$; $t_2 = 21{,}9\ ^\circ C$;
temperatury na termometrze wilgotnym: $t'_1 = 22{,}5\ ^\circ C$; $t'_2 = 21{,}4\ ^\circ C$;
prędkości powietrza: $v_1 = 2{,}1$ m/sek; $v_2 = 4{,}0$ m/sek.

Prężność pary w powietrzu (wzór (9) i tablica 11):

$$e_1 = 20{,}5 - 0{,}5 \cdot (23{,}3 - 22{,}5) \cdot \frac{814{,}9}{755} = 20{,}1 \text{ mm Hg}$$

$$e_2 = 19{,}1 - 0{,}5 \cdot (21{,}9 - 21{,}4) \cdot \frac{806{,}0}{755} = 18{,}8 \text{ mm Hg}$$

Ciężar właściwy powietrza wzór (37):

$$\gamma_1 = \frac{0{,}4645}{273 + 23{,}3} \cdot (814{,}9 - 0{,}378 \cdot 20{,}1) = 1{,}264 \text{ kG/m}^3$$

$$\gamma_2 = \frac{0{,}4645}{273 + 21{,}4} \cdot (806{,}0 - 0{,}378 \cdot 18{,}8) = 1{,}260 \text{ kG/m}^3$$

Depresja statyczna, wzór (136)

$$H_{st} = \frac{\frac{1}{1{,}264} + \frac{1}{1{,}260}}{2} \cdot (814{,}9 - 806{,}0) \cdot 13{,}6 - 93{,}6 = 2{,}3 \text{ m sł. powietrza}$$

Strata naporu, wzory (91) i (93)

$$W = H_{st} + \frac{v_1^2 - v_2^2}{2g} = 2{,}3 + \frac{2{,}1^2 - 4{,}0^2}{2 \cdot 9{,}81} = 1{,}7 \text{ m sł. powietrza}$$

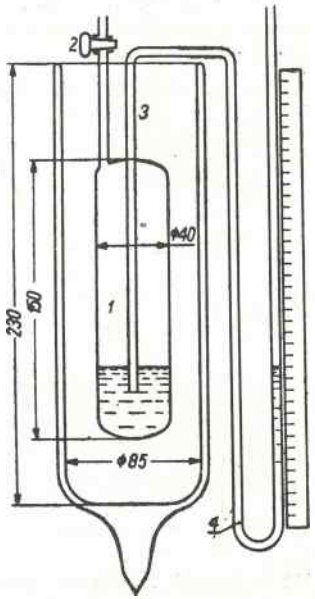
Odpowiednie wielkości w mm H_2O, wzór (137)

$$h_{st} = (814{,}9 - 806{,}0) \cdot 13{,}6 - \frac{2 \cdot 93{,}6}{\frac{1}{1{,}264} + \frac{1}{1{,}260}} = 2{,}9 \text{ mm } H_2O$$

$$w = \frac{2}{\frac{1}{1{,}264} + \frac{1}{1{,}260}} \cdot 1{,}7 = 2{,}1 \text{ mm } H_2O$$

Stosowane do pomiarów przyrządy typu barometrów (aneroid, statoskop) wykazują dużą bezwładność przy szybkiej zmianie ciśnienia. Przy dokonywaniu aneroidem pomiarów w miejscach o niedużej różnicy poziomów można uważać odczyty za miarodajne dopiero po upływie 20 do 30 min. Przy dużej różnicy poziomów potrzebny jest czas znacznie dłuższy. Ta właściwość aneroidów cechuje również statoskopy.

Deprymometr jest przyrządem najdokładniejszym i najodpowiedniejszym dla kopalń. Pierwszy tego rodzaju przyrząd, zwany barometrem różnicowym, skonstruował jeszcze w roku 1875 Mendelejew. Dla celów górniczych deprymometr został wprowadzony przez Ricateau i Hauveta. Na rys. 116 przedstawiony został schemat deprymometru konstrukcji



Rys. 116. Schemat deprymometru konstrukcji Komarowa i Geskina (1937)

Komarowa i Geskina. Szklane naczynie *1* umieszczone jest w termosie i zaopatrzone kurkiem *2*. Wtopiona w naczynie rurka *3* nie dochodzi do dna naczynia, rurka zaś *4* wygięta jest w kształcie litery U. Do naczynia *1* nalewa się oczyszczonej i zabarwionej nafty, która wypełnia również rurkę *3*. Przy otwartym kurku *2* poziom nafty ustala się w prawym kolanie rurki *4* na tym samym poziomie co w naczyniu *1*. Termos wypełnia się aż do góry ubitym lodem. Po ustaleniu się temperatury w naczyniu *1*, na co potrzeba 15 do 20 min, zamyka się kurek *2* i przyrząd przenosi się do miejsca pomiaru. Różnica odczytów w dwóch punktach kopalni pomnożona przez ciężar właściwy nafty daje różnicę ciśnienia w mm sł. wody. Ze względu na duży stosunek średnic naczynia i rurki można nie uwzględniać przy pomiarze zmian poziomu nafty w naczyniu.

6.2. Wzory na stratę naporu wskutek oporów tarcia

Strata naporu, czyli praca zużyta na przeprowadzenie jednostki ciężaru lub objętości powietrza, nie jest jednakowa dla każdego przewodu. Zależy ona od jego oporu i od rodzaju ruchu powietrza.

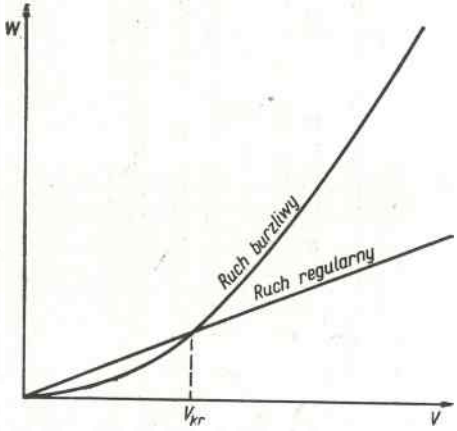
Rozróżnia się dwa rodzaje przepływu (ruchu) płynów przez przewody: przepływ *regularny* (laminarny) i przepływ *burzliwy* (turbulentny)..

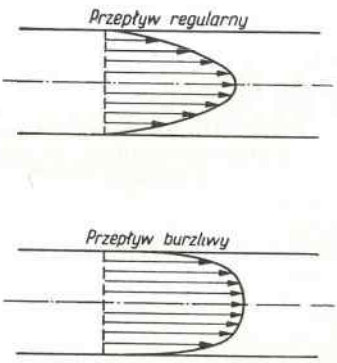
Przy przepływie *regularnym* tory wszystkich cząstek płynu są równoległe do ścian przewodu, ruch jest trwały, a strata naporu jest wprost proporcjonalna do *pierwszej potęgi prędkości* v (prawo Poiseuille'a)

$$W = k \cdot \frac{\nu}{g} \cdot \frac{L \cdot v}{S} \tag{140}$$

gdzie

k — współczynnik proporcjonalności,
ν — współczynnik lepkości kinematycznej, m²/sek,
L — długość przewodu, m,
v — średnia prędkość, m/sek,
S — przekrój przewodu, m²,
W — strata naporu, m sł. płynu.





Rys. 117 *(z lewej)*. Zależność spadku naporu W od średniej prędkości v
Rys. 118 *(z prawej)*. Rozkład prędkości przy ruchu regularnym i burzliwym

Przy przepływie *burzliwym* występują ruchy wahadłowe, przepływ jest nietrwały, a strata naporu jest w przybliżeniu proporcjonalna do *kwadratu prędkości*. Do oznaczania straty naporu w mm sł. wody przy ruchu powietrza w wyrobiskach służy empiryczny wzór Girarda (1821) i d'Aubuissona (1828)

$$w = \lambda \cdot \frac{L \cdot P}{S} \cdot \frac{v^2}{2g} \cdot \gamma \tag{141}$$

lub w m sł. powietrza

$$W = \frac{w}{\gamma} = \lambda \cdot \frac{L \cdot P}{S} \cdot \frac{v^2}{2g} \tag{142}$$

gdzie

λ — współczynnik oporu (wielkość bezwymiarowa),
P — obwód przewodu, m.

Rysunek 117 podaje zależność spadku naporu W od średniej prędkości v. Przy prędkościach mniejszych od tzw. *prędkości krytycznej* v_{kr} ustala się ruch regularny, przy większych — ruch burzliwy. Rozkład

prędkości w przewodzie przy obu tych rodzajach ruchu jest odmienny (rys. 118), a mianowicie przy ruchu burzliwym prędkość w środkowej części przewodu (z wyjątkiem jedynie warstwy przyścianowej) jest bardziej jednostajna.

Prędkość płynu bezpośrednio przy ściankach przewodu jest równa zeru; płyn jak gdyby przylepia się do ścianek, tworząc warstwę powierzchniową, w której ruch jest zawsze laminarny. W miarę oddalania się od ścianki prędkość szybko wzrasta.

Przy ruchu laminarnym rozkład prędkości ma kształt paraboli drugiego stopnia, przy czym prędkość średnia jest tu równa połowie największej prędkości (w osi przewodu)

$$v = 0{,}5\ v_{max}$$

Przy ruchu burzliwym prędkość średnia wynosi

$$v = 0{,}838 \cdot v_{max} \text{ do } 0{,}875 \cdot v_{max}$$

i jest tym większa, im większa jest liczba Reynoldsa.

Przejście z ruchu regularnego do ruchu burzliwego zgodnie z prawem dynamicznego podobieństwa powinno odbywać się przy tych samych wartościach liczby Reynoldsa. Liczba dla momentu przejścia ze stanu regularnego w burzliwy nosi nazwę *liczby krytycznej* Re_{kr}.

Przy dostatecznie długich rurach

$$Re_{kr} = 2300$$

ściśle biorąc przy wartościach Re w granicach $2000 < Re < 3000$ występuje stan równowagi bardzo nietrwałej.

Prędkość przy krytycznej liczbie Reynoldsa nosi nazwę prędkości krytycznej (135)

$$v_{kr} = 0{,}25 \cdot Re_{kr} \cdot \frac{S}{P} \cdot \nu \tag{143}$$

W wyrobiskach górniczych zależność między P i S może być w przybliżeniu wyrażona wzorem (Szwyrkow)

$$P = 4{,}16 \cdot \sqrt{S} \tag{144}$$

Wzór ten daje na ogół błąd poniżej 3%.

Opierając się na tym wzorze oraz przyjmując $Re_{kr} = 2300$ oraz $\nu = 15 \cdot 10^{-6}$, otrzyma się (143)

dla S, m²	1	2	4	6	8
v_{kr}, m/sek	0,035	0,024	0,017	0,014	0,011

Prędkości te są bardzo małe i praktycznie nie odgrywają w kopalniach roli, a więc przy ruchu powietrza w wyrobiskach należy liczyć się wyłącznie prawie z przepływem burzliwym. W rzeczywistości kwestia rodzaju ruchu w warunkach kopalnianych nie jest jeszcze należycie wyjaśniona i np. badania przeprowadzone w angielskich kopalniach przez Hay'a i Cooke'a (1923) wskazują, że spadek naporu jest proporcjonalny do kwadratu prędkości (ruch burzliwy) dopiero przy $Re > 300\,000$ do 350 000 ($v > 1{,}5$ do 1,8). Przy prędkościach mniejszych stan jest nietrwały i stanowi przejście ze stanu burzliwego do stanu regularnego; granica ruchu regularnego, której nie dało się ustalić w wyrobiskach, jest przypuszczalnie bardzo niska.

Im mniej gładkie są ściany przewodu, tym przy mniejszej prędkości ruch regularny przechodzi w burzliwy. Jest to jeden z powodów, że w warunkach kopalnianych ruch regularny jest bardzo mało prawdopo-

dobny. Może on być np. przy przesączaniu się powietrza przez podsadzkę i przez szczeliny; nie wykluczony jest również bardzo powolny ruch regularny przez stare zroby.

Jak z tego wynika, ruch powietrza w wyrobiskach zbliżony jest do ruchu burzliwego, a wskutek tego przy wszelkich dalszych rozważaniach stosowany jest wzór Girarda i d'Aubuissona (141). Po wstawieniu do tego wzoru

$$v = \frac{Q}{S}; \quad \frac{\lambda \cdot \gamma}{2g} = \alpha \frac{kG \cdot sek^2}{m^4} \tag{145}$$

otrzyma się dla przewodów prostoosiowych

$$w = \frac{\lambda}{2g} \cdot \gamma \cdot \frac{L \cdot P}{S^3} \cdot Q^2$$

$$w = \alpha \cdot \frac{L \cdot P}{S^3} \cdot Q^2 \tag{146}$$

Przy pomiarach S i P należy uwzględniać powierzchnie przepływu i obwód, wewnątrz którego rzeczywiście płynie powietrze. Wobec tego w wyrobiskach obudowanych odrzwiami należy mierzyć S i P wewnątrz obudowy, a nie w wyłomie wyrobiska.

6.3. Współczynniki oporu

Wartość współczynnika oporu α zależy zarówno od liczby Reynoldsa, jak i od stopnia nierówności i chropowatości ścian przewodu. Przez chropowatość względną ścianek przewodu należy rozumieć (w przypadku rur okrągłych) stosunek

$$n = \frac{k}{r}$$

gdzie

k — średnia wielkość występów na ściankach przewodu,

r — promień przewodu (dla przewodów nieokrągłych zamiast r przyjmuje się $\frac{2 \cdot S}{P}$).

Wyniki badań wielkości współczynników tarcia przeprowadzone przez Nikuradze w roku 1929 zostały przedstawione na rys. 119. Krzywe *II* do *VII* na rys. 119 odnoszą się do wyników badań przepływu w przewodach (rurach) o różnym stopniu chropowatości. Z podanego wykresu można wyciągnąć następujące ważne wnioski:

1. Przy małych wartościach *Re*, poniżej 2000 (lg *Re* = 3,3) jest ruch regularny (lewa linia nachylona); współczynnik tarcia zmniejsza się ze wzrostem *Re* (a więc i prędkości v) i nie zależy od chropowatości ścian. Zależność α od *Re* przedstawia się tu w postaci wzoru

$$\alpha = \frac{0{,}98}{Re} \tag{147}$$

2. Przy większej wartości *Re* następuje stopniowe przejście do ruchu burzliwego; współczynniki tarcia wzrastają i zależą zarówno od *Re*, jak i chropowatości ścian.

3. Po przekroczeniu pewnej wartości Re (rzędu 100 000) współczynniki tarcia stają się stałymi i zależą tylko od chropowatości ścian.

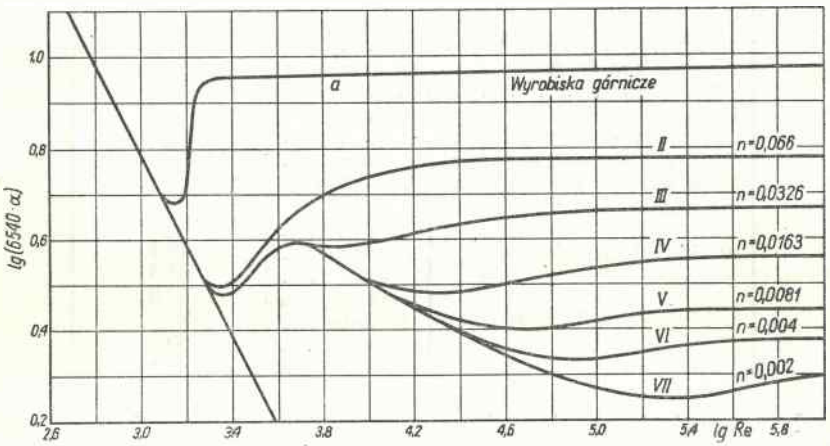
Analogiczne wyniki uzyskano również (Mustel) i dla wyrobisk górniczych (krzywa a na rys. 119), z tą jedynie różnicą, że wskutek większej chropowatości obudowy górniczej przejście z ruchu regularnego do burzliwego następuje wcześniej, przy mniejszej wartości liczby Reynoldsa ($Re = 1500$, $\lg Re = 3{,}17$).

Dla bardzo dużych wartości Re Nikuradze podaje następujący wzór

$$\alpha = \frac{0{,}015}{\left(1{,}67 + 2{,}04 \cdot \lg \frac{r}{k}\right)^2} \tag{148}$$

Według Richtera

dla rud blaszanych, k	2,5 mm
dla desek nieheblowanych, k	7 mm
dla muru z cegły, k	10 mm



Rys. 119. Zależność współczynnika tarcia od liczby Reynoldsa

Jeżeli wyrobisko na części obwodu P_1 ma jeden rodzaj chropowatości (np. dla obudowy betonowej), na drugiej zaś części obwodu P_2 inną chropowatość (np. dla skały bez obudowy), itd., to wypadkowa wartość współczynnika wynosi

$$\alpha = \alpha_1 \cdot \frac{P_1}{P} + \alpha_2 \cdot \frac{P_2}{P} + \ldots = \frac{\sum_1^n \alpha_i \cdot P_i}{P} \tag{149}$$

gdzie $P = \sum_i^n P_i$.

Dla obliczeń praktycznych przyjmować można wartości współczynników podane w tablicy 24.

Przykład. Spód wyrobiska czysty ($P_1 = 3$; $\alpha_1 = 7 \cdot 10^{-4}$); ściany i piętro obudowane nie wygładzonym betonem ($P_2 = 7$; $\alpha_2 = 2{,}5 \cdot 10^{-4}$); $P = 3 + 7 = 10$.

(149) $$\alpha = \frac{7 \cdot 3 \cdot 10^{-4} + 2{,}5 \cdot 7 \cdot 10^{-4}}{10} = 3{,}85 \cdot 10^{-4}$$

6.4. Opór ciał znajdujących się w prądzie

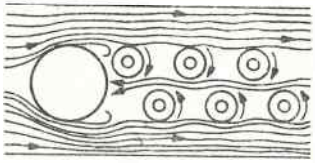
Jeżeli w prądzie powietrza umieszczone jest ciało sztywne, to w najbliższym sąsiedztwie jego powierzchni wytwarza się warstwa powierzchniowa o grubości nie przekraczającej ułamka mm. W warstwie tej na samej powierzchni ciała prędkości są równe 0. W miarę oddalania się od tej powierzchni prędkości ulegają szybkim zmianom, osiągając na zewnętrznej granicy warstwy powierzchniowej wartości zbliżone do prędkości prądu poza ciałem. O rodzaju i wielkości powstających sił decyduje sposób, w jaki odbywa się spływ warstwy powierzchniowej z ciała w tylnej jego części.

Tablica 24

Współczynniki oporu dla różnych rodzajów chropowatości ścian przewodu

Rodzaj chropowatości		$\alpha \cdot 10^4$
Dobrze wygładzony beton		1,5
Beton niewygładzony, deski nieheblowane, cegła		2,5
Ociosy w węglu bez obudowy		7,0
Czysty spód wyrobiska		6,0 ÷ 8,0
Spód zanieczyszczony miałem skalnym .		8,0 ÷ 10,0
Spód bardzo zanieczyszczony, nierówny		10,0 ÷ 15,0
Wyrobisko bez obudowy:		
w skałach osadowych	min . . .	5,7
	średnio . .	10,4
	maks . .	13,3
w skałach wybuchowych	min . . .	17,0
	średnio . .	27,5
	maks . .	35,9

Bryły wydłużone w kierunku przepływu, o wymiarach poprzecznych niewielkich w stosunku do długości, smukłych kształtach i ostrym zakończeniu z tyłu (kształt aerodynamiczny), stawiają prądowi tylko mały opór. Jedyną przyczyną oporu jest w tym przypadku tarcie powierzchniowe, wynikające ze znacznych zmian prędkości w warstwie.



Rys. 120. Ruch wirowy za walcem

Przez nadanie odpowiedniego kształtu bryłom obrotowym udaje się zmniejszyć ich opór do 1/27 oporu okrągłej płytki, której pole jest równe największemu przekrojowi poprzecznemu bryły.

Ciała o znacznych wymiarach poprzecznych w stosunku do długości i pozbawione ostrego zakończenia z tyłu (np. kula, walec o profilu kołowym, płyta ustawiona prostopadle do przepływu itp.) stawiają duży opór z powodu oderwania warstwy powierzchniowej i powstawania wirów (rys. 120). Wskutek tego powstaje znaczna siła wypadkowa (opór oderwania)

$$P_x = C_x \cdot F \cdot \frac{v^2}{2g} \cdot \gamma \quad kG \tag{150}$$

gdzie

F — pole największego przekroju poprzecznego, m^2,

C — pewien bezwymiarowy współczynnik oporu czołowego, zależny od kształtu ciała i liczby Reynoldsa; w wielu przypadkach można go uważać za wielkość stałą.

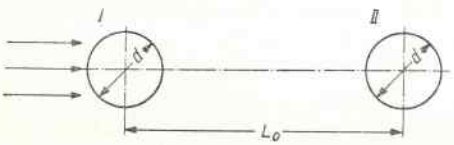
Strata energii w jednostce czasu, jaka musi być zużyta na pokonanie tego oporu, wynosi

$$N = P_x \cdot v = C_x \cdot F \cdot v^3 \cdot \frac{\gamma}{2g}$$

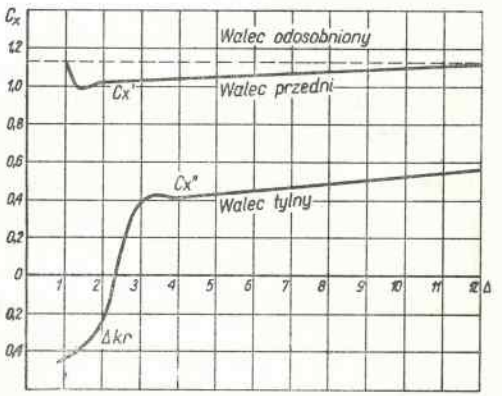
Odnosząc tę energię do 1 m^3 przepływającego przez wyrobisko powietrza, otrzyma się *spadek naporu* w mm H_2O, *wywołany obecnością danego ciała w prądzie powietrza*

$$w = \frac{N}{Q} = \frac{N}{(S-F)\cdot v} = C_x \cdot \frac{F}{S-F} \cdot \frac{v^2}{2g} \cdot \gamma = \frac{C_x}{2g} \cdot \gamma \cdot \frac{F}{(S-F)^3} \cdot Q^2 \tag{151}$$

W praktyce kopalnianej będzie miał znaczenie przede wszystkim wpływ obecności obudowy drewnianej w wyrobisku, dla której współczynnik C_x może być przyjęty $C_x = 1{,}2$.



Rys. 121. Umieszczenie w prądzie dwóch stojaków jeden za drugim



Rys. 122 *(z prawej)*. Zależność współczynników oporu czołowego od kalibru podłużnego

Przykład. W wyrobisku 2 × 2 m umieszczony jest stojak o średnicy 0,2 m. Prędkość prądu $v = 5$ m/sek. Dla tych warunków $S = 4$ m^2; $F = 0{,}2 \cdot 2 = 0{,}4$ m^2; $\gamma = 1{,}2$.

(151) $$w = 1{,}2 \cdot \frac{0{,}4}{4-0{,}4} \cdot \frac{5^2 \cdot 1{,}2}{2 \cdot 9{,}81} = 0{,}2 \text{ mm } H_2O$$

Oprócz tej straty naporu dołącza się jeszcze pewna strata wskutek zmniejszenia przez stojak przekroju przepływu, która jednak w tym przypadku będzie nieduża.

W razie umieszczenia w prądzie dwóch walców (stojaków) o średnicy d, jeden za drugim w odległości L_0 (rys. 121), współczynniki oporu czołowego dla każdego z nich są różne i odmienne od takiego współczynnika dla walca odosobnionego. Wielkości C_x' i C_x'' dla walca przedniego *I* i tylnego *II* są zależne od tzw. *podłużnego kalibru* (rys. 122).

$$\Delta = \frac{L_0}{d} \tag{152}$$

Z wykresu przedstawionego na rys. 122 wyciągnąć można następujące wnioski:

— wpływ walca tylnego *II* na przedni *I* jest mniejszy aniżeli wpływ przedniego na tylni,

— opór wyrobisk górniczych z obudową drewnianą w dużym stopniu zależy od kalibru obudowy Δ,

— liczbowa zmiana współczynnika C_x' tylnego walca ma swoją strefę krytyczną Δ_{kr}, charakteryzującą się niestałością równowagi oraz możliwością dużych wahań współczynnika oporu,

— współczynnik C_x'' może mieć nawet wartość ujemną wskutek wpływu zniżki ciśnienia, która powstaje poza umieszczonym w prądzie walcem przednim.

Jeżeli chodzi o wzajemny wpływ dwóch belek o przekroju prostokątnym, np. belek szybowych, to jest on podobny do rozpatrzonego wzajemnego wpływu dwóch walców. Dla belek takich (Franke i Mathes) Δ_{kr} równa się 5,5. Przy $\Delta < \Delta_{kr}$ pierwsza belka działa na drugą w taki sposób, że współczynnik jej oporu czołowego C_x'' staje się wielkością ujemną (nie obserwuje się tego przy $\Delta > \Delta_{kr}$), ale już trzecia belka ma ten współczynnik dodatni, liczbowa jego wartość jest mniejsza aniżeli belki pierwszej. Współczynnik C_x dla wszystkich dalszych belek w miarę ich oddalania się od pierwszej stopniowo maleje i zbliża się asymptotycznie do pewnej wielkości stałej. Praktycznie można przyjąć, że tę stałą wartość osiąga się już począwszy od 7 do 10 belki.

Na podstawie wyników doświadczeń różnych badaczy można w przybliżeniu przyjąć, że ta stała wielkość wyrażona w procentach wielkości współczynnika oporu czołowego stojaka odosobnionego czy też belki wynosi przy $\Delta > \Delta_{kr}$, jak to podano w tablicy 25.

Tablica 25

Wielkość czołowego oporu stojaka (lub belki) zależnie od podłużnego kalibru obudowy

Δ	3	4	5	6	8	10	12	15	18	20
C_x ,%	19	22	22	24	28	32	36	41	43	46

Podłużne odeskowanie obudowy, nawet niekompletne (za pomocą np. wąskich listew), zmniejsza opór.

Obecność stojaka lub belki wywołuje na długości L_0 stratę naporu (151)

$$w = \frac{C_x}{2g} \cdot \gamma \cdot \frac{F}{(S-F)^3} \cdot Q^2$$

Ta strata naporu może być wyrażona również wzorem (146)

$$w = \alpha \cdot \frac{L_0 \cdot P}{(S-F)^3} \cdot Q^2$$

Z obu tych równań otrzyma się, że jeden rząd stojaków lub belek zwiększa współczynnik oporu a o wielkość

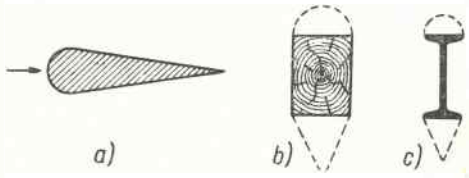
$$\Delta\alpha = \frac{C_x}{2g} \cdot \gamma \cdot \frac{F}{L_0 \cdot P} = 0{,}06 \cdot C_x \cdot \frac{F}{L_0 \cdot P} \qquad (153)$$

Jeżeli jeden koniec walca lub innej bryły dotyka powierzchni (ściany) ograniczającej prąd, drugi koniec jest wolny, to wtedy, jak wykazuje

teoria, współczynnik C_x jest taki sam jak dla walca dwa razy dłuższego, ale z obu wolnymi końcami.

Jeżeli walec dotyka ściany swoją tworzącą, to i tu zjawisko będzie analogiczne, tzn. że współczynnik oporu takiego walca będzie taki, jak walca wolno stojącego, ale o średnicy 2 razy większej. W pierwszym przypadku mamy kaliber obudowy $\Delta = \frac{L_0}{d}$, w drugim $\Delta_1 = \frac{L_0}{2d} = \frac{\Delta}{2}$, a więc dwa razy mniejszy, tzn. że kaliber obudowy przy ścianie wyrobiska odpowiada, jeżeli chodzi o współczynnik oporu, dwa razy mniejszemu kalibrowi obudowy w prądzie wolnym.

Dla zmniejszenia oporu czołowego ciał nadaje się im kształt *opływowy*, polegający na tym, że przednią stronę ciała, skierowaną przeciwko prądowi, zaokrągla się, tylną zaś stopniowo zwęża (rys. 123 *a*). Aerodyna-



Rys. 123. Kształty opływowe

miczny opór ciała o takim kształcie jest 15 do 20 razy mniejszy od kształtu prostokątnego, przy takiej samej powierzchni narażonej na prąd. Dlatego też w celu zmniejszenia oporu belek szybowych może być wskazane zaopatrzenie ich w *opływniki*, jak pokazano na rys. 123 *b* i 123 *c*. To samo dotyczy również znajdującego się w kanale wentylacyjnym łożyska wentylatora osiowego itp.

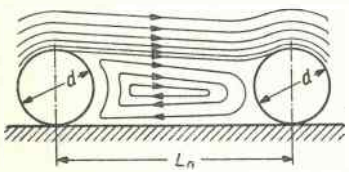
6.5. Współczynniki oporu wyrobisk obudowanych odrzwiami

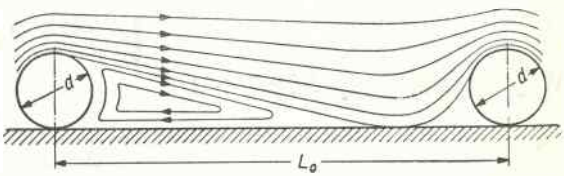
W przypadku obudowania wyrobiska odrzwiami drewnianymi można stwierdzić dwa stany ruchu, a mianowicie:

— jeżeli podłużny kaliber obudowy Δ jest mniejszy od 5 do 6, powietrze znajdujące się tuż przy ścianie między dwoma rzędami odrzwi (rys. 124) nie bierze prawie żadnego udziału w ogólnym ruchu i wykonuje powolny ruch obrotowy;

— przy większym kalibrze obudowy strumień powietrza dotyka ściany (rys. 125), a powierzchnia czołowa stojaków wystawiona jest na działanie prądu.

Jak wykazały doświadczenia, najwyższą wartość współczynnika α otrzymuje się przy $\Delta = 4 \div 5$. Dużą rolę odgrywa również średnica obu-





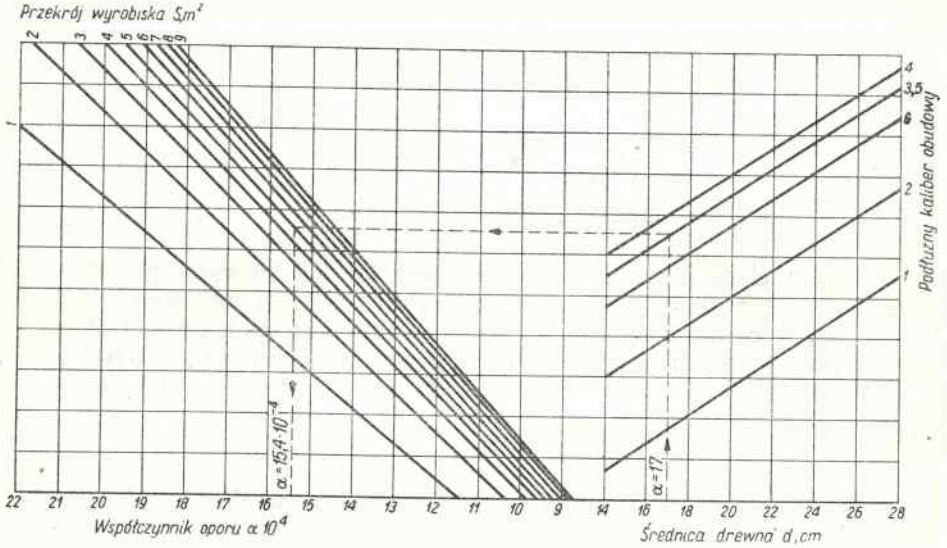
Rys. 124 *(z lewej)*. Przepływ w przypadku $\Delta < 5 \div 6$
Rys. 125 *(z prawej)*. Przepływ w przypadku $\Delta > 5 \div 6$

dowy d, a mianowicie ze zwiększeniem d współczynnik α wzrasta. Pewien wpływ ma również przekrój poprzeczny S wyrobiska, przy którego zwiększeniu współczynnik α nieco maleje.

Na podstawie danych zaczerpniętych z pracy Komarowa i Borysowa wykonany został wykres (rys. 126), za pomocą którego łatwo jest określić wartość α na podstawie średnicy obudowy d, kalibru podłużnego oraz przekroju wyrobiska S. Tak np. dla $d = 17$ cm, $\Delta = 5$ i $S = 5$ m^2 otrzymuje się z wykresu

$$\alpha = 15{,}4 \cdot 10^{-4}$$

Wpływ kalibru podłużnego na wielkość oporu tłumaczy się tym, że im większa jest odległość między odrzwiami, tym większy jest ich współczynnik oporu czołowego. Ponadto im bardziej odległe od siebie są odrzwia, tym mniejsza ich liczba przypada na jednostkę długości wyro-



Rys. 126. Wykres dla wyznaczania współczynnika przy obudowie zwykłymi odrzwiami drewnianymi

biska. Wskutek tego zarówno przy małym, jak i dużym kalibrze współczynnik oporu jest mniejszy. W pierwszym przypadku przeważa wpływ niedużego oporu czołowego, w drugim zaś znaczna odległość odrzwi.

W celu obliczenia współczynnika α przy $\Delta < 5$ do 6 można korzystać ze stosunkowo prostego wzoru (L. D. Woronin, 1949), w którym nie występuje bezpośrednio wielkość kalibru obudowy, lecz odległość między stojakami L_0 oraz przekrój poprzeczny wyrobiska S

$$\alpha \cdot 10^4 = \sqrt{75 + 542 \cdot \frac{L_0}{\sqrt{S}}} \qquad (154a)$$

W przypadku gdy $\Delta > 5 \div 6$

$$\alpha \cdot 10^4 = 10{,}2 + \frac{6}{\Delta} \cdot (\alpha_6 \cdot 10^4 - 10{,}2) \qquad (154b)$$

gdzie α_6 oznacza wartość współczynnika oporu obliczoną za pomocą poprzedniego wzoru dla $\Delta = 6$, czyli $L_0 = 6\,d$.

Przykład. Wyrobisko obudowane jest odrzwiami z pośredniakiem (rys. 127). Odległość między odrzwiami L_0 równa się 0,7 m. Pośredniak jest podbity co drugie odrzwia. Dla odrzwi bez pośredniaków będzie

$$S = \frac{4+3}{2} \cdot 2 = 7 \text{ m}^2$$

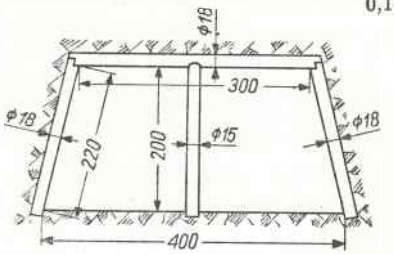
$$d = 18 \text{ cm}, \quad \Delta = \frac{0{,}70}{0{,}18} = 3{,}9$$

Dla tych warunków i wyrobiska bez pośredniaków otrzymuje się z wykresu rys. 126

$$\alpha = 15{,}5 \cdot 10^{-4}$$

Dla pośredniaków jest

$$F = 0{,}15 \cdot 2 = 0{,}3 \text{ m}^2; \quad L_0 = 1{,}4 \text{ m}; \quad \Delta = \frac{1{,}4}{0{,}15} = 9{,}3$$



Rys. 127. Przekrój wyrobiska

Przy tym kalibrze współczynnik oporu czołowego (tablica 25) wynosi 31% współczynnika dla stojaka odosobnionego (1,2), a więc

$$C_x = 0{,}31 \cdot 1{,}2 = 0{,}37$$

Obecność pośredniaków zwiększa współczynnik α o wielkość (153)

$$\Delta\alpha = 0{,}06 \cdot 0{,}37 \cdot \frac{0{,}3}{1{,}4 \cdot 11{,}4} = 4{,}2 \cdot 10^{-4}$$

Współczynnik oporu wyrobiska

$$\alpha = 15{,}5 \cdot 10^{-4} + 4{,}2 \cdot 10^{-4} = 19{,}7 \cdot 10^{-4}$$

Wartości współczynników oporu dla obudowy drewnianej ustalone pomiarami według Skoczyńskiego i Komarowa zostały zestawione w tablicy 26.

Tablica 26

Współczynniki oporu $10^4 \cdot \alpha$ dla obudowy drewnianej

Średnica d cm	Kaliber podłużny $\Delta = \frac{L_0}{d}$						Poprawka k ze względu na przekrój S wyrobiska
	1	2	3	4	5	6	
15	10,7	12,8	15,5	16,0	15.5	14,8	$S = 1$ m², $k = 1{,}11$
16	11,1	13,2	15,8	16,2	15,9	15,1	$S = 2$ m², $k = 1{,}03$
17	11,4	13,6	16,1	16,6	16,1	15,4	$S = 3$ m², $k = 0{,}98$
18	11,8	14,0	16,4	16,9	16,4	15,7	$S = 4$ m², $k = 0{,}95$
20	12,6	15,0	17,2	17,6	17,1	16,4	$S = 5$ m², $k = 0{,}93$
22	13,4	16,5	18,0	18,5	18,0	17,3	$S = 6$ m², $k = 0{,}91$
24	14,0	17,2	18,6	19,2	18,6	17,9	$S = 7$ m², $k = 0{,}89$
28	15,0	17,7	20,2	20.7	20,2	19,5	$S = 8$ m², $k = 0{,}88$
							$S = 9$ m², $k = 0{,}87$

Dla *obudowy stalowej* współczynniki oporu są niższe niż dla drewnianej (średnio o około 20 do 30%). Wartości współczynników ustalonych doświadczalnie podaje tablica 27.

Przy wyłożeniu (np. połowicami) ociosów wyrobiska między łukami lub odrzwiami dwuteowymi, wartość współczynnika oporu zmniejsza się około 2- do 2,5-krotnie.

Tablica 27

Współczynniki oporu $10^4 \cdot \alpha$ dla obudowy stalowej

Rodzaj obudowy	Kaliber podłużny $\Delta = \frac{L_0}{d}$										
	2	3	4	5	6	7	8	10	12	14	16
Łuki ŁP (korytkowe)	6,2	7,0	7,5	8,5	9,5	10,0	9,5	9,0	8,5	8,2	8,0
Łuki dwuteowe . .	8,0	9,0	9,5	10,8	11,8	12,5	11,5	10,2	9,8	9,2	8,8

6.6. Doświadczalne wartości współczynników oporu

Podane wyżej teoretyczne rozważania nad wielkością współczynników oporu datują się od kilkunastu lat (Skoczyński, Komarow, Borysow, Geskin, Szwyrkow). Jeżeli chodzi o prace doświadczalne w kopalniach nad wyznaczeniem tych współczynników, to zapoczątkowane one zostały już w roku 1853 (Atkinson). Na podstawie dość prymitywnych obserwacji Anglicy (Atkinson i Clarc) przyszli do wniosku, że dla wyrobisk kopalnianych można przyjmować średnio $\alpha = 40 \cdot 10^{-4}$, Belgijczycy zaś (Raux i Devillez) $\alpha = 18 \cdot 10^{-4}$.

Ogromny rozwój prac w tym kierunku (ZSRR, USA, Anglia, Niemcy) datuje się od roku 1920. Na podstawie wyników tych prac można podać niżej przytoczone zestawienie współczynników α.

Podane wartości należy pomnożyć przez 10^{-4}.

1. *Wyrobiska bez obudowy*
   Przecznice i sztolnie w skałach wybuchowych . . . 15 do 18
   Przecznice i sztolnie w skałach osadowych 10
   Chodniki po rozciągłości w skałach wybuchowych . . 13
   Chodniki po rozciągłości w skałach osadowych . . . 8
   Chodniki w węglu bez przybierki . . . . . 5 do 6
   Chodniki w węglu z przybierką . . . . . 7 do 8
2. *Wyrobiska z obudową betonową lub murową*
   Obudowa z cegły lub betonowa wygładzona . . . . 3 do 4
   Obudowa betonowa zwykła . . . . . 5 do 7
3. *Wyrobiska obudowane zwykłymi odrzwiami drewnianymi*
   Wartość współczynnika α wyznacza się z tablicy 26
4. *Wyrobiska z obudową stalową*
   Wartość α wyznacza się z tablicy 27.
5. *Wpływ obecności pośredniaków, belek szybowych itp.*
   może być obliczony za pomocą wzoru (153).
6. *Obecność w wyrobisku przenośnika taśmowego*
   zwiększa współczynnik o . . . . . 15 do 20
7. *Wyrobiska zanieczyszczone lub zatarasowane* —
   należy zwiększyć współczynnik zależnie od stopnia za-

tarasowania: przy niedużym (rurociągi, mała ilość skały na spodzie wyrobiska, pewna liczba stojaków itp.) zwiększyć o	1
przy średnim (lutnie powietrzne, dodatkowa obudowa, częste odpadanie skały, zmniejszenie przekroju) . .	3
przy dużym (zawały, nagromadzenie drewna do obudowy, częste zgniatania wyrobisk)	10
8. *Wyrobiska kręte*	
zwiększyć współczynnik zależnie od stopnia krętości o	2 do 5
9. *Wyrobiska ścianowe w cienkich pokładach* (do 1,2 m)	
przy prawidłowej obudowie	30 do 35
przy nieprawidłowym rozmieszczeniu stojaków . . .	40 do 45
w czasie pracy maszyn w ścianie	60 do 65
10. *Szyby pionowe:*	
okrągłe betonowane, bez drabin i belek	2
okrągłe z obudową murową (cegła, kamień), bez drabin i belek	4
okrągłe z obudową murową, bez drabin z belkami .	15 do 25
okrągłe z obudową murową, z belkami i drabinami .	20 do 30
okrągłe bez obudowy, bez drabin i belek	15
okrągłe bez obudowy, bez drabin, ale z belkami . .	20 do 30
prostokątne z obudową drewnianą, bez belek i drabin	10 do 15
prostokątne z obudową drewnianą, bez drabin, z belkami	20 do 25
prostokątne, z obudową drewnianą, belkami i drabinami	30 do 35
11. *Lutnie:*	
okrągłe z blachy o średnicy 200 mm	5
okrągłe z blachy o średnicy 300 do 400 mm	4
okrągłe z blachy o średnicy 500 do 600 mm	3
okrągłe z blachy o średnicy 1000 mm	2,5
Jeżeli lutnie są pogięte, zardzewiałe i nierówno zawieszone, wartość współczynnika jest wyższa o 25 do 30%	
prostokątne z drewna heblowanego	2,5 do 3
prostokątne z drewna nieheblowanego	3 do 4
płócienne	4 do 8

6.7. Lokalne opory ruchu

Przez lokalne opory ruchu rozumie się różne opory, wywołane warunkami specjalnymi, głównie wskutek nagłego zwiększenia lub zmniejszenia przekrojów przepływu oraz wskutek obecności skrętów.

6.7.1. Strata naporu przy nagłym zwiększeniu przekroju przepływu

Przy nagłym zwiększeniu przekroju przewodu (rys. 128) z S na S_1 prędkość powietrza maleje z v na v_1. Cząstki powietrza wypływające z mniejszego przekroju uderzają o te, które się znajdują przed nimi,

następuje strata prędkości $(v - v_1)$, a więc i strata naporu w m sł. powietrza (Carnot — Borda)

$$W = \frac{(v - v_1)^2}{2g} \tag{155}$$

Wstawiając

$$v = \frac{Q}{S} \quad \text{i} \quad v_1 = \frac{Q}{S_1}$$

otrzymuje się

$$W = \frac{Q^2}{2g} \cdot \left(\frac{1}{S} - \frac{1}{S_1}\right)^2 \tag{156}$$

lub w mm sł. wody

$$w = \frac{Q^2}{2g} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{S} - \frac{1}{S_1}\right)^2 = 0{,}061 \cdot Q^2 \cdot \left(\frac{1}{S} - \frac{1}{S_1}\right)^2 \tag{157}$$

Dokładniejsze wyniki otrzymuje się stosując wzór Misesa

$$W = \left[1 + 2 \cdot \left(\frac{v_1}{v}\right)^3 - 3 \cdot \left(\frac{v_1}{v}\right)^2\right]$$

Ze względu jednak na to, że opory wskutek nagłego zwiększenia przekroju odgrywają stosunkowo niedużą rolę w kopalniach, stosuje się prostszy wzór Carnot-Borda.

Często wpływ lokalnego oporu wyraża się przez *równoznaczną długość* L_e wyrobiska o mniejszym przekroju S. Przyrównując (146) i (157) otrzyma się

$$w = \alpha \cdot \frac{L_e \cdot P}{S^3} \cdot Q^2 = \frac{Q^2}{2g} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{S} - \frac{1}{S_1}\right)^2$$

$$L_e = \frac{0{,}061}{\alpha} \cdot \left(1 - \frac{S}{S_1}\right)^2 \cdot \frac{S}{P} \tag{158}$$

lub w przybliżeniu, przyjmując (144) $P = 4{,}16 \cdot \sqrt{S}$

$$L_e = \frac{0{,}0148}{\alpha} \cdot \left(1 - \frac{S}{S_1}\right)^2 \cdot \sqrt{S} \tag{159}$$

Przy wyjściu powietrza z szybu można przyjąć, że przekrój przepływu zmienia się z S na $S_1 = \infty$.

Przykład 1. Powietrze płynące chodnikiem o przekroju $S = 4$ m² wchodzi do wyrobiska o przekroju $S_1 = 8$ m². Obudowa chodnika jest drewniana i $\alpha = 15 \cdot 10^{-4}$.

Długość równoznaczna nagłego zwiększenia przekroju

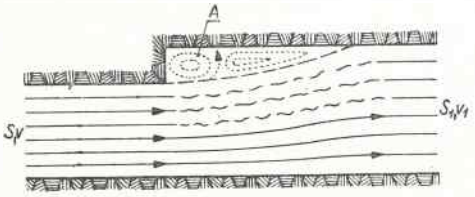
(159)
$$L_e = \frac{0{,}0148}{15 \cdot 10^{-4}} \cdot \left(1 - \frac{4}{8}\right)^2 \cdot \sqrt{4} = 5 \text{ m}$$

Przykład 2. Powietrze wychodzi z szybu o średnicy 5 m, $\alpha = 12 \cdot 10^{-4}$.

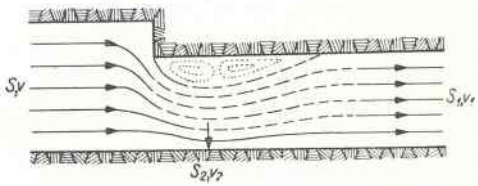
$$S = \frac{\pi \cdot 5^2}{4}; \quad P = \pi \cdot 5; \quad S_1 = \infty$$

(158)
$$L_e = \frac{0{,}061}{12 \cdot 10^{-4}} \cdot \frac{\pi \cdot 5^2}{4 \cdot \pi \cdot 5} = 64 \text{ m}$$

W celu zmniejszenia straty naporu przy wyjściu powietrza z szybu wentylacyjnego stosuje się przy wentylatorach ssących urządzenie zwane dyfuzorem. Nazywa się nim część przewodu o stopniowo rozszerzającym się przekroju, przez co unika się strefy wirów (A, rys. 128), które są główną przyczyną straty naporu. Strata naporu w dyfuzorze zależy od kąta jego rozwarcia i od stosunku powierzchni przekroju wyjściowego i wejściowego. Zwykle przyjmuje się kąt rozwarcia 8 do 10°, wspomniany zaś stosunek 3 do 4. Przy prędkościach powietrza wychodzącego z wentylatora, dochodzących do 25 do 30 m/sek, dobrze skonstruowany dyfuzor pozwala zmniejszyć energię zużywaną przez wentylator nawet o 35 do 40%.



Rys. 128. Nagłe zwiększenie przekroju przepływu



Rys. 129. Nagłe zmniejszenie przekroju przepływu

6.7.2. Strata naporu przy nagłym zmniejszeniu przekroju przepływu

Przy nagłym zmniejszeniu przekroju przewodu (rys. 129) następuje przede wszystkim ścieśnienie strumienia S do S_2, a następnie jego rozszerzenie do S_1. Przejście z większego przekroju S do mniejszego S_2 jest połączone z małą tylko stratą naporu, która może być nawet pominięta. Znacznie większa natomiast strata naporu następuje wskutek zmiany prędkości v_2 w najbardziej zwężonym miejscu strumienia na v_1 w wyrobisku o mniejszym przekroju. Strata ta wynosi (157)

$$w = \frac{Q^2}{2g} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{S_2} - \frac{1}{S_1}\right)^2$$

We wzorze tym $S_2 = \varphi \cdot S_1$, gdzie φ oznacza współczynnik ścieśnienia zależny od stosunku $\frac{S_1}{S}$ (tablica 28); współczynnik ten może być obliczony również za pomocą wzoru (166).

Tablica 28

Wartości współczynników ścieśnienia φ

Autor	$\frac{S_1}{S}$									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
Weisbach . . .	0,63	0,64	0,65	0,67	0,69	0,72	0,77	0,85	0,92	1,00
Weeks	0,62	0,63	0,64	0,67	0,69	0,72	0,75	0,80	0,88	1,00
Żukowski . . .	0,61	0,615	0,62	0,63	0,645	0,66	0,685	0,725	0,78	1,00
Szwyrkow wzór (166) . .	0,61	0,64	0,67	0,70	0,74	0,78	0,83	0,88	0,93	1,00

Po wstawieniu do równania na stratę naporu otrzyma się w mm sł. wody

$$w = \frac{Q^2}{2g} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{\varphi \cdot S_1} - \frac{1}{S_1}\right)^2 = \frac{Q^2}{2g \cdot S_1^2} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{\varphi} - 1\right)^2$$

$$w = 0{,}061 \cdot \frac{Q^2}{S_1^2} \cdot \left(\frac{1}{\varphi} - 1\right)^2 \tag{160}$$

Długość równoznaczna wyrobiska o mniejszym przekroju S_1 (146) i (160)

$$\alpha_1 \cdot \frac{L_e \cdot P_1}{S_1^3} \cdot Q^2 = \frac{Q^2}{2g \cdot S_1^2} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{\varphi} - 1\right)^2$$

$$L_e = \frac{0{,}061}{\alpha_1} \cdot \left(\frac{1}{\varphi} - 1\right)^2 \cdot \frac{S_1}{P_1} \tag{161}$$

lub w przybliżeniu (144)

$$L_e = \frac{0{,}0148}{\alpha_1} \cdot \left(\frac{1}{\varphi} - 1\right)^2 \cdot \sqrt{S_1} \tag{162}$$

Przykład 3. $S = 8$ m²; $S_1 = 4$ m²; $\alpha = 15 \cdot 10^{-4}$

Z tablicy 28 dla stosunku $\frac{S_1}{S} = 0{,}5$ mamy $\varphi = 0{,}69$

(162) $$L_e = \frac{0{,}0148}{15 \cdot 10^{-4}} \cdot \left(\frac{1}{0{,}69} - 1\right)^2 \cdot \sqrt{4} = 4 \text{ m}$$

Przykład 4. Przy wejściu powietrza do szybu o średnicy 5 m, $\alpha = 12 \cdot 10^{-4}$, $S = \infty$, a więc

(166) $$\varphi = \frac{1}{1{,}7 - 0{,}7 \cdot 0} = 0{,}6$$

(161) $$L_e = \frac{0{,}061}{12 \cdot 10^{-4}} \cdot \left(\frac{1}{0{,}6} - 1\right)^2 \cdot \frac{\pi \cdot 5^2}{4 \cdot \pi \cdot 5} = 31 \text{ m}$$

6.7.3. Strata naporu wywołana obecnością tamy regulacyjnej

Tamy regulacyjne są zwykle drewniane (najlepiej z desek łączonych na wpust), z okienkiem, którego otwór może być dowolnie zmieniany zasuwą (rys. 130). Najczęstsze wymiary okienek: wysokość 0,25 do 0,70 m, szerokość 0,50 do 1,00 m. Okienko umieszcza się zwykle w górnej części tamy na wysokości głowy.

Opór tamy regulacyjnej polega na nagłym zmniejszeniu przekroju strumienia z S do S_2 (rys. 131) i następnym znowu jego zwiększeniu do S, wobec czego strata naporu wynosi (157)

$$w = \frac{Q^2}{2g} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{S_2} - \frac{1}{S}\right)^2$$

ale

$$S_2 = \varphi \cdot S_1$$

a więc

$$w = \frac{Q^2}{2g \cdot S^2} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{S}{\varphi \cdot S_1} - 1\right)^2 = 0{,}061 \cdot \frac{Q^2}{S^2} \cdot \left(\frac{S}{\varphi \cdot S_1} - 1\right)^2 \tag{163}$$

Długość równoznaczna (146) i (163)

$$\alpha = \frac{L_e \cdot P}{S^3} \cdot Q^2 = \frac{Q^2}{2g \cdot S^2} \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{\varphi} \cdot \frac{S}{S_1} - 1\right)^2$$

$$L_e = \frac{0{,}061}{\alpha} \cdot \left(\frac{1}{\varphi} \cdot \frac{S}{S_1} - 1\right)^2 \cdot \frac{S}{P} \qquad (164)$$

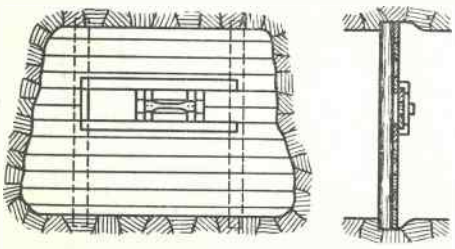
lub w przybliżeniu (144)

$$L_e = \frac{0{,}0148}{\alpha} \cdot \left(\frac{1}{\varphi} \cdot \frac{S}{S_1} - 1\right)^2 \cdot \sqrt{S} \qquad (165)$$

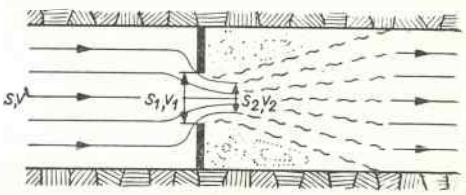
Współczynnik ścieśniania φ zależny jest od stosunku $\frac{S_1}{S}$ (tablica 28).

Współczynnik ten może być również obliczony w sposób następujący (Szwyrkow): jak się okazuje, stosunek

$$\frac{v_2 - v}{v_1 - v} = 1{,}6 - 1{,}8$$



Rys. 130. Tama regulacyjna



Rys. 131. Przepływ powietrza przez tamę regulacyjną

a więc zmienia się w znacznie węższych granicach aniżeli φ (φ = 0,6 do 1), wobec czego bez popełnienia większego błędu można przyjąć

$$\frac{v_2 - v}{v_1 - v} = 1{,}7$$

Wstawiając

$$v = \frac{Q}{S}; \quad v_1 = \frac{Q}{S_1}; \quad v_2 = \frac{Q}{S_2} = \frac{Q}{\varphi \cdot S_1}$$

otrzymuje się

$$\varphi = \frac{1}{1{,}7 - 0{,}7 \cdot \frac{S_1}{S}} \qquad (166)$$

Porównanie współczynników φ obliczonych według tego wzoru ze współczynnikami według innych autorów podaje tablica 28.

Przykład 5. W wyrobisku o przekroju $S = 5$ m² i $\alpha = 15 \cdot 10^{-4}$ znajduje się tama z okienkiem $S_1 = 0{,}5$ m².

Długość równoznaczna

$$L_e = \frac{0{,}0148}{15 \cdot 10^{-4}} \cdot \left(\frac{1}{0{,}62} \cdot \frac{5}{0{,}5} - 1\right)^2 \cdot \sqrt{5} = 5100 \text{ m}$$

Opór tamy jest więc ogromny.

6.7.4. Strata naporu wywołana skrętami wyrobisk

Nazywając przez S_2 przekrój strumienia (rys. 132) w najbardziej zwężonym miejscu i przez S normalny przekrój przewodu, a przez v_2 i v — odpowiednie prędkości, otrzymuje się zgodnie z zasadą Borda-Carnota (155)

$$w = \left(\frac{v_2 - v}{2g}\right)^2 \cdot \gamma = \left(\frac{v^2}{v} - 1\right)^2 \cdot \frac{v^2}{2g} \cdot \gamma = \left(\frac{S}{S_2} - 1\right)^2 \cdot \frac{v^2}{2g} \cdot \gamma = \xi \cdot \frac{v^2}{2g} \cdot \gamma \quad (167)$$

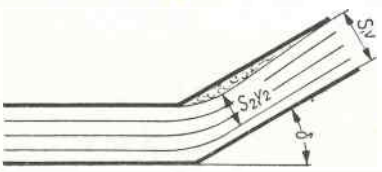
(146), (167), 144)

$$L_e = 0{,}061 \cdot \frac{\xi}{\alpha} \cdot \frac{S}{P} = 0{,}0148 \cdot \frac{\xi}{\alpha} \cdot \sqrt{S} \quad (168)$$

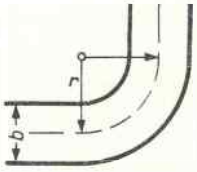
Współczynnik ξ zależy od kąta skrętu przewodu ϑ. Na podstawie doświadczeń (Cooke i Statham) można przyjąć

$$\xi = 0{,}57 \cdot \vartheta^2 \quad (169)$$

gdzie ϑ oznacza kąt skrętu w radianach: $\vartheta = \frac{\pi \cdot \vartheta^0}{180}$.



Rys. 132. Skręt załamany pod kątem



Rys. 133. Skręt łukowy

Przykład 6. Dla $S = 6$ m² i $\alpha = 15 \cdot 10^{-4}$ otrzyma się z (168), (169),

$\vartheta =$	20°	40°	60°	80°	90°	100°	120°	
$L_e =$	1,7	6,8	15	27	34	42	61	metrów

Zaokrąglenie skrętów pozwala znacznie zmniejszyć wartość współczynnika, a mianowicie dla skrętów łukowych pod kątem prostym (rys. 133) jest

$\frac{r}{b}$	0,25	0,50	0,75	1,00	1,5	2,0	3,0	4,0
ξ	0,30	0,18	0,13	0,10	0,09	0,08	0,075	0,070

Dla poprzedniego przykładu przy $\frac{r}{b} = 1{,}0$ otrzyma się (168)

$$L_e = 0{,}0148 \cdot \frac{0{,}1}{15} \cdot \sqrt{6} = 2{,}4 \text{ m (zamiast 34 m)}$$

Czasami brak miejsca lub inne względy nie pozwalają na zaokrąglenie skrętu. W takich przypadkach dużą korzyść może dać umieszczenie na skręcie łopatek kierujących (rys. 134), jeżeli nie przeszkadzają one celowi wyrobiska. Według danych Radzieckiego Instytutu Aerodynamicznego:

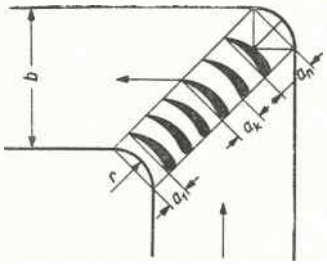
najkorzystniejsza liczba łopatek $n = 1{,}4 \frac{b}{r}$

najmniejsza liczba łopatek $n = 0{,}9 \frac{b}{r}$

Dla skrętów pod kątem prostym wartości ξ przy odpowiednim profilu łopatek wynoszą:

$\frac{r}{b}$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6
przy najkorzystniejszej liczbie łopatek	0,27	0,21	0,21	0,22	0,28	0,36
przy najmniejszej liczbie łopatek	0,90	0,67	0,50	0,38	0,31	0,30

Zamiast łopatek profilowych mogą być stosowane w kanałach wentylacyjnych łopatki z blachy, zgięte według powierzchni walca kołowego. W takim przypadku współczynniki wypadają wyższe w przybliżeniu o 80%.



Rys. 134. Łopatki kierujące

6.7.5. Strata naporu wywołana obecnością wozów, klatek lub skipu

Jest ona równa sumie strat oporu czołowego, oporów lokalnych (nagłe zmniejszenie i zwiększenie przekroju) oraz oporów tarcia powietrza o boczne ścianki wozów. Z oporów tych główną rolę odgrywa opór czołowy, toteż dwa ostatnie rodzaje oporów mogą być w większości przypadków pominięte. Dla obliczenia straty naporu można korzystać z wzoru (151) przyjmując nieco większą wartość oporu czołowego, a mianowicie zamiast $C_x = 0{,}9$ (tyle wynosi ten współczynnik dla wozu) należy przyjąć $C_x = 1{,}1$.

Jeżeli wóz porusza się w kierunku prądu, to zamiast v należy przyjąć $v - v_w$ (v_w — prędkość wozu). W razie gdy prędkość wozu lub klatki jest większa od prędkości powietrza, straty naporu nie będzie, lecz przeciwnie wzrost naporu (w — ujemne). Przy ruchu przeciwko prądowi należy zamiast v przyjąć $v + v_w$.

Jeżeli pociąg złożony jest z n wozów, to pełny opór czołowy stawia tylko pierwszy wóz, wszystkie zaś pozostałe w liczbie n-1 będą stawiały tylko część tego oporu, która według doświadczeń (Greenwald, Mc-Elroy) stanowi około 0,5 C_x dla każdego dalszego wozu.

6.7.6. Uwzględnienie oporów lokalnych

Przy projektowaniu przewietrzania i obliczaniu straty naporu w kopalniach nie uwzględnia się oporów lokalnych tam, gdzie prędkość powietrza jest nieduża, gdyż straty naporu w takich miejscach nie przekraczają ułamka mm sł. wody. Uwzględnia się natomiast opory lokalne w wyrobiskach, w których prędkość powietrza jest duża (kanały wentylacyjne, mosty wentylacyjne itd.).

To nieuwzględnienie lokalnych oporów jest usprawiedliwione również i tym, że przy projektowaniu przewietrzania nie bierze się pod uwagę ucieczek powietrza, a wskutek tego otrzymuje się większe spadki naporu aniżeli to jest w rzeczywistości. A więc przez pominięcie oporów lokalnych popełnia się błąd w kierunku zmniejszenia straty naporu, przez pominięcie natomiast ucieczek powietrza popełnia się błąd w kierunku przeciwnym. Błędy te w znacznym stopniu znoszą się wzajemnie.

Opory nagłego zwiększenia i zmniejszenia przekroju przepływu muszą być uwzględniane w kopalniach eksploatujących złoża systemami komorowymi (np. w kopalniach soli). Wskutek dużych wymiarów wyrobisk opory tarcia w takich kopalniach są nieduże, opory zaś lokalne mogą osiągać duże wartości.

7. JEDNOSTKI STOSOWANE W PRZEWIETRZANIU KOPALŃ

Przy porównywaniu stopnia łatwości lub trudności przewietrzania wyrobisk lub kopalń stosuje się szereg jednostek, które można ująć w dwie grupy:

— jednostki charakteryzujące trudność przewietrzania wyrobisk, czyli ich opór,

— jednostki charakteryzujące łatwość przewietrzania wyrobisk.

7.1. Jednostki oporu

Jak wynika z wzoru (146) dla ściśle określonego przewodu (dane α, L, P i S) i stałej wartości ciężaru właściwego

$$\frac{w}{Q^2} = \alpha \cdot \frac{L \cdot P}{S^3} = \text{const} \tag{170}$$

a więc *stosunek straty naporu do kwadratu objętości powietrza* przepływającego w jednostce czasu jest wielkością stałą. Każdej więc ilości powietrza przepływającego przez dany przewód odpowiada ściśle określona strata naporu.

Opór właściwy. Stały dla danego przewodu stosunek wyrażony równaniem

$$R = \frac{w}{Q^2} \qquad \frac{\text{kG} \cdot \text{sek}^2}{\text{m}^8} \tag{171}$$

nosi nazwę oporu właściwego. Jednostka oporu właściwego na cześć Guibala została nazwana przez Rateau gibalem.

Długość równoznaczna. W celu bardziej obrazowego przedstawienia oporu wprowadził Devillez pojęcie długości równoznacznej. Jednostką długości równoznacznej jest długość rury o średnicy $D = 1$ m i współczynniku oporu $\alpha = 0{,}000202$ (żelazo pocynkowane), a więc (170)

$$L = \frac{1}{\alpha} \cdot \frac{S^3}{P} \cdot \frac{w}{Q^2} = \frac{1}{0{,}000202} \cdot \frac{\pi^3}{4^3 \cdot \pi} \cdot \frac{w}{Q^2} = 763 \cdot \frac{w}{Q^2} = 763 \cdot R$$

Miurg. Opór właściwy wyrobisk i kopalń wyraża się zwykle w ułamkach. Dla uniknięcia tego Petit w roku 1900 zaproponował wyrażanie

oporu w jednostkach 1000 razy mniejszych i na cześć Murgue'a jednostkę taką nazwał miurgiem. Opór w miurgach wynosi więc (171)

$$M = 1000 \cdot R = 1000 \cdot \frac{w}{Q^2} \tag{172}$$

Miurg wyraża opór takiego przewodu, przez który pod wpływem depresji 0,001 mm H_2O przepływa 1 m^3/sek powietrza.

Jak z tego wynika, jednostka oporu właściwego jest 1000 razy większa od miurga, a wobec tego *opór właściwy R wyraża opór przewodu w kilomiurgach.*

Atkinson. W r. 1925 komisja zorganizowana przez Instytut Inżynierii Górniczej w Anglii wprowadziła jednostkę oporu, którą na cześć Atkinsona nazwano „atkinsonem" (*Atk*)

$$Atk = \frac{p_a}{Q_a^2}$$

gdzie

p_a — ciśnienie powietrza w funtach angielskich na stopę kwadratową,

Q_a — ilość powietrza w 1000 stóp^3/sek.

Przy przeliczeniu jednostek tych na metryczne istnieje zależność

$$w = 4{,}88 \cdot p$$

$$Q = 28{,}3 \cdot Q_a$$

Wstawiając do (172) otrzyma się

$$M = 1000 \cdot \frac{4{,}88 \cdot p}{28{,}3^2 \cdot Q_a^2} = 6{,}09\ Atk$$

7.2. Jednostki charakteryzujące łatwość przewietrzania

Opór charakteryzuje trudność przewietrzania, odwrotność jego — przeciwnie — łatwość przewietrzania.

Temperament Guibala. Odwrotność oporu właściwego (171)

$$T' = \frac{1}{R} = \frac{Q^2}{w} \left(\frac{\mathrm{m}^8}{\mathrm{kG} \cdot \mathrm{sek}^2} \right) \tag{173}$$

została przez Guibala nazwana temperamentem.

Temperament Devilleza. Wielkość T' okazała się niepraktyczna i została zastąpiona przez Devilleza inną o tej samej nazwie

$$T = \frac{Q}{\sqrt{w}} \left(\frac{\mathrm{m}^4}{\mathrm{kG}^{\frac{1}{2}} \cdot \mathrm{sek}} \right) \tag{174}$$

Otwór równoznaczny. W celu bardziej poglądowego przedstawienia łatwości przewietrzania kopalni wprowadził Murgue (1873) pojęcie otworu równoznacznego.

Otwór równoznaczny przewodu (kopalni) jest to takiej wielkości okrągły otwór w cienkiej ściance, przez który przy danej depresji przepływa taka sama ilość powietrza, jak i przez dany przewód (kopalnię). Prędkość przepływu powietrza przez otwór w cienkiej ściance pod wpływem depresji (lub naporu) H m sł. powietrza wynosi

$$v = \varphi \cdot \sqrt{2g \cdot H}$$

gdzie φ oznacza bezwymiarowy współczynnik ścieśnienia, który waha się w granicach od 0,57 do 0,70 i zwykle jest bliski $\varphi = 0{,}65$.

Otwór równoznaczny w m^2 wynosi wobec tego

$$A = \frac{Q}{v} = \frac{Q}{0{,}65 \cdot \sqrt{2 \cdot 9{,}81 \cdot H}} = 0{,}35 \cdot \frac{Q}{\sqrt{H}} \qquad (175)$$

lub wstawiając $H = \frac{h}{\gamma}$ i przyjmując średnią wartość $\gamma = 1{,}2$ otrzyma się

$$A = 0{,}347 \cdot \frac{Q}{\sqrt{\frac{h}{1{,}2}}}$$

skąd

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{Q}{\sqrt{h}} \qquad (176)$$

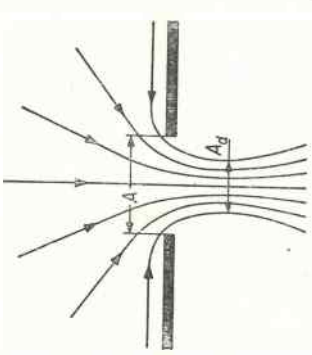
Ponieważ depresja h w danym przypadku jest równa spadkowi naporu w, przeto

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{Q}{\sqrt{w}} \qquad (177)$$

Za pomocą otworu równoznacznego można określać stopień łatwości przepływu powietrza zarówno przez poszczególne elementy kopalni, jak i przez kopalnię jako całość. W tym drugim przypadku dzieli się kopalnie na podstawie wielkości otworu równoznacznego na:

wąskie, dla których $A < 1$ m^2,
średnie, dla których $A = 1$ do 2 m^2,
szerokie, dla których $A > 2$ m^2.

Dysza równoznaczna. Przy obliczaniu otworu równoznacznego występuje współczynnik ścieśnienia φ, który waha się w znacznych granicach,



Rys. 135. Dysza równoznaczna

od 0,57 do 0,70 i dla którego przyjęta została pewna średnia, ale dowolna wartość $\varphi = 0{,}65$. W celu uniknięcia tej dowolności Blaess zamiast pojęcia otworu równoznacznego wprowadza pojęcie dyszy równoznacznej, w którym nie uwzględnia się samego otworu w cienkiej ściance, lecz przekrój strumienia wypływającego przez otwór w cienkiej ściance w miejscu największego jego zwężenia (rys. 135). Wskutek tego stosunek

dyszy równoznacznej do otworu równoznacznego jest równy współczynnikowi ścieśnienia

$$\frac{A_d}{A} = \varphi = 0{,}65$$

Ze wzorów (175), (176) i (177) otrzymuje się dyszę równoznaczną w m²

$$A_d = \frac{Q}{\sqrt{2g \cdot H}} = 0{,}226 \cdot \frac{Q}{\sqrt{H}} = 0{,}25 \cdot \frac{Q}{\sqrt{h}} = 0{,}25 \cdot \frac{Q}{\sqrt{w}} \qquad (178)$$

7.3. Wybór jednostek

Przy obliczeniach związanych z przewietrzaniem kopalń stosuje się zarówno jednostki określające trudność przewietrzania (opór), jak i jednostki określające łatwość przewietrzania.

Wyszczególnione wyżej jednostki oporu różnią się tylko współczynnikami, jak to widać z (171) i (172)

$$R = \frac{w}{Q^2}; \quad L = 763 \cdot \frac{w}{Q^2}; \quad M = 1000 \frac{w}{Q^2}$$

To samo można powiedzieć o jednostkach określających łatwość przewietrzania (174), (177), (178) z wyjątkiem wzoru Guibala na temperament (173), który okazał się niepraktyczny i obecnie nie jest stosowany

$$T = \frac{Q}{\sqrt{w}}; \quad A = 0{,}38 \cdot \frac{Q}{\sqrt{w}}; \quad A_d = 0{,}25 \frac{Q}{\sqrt{w}}$$

Jednostki określające łatwość przewietrzania uważa się za podstawowe, jednostki zaś oporu — za pomocnicze, ułatwiające obliczenia. Spośród tych jednostek najszersze zastosowanie znalazły: otwór równoznaczny, opór właściwy i opór w miurgach.

Wobec powyższego przy rozwiązywaniu zagadnień z zakresu przewietrzania kopalń stosować należy

1. *Otwór równoznaczny* (176) i (177) w m²

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{Q}{\sqrt{h}} = 0{,}38 \cdot \frac{Q}{\sqrt{w}}$$

2. *Opór właściwy* (171) w kilomiurgach

$$R = \frac{h}{Q^2} = \frac{w}{Q^2}$$

3. *Opór w miurgach* (172)

$$M = 1000 \cdot R = 1000 \cdot \frac{h}{Q^2} = 1000 \cdot \frac{w}{Q^2}$$

Przy przeliczeniu miurgów lub kilomiurgów na otwór równoznaczny i odwrotnie stosuje się wzory

$$MA^2 = 144 \qquad (179)$$

$$RA^2 = 0{,}144 \qquad (180)$$

8. OPORY ELEMENTÓW WENTYLACYJNYCH I ICH POŁĄCZEŃ

8.1. Opory elementów wentylacyjnych

Znając ilość przepływającego powietrza Q oraz stratę naporu w, jaka występuje w czasie ruchu powietrza na danym odcinku (elemencie) drogi powietrznej, można na podstawie wzorów wyprowadzonych w poprzednim rozdziale obliczyć opór danego elementu.

W kopalni czynnej wartości Q i w mogą być bezpośrednio pomierzone, a mianowicie ilość powietrza — za pomocą anemometru, spadek zaś naporu — za pomocą depresjomierza, barometru, statoskopu, deprymometru lub hipsometru.

Na drogach powietrznych zachodzą zwykle straty w ilości powietrza. Przy obliczeniach oporu wyrobiska otrzymuje się bez uwzględnienia tych ucieczek wartość oporu wyższą o 25 do 50% lub nawet więcej. Najprościej jest obliczać opór na podstawie średniej arytmetycznej z początkowej i końcowej ilości powietrza

$$Q = \frac{Q_1 + Q_2}{2}$$

Do dokładniejszych sposobów zaliczyć można sposób zaproponowany przez Briggsa oparty na liniowym przebiegu strat powietrza

$$Q^2 = \frac{Q_1^2 + Q_1 \cdot Q_2 + Q_2^2}{3}$$

Opór elementu można wyznaczyć również inaczej, a mianowicie wykorzystując wyżej wyprowadzone wzory na stratę naporu.

Opór wyrobiska o danych wymiarach S, P, L i danym współczynniku oporu α otrzyma się wstawiając do wzoru (170) lub (172) wartość za w z (146)

$$R = \alpha \cdot \frac{L \cdot P}{S^3} \quad \text{lub} \quad M = 1000 \cdot \alpha \cdot \frac{L \cdot P}{S^3} \tag{181}$$

Znając przekrój poprzeczny wyrobiska, jego długość i współczynnik oporu z łatwością można obliczyć na podstawie tych wzorów jego opór.

Opór czołowy znajdujących się w prądzie ciał otrzymuje się z wzoru (151)

$$M = 61 \cdot C_x \cdot \frac{F}{(S - F)^3} \tag{182}$$

Opór nagłego zwiększenia przekroju z S na S_1 (157)

$$M = 61 \cdot \left(\frac{1}{S_1} - \frac{1}{S}\right)^2 \tag{183}$$

Opór nagłego zmniejszenia przekroju z S na S_1 (160), (166)

$$M = 30 \cdot \left(\frac{1}{S_1} - \frac{1}{S}\right)^2 \tag{184}$$

Opór tamy regulacyjnej z otworem S_1 (163) i (166)

$$M = 176 \cdot \left(\frac{1}{S_1} - \frac{1}{S}\right)^2 \tag{185}$$

Opór skrętu wyrobiska (167)

$$M = 61 \cdot \xi \cdot \frac{1}{S^2} \tag{186}$$

(współczynnik ξ określa się na podstawie wzoru (169) oraz podanych przy nim danych).

8.2. Szeregowe połączenie elementów

Weźmy pod uwagę przewód, który składa się z n elementów połączonych z sobą szeregowo, przez które przepływa taka sama ilość powietrza $Q = \text{const}$. Jeżeli przez $w_1, w_2 \ldots w_n$ nazwie się pracę jednostkową (spadek naporu), niezbędną do przeprowadzenia 1 m^3 powietrza przez poszczególne elementy, to dla przeprowadzenia takiej samej ilości powietrza przez cały przewód potrzebna będzie praca

$$w = w_1 + w_2 + \ldots + w_n = \Sigma w_i \tag{187}$$

A więc całkowity spadek naporu w przewodzie jest równy sumie spadków w poszczególnych jego elementach połączonych szeregowo.

Nazywając przez $R_1, R_2 \ldots R_n$ opory kolejnych elementów w kilomiurgach otrzyma się na podstawie wzoru (171)

$$w_1 = R_1 \cdot Q^2; \quad w_2 = R_2 \cdot Q^2; \quad \ldots w_n = R_n \cdot Q^2 \tag{188}$$

Po zsumowaniu [uwzględniając wzór (187)]

$$w = \Sigma w_i = Q^2 \cdot \Sigma R_i$$

Jeżeli R oznacza *opór wypadkowy całego przewodu*, to

$$w = R \cdot Q^2$$

Z obu ostatnich równań otrzymuje się

$$R = \Sigma R_i \quad \text{lub} \quad M = \Sigma M_i \tag{189}$$

opór wypadkowy zespołu elementów połączonych szeregowo jest równy sumie oporów poszczególnych elementów.

Nazywając przez $A_1, A_2 \ldots A_n$ otwory równoznaczne kolejnych elementów oraz przeprowadzając podobny tok rozważań, otrzyma się wypadkowy otwór równoznaczny przewodu

$$A = \frac{1}{\sqrt{\sum \frac{1}{A_i^2}}} \tag{190}$$

Wzór ten jest bardziej skomplikowany niż wzór na opór wypadkowy (189), toteż *przy szeregowym połączeniu elementów* korzystniej jest operować wielkościami oporu. Gdyby zaszła potrzeba obliczenia wypadkowego otworu równoznacznego, można go obliczyć na podstawie otrzymanego M (179)

$$A = \frac{12}{\sqrt{M}}$$

Z równań (188) otrzymuje się

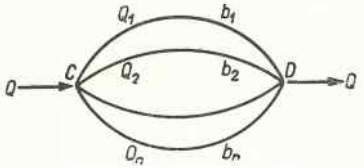
$$w_1 : w_2 : \ldots : w_n = R_1 : R_2 : \ldots : R_n = M_1 : M_2 : \ldots : M_n$$

spadki naporów w elementach połączonych szeregowo, przez które przepływa jedna i ta sama ilość powietrza, *są wprost proporcjonalne do oporów tych elementów.*

8.3. Równoległe połączenie elementów

Jeżeli przewód w punkcie C (rys. 136) rozgałęzia się na kilka bocznic $b_1, b_2 \ldots b_n$, które następnie łączą się we wspólnym punkcie D, otrzymuje się tzw. równoległe połączenie tych bocznic.

Jeśli między punktami C i D istnieje określona depresja h, pod wpływem której odbywa się ruch powietrza w każdej bocznicy, a w bocznicach między punktami C i D nie ma dodatkowych źródeł depresji, to spadek naporu między C i D wynosi dla wszystkich bocznic $w = h$.



Rys. 136. Równoległe połączenie bocznic

Ponieważ w punkcie C powietrze rozgałęzia się, przeto ogólna ilość przepływającego powietrza wynosi

$$Q = Q_1 + Q_2 + \ldots + Q_n = \Sigma Q \tag{191}$$

Nazywając przez $A_1, A_2 \ldots A_n$ otwory równoznaczne poszczególnych bocznic, otrzymuje się na podstawie wzoru (177)

$$Q_1 = \frac{1}{0{,}38} \cdot A_1 \cdot \sqrt{w}; \quad Q_2 = \frac{1}{0{,}38} \cdot A_2 \cdot \sqrt{w}; \quad \ldots Q_n = \frac{1}{0{,}38} \cdot A_n \cdot \sqrt{w} \tag{192}$$

Po zsumowaniu [uwzględniając wzór (191)]

$$Q = \Sigma Q_i = \frac{1}{0{,}38} \cdot \sqrt{w} \cdot \Sigma A_i$$

Jeżeli A oznacza *wypadkowy otwór równoznaczny połączenia równoległego,* to na podstawie (177) jest

$$Q = \frac{1}{0{,}38} \cdot A \cdot \sqrt{w}$$

Z obu ostatnich równań otrzymuje się

$$A = \Sigma A_i \tag{193}$$

wypadkowy otwór równoznaczny połączenia równoległego jest równy sumie otworów równoznacznych poszczególnych bocznic (jeżeli w żadnej z tych bocznic nie ma dodatkowych źródeł depresji).

W podobny sposób można otrzymać dla wypadkowego oporu połączenia równoległego

$$R = \frac{1}{\left(\sum \frac{1}{\sqrt{R_i}}\right)^2} \quad \text{lub} \quad M = \frac{1}{\left(\sum \frac{1}{\sqrt{M_i}}\right)^2} \tag{194}$$

Wzór ten jest bardziej skomplikowany od wzoru na wypadkowy otwór równoznaczny (193), a wobec tego *przy równoległym połączeniu elementów korzystniej jest operować otworami równoznacznymi.* Dla otrzymania oporu wypadkowego można po obliczeniu A korzystać z wzoru (179) i (180)

$$M = \frac{144}{A^2} \quad \text{lub} \quad R = \frac{0{,}144}{A^2}$$

Z równań (192) wynika

$$Q_1 : Q_2 : \ldots : Q_n = A_1 : A_2 : \ldots : A_n \tag{195}$$

co oznacza, że przy jednakowej wielkości depresji we wszystkich bocznicach połączenia równoległego *rozdział powietrza jest wprost proporcjonalny do otworów równoznacznych tych bocznic.*

Obliczenia są znacznie prostsze, jeżeli przy szeregowym połączeniu elementów operuje się ich oporami, a przy równoległym — otworami równoznacznymi. Tym się tłumaczy okoliczność, że w teorii przewietrzania operuje się nie jedną, lecz dwiema jednostkami. Przeliczenia z jednych jednostek na drugie przeprowadza się na podstawie wzoru (179) lub (180).

9. SIEĆ WENTYLACYJNA

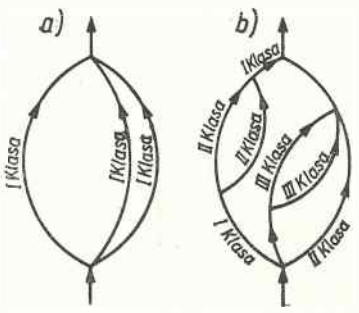
9.1. Klasyfikacja systemów przewietrzania

Systemy przewietrzania mogą być podzielone na:

— *systemy nierozgałęzione,* składające się z elementów połączonych z sobą szeregowo,

— *systemy rozgałęzione,* które się dzielą na *normalne i przekątne.*

System normalny prosty (rys. 137 *a*) składa się z części nierozgałęzionych i rozgałęzionych równoległych, połączonych z sobą szeregowo. Bocznice równoległe *prostego* systemu normalnego zalicza się do klasy I.



Rys. 137. Systemy normalne

Każda bocznica klasy I może w dalszym ciągu rozgałęziać się tworząc bocznice klasy II, te zaś mogą się rozgałęziać na bocznice klasy III itd., przez co powstają *systemy normalne złożone* (rys. 137 *b*). W takich systemach każdy zespół bocznic wyższej klasy stanowi sam dla siebie system normalny prosty, a ponadto część składową bocznicy poprzedniej klasy, wchodząc z innymi jej częściami w połączenia szeregowe.

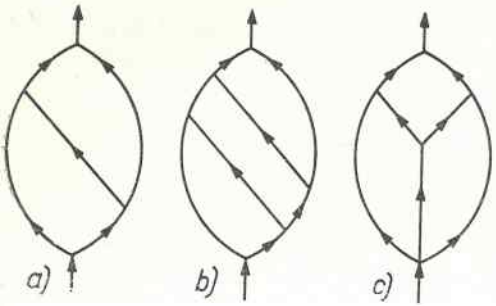
Cechą charakterystyczną systemów normalnych jest to, że wszystkie bocznice tej samej klasy, wychodzące ze wspólnego punktu bocznicy klasy poprzedniej, łączą się następnie w drugim wspólnym punkcie tej klasy.

Systemami przekątnymi nazywają się takie systemy rozgałęzione, w których istnieją bocznice łączące dwa punkty różnych bocznic.

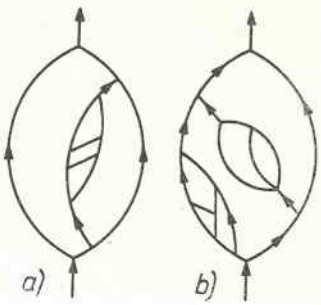
System normalny podwójny z jedną bocznicą przekątną (rys. 138 *a*)

nazywa się *systemem przekątnym prostym*. Wszystkie inne systemy przekątne noszą nazwę *systemów przekątnych złożonych* (rys. 138 *b*, *c*).

Każda bocznica w systemie normalnym (rys. 139 *a*) lub przekątnym (rys. 139 *b*) może tworzyć całe ugrupowania normalne lub przekątne bocznic klas wyższych.



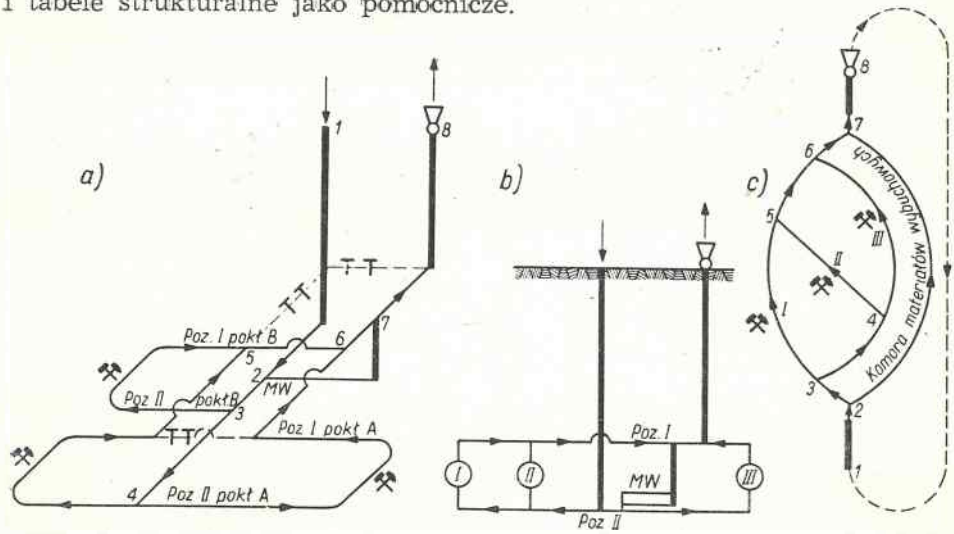
Rys. 138. Systemy przekątne



Rys. 139. Systemy złożone

9.2. Schematy przewietrzania

W celu ułatwienia obliczeń oraz orientacji w sposobie rozprowadzenia powietrza w kopalni stosowane są schematy przewietrzania: przestrzenne, orientacyjne i kanoniczne. Ponadto stosuje się jeszcze schematy ilościowe i tabele strukturalne jako pomocnicze.



Rys. 140. Schemat przewietrzania kopalni za pomocą 2 szybów (wdechowego i wydechowego)

Schemat przestrzenny (rys. 140 *a*). Ułatwia on ogólne orientowanie się w sposobie przewietrzania kopalni. W schemacie przestrzennym wkreśla się również krótkie połączenia oraz drogi przewozowe, w których umieszczone są tamy z drzwiami.

Schemat orientacyjny (rys. 140 *b*). Przy bardziej skomplikowanej sieci wentylacyjnej zorientowanie się w sposobie przewietrzania kopalni na

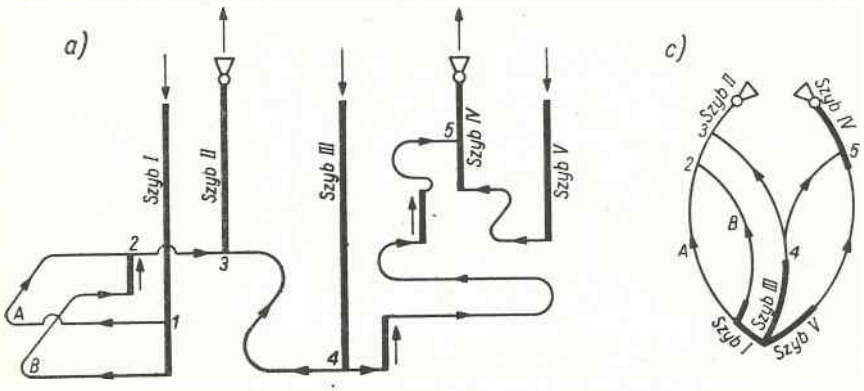
podstawie samego tylko schematu przestrzennego może być utrudnione. W takich przypadkach bardzo ułatwia zadanie schemat orientacyjny, na którym przedstawia się nie wszystkie drogi powietrzne, lecz tylko szyby, poziomy, pola eksploatacyjne oraz inne charakterystyczne miejsca przewietrzane (np. komory maszynowe, materiałów wybuchowych itp.). Tak np. z rys. 140 *b* widać, że szyb wdechowy dochodzi do poziomu *II*, szyb



Rys. 141. Schemat kopalni przewietrzanej prądem schodzącym

zaś wydechowy do poziomu *I*. Powietrze świeże doprowadza się do poziomu *II*, skąd po przewietrzeniu trzech pól eksploatacyjnych oraz komory materiałów wybuchowych (MW) płynie ono poziomem *I* do szybu wentylacyjnego.

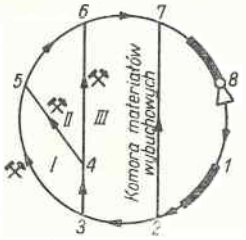
Schemat kanoniczny (rys. 140 c). Ma on na celu przejrzyste przedstawienie systemu przewietrzania, ułatwia jego analizę oraz wszelkie obliczenia. Na schemacie tym oznacza się miejsca umieszczenia wentylatorów, ewentualnie ich depresje, kierunki prądów, pola eksploatacyjne, tamy



Rys. 142. Schematy przewietrzania kopalni za pomocą pięciu szybów (3 wdechowe i 2 wydechowe)

regulacyjne oraz ewentualnie opory bocznic, ilości przepływającego powietrza i depresje w punktach węzłowych. W razie przewietrzania kopalni prądem wznoszącym się schemat kanoniczny usytuowuje się na rysunku w ten sposób, ażeby szyb wdechowy przypadał u dołu, szyb zaś wydechowy u góry (rys. 140 c). Jeżeli kopalnię przewietrza się prądem schodzącym, to w celu zaznaczenia tego na schemacie szyb wydechowy umieszcza się u dołu rysunku (rys. 141).

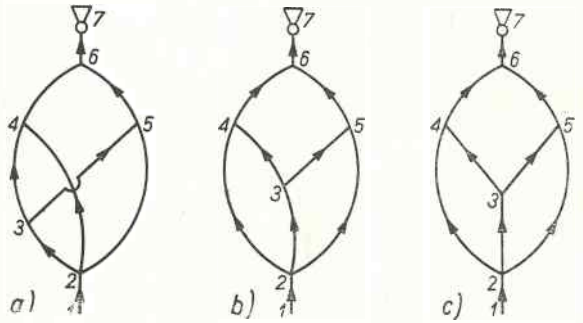
Przy kilku szybach wdechowych i wydechowych (rys. 142) łączy się w jednym punkcie wloty szybów wdechowych i wyloty wydechowych (rys. 142 *c*). Jest to usprawiedliwione tym, że atmosferę zewnętrzną uważać można za przewód o nieskończenie dużych wymiarach poprzecznych i o oporze równym zeru. Z przewodu tego rozgałęziają się prądy wchodzące do poszczególnych szybów wdechowych i łączą się w nim prądy



Rys. 143. Zamknięty schemat kanoniczny

wychodzące z szybów wydechowych. Uważając atmosferę zewnętrzną za przewód można również połączyć wylot szybu wydechowego z wlotem szybu wdechowego (rys. 140 *c* — linia kreskowana), przez co otrzymuje się zamknięty schemat kanoniczny (rys. 143). Zamknięte schematy zostały po raz pierwszy wprowadzone przez autora niniejszej pracy w roku 1930.

Przy wykreślaniu schematu kanonicznego należy dążyć do tego, ażeby kształt jego był możliwie przejrzysty i prosty. W tym celu trzeba znaleźć dwa węzły *2* i *6* (rys. 144) położone jak najbliżej wylotów szybów wdechowego i wydechowego. Między tymi węzłami obiera się dwie drogi np. *2-3-4-6-* i *2-5-6*, którymi można przejść posuwając się stale z prądem powietrza. Obie te drogi stanowić będą zewnętrzne bocznice systemu.



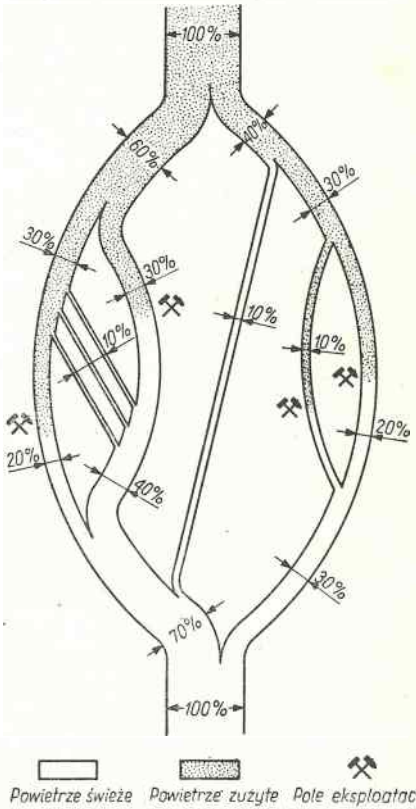
Rys. 144. Przekształcanie kanonicznego schematu przewietrzania

Wykreśla się je łukami kół, na których nanosi się węzły leżące między węzłami zewnętrznymi (*2* i *6*) i wkreśla pozostałe bocznice (rys. 144 *a*). Jeżeli na schemacie niektóre bocznice (np. *2-4* i *3-5*) krzyżują się z sobą tworząc przeskoki, należy liczbę tych przeskoków zmniejszyć do minimum przez przegrupowanie bocznic. Tak np. przemieszczając bocznice *2-3-4* i *2-4* otrzymuje się schemat w postaci przedstawionej na rys. 144 *b*. Schemat ten można w dalszym ciągu przedstawić, jak to pokazano na rys. 144 *c*. Będzie on najprostszy dla danego systemu przewietrzania.

Schemat ilościowy. W celu przejrzystego przedstawienia ilości powietrza przepływającego przez poszczególne bocznice oraz uwidocznienia

ucieczek powietrza przez nieszczelności krótkich połączeń schemat przewietrzania może być przedstawiony w postaci schematu ilościowego (rys. 145).

Numeracja punktów węzłowych. Przed przystąpieniem do kreślenia schematów przewietrzania węzły w sieci wentylacyjnej powinny być ponumerowane. Przy numeracji wskazane jest przestrzeganie zasady, by prądy w poszczególnych bocznicach płynęły od węzła o numerze niższym do węzła o numerze wyższym. Dla zrealizowania tej zasady (H. Bystroń 1956) należy numerem *1* oznaczyć wlot szybu wdechowego i idąc z prądem powietrza następne węzły oznaczać kolejnymi numerami *2, 3, 4* . . . , zwracając przy tym uwagę, by prądy do węzła numerowanego płynęły z węzłów już ponumerowanych. Jeżeli tak nie jest, węzła na razie nie numeruje się, lecz szuka innego węzła, do którego dopływają prądy z węzłów już ponumerowanych.



Rys. 145. Ilościowy schemat przewietrzania

Tablica strukturalna do schematu przewietrzania. Wykonanie schematu kanonicznego na podstawie planu kopalnianego wymaga pewnej wprawy, łatwo bowiem można popełnić błąd. Dla ułatwienia zadania J. Litwiniszyn zaproponował (1949) stosowanie tabelarycznego sposobu zapisu kopalnianej sieci wentylacyjnej. W tym celu na mapie kopalnianej lub schemacie przestrzennym oznacza się wszystkie węzły (punkty rozgałęzień i połączeń prądów) kolejnymi liczbami, w przypadku zaś prądów równoległych oznacza się w celu odróżnienia ich od siebie liczbami lub literami punkty pośrednie.

Wszystkie liczby oznaczające odpowiednie punkty schematu wpisuje się do *tablicy strukturalnej* w pierwszej kolumnie i pierwszym poziomym wierszu, jak to przedstawiono na załączonym przykładzie, odnoszącym się do schematu (rys. 140 *a*). Kratki takiej tablicy odpowiadają poszczególnym bocznicom, przy czym liczby w kolumnie pionowej odnoszą się do początkowych punktów danych bocznic (lub ich odcinków), liczby zaś w wierszu poziomym — do punktów końcowych, licząc w kierunku ruchu powietrza. W kratkach, które odpowiadają istniejącym bocznicom (np. *1-2*), wpisuje się krzyżyk.

Z tablicy takiej można łatwo sporządzić schemat kanoniczny. Mianowicie wykreśla się kolejno bocznice według danych z tablicy, np. od bocznicy *1-2* wykreśla się w węźle *2* w dwóch kierunkach bocznice *2-3* i *2-7*; od węzła *3* kreśli się bocznicę *3-4* i *3-5* itd. Niekiedy przez przerzucenie niektórych bocznic z lewej strony na prawą uzyskuje się bardziej korzystną postać schematu kanonicznego.

Tabela strukturalna schematu przewietrzania (do rys. 140)

	1	2	3	4	5	6	7	8
1		×						
2			×				×	
3				×	×			
4					×	×		
5						×		
6							×	
7								×
8								

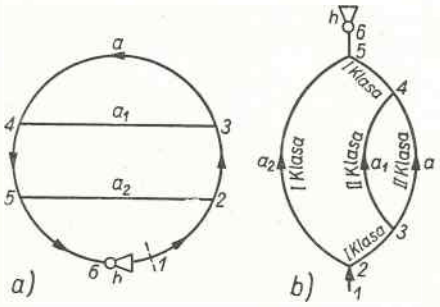
9.3. Systemy normalne z jednym wentylatorem

Obliczanie systemów przewietrzania sprowadza się do określenia:
— kierunków prądów w bocznicach,
— oporu systemu jako całości,
— rozdziału powietrza na poszczególne bocznice.

9.3.1. Wentylator na zewnątrz systemu

9.3.1.1. Kierunki prądów

Weźmy pod uwagę przewód, tworzący obwód zamknięty *h-a* (rys. 146*a*), w którym ruch powietrza odbywa się pod wpływem *jednego* tylko *źródła depresji* (wentylatora) umieszczonego w punkcie *h*. Powietrze w tym



Rys. 146. System normalny z jednym wentylatorem

obwodzie będzie krążyło w kierunku zgodnym z kierunkiem działania wentylatora, czyli z kierunkiem depresji. Powietrze na swej drodze *1-2-3-a-4-5-6* przejdzie od ciśnienia wyższego za wentylatorem (punkt *1*) do ciśnienia niższego przed wentylatorem (punkt *6*). Różnica ciśnienia jest depresją wentylatora, a więc spadek naporu przy ruchu powietrza w obwodzie zamkniętym jest równy depresji wentylatora umieszczonego

w tym obwodzie. Tworząc dla prądu dodatkowe rozgałęzienia równoległe (bocznice normalne a_1 i a_2) i rozpatrując obwody h-a_1 i h-a_2 (rys. 146 *a*), widzi się, że jeżeli tylko znany jest kierunek depresji, znany będzie również i kierunek prądu we wszystkich bocznicach normalnych. Idąc dowolną drogą w kierunku prądu wzdłuż obwodu zamkniętego, spadek naporu będzie zawsze jednakowy niezależnie od obranej drogi i równy depresji wentylatora, który znajduje się na drodze prądu tworzącego obwód zamknięty. Jeżeli natomiast będzie się rozpatrywać inny obwód zamknięty, np. *3-a-4-a-3*, w którym nie ma źródła depresji, to w tym obwodzie w bocznicy *3-a-4*, idąc z kierunkiem prądu, spadek naporu wyniesie $+h_a$, w bocznicy zaś a_1, idąc w kierunku przeciwnym prądowi, otrzyma się $-h_{a1}$. Wypadkowy spadek naporu

$$+ h_a - h_{a1} = 0$$

a stąd

$$h_a = h_{a1}$$

spadek naporu między dwoma punktami (*3* i *4*) w bocznicach, w których nie ma źródeł depresji, jest wielkością niezależną od drogi.

Jeżeli więc źródło depresji umieszczone jest w jednym punkcie systemu, to kierunek prądu w bocznicach normalnych jest ściśle określony i niezależny od wielkości oporów ani też od wielkości depresji.

9.3.1.2. Opór systemu

Przekształcając schemat zamknięty (rys. 146 *a*) na zwykły kanoniczny przez jego rozłączenie w punkcie *1* (rys. 146 *b*), będzie można obliczyć opór systemu i jego otwór równoznaczny na podstawie wielkości oporów poszczególnych bocznic w następujący sposób:

Przeliczając opory bocznic (II klasy) *3-a-4* i *3-*a_1*-4* na otwory równoznaczne i dodając je otrzymuje się otwór równoznaczny połączenia równoległego *3-4*. Zamieniając ten wypadkowy otwór na miurgi i dodając opór bocznic (I klasy) *2-3* i *4-5* otrzymuje się opór całej bocznicy I klasy *2-3-4-5*, która z bocznicą *2-*a_2*-5* tworzy połączenie równoległe. Po przeliczeniu więc oporów obu tych ostatnich na otwory równoznaczne i po ich dodaniu otrzymuje się otwór równoznaczny całego systemu rozgałęzionego *2-5*, który z bocznicami *1-2* i *5-6* wchodzi w połączenie szeregowe. W dalszym ciągu należy przeliczyć otwór równoznaczny *2-5* na miurgi i dodać do oporów bocznic *1-2* i *4-5*. Obliczenia, jak widać z przykładu, należy przeprowadzać zaczynając od bocznic klas najwyższych.

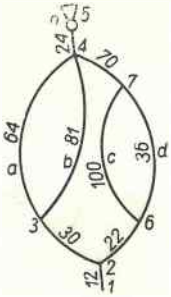
W celu usystematyzowania i ułatwienia obliczeń stosuje się układanie wyników w tzw. tabeli schodkowej. Podana dalej tabela schodkowa odnosi się do przykładu systemu, przedstawionego na rys. 147, na którym przy poszczególnych bocznicach zostały podane ich opory w miurgach.

W tabeli tej sumowaniu podlegają wszystkie liczby w każdej kolumnie, liczby dodane oddziela się kreską. Jeżeli w dalszym ciągu zostają umieszczone nowe liczby w tej samej kolumnie, to przy następnym sumowaniu bierze się pod uwagę tylko liczby leżące poniżej poprzedniej sumy. Strzałki między sąsiednimi kolumnami oznaczają przeliczenie na podstawie wzoru (179)

$$M \cdot A^2 = 144$$

Jak z powyższego wynika, jeżeli źródło depresji (wentylator) znajduje

się na zewnątrz systemu (rys. 146 i 147), opór tego ostatniego jest funkcją tylko oporów bocznic i nie zależy od wielkości depresji wentylatora.



Rys. 147. Przykład do tabeli schodkowej

Tabela schodkowa (do rys. 147)

Bocznica	Cały prąd		Klasa I		Klasa II	
	A	*M*	*A*	*M*	*A*	*M*
1-2		12,0				
2-3				30,0		
3-*a*-4						
3-*b*-4					1,5 ←	64
3-4					1,3 ←	81
2-3-4				18,5 ←	2,8	
2-6			1,7 ←	48,5		
6-*c*-7				22,0		
6-*d*-7					1,2 ←	100
6-7					2,0 ←	36
7-4				14,1 ←	3,2	
2-6-7-4			1,2 ←	70,0		
2-4		17,1 ←	2,9	106,1		
4-5		24,0				
cały system	1,6 ←	53,1				

Rozdział powietrza w systemie (do rys. 147)

Bocznica	Wentylator	I klasa	II klasa
1-2-4-5	100%		
2-3-4		58,6%	
3-*a*-4			31,4%
3-*b*-4			27,2%
2-6-7-4		41,4%	
6-*c*-7			15,5%
6-*d*-7			25,9%

Największy wpływ na wielkość oporu systemu wywiera opór tych bocznic, w których płynie duża ilość powietrza (cały prąd lub ważniejsze jego odgałęzienia I klasy), opór natomiast bocznic klas wyższych nie wywiera poważniejszego wpływu na opór całości systemu i w wielu

przypadkach może być nawet nie brany pod uwagę. Przy obliczaniu oporu bocznic należy zatem zwrócić największą uwagę na dokładność obliczania oporów tych bocznic, w których płynie duża ilość powietrza.

9.3.1.3. Rozdział powietrza

Przy określaniu rozdziału powietrza na poszczególne bocznice należy się opierać na równaniu (195), według którego przy równoległym połączeniu bocznic rozdział powietrza jest wprost proporcjonalny do otworów równoznacznych tych bocznic. Rozdział więc powietrza na bocznice *2-3-4* i *2-6-7-4* jest w stosunku (patrz tabela schodkowa)

$$1{,}7 : 1{,}2 = \left(100 \cdot \frac{1{,}7}{2{,}9}\right) : \left(100 \cdot \frac{1{,}2}{2{,}9}\right) = 58{,}6\% : 41{,}4\%$$

W bocznicach *3-a-4* i *3-b-4*

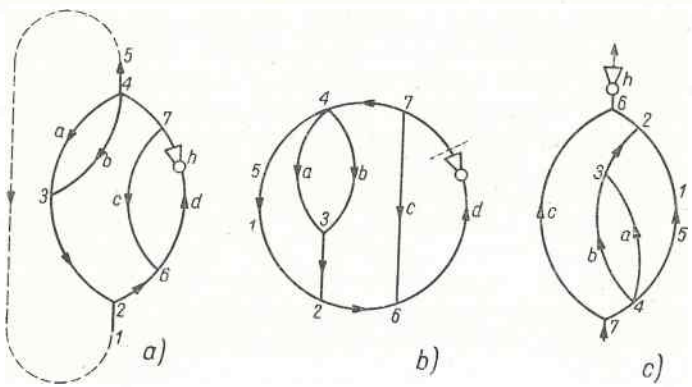
$$\left(58{,}6 \cdot \frac{1{,}5}{2{,}8}\right) : \left(58{,}6 \cdot \frac{1{,}3}{2{,}8}\right) = 31{,}4\% : 27{,}2\%$$

W bocznicach *6-c-7* i *6-d-7*

$$\left(41{,}4 \cdot \frac{1{,}2}{3{,}2}\right) : \left(41{,}4 \cdot \frac{2{,}0}{3{,}2}\right) = 15{,}5\% : 25{,}9\%$$

9.3.2. Wentylator w jednej z bocznic systemu

Jeżeli wentylator umieszczony jest nie w całym prądzie systemu, lecz w jednej z jego bocznic (rys. 148 *a*), to zarówno kierunki prądu, jak i opór systemu oraz rozdział powietrza ulegną zmianie.

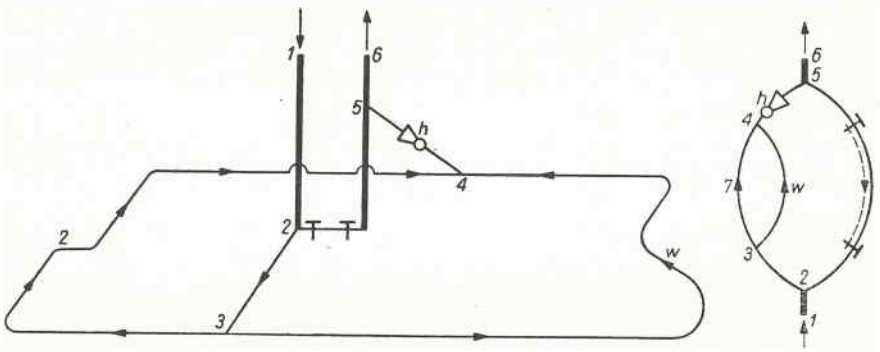


Rys. 148. Wentylator w jednej z bocznic systemu

W celu obliczenia takiego systemu należy przekształcić go w ten sposób, by wentylator znalazł się na zewnątrz. W tym celu należy system przedstawić w postaci schematu zamkniętego (rys. 148 *b*) przez połączenie wylotów szybów wdechowego i wydechowego i następnie rozłączyć go w miejscu umieszczenia wentylatora (rys. 148 *c*). Określenie kierunków prądów, oporu systemu i rozdziału powietrza nie będzie teraz nastręczało większych trudności. Naturalnie, że opór systemu i rozdział po-

wietrza będą inne aniżeli w przypadku umieszczenia wentylatora w całym prądzie powietrza.

Jak wynika z rys. 148, przy umieszczeniu wentylatora nie w całym prądzie, lecz w jednej z jego bocznic, tylko część powietrza płynącego przez wentylator dostaje się do kopalni z zewnątrz. Znaczna natomiast jego ilość krąży wewnątrz kopalni, a wskutek tego większa część kopalni jest przewietrzana powietrzem zużytym. Występują więc tu niekorzystne warunki przewietrzania nawet w czasie normalnym, nie mówiąc już o przypadku pożaru na dole, podczas którego cała niemal kopalnia przy takim sposobie przewietrzania zostanie zadymiona i wypełniona gazami trującymi. Taki sposób przewietrzania jest bardzo niebezpieczny.



Rys. 149. Przewietrzanie wentylatorem podziemnym

W kopalniach przewietrzanych wentylatorami podziemnymi spotyka się często połączenie między szybami wydechowym i wdechowym (rys. 149) odgrodzone tamami z drzwiami. Ponieważ tamy nie są nigdy idealnie szczelne, przeto zawsze przez ich nieszczelności będzie się przeciskała pewna ilość zużytego powietrza. W warunkach zwykłych może być to zupełnie nieszkodliwe, w razie pożaru natomiast nawet mała ilość CO może całkowicie zatruć powietrze w kopalni. Pod tym względem przewietrzanie za pomocą wentylatora nadziemnego umieszczonego w całym prądzie powietrza (rys. 147) jest o wiele korzystniejsze.

Jak z powyższego wynika, kierunki prądów w systemie, jego opór i rozdział powietrza zależą od miejsca (bocznicy) umieszczenia wentylatora. Można poza tym udowodnić, że w przypadku umieszczenia wentylatora w jednej z bocznic systemu ilość dopływającego do kopalni świeżego powietrza jest zawsze mniejsza aniżeli przy umieszczeniu wentylatora o takiej samej depresji w całym prądzie. A więc umieszczenie wentylatora w całym prądzie jest również ekonomiczniejsze.

9.4. Systemy proste przekątne z jednym wentylatorem

9.4.1. Kierunek prądów

Gdy w kopalni obok bocznic normalnych są również bocznice przekątne (*c*, rys. 150 *a*), prąd powietrza w tych drugich może płynąć w jedną lub drugą stronę. W celu określenia kierunku prądu przekątnego należy znać opory bocznic systemu. Teoria prądów przekątnych została podana przez H. Czeczotta w 1908 r.

Nazywając (rys. 150 b) przez:

a, a', b, b', c — opory odpowiednich bocznic,

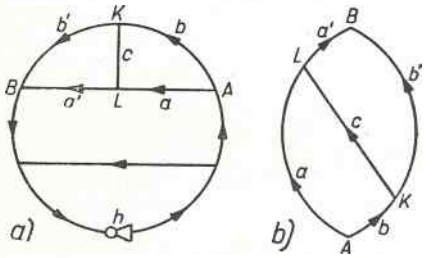
$w_a, w_a', w_b, w_b', w_c$ — spadki naporu w tych bocznicach,

$q_a, q_a', q_b, q_b', q_c$ — ilości powietrza w tych bocznicach,

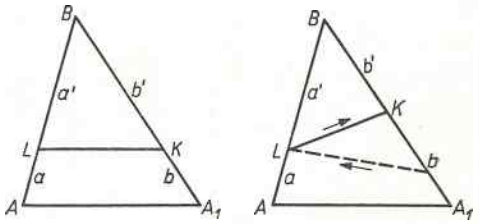
otrzymuje się dla kierunku prądu przekątnego od K do L — z obwodów zamkniętych A-L-K-A i K-B-L-K następujące równania spadków naporu:

$$w_a - w_c - w_b = 0; \quad w_b' - w_a' - w_c = 0$$

Należy przy tym pamiętać, że idąc w kierunku prądu występuje spadek naporu, idąc w kierunku przeciwnym — wzrost naporu, tzn. spadek naporu ze znakiem — (minus).



Rys. 150. System przekątny



Rys. 151. Wykreślny sposób wyznaczania kierunku prądu przekątnego

Wstawiając do ostatnich równań wartości spadków naporu z (171) lub (172) otrzymuje się

$$a \cdot q_a^2 - c \cdot q_c^2 - b \cdot (q_b' + q_c)^2 = 0 \tag{196}$$

$$b' \cdot q_b'^2 - a' \cdot (q_a + q_c)^2 - c \cdot q_c^2 = 0 \tag{197}$$

a więc

$$a \cdot q_a^2 > b \cdot q_b'^2$$

$$b' \cdot q_b'^2 > a' \cdot q_a^2$$

Mnożąc przez siebie te dwie ostatnie nierówności, otrzymuje się warunek *istnienia* prądu powietrza w bocznicy przekątnej w kierunku K-L (rys. 150)

$$a \cdot b' > a' \cdot b$$

lub też

$$\frac{a}{a'} > \frac{b}{b'} \tag{198}$$

Warunek *zatrzymania prądu przekątnego* otrzymuje się po wstawieniu do (196) i (197) $q_c = 0$

$$\frac{a}{a'} = \frac{b}{b'} \tag{199}$$

W podobny sposób można udowodnić, że *prąd w bocznicy c płynie w kierunku przeciwnym L-K*, gdy

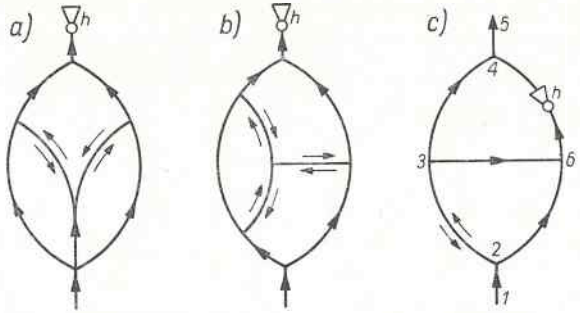
$$\frac{a}{a'} < \frac{b}{b'} \tag{200}$$

Warunki (198), (199) i (200) można przedstawić wykreślnie (Borysow). Jeżeli wykreśli się trójkąt (rys. 151) o bokach $a + a'$ i $b + b'$ (podstawa dowolnej wielkości), to po połączeniu punktów K i L nachylenie prostej

KL wskaże nam kierunek ruchu powietrza. Reguła ta nie może być rozszerzona na systemy przekątne złożone.

Przez zmianę wielkości oporów a, b, a', b', można nadać prądowi c ten lub inny kierunek, a więc cechą charakterystyczną prądu przekątnego jest zależność jego kierunku od oporów innych bocznic.

Według tej cechy kwalifikuje się poszczególne bocznice systemu do kategorii przekątnych lub normalnych. Tak np. na rys. 152 przedstawione są schematy, na których liniami grubymi oznaczono prądy normalne, liniami cienkimi — przekątne.



Rys. 152. Normalne (linie grube) i przekątne (cienkie) bocznice systemu

Zakwalifikowanie bocznicy do kategorii bocznic normalnych lub przekątnych zależy od miejsca umieszczenia wentylatora. Tak np. w systemie przedstawionym na rys. 152 c bocznicą przekątną nie jest bocznica 3-6, jak to mogłoby się wydawać na pierwszy rzut oka, lecz bocznica 2-3, o czym łatwo się przekonać po przekształceniu schematu w ten sposób, by wentylator znalazł się na zewnątrz, podobnie jak został przekształcony rys. 148 a na schemat rys. 148 c.

9.4.2. Opór systemu

Spadek naporu w między końcowymi punktami systemu (A i B, rys. 150 b) jest równy sumie spadków naporu w poszczególnych bocznicach na dowolnej drodze między A i B. Dla drogi np. A-L-B otrzymuje się

$$w = w_a + w'_a$$

Nazywając przez

M — opór wypadkowy systemu,

$Q = q_a + q_c + q'_b$ — ilość powietrza przepływającego przez cały system,

otrzymuje się na podstawie (172)

$$M \cdot Q^2 = a \cdot q_a^2 + a' \cdot q_a'^2$$

$$M = \frac{a \cdot q_a^2 + a' \cdot q_a'^2}{Q^2} = \frac{a \cdot q_a^2 + a' \cdot (q_a + q_c)^2}{(q_a + q_c + q'_b)^2}$$

Dzieląc licznik i mianownik przez q_c^2 i oznaczając

$$\frac{q_a}{q_c} = X; \quad \frac{q'_b}{q_c} = Y \tag{201}$$

otrzymuje się

$$M = \frac{a \cdot X^2 + a' \cdot (X+1)^2}{(X+Y+1)^2} \tag{202}$$

W analogiczny sposób dla dróg *A-K-B* i *A-K-L-B* otrzymuje się wzory do obliczenia M w innej postaci:

$$M = \frac{b\,(Y+1)^2 + b' \cdot Y^2}{(X+Y+1)^2} \tag{203}$$

$$M = \frac{a' \cdot (X+1)^2 + b \cdot (Y+1)^2 + c}{(X+Y+1)^2} \tag{204}$$

Wartości X i Y można obliczyć z równań (196) i (197). Dzieląc oba te równania przez q_c^2 i mając na uwadze wzór (201) otrzymuje się

$$a \cdot X^2 - b \cdot (Y+1)^2 - c = 0$$

$$b' \cdot Y^2 - a' \cdot (X+1)^2 - c = 0$$

Rozwiązanie algebraiczne dwóch tych równań prowadzi do równania czwartego stopnia. W interpretacji geometrycznej oba te równania przedstawiają hiperbole:

$$\frac{X^2}{\left(\frac{c}{a}\right)} - \frac{(Y+1)^2}{\left(\frac{c}{b}\right)} = 1 \ldots C_1 \tag{205}$$

$$\frac{Y^2}{\left(\frac{c}{b'}\right)} - \frac{(X+1)^2}{\left(\frac{c}{a'}\right)} = 1 \ldots C_2 \tag{206}$$

Na podstawie tych równań otrzymuje się:

Hiperbola	C_1	C_2
Współrzędne środka hiperboli	$(0, -1)$	$(-1, 0)$
Półoś rzeczywista .	$a_1 = \sqrt{\frac{c}{a}}$	$a_2 = \sqrt{\frac{c}{b'}}$
Półoś urojona . . .	$b_1 = \sqrt{\frac{c}{b}}$	$b_2 = \sqrt{\frac{c}{a'}}$
Tangens kąta nachylenia asymptot do osi odciętych	$tg\,\alpha_1 = \frac{b_1}{a_1} = \sqrt{\frac{a}{b}}$	$tg\,\alpha_2 = \frac{a_2}{b_2} = \sqrt{\frac{a'}{b'}}$

Hiperbole te przecinają się w czterech punktach: O_1, O_2, O_3 i O_4 (rys. 153).

Stosunki X i Y muszą być dodatnie, a więc z czterech punktów przecięcia się tych hiperbol wartości realne dla X i Y ma tylko punkt O_1 w pierwszej ćwiartce (rys. 153).

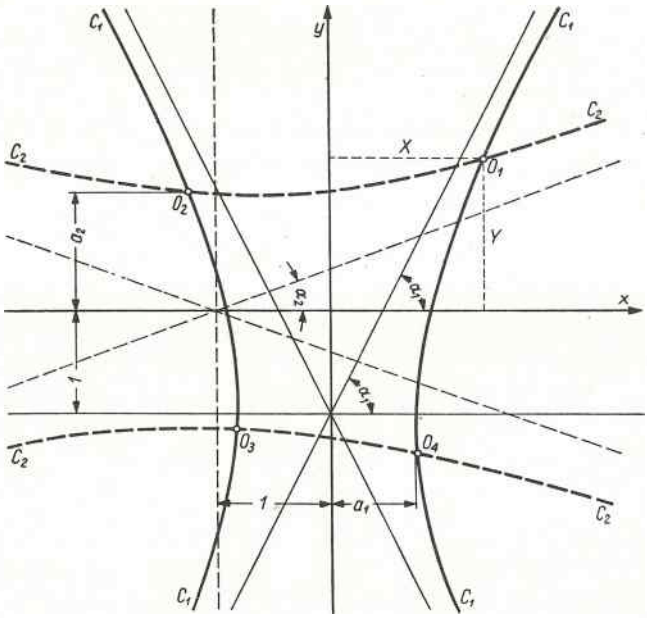
Warunkiem przecięcia się krzywych C_1 i C_2 w pierwszej ćwiartce układów współrzędnych jest przecięcie się w tejże ćwiartce asymptot obu krzywych

$$\alpha_1 > \alpha_2; \quad \operatorname{tg}\alpha_1 > \operatorname{tg}\alpha_2; \quad \sqrt{\frac{a}{b}} > \sqrt{\frac{a'}{b'}}$$

skąd

$$\frac{a}{b} > \frac{a'}{b'}$$

Warunek ten, jak wynika z wzoru (198), jest jednocześnie warunkiem istnienia prądu powietrza w bocznicy c w kierunku K-L (rys. 150 b). Jeżeli hiperbole nie przetną się w pierwszej ćwiartce, będzie to dowodem, że kierunek prądu w bocznicy c został przyjęty błędnie i że w rzeczywistości prąd płynie od L do K; toteż przy oznaczaniu bocznic literami a, a', b, b' należy mieć na uwadze, ażeby zachowany był warunek (198)



Rys. 153. Graficzne obliczenie oporu systemu przekątnego

$$\frac{a}{a'} > \frac{b}{b'}$$

Ze względu na trudności rozwiązywania równań czwartego stopnia proste systemy przekątne rozwiązuje się drogą graficzną przez wykreślenie hiperbol C_1 i C_2 w pierwszej ćwiartce układu, a współrzędne punktu przecięcia się dają stosunki rozdziału powietrza X i Y.

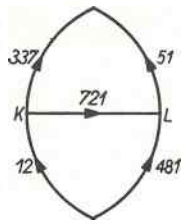
Hiperbole mogą być wykreślone jednym ze znanych sposobów lub nawet odręcznie po uprzednim wykreśleniu wierzchołków i asymptot. Ten ostatni sposób daje w większości przypadków błąd poniżej 5%.

9.4.3. Rozdział powietrza

Mając wielkości X i Y z łatwością obliczyć można nie tylko opór systemu [wzory (202), (203) lub (204)], lecz również rozdział powietrza na poszczególne bocznice

$$q_a : q_a' : q_b : q_b' : q_c = \frac{q_a}{q_c} : \frac{q_a + q_c}{q_c} : \frac{q_b' + q_c}{q_c} : \frac{q_b'}{q_c} : \frac{q_c}{q_c} =$$

$$= X : (X + 1) : (Y + 1) : Y : 1 \qquad (207)$$



Rys. 154. Przykład systemu przekątnego

Przykład. Opory bocznic w miurgach podane zostały na rys. 154. Wobec tego, że $\frac{12}{337} < \frac{481}{51}$ prąd płynie w kierunku K-L i należy przyjąć oznaczenia

$$a = 481; \quad a' = 51; \quad b = 12; \quad b' = 337; \quad c = 721$$

Elementy hiperbol:

Hiperbole	C_1	C_2
Współrzędne środka	(0, — 1)	(— 1,0)
Półoś rzeczywista .	$\sqrt{\frac{721}{481}} = 1{,}22$	$\sqrt{\frac{721}{337}} = 1{,}46$
Półoś urojona . .	$\sqrt{\frac{721}{12}} = 7{,}51$	$\sqrt{\frac{721}{51}} = 3{,}76$
Tangens kąta nachylenia asymptot do osi odciętych	$\sqrt{\frac{481}{12}} = 6{,}33$	$\sqrt{\frac{51}{337}} = 0{,}39$

Na podstawie tych danych sporządzono wykres rys. 155. Współrzędne przecięcia się hiperbol

$$X = 1{,}29; \quad Y = 1{,}72$$

Opór systemu przekątnego

(202) $$M = \frac{481 \cdot 1{,}29^2 + 51 \cdot (1{,}29 + 1)^2}{(1{,}29 + 1{,}72 + 1)^2} = 66{,}5$$

Rozdział powietrza

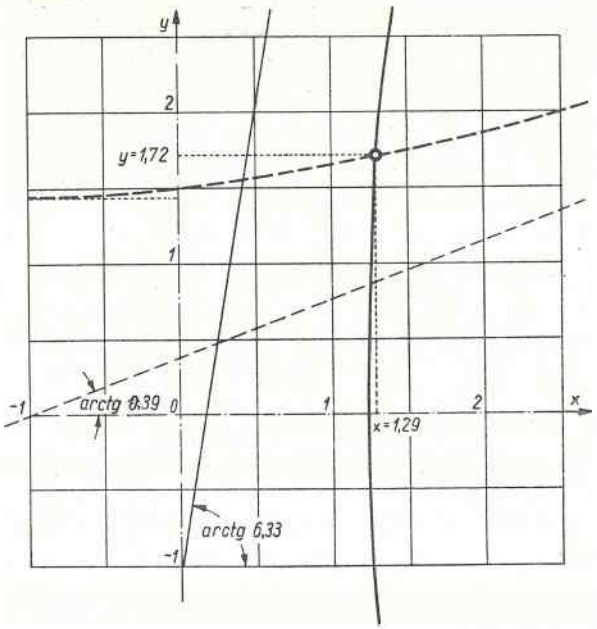
(207) $$q_a : q_a' : q_b : q_b' : q_c = 1{,}29 : 2{,}29 : 2{,}72 : 1{,}72 : 1$$

Jeżeli przez cały system płynie np. $Q = 6{,}6$ m³/sek, to — ponieważ $Q = q_a + q_c + q_{b'}$ — otrzymuje się:

$$q_a = 6{,}6 \cdot \frac{1{,}29}{1{,}29 + 1 + 1{,}72} = 2{,}1; \quad q_b = 6{,}6 \cdot \frac{2{,}72}{1{,}29 + 1 + 1{,}72} = 4{,}5$$

$$q_{a'} = 6{,}6 \cdot \frac{2{,}29}{1{,}29 + 1 + 1{,}72} = 3{,}8; \quad q_{b'} = 6{,}6 \cdot \frac{1{,}72}{1{,}29 + 1 + 1{,}72} = 2{,}8$$

$$q_c = 6{,}6 \cdot \frac{1}{1{,}29 + 1 + 1{,}72} = 1{,}7$$



Rys. 155. Przykład graficznego rozwiązania systemu przekątnego

9.4.4. Przybliżone sposoby obliczania

Jak podano, analityczne rozwiązanie systemu przekątnego sprowadza się do równania czwartego stopnia; sposób graficzny, jakkolwiek prostszy, ma jednak swoje wady (niedokładność określenia X i Y w razie, gdy hiperbole tworzą z sobą mały kąt lub gdy przecinają się daleko od początku współrzędnych).

W celu uniknięcia tych niedogodności zaproponowano szereg sposobów zbieżnych przybliżeń, spośród których rozpatrzone zostaną dwa poniższe.

Sposób Protodiakonowa. Rozwiązując równania zasadnicze (205) i (206) otrzymuje się

$$X = \sqrt{\frac{b \cdot (1+Y)^2 + c}{a}} \tag{208}$$

$$Y = \sqrt{\frac{a' \cdot (1+X)^2 + c}{b'}} \tag{209}$$

Oczywiście, że

$$X > \sqrt{\frac{c}{a}} \quad \text{i} \quad Y > \sqrt{\frac{c}{b'}} \tag{210}$$

toteż w celu uzyskania 1. przybliżenia przyjmuje się te wielkości i wstawia do prawych części równań (208) i (209). Po obliczeniu otrzymuje się bardziej dokładne wartości X i Y (2. przybliżenie).

Wstawiając znowu otrzymane wartości do tychże równań otrzyma się wyniki jeszcze dokładniejsze (3. przybliżenie) itd.

Przykład. $a = 481$; $a' = 51$; $b = 12$; $b' = 337$; $c = 721$

1. przybliżenie (210)

$$X_1 = \sqrt{\frac{721}{481}} = 1{,}22; \quad Y_1 = \sqrt{\frac{721}{337}} = 1{,}46$$

2. przybliżenie (200), (201)

$$X_2 = \sqrt{\frac{12 \cdot (1 + 1{,}46)^2 + 721}{481}} = 1{,}28$$

$$Y_2 = \sqrt{\frac{51 \cdot (1 + 1{,}22)^2 + 721}{337}} = 1{,}70$$

3. przybliżenie (208), (209)

$$X_3 = 1{,}29; \quad Y_3 = 1{,}71$$

Rozwiązanie zaś graficzne (rys. 155) dało

$$X = 1{,}29; \quad Y = 1{,}72$$

Sposób Doborzyńskiego oparty jest na znanym przybliżonym wzorze o postaci

$$\sqrt{A^2 - B^2} = \alpha \cdot A - \beta \cdot B$$

w odniesieniu do wzorów (205) i (206) otrzymuje się

$$\alpha \cdot \frac{X}{\sqrt{\frac{c}{a}}} - \beta \cdot \frac{(Y+1)}{\sqrt{\frac{c}{b}}} = 1$$

$$\alpha' \cdot \frac{Y}{\sqrt{\frac{c}{b'}}} - \beta' \cdot \frac{(X+1)}{\sqrt{\frac{c}{a'}}} = 1 \qquad (211)$$

Dla wyboru współczynników α i β należy w sposób przybliżony określić

$$\operatorname{tg} h\varphi = \frac{Y+1}{X} \cdot \sqrt{\frac{b}{a}}$$

$$\operatorname{tg} h\varphi' = \frac{X+1}{Y} \cdot \sqrt{\frac{a'}{b'}} \qquad (212)$$

$\operatorname{tg} h\varphi$	α	β
0,00 — 0,10	1,00	0,05
0,10 — 0,20	1,01	0,15
0,20 — 0,50	1,01	0,17
0,50 — 0,75	1,25	0,79
0,75 — 0,995	3,10	2,99
0,00 — 1,00	2,00	2,00

po czym z załączonej tabelki wybrać odpowiednie wielkości α, β, α', β'.

Dla pierwszego przybliżenia należy przyjmować przypadek najbardziej szeroki, tzn. dla tg $h\varphi = 0{,}00$ do 1,00, a więc zgodnie z przytoczoną tabelą $\alpha = \beta$, $\alpha' = \beta' = 2$.

Przykład. Dla poprzedniego przykładu $a = 481$; $a' = 51$; $b = 12$; $b' = 337$; $c = 721$, jest:

$$\frac{1}{\sqrt{\frac{c}{a}}} = \sqrt{\frac{481}{721}} = 0{,}82; \quad \frac{1}{\sqrt{\frac{c}{b}}} = \sqrt{\frac{12}{721}} = 0{,}14$$

$$\frac{1}{\sqrt{\frac{c}{b'}}} = \sqrt{\frac{337}{721}} = 0{,}69; \quad \frac{1}{\sqrt{\frac{c}{a'}}} = \sqrt{\frac{51}{721}} = 0{,}26$$

1. przybliżenie (211)

$$\alpha = \beta = \alpha' = \beta' = 2$$

$$2 \cdot 0{,}82 \cdot X - 2 \cdot 0{,}14 \cdot (Y + 1) = 1$$

$$2 \cdot 0{,}69 \cdot Y - 2 \cdot 0{,}26 \cdot (X + 1) = 1$$

skąd

$$X_1 = 1{,}04; \quad Y_1 = 1{,}49$$

2. przybliżenie (212)

$$\operatorname{tgh} \varphi = \frac{1{,}49 + 1}{1{,}04} \cdot \sqrt{\frac{12}{481}} = 0{,}425$$

$$\operatorname{tgh} \varphi' = \frac{1{,}04 + 1}{1{,}49} \cdot \sqrt{\frac{51}{337}} = 0{,}54$$

Zgodnie z podaną tabelką wybiera się:

$$\beta = 0{,}17; \quad \alpha' = 1{,}25$$

$$\alpha = 1{,}01; \quad \beta' = 0{,}79$$

i układa równania (211):

$$1{,}01 \cdot 0{,}82 \cdot X - 0{,}17 \cdot 0{,}14 \cdot (Y + 1) = 1$$

$$1{,}25 \cdot 0{,}69 \cdot Y - 0{,}79 \cdot 0{,}26 \cdot (X + 1) = 1$$

skąd

$$X_2 = 1{,}27; \quad Y_2 = 1{,}70$$

(wyniki bardzo zbliżone do wyników uzyskanych w 2. przybliżeniu sposobem Protodiakonowa).

9.5. Systemy złożone przekątne z jednym wentylatorem

Przy rozwiązywaniu złożonego systemu przekątnego liczba ułożonych równań kwadratowych zależy od liczby bocznic w systemie (liczby zamkniętych obwodów w schemacie) i w każdym razie jest ona większa od 2, co w rezultacie sprowadza się do konieczności rozwiązywania równań ósmego, szesnastego itd. stopnia. Poza tym przy większej liczbie równań rozwiązywanie ich w układzie współrzędnych Kartezjusza staje się niemożliwe. Z tego wynika, że dla rozwiązywania systemów przekątnych złożonych nie ma na ogół ścisłej metody, ani analitycznej, ani wykreślnej, a więc posługiwać się trzeba sposobami przybliżonymi.[1])

9.5.1. Uproszczenie systemu

Jednym z przybliżonych sposobów jest uproszczenie systemu (rys. 156) przez:

— połączenie z sobą dwóch punktów węzłowych, jeżeli między nimi znajduje się bocznica o bardzo małym oporze;

[1]) Ścisłe rozwiązanie systemu przedstawionego na rys. 152 *a* zostało podane przez Szwyrkowa. Sposób rozwiązania taki sam jak i prostego systemu przekątnego.

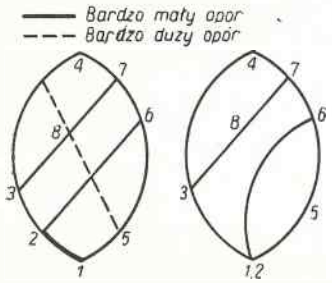
— opuszczenie bocznic o bardzo dużym — w porównaniu z innymi bocznicami — oporze, jeżeli ilość przepływającego przez nie powietrza może być nie brana pod uwagę.

Nie zawsze jednak przez takie uproszczenie udaje się przekształcić dany system do postaci dającej się rozwiązać.

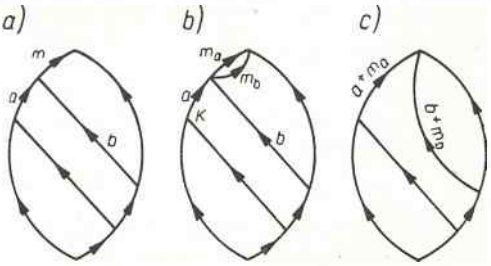
9.5.2. Sposób rozszczepiania prądów (Protodiakonow)

Polega on na zastąpieniu niektórych bocznic, np. m (rys. 157 *a*) przez dwie równoległe m_a i m_b (rys. 157 *b*) w ten sposób, ażeby powietrze podzieliło się w nich w ilościach równych ilościom płynącym w bocznicach *a* i *b*, dla których rozszczepiana bocznica m jest zbiorczą:

$$q_m = q'_m + q''_m$$
$$q'_m = q_a;\quad q''_m = q_b$$



Rys. 156. Uproszczenie systemu złożonego



Rys. 157. Rozszczepienie prądów

Przepływ powietrza w całości systemu nie ulegnie zmianie, jeżeli opór połączenia równoległego m_a, m_b będzie równy oporowi bocznicy rozszczepionej m, a więc (194)

$$\frac{1}{\sqrt{m}} = \frac{1}{\sqrt{m_a}} + \frac{1}{\sqrt{m_b}} \tag{213}$$

gdzie m, m_a, m_b oznaczają opory odnośnych bocznic; oraz jeżeli spadek naporu w obu bocznicach równoległych będzie jednakowy:

$$m_a \cdot (q'_m)^2 = m_b \cdot (q''_m)^2;\quad m'_a \cdot q_a^2 = m_b \cdot q_b^2$$

$$\frac{m_a}{m_b} = \left(\frac{q_b}{q_a}\right)^2 \tag{214}$$

Z równań (213) i (214) otrzymuje się

$$m_a = m \cdot \left(1 + \frac{q_b}{q_a}\right)^2;\qquad m_b = m \cdot \left(1 + \frac{q_a}{q_b}\right)^2 \tag{215}$$

Po takim rozszczepieniu i rozłączeniu bocznic (w punkcie *K*) przekształca się system na bardziej prosty (rys. 157 *c*).

Rozszczepienie nie przedstawiałoby żadnej trudności, gdyby znany był rozdział powietrza $\left(\text{stosunek } \frac{q_a}{q_b}\right)$. Ponieważ stosunek ten nie jest

znany, przeto obliczenie przeprowadza się drogą prób przez przyjęcie z góry pewnego określonego rozdziału powietrza (zwykle dla 1. przybliżenia przyjmuje się $\frac{q_a}{q_b} = 1$). Po rozszczepieniu i przekształceniu w ten sposób systemu złożonego na prosty przekątny lub normalny oblicza się rozdział powietrza, który następnie przyjmuje się do ponownego rozszczepienia bocznic i obliczenia systemu w drugim przybliżeniu itd. Zwykle po pierwszym lub drugim obliczeniu otrzymuje się już dostatecznie dokładne wyniki.

Przy zastosowaniu tego sposobu należy w miarę możności rozszczepiać bocznice o najmniejszych oporach.

Znając rozdział powietrza na bocznice z łatwością można obliczyć opór M systemu jako całości. Dla obliczenia tego oporu należy ułożyć równanie spadku naporu na dowolnej drodze między końcowymi punktami systemu w taki sam sposób, jak przy wyprowadzeniu wzorów (202), (203) i (204), a więc dla dowolnej drogi będzie

$$M \cdot Q^2 = \Sigma m \cdot q^2$$

a nazywając stosunki

$$\frac{q_1}{Q} = x_1 \; ; \quad \frac{q_2}{Q} = x_2$$

otrzymuje się

$$M = \Sigma m \cdot x^2 \tag{216}$$

Za miarę dokładności obliczenia może posłużyć porównanie wielkości M, obliczonych z różnych dróg między końcowymi punktami systemu.

Sposób rozszczepiania prądów umożliwia dość szybkie obliczenie systemów złożonych. Nieodzownym jednak warunkiem jest tu możliwość określenia z góry kierunków prądów w bocznicach przekątnych, w przeciwnym bowiem razie metoda ta może być powodem błędnych wniosków co do oporu systemu i rozdziału powietrza na poszczególne bocznice.

Przykład 1. Obliczyć system przedstawiony na rys. 158 *a*.

1. przybliżenie. Przyjmując dla 1. przybliżenia $x_1 = x_2 = x_3 = x_4 = 0{,}25$ i rozszczepiając prąd *3-4*, otrzymuje się

(215)
$$m'_{34} = m_{34} \cdot \left(1 + \frac{x_3}{x_1 + x_2}\right)^2 = 10 \cdot \left(1 + \frac{0{,}25}{0{,}50}\right)^2 = 22{,}5$$

$$m''_{34} = m_{34} \cdot \left(1 + \frac{x_1 + x_2}{x_3}\right)^2 = 10 \cdot \left(1 + \frac{0{,}50}{0{,}25}\right)^2 = 90$$

Po rozszczepieniu schemat (158 *a*) przekształca się na schemat przedstawiony na rys. 158 b. Rozszczepiając w tym schemacie prąd *2-4*, otrzymuje się

(215)
$$m'_{24} = m''_{24} = 32{,}5 \cdot \left(1 + \frac{0{,}25}{0{,}25}\right)^2 = 130$$

Schemat po rozszczepieniu ma postać pokazaną na rys. 158 c. Po obliczeniu tego normalnego systemu (rys. 158 c) otrzymuje się następujący rozdział powietrza:

$$x_1 = 0{,}251; \quad x_2 = 0{,}144; \quad x_3 = 0{,}201; \quad x_4 = 0{,}404$$

2. przybliżenie. Przyjmując ten nowy rozdział powietrza otrzymuje się w analogiczny sposób

$$x_1 = 0{,}279; \quad x_2 = 0{,}124; \quad x_3 = 0{,}201; \quad x_4 = 0{,}396$$

W podobny sposób oblicza się rozdział powietrza w dalszych przybliżeniach. Wyniki obliczeń podane są w zestawieniu, w którym dla porównania przytoczono opory systemu (rys. 158 *a*) obliczone wzdłuż wszystkich możliwych dróg między

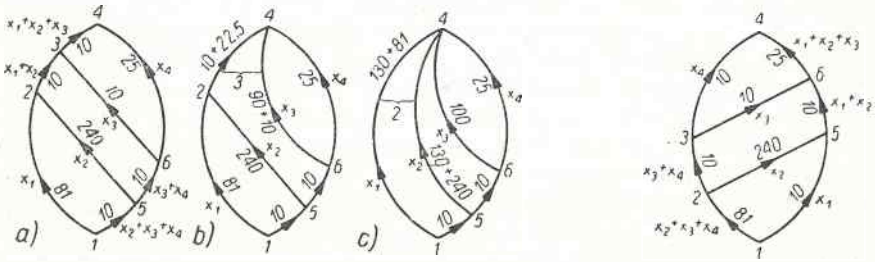
końcowymi punktami (1 i 4) systemu na podstawie wzoru (216). Tak np. dla wyników uzyskanych w 1. przybliżeniu jest (rys. 158 *a*)

$$M_{1234} = 81 \cdot 0{,}251^2 + 10 \cdot (0{,}251 + 0{,}144)^2 + 10 \cdot (0{,}251 + 0{,}144 + 0{,}201)^2 = 10{,}2$$

W zestawieniu podano również rzeczywisty rozdział powietrza i rzeczywisty opór *M*.

	x_1	x_2	x_3	x_4	*M* 1234	*M* 1524	*M* 1634	*M* 1564	*M* śred.
Przyjęto	0,25	0,25	0,25	0,25	13,2	28,7	14,5	9,7	16,5
1. przybliżenie	0,251	0,144	0,201	0,404	10,2	15,7	12,2	13,3	12,9
2. przybliżenie	0,279	0,124	0,201	0,396	11,6	14,2	12,8	12,7	12,8
3. przybliżenie	0,290	0,114	0,198	0,398	12,1	13,4	12,6	12,5	12,7
4. przybliżenie	0,295	0,108	0,197	0,400	12,3	12,9	12,5	12,5	12,6
W rzeczywistości . . .	0,30	0,10	0,20	0,40	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5

Przykład 2. Przyjmując niezgodne z rzeczywistością kierunki prądów (rys. 159), należy rozszczepiać prądy 6-4 i 5-4. Wyniki obliczeń podano w zestawieniu. Wyniki te są zupełnie błędne, na co wskazują duże różnice oporów, obliczone różnymi drogami.



Rys. 158 *(z lewej)*. Przykład rozszczepiania prądów
Rys. 159 *(z prawej)*. Przykład błędnego przyjęcia kierunków prądów

	x_1	x_2	x_3	x_4	*M* 1234	*M* 1364	*M* 1254	*M* 1564	*M* śred.
Przyjęto	0,25	0,25	0,25	0,25	48,1	62,7	77,1	17,2	51,4
1. przybliżenie . .	0,368	0,082	0,094	0,456	37,5	42,9	43,4	10,8	33,6
2. przybliżenie . .	0,542	0,046	0,040	0,372	20,1	28,6	30,8	16,2	23,9
3. przybliżenie . .	0,577	0,022	0,015	0,386	17,6	25,5	27,6	16,3	21,8
W rzeczywistości .	0,70	— 0,10	— 0,20	0,60	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5

9.5.3. Sposób zbieżnych przybliżeń (S. Barczyk, 1935)

Polega on na tym, że po przyjęciu dowolnych kierunków prądów w poszczególnych bocznicach systemu układa się (na podstawie wszystkich obwodów zamkniętych wewnątrz systemu) *n* podstawowych równań kwadratowych z *n* niewiadomymi [analogicznie do (196) i (197)]

$$\Sigma m \cdot x^2 = 0 \qquad (217)$$

gdzie

$m_1, m_2, \ldots m_n$ — opory bocznic w miurgach,
$x_1, x_2, \ldots x_n$ — stosunkowe ilości przepływającego w nich powietrza.

Po przyjęciu za $x_1, x_2 \ldots x_n$ dowolnych dodatnich wartości $x_{01}, x_{02} \ldots x_{0n}$ i po wstawieniu ich do (217) otrzymuje się n funkcji typu

$$f = \Sigma m \cdot x_0^2 \neq 0 \tag{218}$$

funkcje te posłużą do obliczenia poprawek $dx_1, dx_2, \ldots dx_n$, które muszą być dodane do przyjętych wartości $x_1, x_2, \ldots x_n$.

W celu obliczenia tych poprawek $dx_1, dx_2, \ldots dx_n$ należy zróżniczkować równanie (217), wstawić zamiast $x_1, x_2, \ldots x_n$ przyjęte poprzednio wartości $x_{01}, x_{02}, \ldots x_{0n}$ przyrównać te równania do odpowiednich wartości funkcji $f_1, f_2, \ldots f_n$ z odwrotnymi znakami i rozwiązać otrzymany w taki sposób układ n równań typu

$$2 \cdot \Sigma m \cdot x_0 \, dx = -f \tag{219}$$

Po dodaniu do $x_{01}, x_{02}, \ldots x_{0n}$ obliczonych poprawek $dx_1, dx_2, \ldots dx_n$ otrzymuje się wartości $x_1, x_2, \ldots x_n$ w 1. przybliżeniu:

$$x_1 = x_{01} + dx_1; \quad x_2 = x_{02} + dx_2; \quad \ldots x_n = x_{0n} + dx_n \tag{220}$$

Opierając się teraz na tych wartościach, można obliczyć w analogiczny sposób $x_1, x_2, \ldots x_n$ w 2. przybliżeniu itd.

Obliczenia w 1. przybliżeniu mogą być prowadzone z małą dokładnością; większa dokładność potrzebna jest przy obliczeniach końcowych.

Zaletą omawianego sposobu zbieżnych przybliżeń jest jego wszechstronna zastosowalność w stosunku do zagadnień mających jedno rozwiązanie. Może on być zastosowany do rozwiązywania dowolnych systemów nie tylko z jednym wentylatorem, lecz i do systemów z większą liczbą wentylatorów, jeżeli tylko nie bierze się pod uwagę ich charakterystyk (patrz niżej).

Przyjęcie niezgodnych z rzeczywistością kierunków prądów nie wywiera tu poważniejszego wpływu, gdyż zwykle już w pierwszym lub drugim przybliżeniu otrzymuje się w tym przypadku wyniki ujemne, co wskazuje na konieczność poprawienia kierunków odnośnych prądów i ponownego ułożenia równań podstawowych. Korzystną stroną przyjęcia z góry właściwych kierunków prądów jest to, że wtedy prędzej dochodzi się do dokładniejszych wyników.

Przykład. Obliczyć system przedstawiony na rys. 158 *a*.

Równania podstawowe (217) układa się dla trzech obwodów zamkniętych, uwzględniając, że $x_4 = 1 - (x_1 + x_2 + x_3)$.

Obwód *1-2-5-1*

$$81 \cdot x_1^2 - 240 \cdot x_2^2 - 10 \cdot (1 - x_1)^2 = 0$$

Obwód *5-2-3-6-5*

$$240 \cdot x_2^2 + 10 \cdot (x_1 + x_2)^2 - 10 \cdot x_3^2 - 10 \cdot (1 - x_1 - x_2)^2 = 0$$

Obwód *6-3-4-6*

$$10 \cdot x_3^2 + 10 \cdot (x_1 + x_2 + x_3)^2 - 25 \cdot (1 - x_1 - x_2 - x_3)^2 = 0$$

1. Przybliżenie. Przyjmując $x_1 = x_2 = x_3 = x_4 = 0{,}25$, otrzymuje się:

(218)
$$f_1 = 81 \cdot 0{,}25^2 - 240 \cdot 0{,}25^2 - 10 \cdot 0{,}75^2 = -15{,}56$$
$$f_2 = 240 \cdot 0{,}25^2 + 10 \cdot 0{,}50^2 - 10 \cdot 0{,}25^2 - 10 \cdot 0{,}50^2 = +14{,}38$$
$$f_3 = 10 \cdot 0{,}25^2 + 10 \cdot 0{,}75^2 - 25 \cdot 0{,}25^2 = +4{,}69$$

Równania poprawek (219)

1. $2 \cdot [81 \cdot 0{,}25 \cdot dx_1 - 240 \cdot 0{,}25 \cdot dx_2 - 10 \cdot 0{,}75 \cdot (-dx_1)] = +15{,}56;$
$55{,}5 \cdot dx_1 - 120 \cdot dx_2 = +15{,}56$
2. $20 \cdot dx_1 + 140 \cdot dx_2 - 5 \cdot dx_3 = -14{,}38$
3. $27{,}5 \cdot dx_1 + 27{,}5 \cdot dx_2 + 32{,}5 \cdot dx_3 = -4{,}69$

Stąd

$$dx_1 = +0{,}054; \quad dx_2 = -0{,}114; \quad dx_3 = -0{,}100$$

a więc 220

$$x_1 = 0{,}25 + 0{,}054 = 0{,}304$$
$$x_2 = 0{,}25 - 0{,}114 = 0{,}136$$
$$x_3 = 0{,}25 - 0{,}100 = 0{,}150$$
$$x_4 = 1 - (x_1 + x_2 + x_3) = 0{,}410$$

Przyjmując do dalszych obliczeń otrzymane wyniki z pierwszego przybliżenia, można w analogiczny sposób obliczyć rozdział powietrza (i opór systemu) w drugim i dalszych przybliżeniach. Wyniki obliczeń podane są w zestawieniu:

	x_1	x_2	x_3	x_4	M 1234	M 1524	M 1634	M 1564	M śred.
Przyjęto	0,25	0,25	0,25	0,25	13,2	28,7	14,5	9,7	16,5
1. przybliżenie	0,304	0,136	0,150	0,410	12,9	13,7	11,7	12,2	12,6
2. przybliżenie	0,261	0,122	0,214	0,403	10,5	14,0	13,3	13,3	12,7
3. przybliżenie	0,308	0,109	0,173	0,410	12,8	12,9	12,9	12,4	12,5
4. przybliżenie	0,303	0,104	0,194	0,399	12,7	12,6	12,4	12,3	12,5
W rzeczywistości . . .	0,30	0,10	0,20	0,40	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5

9.6. Systemy proste normalne z dwoma wentylatorami

W przypadku umieszczenia dwóch wentylatorów w różnych bocznicach systemu (rys. 160) otrzyma się ściśle zdecydowany kierunek prądów w tych bocznicach, w których działanie obu źródeł depresji jest zgodne, jak to jest np. w bocznicach a_1 i c. W bocznicach natomiast a i a_2 działanie wentylatorów jest niezgodne, np. w a_2 wentylator A dążyć będzie do skierowania ruchu od D do C, wentylator zaś B — odwrotnie — od C do D. Zależnie od tego, który z wentylatorów wywierać będzie większy wpływ, prąd kieruje się w jedną lub drugą stronę. Będzie to zależało od depresji wentylatorów, jak i od oporów bocznic.

Jeżeli *kierunek prądu* jest zgodny z działaniem danego źródła depresji, nazywa się go *prostym* względem tegoż źródła, w przeciwnym razie prąd będzie *odwrócony*.

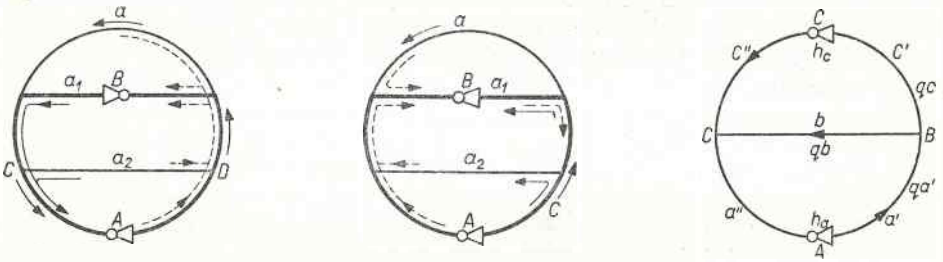
W przypadku pokazanym na rys. 161 zdecydowany kierunek prądu jest w bocznicach a i a_2, prądy natomiast w bocznicach a_1 i c, gdzie umieszczone są wentylatory, mogą płynąć w jednym lub drugim kierunku.

W pierwszym przypadku (rys. 160) prądy c i a_1, w których umieszczone są źródła depresji, będą prądami prostymi względem obu tych źródeł. Tego rodzaju układ jest cechą *zgodnego kierunku depresji obu wentylatorów*. W przypadku drugim (rys. 161) mamy do czynienia z *niezgodnym kierunkiem depresji wentylatorów*.

Przy zgodnym kierunku depresji dwóch wentylatorów (rys. 160) ściśle zdecydowany kierunek prądu ma jedynie tylko obwód *A-D-B-C*, w którym umieszczone są oba wentylatory. Obwód ten nazwano głównym obwodem systemu (linia gruba). Wszystkie inne prądy (a, a_2) otrzymują nazwę prądów bocznych.

Gdy więc kierunek depresji dwóch wentylatorów jest zgodny, wówczas ściśle określony kierunek mają tylko prądy w obwodzie głównym, w przypadku zaś niezgodnego kierunku depresji — prądy boczne.

W bocznicy, w której nie ma zdecydowanego kierunku prądu, prąd ten zależnie od ustosunkowania się depresji obu wentylatorów płynąć może w jedną lub drugą stronę lub może być zatrzymany. Stosunek depresji dwóch wentylatorów, przy którym następuje zatrzymanie prądu w pewnej bocznicy, nazywa się *stosunkiem krytycznym.*



Rys. 160 *(z lewej)*. Zgodny kierunek depresji dwóch wentylatorów
Rys. 161 *(w środku)*. Niezgodny kierunek depresji dwóch wentylatorów
Rys. 162 *(z prawej)*. Niezgodny kierunek depresji dwóch wentylatorów

Rozpatrując dowolny obwód *ac* (rys. 162), w którym znajdują się dwa wentylatory i prąd płynie w kierunku zgodnym z działaniem wentylatora h_a, wiemy z wzoru [104], że algebraiczna suma depresji obu wentylatorów $+h_a$ i $-h_c$ jest równa sumie spadków naporu

$$h_a - h_c = a' \cdot q_a^2 + c' \cdot q_c^2 + c'' \cdot q_c^2 + a'' \cdot q_a^2$$

Prawa część tego równania jest dodatnia, a wobec tego

$$h_a - h_c > 0;\ h_a > h_c$$

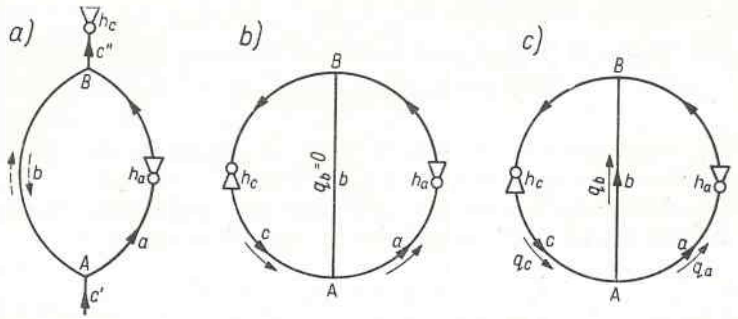
co oznacza, że w dowolnym obwodzie, w którym umieszczone są dwa źródła depresji o działaniu niezgodnym, kierunek prądu płynącego w jedną stronę jest zgodny z działaniem źródła o depresji większej.

Wyprowadzenie warunków, przy których prąd w pewnej bocznicy płynie w jedną lub drugą stronę lub jest zatrzymany (warunek krytyczny), jest możliwe tylko dla systemów rozwiązywalnych, a więc normalnych i prostych przekątnych.

9.6.1. Zgodny kierunek depresji obu wentylatorów

Wentylator h_c (rys. 163 *a*) umieszczony jest w całym prądzie, wentylator zaś h_a — w bocznicy normalnej I klasy, przy czym każda z bocznic *a*, *b* i *c* może być zarówno pojedyncza, jak i złożona z całego systemu różnych bocznic.

Przypadek ten odpowiada zgodnemu kierunkowi depresji obu wentylatorów, przy którym zmieniać może swój kierunek tylko prąd boczny b; może to być w kopalni przy przewietrzaniu jej za pomocą wentylatorów nad- i podziemnego.



Rys. 163. System normalny prosty z dwoma wentylatorami o zgodnym kierunku depresji

9.6.1.1. Kierunki prądów

Należy wyprowadzić przede wszystkim *warunek krytyczny*, przy którym prąd b zostaje zatrzymany ($q_b = 0$). W tym przypadku cały prąd płynie przez bocznicę a, tzn. $q_a = q_c$. Przekształcając schemat 163 a na zamknięty (rys. 163 b), otrzymuje się:
dla obwodu ab

$$h_a = a \cdot q_a^2 + b \cdot q_b^2 = a \cdot q_c^2$$

dla obwodu cb

$$h_c = c \cdot q_c^2 + b \cdot q_b^2 = c \cdot q_c^2$$

skąd

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{a}{c} \tag{221}$$

Przy *prostym kierunku AB* prądu b względem wentylatora h_c jest (rys. 163 a i 163 c)

$$q_c = q_a + q_b;\ q_c > q_a$$

z obwodu ab

$$h_a = a \cdot q_a^2 - b \cdot q_b^2 < a \cdot q_a^2 < a \cdot q_c^2$$

z obwodu cb

$$h_c = c \cdot q_c^2 + b \cdot q_b^2 > c \cdot q_c^2$$

skąd

$$\frac{h_a}{h_c} < \frac{a}{c} \tag{222}$$

Analogicznie dla *odwróconego kierunku* prądu b otrzymuje się

$$\frac{h_a}{h_c} > \frac{a}{c} \tag{223}$$

Jak wynika z tych warunków, przez zwiększenie oporu c lub zmniejszenie a prąd b, który poprzednio miał kierunek prosty, może zostać za-

trzymany lub odwrócony. Odwrotnie, przez zmniejszenie c i zwiększenie a można nadać kierunek prosty odwróconemu prądowi b.

Warunki określające kierunek prądu bocznego b zostały po raz pierwszy wyprowadzone przez T. Koguta w 1927 r. w jego pracy dyplomowej w Akademii Górniczej.

9.6.1.2. *Opory systemu*

Każdy z wentylatorów h_a i h_c wykonuje pewną pracę, która zostaje zużyta na pokonanie oporów ruchu powietrza w systemie.

W celu obliczenia oporu R_c, jaki ma być pokonany przez wentylator h_c, należy wziąć pod uwagę obwód cb, z którego wynika, że

$$h_c = R_c \cdot q_c^2 = c \cdot q_c^2 \pm b \cdot q_b^2$$

skąd

$$R_c = c \pm b \cdot \left(\frac{q_b}{q_c}\right)^2 \tag{224}$$

W analogiczny sposób opór R_a, jaki ma być pokonany przez wentylator h_a, można znaleźć rozpatrując obwód ab

$$R_a = a \mp b \cdot \left(\frac{q_b}{q_a}\right)^2 \tag{225}$$

W obu tych wzorach znaki górne odpowiadają prostemu kierunkowi AB prądu w bocznicy b, znaki dolne — kierunkowi odwróconemu.

Jeżeli opory a, b i c wyrażone są w miurgach, to zamiast oporu R w kilomiurgach należy we wzorach (224) i (225) napisać M_c i M_a.

9.6.1.3. *Rozdział powietrza*

Otrzymuje się go rozwiązując układ równań:

$$h_a = a \cdot q_a^2 \mp b \cdot q_b^2$$

$$h_c = c \cdot q_c^2 \pm b \cdot q_b^2$$

$$q_c = q_a \pm q_b$$

Wstawiając za q_a wartość z trzeciego równania i dzieląc przez siebie pierwsze dwa, otrzyma się dla obliczenia stosunku $\frac{q_b}{q_c}$ równanie kwadratowe

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{a \cdot (q_c \mp q_b)^2 \mp b \cdot q_b^2}{c \cdot q_c^2 \pm b \cdot q_b^2} = \frac{a \cdot \left(1 \mp \frac{q_b}{q_c}\right)^2 \mp b \cdot \left(\frac{q_b}{q_c}\right)^2}{c \pm b \cdot \left(\frac{q_b}{q_c}\right)^2} \tag{226}$$

Eliminując z pierwszych dwóch równań q_c otrzymuje się równanie kwadratowe dla obliczenia stosunku $\frac{q_b}{q_a}$

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{a \cdot q_a^2 \mp b \cdot q_b^2}{c \cdot (q_a \pm q_b)^2 \pm b \cdot q_b^2} = \frac{a \mp b \cdot \left(\frac{q_b}{q_a}\right)^2}{c \cdot \left(1 \pm \frac{q_b}{q_a}\right)^2 \pm b \cdot \left(\frac{q_b}{q_a}\right)^2} \tag{227}$$

W tymże celu posługiwać się można również równaniem

$$q_a = q_c \mp q_b$$

$$\frac{q_a}{q_b} = \frac{q_c}{q_b} \mp 1$$

$$\frac{q_b}{q_a} = \frac{1}{\frac{q_c}{q_b} \mp 1} \tag{228}$$

Przykład. Opory w miurgach: $a = 100$; $b = 10$; $c = 50$; depresje wentylatorów: $h_a = 30$; $h_c = 60$.

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{30}{60} < \frac{a}{c} = \frac{100}{50}$$

a więc (222) kierunek prądu b jest prosty (AB, rys. 163 a) i w dalszych wzorach należy posługiwać się znakami górnymi.

(226)
$$\frac{30}{60} = \frac{100 \cdot \left(1 - \frac{q_b}{q_c}\right)^2 - 10 \cdot \left(\frac{q_b}{q_c}\right)^2}{50 + 10 \cdot \left(\frac{q_b}{q_c}\right)^2}$$

Równanie to daje dwa rozwiązania

$$\frac{q_b}{q_c} = 1{,}88 \quad \text{oraz} \quad \frac{q_b}{q_c} = 0{,}468$$

Po wstawieniu do (228) otrzymuje się

$$\frac{q_b}{q_a} = -2{,}14 \quad \text{oraz} \quad \frac{q_b}{q_a} = 0{,}877$$

Stąd wynika, że należy posługiwać się rozwiązaniem drugim

$$\frac{q_b}{q_c} = 0{,}468\,; \quad \frac{q_b}{q_a} = 0{,}877$$

(224) $$M_c = 50 + 10 \cdot 0{,}468^2 = 52 \text{ miurgów}$$

a więc wentylator h_c musi być obliczony na otwór równoznaczny (179)

$$A_c = \frac{12}{\sqrt{52}} = 1{,}66 \text{ m}^2$$

Ilość przepływającego powietrza (176) przez ten wentylator

$$q_c = A_c \cdot \frac{\sqrt{h}}{0{,}38} = 1{,}66 \cdot \frac{\sqrt{60}}{0{,}68} = 34 \text{ m}^3/\text{sek}$$

(225) $$M_a = 100 - 10 \cdot 0{,}877^2 = 92 \text{ miurgów}$$

a więc

$$A_a = \frac{12}{\sqrt{92}} = 1{,}25 \text{ m}^2$$

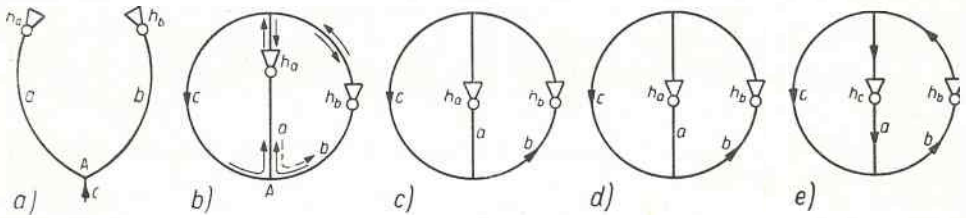
$$q_a = 1{,}25 \cdot \frac{\sqrt{30}}{0{,}38} = 18 \text{ m}^3/\text{sek}$$

$$q_b = 34 - 18 = 16 \text{ m}^3/\text{sek}$$

9.6.2. Niezgodny kierunek depresji obu wentylatorów

9.6.2.1. Kierunki prądów

Jeżeli kopalnia przewietrzana jest za pomocą dwóch szybów wentylacyjnych (rys. 164 *a* i 164 *b*), co odpowiada niezgodnemu kierunkowi depresji wentylatorów, ściśle zdecydowany kierunek ma tylko prąd boczny *c*, prądy zaś *a* i *b* mogą płynąć w jedną lub drugą stronę. Jeżeli *b* ma w systemie kierunek prosty ($A - h_b$), to możliwe są następujące warunki:



Rys. 164. Przewietrzanie kopalni za pomocą dwóch szybów wentylacyjnych

Warunek krytyczny — prąd *a* jest zatrzymany (rys. 164 *c*)

$$q_a = 0; \quad q_c = q_b$$

Z obwodu *cb* wynika

$$h_b = c \cdot q_c^2 + b \cdot q_b^2 = c \cdot q_c^2 + b \cdot q_c^2$$

Z obwodu *ca* jest

$$h_a = c \cdot q_c^2 + a \cdot q_a^2 = c \cdot q_c^2$$

skąd

$$\frac{h_b}{h_a} = 1 + \frac{b}{c} \tag{229}$$

Dla prostego kierunku prądu a w systemie (rys. 164 *d*)

$$q_c = q_a + q_b, \; q_c > q_b$$

Z obwodu *cb* jest

$$h_b = c \cdot q_c^2 + b \cdot q_b^2 < c \cdot q_c^2 + b \cdot q_c^2$$

Z obwodu *ca* jest

$$h_a = c \cdot q_c^2 + a \cdot q_a^2 > c \cdot q_c^2$$

skąd

$$\frac{h_b}{h_a} < 1 + \frac{b}{c} \tag{230}$$

Dla odwróconego kierunku prądu a (rys. 164 *e*) znajduje się w analogiczny sposób

$$\frac{h_b}{h_a} > 1 + \frac{b}{c} \tag{231}$$

W podobny sposób można wyprowadzić warunki dla prądu *b*.

Z warunków tych wynika, że w przypadku przewietrzania kopalni za pomocą dwóch wentylatorów ustawionych na szybach wentylacyjnych mogą zajść okoliczności (duży opór bocznicy *c* lub mały opór *a*), kiedy

przez jeden z tych szybów pomimo pracy wentylatora będzie wchodziło powietrze do kopalni.

Z równań (229) i (231) jest

$$\frac{h_b}{h_a} > 1, \quad h_b > h_a$$

czyli że ten z dwóch prądów (a) może być zatrzymany lub odwrócony, w którym znajduje się wentylator o mniejszej depresji (h_a).

Warunki odnoszące się do kierunków prądów zostały wyprowadzone przez H. Czeczotta.

9.6.2.2. Opory systemu

Opór, jaki ma być pokonany przez jeden z wentylatorów, np. h_a, wynosi (rys. 164 *a*)

$$h_a = R_a \cdot q_a^2 = c \cdot q_c^2 \pm a \cdot q_a^2$$

$$R_a = c \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 \pm a \tag{232}$$

9.6.2.3. Rozdział powietrza

Otrzymuje się go z układu równań (dla warunku $h_b > h_a$)

$$h_a = c \cdot q_c^2 \pm a \cdot q_a^2$$

$$h_b = c \cdot q_c^2 + b \cdot q_b^2$$

$$q_c = q_b \pm q_a$$

Z równań tych otrzymuje się:

$$\frac{h_b}{h_a} = \frac{c \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 + b \cdot \left(\frac{q_c}{q_a} \mp 1\right)^2}{c \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 \pm a} \tag{233}$$

$$\frac{q_c}{q_b} = \frac{1}{1 \mp \frac{q_a}{q_c}} \tag{234}$$

Przykład. Kopalnia przewietrzana jest za pomocą dwóch wentylatorów (rys. 164 *a*) o depresjach 100 i 80 mm H_2O. Zgodnie z przyjętym warunkiem ($h_b > h_a$) należy oznaczyć $h_a = 80$, $h_b = 100$. Opory bocznic: $a = 50$, $b = 30$, $c = 10$ miurgów. W której bocznicy należy postawić tamę regulacyjną i o jakim oporze w celu zatrzymania jednego z prądów (którego ?); jak się zmieni przy tym rozdział powietrza i opór kopalni?

Ponieważ $h_b > h_a$, przeto zatrzymany może być tylko prąd w bocznicy a. W systemie naturalnym (bez tamy) jest

$$\frac{h_b}{h_a} = \frac{100}{80} < 1 + \frac{30}{10}$$

a więc prąd w bocznicy a ma kierunek prosty (230). W celu zatrzymania tego prądu

musi być zachowany warunek (229), a więc w bocznicy c musi być postawiona tama (zwiększony mianownik we wzorze) o oporze m

$$\frac{100}{80} = 1 + \frac{30}{10 + m}$$

$m = 110$ miurgów.

Rozdział powietrza *przed postawieniem tamy*

$$\frac{100}{80} = \frac{10 \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 + 30 \cdot \left(\frac{q_c}{q_a} - 1\right)^2}{10 \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 + 50} \tag{233}$$

skąd otrzymuje się dwa rozwiązania:

$$\frac{q_c}{q_a} = 2{,}63 \quad \text{oraz} \quad \frac{q_c}{q_a} = -0{,}45$$

$$\frac{q_c}{q_b} = \frac{1}{1 - \frac{1}{2{,}63}} = 1{,}61 \quad \text{oraz} \quad \frac{q_c}{q_b} = 0{,}31 \tag{234}$$

Właściwe jest tylko rozwiązanie pierwsze $\frac{q_c}{q_a} = 2{,}63$; $\frac{q_c}{q_b} = 1{,}61$

$$M_a = c \cdot \left(\frac{q_c}{q_a}\right)^2 + b = 10 \cdot 1{,}61^2 + 30 = 56 \text{ miurgów} \tag{232}$$

$$M_b = c \cdot \left(\frac{q_c}{q_b}\right)^2 + b = 10 \cdot 1{,}62^2 + 30 = 56 \text{ miurgów}$$

Ilości powietrza przepływające przez wentylatory ($w = h$)

$$q_a = \sqrt{1000 \cdot \frac{80}{119}} = 25{,}9 \text{ m}^3/\text{sek}$$

$$q_b = \sqrt{1000 \cdot \frac{100}{56}} = 42{,}3 \text{ m}^3/\text{sek}$$

$$q_c = 42{,}3 + 25{,}9 = 68{,}2 \text{ m}^3/\text{sek}$$

Po postawieniu tamy o oporze $m = 110$ miurgów w bocznicy c prąd w bocznicy a jest zatrzymany, a więc $q_a = 0$; $q_b = q_c$.

Opory (232) wynoszą:

$$M_a = \infty; \quad M_b = (10 + 110) \cdot 1^2 + 30 = 150 \text{ miurgów}$$

(M_b wyraża więc opór połączenia szeregowego $M_b = c + m + a$).

$$q_b = q_c = \sqrt{1000 \cdot \frac{100}{150}} = 25{,}8 \text{ m}^3/\text{sek}$$

9.7. Systemy normalne II klasy z dwoma wentylatorami (H. Czeczott)

9.7.1. Zgodny kierunek depresji wentylatorów

W przypadku zgodnego kierunku depresji obu wentylatorów (rys. 165 *a*) zdecydowany kierunek ma prąd $C'\ c'\ a\ c''\ C''$, kierunki prosty lub odwrócony mogą mieć prądy w bocznicach b i B.

Warunek *zatrzymania prądu* b ($q_b = 0$) (rys. 165 *a*) wyprowadza się na podstawie następującego układu równań:

z obwodu ab

$$h_a = a \cdot q_a^2$$

(gdyż $b \cdot q_b^2 = 0$)

z obwodu $C'\,B\,C''$

$$h_c = C \cdot q_c^2 + B \cdot q_B^2$$

$$(C = C' + C'')$$

z obwodu $Bc''\,bc'$

$$B \cdot q_B^2 - c \cdot q_c^2 = 0$$

$$(c = c' + c'')$$

$$q_C = q_B + q_c$$

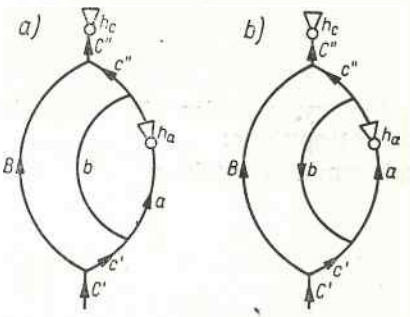
$$q_c = q_a + q_b = q_a$$

Rozwiązując te równania otrzymuje się

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{a \cdot q_a^2}{C \cdot q_C^2 + B \cdot q_B^2} = \frac{a \cdot q_c^2}{C \cdot \left(q_c \cdot \sqrt{\frac{c}{B}} + q_c\right)^2 + B \cdot \frac{c}{B} \cdot q_c^2}$$

a więc zatrzymanie prądu b następuje przy warunku

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{a}{C \cdot \left(1 + \sqrt{\frac{c}{B}}\right)^2 + c} \tag{235}$$



Rys. 165. System normalny II klasy z dwoma wentylatorami o zgodnym kierunku depresji

W miarę zwiększenia stosunku $\frac{h_a}{h_c}$ prąd b odwraca się (rys. 165 b) przy prostym kierunku prądu B, a następnie zatrzymuje się i wreszcie odwraca się również ten ostatni. Warunek *zatrzymania prądu* B ($q_B = 0$) można wyprowadzić z układu równań (rys. 165 b):

obwód $C'\,BC''$

$$h_c = C \cdot q_c^2$$

obwód $c'\,ac''\,B$

$$h_a = c \cdot q_c^2 + a \cdot q_a^2$$

obwód $c'\,bc''\,B$

$$c \cdot q_c^2 - b \cdot q_b^2 = 0$$

$$q_C = q_c = q_a - q_b$$

Warunkiem zatrzymania prądu B jest

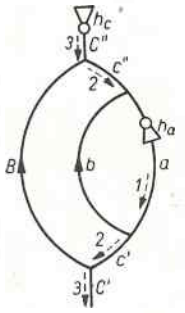
$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{c + a \cdot \left(1 + \sqrt{\frac{c}{b}}\right)^2}{C} \tag{236}$$

gdzie

$$C = C' + C''$$
$$c = c' + c''$$

9.7.2. Niezgodny kierunek depresji wentylatorów

Przy niezgodnym kierunku depresji obu wentylatorów (rys. 166) w miarę zwiększania stosunku $\frac{h_a}{h_c}$ zostają zatrzymane i następnie odwrócone kolejno prądy w bocznicach a, c, C. Warunki zatrzymania prądów,



Rys. 166. System normalny II klasy z dwoma wentylatorami o niezgodnym kierunku depresji

które wyprowadza się w sposób podobny do warunków (235) i (236) są tu następujące:
zatrzymanie prądu a

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{b}{C \cdot \left(\sqrt{\frac{b+c}{B}} + 1\right)^2 + (b+c)} \tag{237}$$

zatrzymanie prądu c (prąd a — odwrócony)

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{B \cdot (a+b)}{b \cdot (B+C)} \tag{238}$$

zatrzymanie prądu C (prądy a i c — odwrócone)

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{a \cdot \left(1 + \sqrt{\frac{b}{B+c}}\right)^2 + b}{B \cdot \left(\frac{b}{B+c}\right)} \tag{239}$$

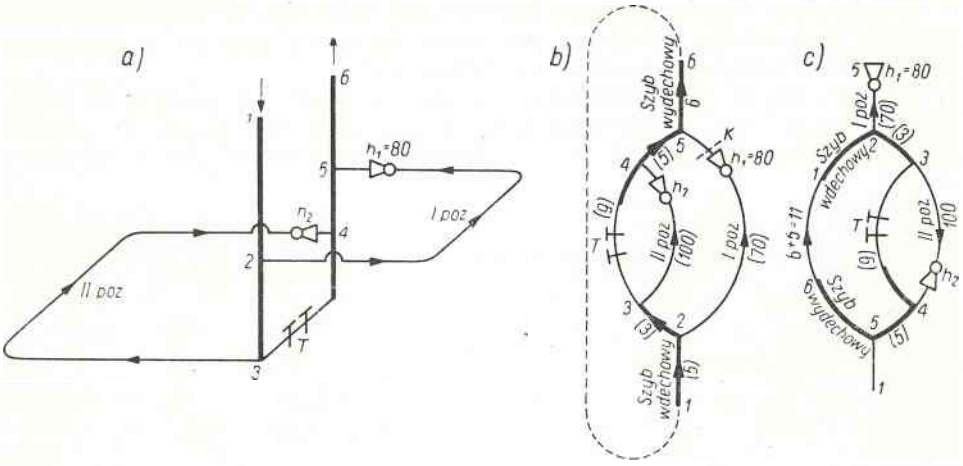
Jeżeli chodzi o obliczenie rozdziału powietrza i oporów systemu, to sprowadza się ono przy omawianych systemach do rozwiązania dwóch równań kwadratowych z dwoma niewiadomymi, co jest zbyt uciążliwe; wobec tego wskazane jest tu posługiwanie się metodą przybliżoną

(S. Barczyka) podaną niżej przy rozpatrywaniu przypadku bardziej ogólnego, a mianowicie przy obliczaniu systemu z większą liczbą wentylatorów.

Przykład. Kopalnia przewietrzana wentylatorem podziemnym $h_1 = 80$ mm H_2O (rys. 167 i 167 b) zaczyna eksploatować drugi poziom, który ma być przewietrzany za pomocą podziemnego wentylatora h_2. W jakich granicach powinna być depresja tego wentylatora, ażeby żądany kierunek prądów, pokazany na rys. 167 a i 167 b, był zachowany nawet w razie otworzenia drzwi w tamach T między szybami wdechowym i wydechowym. Chodzi więc tu o to, ażeby oba poziomy były przewietrzane prądami świeżego powietrza i ażeby w żadnym przypadku prądy te nie zostały odwrócone. Schemat rys. 167 b może być z łatwością przekształcony na schemat pokazany na rys. 167 c, a to przez jego zamknięcie (rys. 167 b, linia kreskowana) i następnie rozłączenie w punkcie K. Schemat rys. 167 c jest identyczny z rys. 166, a więc

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{h_2}{h_1}; \quad h_1 = 80 \text{ mm } H_2O$$

$a = 100$ miurgów, $b = 9$, $c = c' + c'' = 5 + 3 = 8$, $B = 11$, $C = 70$.



Rys. 167. Przewietrzanie za pomocą dwóch wentylatorów podziemnych

Kierunek prądu c na schemacie 167 c powinien być odwrócony (tym samym powinien być odwrócony prąd b), czyli przy otwartych drzwiach powinien być zachowany warunek (238)

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{h_2}{80} > \frac{11 \cdot (100 + 9)}{9 \cdot (11 + 70)} = 1{,}645$$

$$h_2 > 131{,}6 \text{ mm } H_2O$$

Przy zamkniętych drzwiach T ($b = \infty$) jest z (238)

$$h_2 > 80 \cdot \frac{11 \cdot \left(\frac{100}{\infty} + 1\right)}{1 \cdot (11 + 70)} = 10{,}9$$

(przypadek ten jest analogiczny z pokazanym na rys. 164 d wzór (230). Kierunek prądu C na schemacie 167 c ma być prosty, a więc przy otwartych drzwiach T (239)

$$\frac{h_a}{h_c} = \frac{h_2}{80} < \frac{100 \cdot \left(1 + \sqrt{\frac{9}{11+8}}\right)^2 + 9}{11 \cdot \left(\frac{9}{11+8}\right)} = 56{,}4$$

$$h_2 < 4512 \text{ mm } H_2O$$

Przy zamkniętych drzwiach T ($b = \infty$)

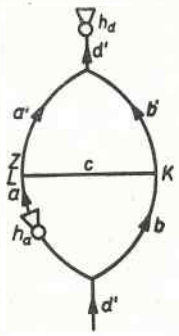
$$h_2 < 80 \cdot \frac{100 \cdot \left(\frac{1}{\infty} + \sqrt{\frac{1}{11+8}}\right)^2 + 1}{11 \cdot \left(\frac{1}{11+8}\right) \sqrt{+1}} = 866 \text{ mm } H_2O$$

Odpowiedź: $131{,}6 < h_2 < 866$ mm H_2O.

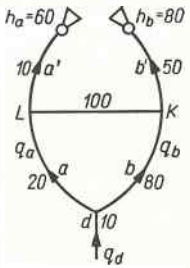
9.8. Systemy proste przekątne z dwoma wentylatorami

W podobny sposób można wyprowadzić warunki (H. Czeczott), przy których zachowaniu możliwy jest różny kierunek prądów w systemie prostym przekątnym z dwoma wentylatorami.

Dla przykładu wyprowadzono warunki zatrzymania prądów w przypadku umieszczenia w bocznicach d i a (rys. 168) wentylatorów o zgodnym kierunku depresji. W tym przypadku, jak to wynika z działania



Rys. 168. System prosty przekątny z dwoma wentylatorami



Rys. 169. Przewietrzanie kopalni za pomocą dwóch szybów wentylacyjnych

wentylatorów, mogą być zatrzymane prądy w bocznicach: c (prąd przekątny względem h_d), b' (prąd przekątny względem h_a) oraz b.

Tutaj zostanie wyprowadzony tylko warunek zatrzymania prądu przekątnego c.

Mając na uwadze, że po zatrzymaniu prądu $q_c = 0$, $q_a = q_a'$ i $q_b = q_b'$, otrzyma się układ równań:

z obwodu acb

$$h_a = a \cdot q_a^2 - b \cdot q_b^2$$

z obwodu $d'\,b\,b'\,d''$

$$h_d = d \cdot q_d^2 + (b + b') \cdot q_b^2$$

z obwodu $a'\,b'\,c$

$$a' \cdot q_a^2 - b' \cdot q_b^2 = 0$$

$$q_d = q_a + q_b$$

Po rozwiązaniu tych równań otrzymuje się warunek zatrzymania prądu c

$$\frac{h_a}{h_d} = \frac{a \cdot \frac{b'}{a'} \cdot q_b^2 - b \cdot q_b^2}{d \cdot \left(\sqrt{\frac{b'}{a'}} + 1\right)^2 \cdot q_b^2 + (b + b') \cdot q_b^2} = \frac{a \cdot b' - a' \cdot b}{d\,(\sqrt{a'} + \sqrt{b'})^2 + a' \cdot (b + b')} \quad (240)$$

Jeżeli stosunek $\frac{h_a}{h_d}$ jest mniejszy od tej wartości, prąd c płynie w kierunku KL, jeżeli zaś stosunek ten jest większy — prąd płynie w kierunku przeciwnym LK.

W podobny sposób można wyprowadzić wszystkie inne warunki przy dowolnym rozmieszczeniu wentylatorów i przy dowolnych kierunkach ich działania.

Przykład. Określić kierunek prądu w bocznicy KL (rys. 169). W razie zatrzymania prądu KL otrzymuje się:

z obwodu daa'

$$h_a = 10 \cdot q_d^2 + (20 + 10) \cdot q_a^2$$

z obwodu dbb'

$$h_b = 10 \cdot q_d^2 + (80 + 50) \cdot q_b^2$$

z obwodu acb

$$20 \cdot q_a^2 + 0 - 80 \cdot q_b^2 = 0$$

$$q_d = q_a + q_b$$

Wstawiając z ostatnich dwóch równań wartości q_a i q_d do dwóch pierwszych i dzieląc je przez siebie otrzyma się dla przypadku zatrzymania prądu c

$$\frac{h_a}{h_b} = \frac{10 \cdot \left(\sqrt{\frac{80}{20}} + 1\right)^2 \cdot q_b^2 + (20 + 10) \cdot \frac{80}{20} \cdot q_b^2}{10 \cdot \left(\sqrt{\frac{80}{20}} + 1\right)^2 \cdot q_b^2 + (80 + 50) \cdot q_b^2} = 0{,}95$$

Ponieważ

$$\frac{h_a}{h_b} = \frac{60}{80} < 0{,}95$$

przeto prąd c płynie w kierunku działania wentylatora h_b.

9.9. Systemy z większą liczbą wentylatorów

Gdy jest umieszczonych więcej niż dwa wentylatory w różnych równoległych bocznicach systemu (rys. 170), wówczas nie jest możliwe, ażeby wzajemne działanie wszystkich tych źródeł depresji było zgodne. Kierunek depresji trzeciego lub dalszych źródeł może być zgodny z depresją pierwszych dwóch tylko wtedy (rys. 171), gdy wszystkie źródła depresji umieszczone są w jednym wspólnym obwodzie (głównym).

Cechą charakterystyczną zgodnego kierunku depresji kilku źródeł jest więc obecność w systemie jednego obwodu (głównego) o ściśle zdecydowanym kierunku prądu.

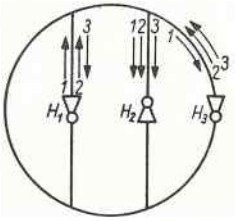
Nie ma w ogóle dokładnego sposobu na obliczenie złożonych systemów z większą liczbą wentylatorów, toteż siłą rzeczy trzeba posługiwać się sposobem przybliżonym. Sposobem takim jest poznany już wyżej sposób *zbieżnych przybliżeń* (S. Barczyk).

Jak wiadomo, dla dowolnego obwodu zamkniętego, w którym znajduje się kilka wentylatorów h_1, h_2, ... h_n, suma algebraiczna depresji wentylatorów jest równa sumie algebraicznej spadków naporu w danym obwodzie, a więc

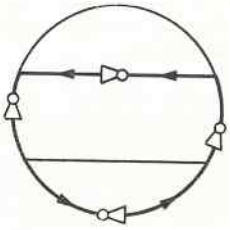
$$\Sigma h = \Sigma RQ^2; \qquad \Sigma RQ^2 - \Sigma h = 0$$
$$\Sigma MQ^2 - 1000\ \Sigma h = 0 \tag{241}$$

Dla każdego systemu można zawsze ułożyć potrzebną liczbę n takich podstawowych równań z n niewiadomymi. Przy przyjęciu dowolnych ilości powietrza (Q_{01}, Q_{02}, ...) równania te na ogół nie będą spełnione i otrzyma się n wartości odchyłek

$$f = \Sigma RQ_0^2 - \Sigma h \tag{242}$$



Rys. 170. System przewietrzania z trzema wentylatorami



Rys. 171. Zgodny kierunek depresji kilku wentylatorów

Na podstawie otrzymanych wartości f_1, f_2, ... f_n można w sposób analogiczny do (219) obliczyć n poprawek z równań pierwszego stopnia typu

$$2\,\Sigma RQ_0 \cdot dQ = -f \tag{243}$$

Rozwiązując ten układ otrzyma się poprawki dQ_1, dQ_2, ... dQ_n, a po dodaniu ich do przyjętych wartości Q_{01}, Q_{02}, ... Q_{0n} — ilości powietrza w pierwszym przybliżeniu

$$Q = Q_0 + dQ \tag{244}$$

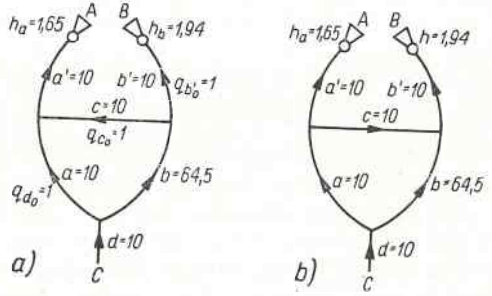
W taki sam sposób można obliczyć ilości powietrza w drugim i dalszych przybliżeniach, zbliżając się coraz bardziej do wartości rzeczywistych. Zasadniczo więc obliczenie tą metodą systemów z większą liczbą wentylatorów nie różni się od obliczenia systemów z jednym wentylatorem. Różnica polega na tym, że obliczenie ich jest bardziej żmudne, albowiem przybliżenia są wolniej zbieżne, a tym samym trzeba więcej przybliżeń dla osiągnięcia wymaganej dokładności.

Jeżeli przy układaniu podstawowych równań (241) przyjmie się niewłaściwe kierunki prądów, to w toku obliczeń będzie można kierunki te sprostować, gdyż zwykle już w pierwszym lub drugim przybliżeniu uzyskuje się ujemne wartości odpowiednich Q, co wskazuje na konieczność poprawienia kierunków odnośnych prądów i ponownego ułożenia równań podstawowych. Naturalnie, że gdy przyjmie się z góry właściwe kierunki prądów, wtedy prędzej dochodzi się do dokładniejszych wyników.

Obliczenia w pierwszym przybliżeniu mogą mieć mniejszą dokładność; większa dokładność potrzebna jest przy obliczeniach końcowych. Miarą dokładności obliczeń i zbliżenia się do wartości rzeczywistych może być porównanie sumy algebraicznych spadków naporu na wszystkich drogach prowadzących do poszczególnych wentylatorów — z depresją tych wentylatorów.

Oprócz metody Barczyka istnieje jeszcze metoda T. Kochmańskiego oparta na rachunku krakowianowym.

Przykład. W systemie *CAB* (rys. 172), stanowiącym część ogólnego systemu kopalni, zmierzono depresję w punktach *A* ($h_a = 1{,}65$ mm H_2O) i *B* ($h_b = 1{,}94$ mm H_2O) względem punktu *C* ($h_c = 0$) oraz opory bocznic w miurgach. Należy na tej podstawie obliczyć ilość powietrza w każdej bocznicy.



Rys. 172. Przykład obliczenia rozdziału powietrza w systemie złożonym

Rozpatrywaną część ogólnego systemu kopalni można traktować jako system niezależny, jeżeli tylko przyjmie się, że w systemie tym w punktach *A* i *B* znajdują się odpowiednie źródła depresji h_a i h_b. Przyjmując poza tym kierunki powietrza, jak pokazano na rys. 172, a więc

$$q'_a = q_a + q_c; \quad q_b = q'_b + q_c; \quad q_d = q_a + q'_b + q_c$$

Równania podstawowe (241) dla obwodów:

$$d\text{-}a\text{-}a' \quad 10 \cdot (q_a + q'_b + q_c)^2 + 10 \cdot q_a^2 + 10 \cdot (q_a + q_c)^2 - 1650 = 0$$

$$d\text{-}b\text{-}b' \quad 10 \cdot (q_a + q'_b + q_c)^2 + 64{,}5 \cdot (q'_b + q_c)^2 + 10 \cdot q'^2_b - 1940 = 0$$

$$a\text{-}c\text{-}b \quad 10 \cdot q_a^2 - 10 \cdot q_c^2 - 64{,}5 \cdot (q'_b + q_c)^2 = 0$$

Przyjmując wartości $q_{a_0} = q'_{b_0} = q_{c_0} = 1$ otrzyma się (242)

$$f_1 = 10 \cdot 3^2 + 10 \cdot 1^2 + 10 \cdot 2^2 - 1650 = -1510$$
$$f_2 = 10 \cdot 3^2 + 64{,}5 \cdot 2^2 + 10 \cdot 1^2 - 1940 = -1582$$
$$f_3 = 10 \cdot 1^2 - 10 \cdot 1^2 - 64{,}5 \cdot 2^2 = -258$$

Równania poprawek (243) są:

$$2 \cdot [10 \cdot 3 \cdot (dq_a + dq'_b + dq_c) + 10 \cdot 1 \cdot dq_a + 10 \cdot 2 \cdot (dq_a + dq_c)] = 1510$$
$$2 \cdot [10 \cdot 3 \cdot (dq_a + dq'_b + dq_c) + 64{,}5 \cdot 2 \cdot (dq'_b + dq_c) + 10 \cdot 1 \cdot q'_b] = 1582$$
$$2 \cdot [10 \cdot 1 \cdot q_a - 10 \cdot 1 \cdot q_c - 64{,}5 \cdot 2 \cdot (dq'_b + dq_c)] = 258$$

Po rozwiązaniu otrzymuje się: $dq_a = +16$; $dq'_b = +13$; $dq_c = -12$; a więc w pierwszym przybliżeniu (244)

$$q_a = 1 + 16 = 17; \quad q'_b = 1 + 13 = 14; \quad q_c = 1 - 12 = -11$$

Jak wynika już z pierwszego przybliżenia, kierunek prądu *c* przyjęto błędnie, wobec tego należy kierunek ten sprostować i ponownie ułożyć równania zgodne z rys. 172 b.

W dalszym ciągu przeprowadza się obliczenia w drugim i następnych przybliżeniach. Wyniki obliczeń podano w zestawieniu:

	q_a	q_a'	q_c	q_b	q_b'	q_d	Spadki naporu 0,001 Σmq^2 na drodze					
							daa'	*dbca'*	*śred.*	*dbb'*	*dacb'*	*śred.*
Przyjęto (rys. 172 *a*) . .	1	2	1	2	1	3	0,14	0,40	0,27	0,36	0,10	0,23
1. przybliżenie	17	6	—11	3	14	20	7,25	3,73[1])	5,49	6,54	10,(6[1])	8,30
Przyjęto (rys. 172 *b*) . .	17	6	11	3	14	20	7,25	3,73	5,49	6,54	10,06	8,30
2. przybliżenie	10	4	6	2	8	12	2,60	1,50	2,05	2,34	3,44	2,89
3. przybliżenie	7,3	3,9	3,4	3	6,4	10,3	1,74	1,67	1,70	2,05	2,12	2,08
4. przybliżenie	7,07	4,18	2,89	3,00	5,89	10,04	1,68	1,63	1,68	1,94	1,94	1,94
5. przybliżenie	6,997	4,005	2,992	3,001	5,993	9,998	1,65	1,65	1,65	1,94	1,94	1,94
W rzeczywistości . .	7	4	3	3	6	10	1,65	1,65	1,65	1,94	1,94	1,94

[1]) Uwzględniono już poprawiony kierunek prądu *c*.

9.10. Analogi elektryczne w zastosowaniu do obliczania sieci wentylacyjnych

W ostatnich latach coraz szersze zastosowanie do obliczeń sieci wentylacyjnych znajdują elektryczne analogi sieci wentylacyjnej, w których opory sieci wentylacyjnej modelowane są oporami elektrycznymi, a depresje wentylatorów źródłami prądu stałego o odpowiednim napięciu. Spadki napięcia na poszczególnych elementach (oporach) analogu i natężenia prądów odczytywane na miernikach odpowiadają szukanym spadkom naporu i wydatkom przepływu powietrza w modelowanej sieci wentylacyjnej.

Analogi elektryczne pozwalają nie tylko na obliczanie z dużą dokładnością dowolnych systemów wentylacyjnych (określanie kierunków prądów w bocznicach, oporu wypadkowego, stosunkowego rozdziału powietrza na bocznice, spadków naporu), ale również szeregu zagadnień wentylacyjnych, jak współpracy wentylatorów i wzajemnego ich oddziaływania, wpływu depresji naturalnej, wpływu depresji cieplnej pożaru na stan przewietrzania, prawidłowego stosowania środków wentylacyjnych dla zabezpieczenia sieci w czasie pożaru i innych, których analityczne rozwiązanie jest możliwe tylko w szczególnych przypadkach.

Analog elektryczny sieci wentylacyjnej powinien być tak zbudowany, aby wydatkom przepływu Q w sieci wentylacyjnej odpowiadały w analogu natężenia prądu I, a spadkom naporu w — spadki napięcia U

$$Q \hat{=} I; \quad w \hat{=} U$$

Opory bocznic sieci wentylacyjnej R modelowane są oporami elektrycznymi S. Dla sieci wentylacyjnej i jej analogi elektrycznego występują zależności

$$w = R \cdot Q^2; \quad U = S \cdot I$$

Jeżeli opory elektryczne elementów analogu zostaną tak dobrane do oporów bocznic sieci wentylacyjnej, aby zachodziła zależność

$$S\,[\Omega] = R \cdot I$$

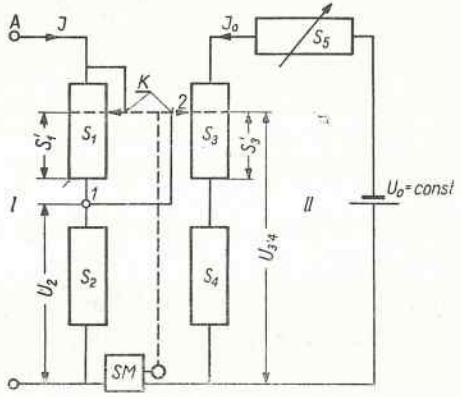
to spadek napięcia na elementach analogu będzie proporcjonalny do kwadratu natężenia prądu

$$U = R \cdot I^2$$

a spadki napięcia i natężenia prądu będą odpowiadały spadkom naporu i wydatkom przepływu modelowanej sieci wentylacyjnej.

Trudność zbudowania analogu polega na dobraniu oporów o charakterystyce kwadratowej (przewodników, których opór wzrastałby proporcjonalnie do natężenia przepływającego prądu). Przewodnikami takimi są włókna żarówek elektrycznych, lecz w niepełnym zakresie napięcia nominalnego (około 0,3 V_{nom} — 0,9 V_{nom}). Elementy oporowe odpowiadające oporom bocznic sieci wentylacyjnej zestawia się z odpowiednio dobranych żarówek lub też z ich równoległych bądź szeregowych połączeń. Odpowiednio dobrane elementy oporowe łączy się w analog, którego struktura odpowiada strukturze modelowanej sieci wentylacyjnej. Przy wykonywaniu połączeń duże ułatwienie daje zastosowanie tabeli strukturalnej (patrz tabela strukturalna do rys. 140).

Budowa analogu żarówkowego jest bardzo pracochłonna, gdyż wymaga dobierania elementów oporowych tak, aby pracowały w granicach napięcia nominalnego, odpowiadających charakterystyce kwadratowej, co można uzyskać tylko próbami w czasie budowy analogu. Zaletą analogu żarówkowego jest stosunkowo nieduży jego koszt.



Rys. 173. Schemat elementu oporowego analogu elektrycznego sieci wentylacyjnej

Znacznie wygodniejszy i mniej czasochłonny przy modelowaniu sieci wentylacyjnej i w obsłudze jest analog zbudowany z elementów, których opór jest nastawiany serwomotorem proporcjonalnie do natężenia przepływającego przez element prądu. Schemat takiego elementu oporowego pokazano na rys. 173. Element oporowy składa się z dwu obwodów: obwód *I*, złożony z oporów S_1 i S_2, włączany jest między punkty węzłowe połączone modelowaną bocznicą. Obwód *II* — pomocniczy, złożony z oporów S_3, S_4 i S_5, zasilany jest stałym napięciem U_0. Opory S_1, S_2, S_3, S_4 są parami identyczne

$$S_1 = S_3; \qquad S_2 = S_4; \qquad S_1 + S_2 = S_3 + S_4$$

Opór S_5 nastawiony zostaje tak, aby suma oporów S_3, S_4 i S_5 odpowiadała oporowi modelowanej bocznicy R

$$S_3 + S_4 + S_5 = k \cdot R$$

gdzie k jest stałą.

Serwomotor *SM* ustawia suwak K tak, aby spadki napięcia na oporach S_2 i S_3' + S_4 były równe (prąd w połączeniu *1-2* nie płynie).

$$U_2 = U_{3'4}$$

Ponieważ suwak K jest tak przesuwany, że w każdym jego położeniu zachodzi równość oporów

$$S_1' = S_3'$$

a więc również

$$S'_1 + S_2 = S'_3 + S_4$$

W obwodzie *II* płynie wtedy prąd

$$I_0 = \frac{U_0}{S_1 + S_2 + S_5} = \frac{U_0}{k \cdot R}$$

Jak widać ze schematu

$$U_2 = I \cdot S_2$$

$$U_{3'4} = I_0 \cdot (S'_3 + S_4) = \frac{U_0}{k \cdot R} \cdot (S'_1 + S_2)$$

Porównując prawe strony powyższych równań ($U_2 = U_{3'4}$) otrzymuje się

$$I \cdot S_2 = \frac{U_0}{k \cdot R} \cdot (S'_1 + S_2)$$

Spadek napięcia U na elemencie oporowym (w obwodzie I między punktami A i B) wynosi

$$U = I \cdot (S'_1 + S_2)$$

Z obu ostatnich równań otrzymuje się

$$U = \frac{k \cdot S_2}{U_0} \cdot R \cdot I^2$$

a ponieważ k, S_2, U_0 są wielkościami stałymi, spadek napięcia U w elemencie oporowym jest proporcjonalny do oporu R i natężenia prądu I

$$U = c \cdot R \cdot I^2$$

gdzie $c = \frac{k \cdot S_2}{U_0}$.

Tego rodzaju analogi są bardzo kosztowne (serwomotory i układy sterujące wchodzące w skład elementów oporowych), jeżeli uwzględni się, że dla przeciętnej kopalni liczba modelowanych bocznic, a zatem i potrzebnych elementów oporowych do budowy analogu, waha się w granicach 100 do 150. Analog jednak amortyzuje się szybko niższymi kosztami obsługi oraz łatwością dostosowania go do modelowanej sieci, co pozwala na obsługę większej liczby kopalń jednym analogiem.

9.11. Wpływ ucieczek powietrza

Powietrze „ucieka", nie spełniając swego zadania wentylacyjnego, przez nieczynne wyrobiska, przez nieszczelności tam i innych urządzeń wentylacyjnych, przez stare zroby, przez podsadzone wyrobiska oraz przez szczeliny w skałach.

Straty powietrza w kopalniach są na ogół bardzo wysokie i dochodzą do 80%. Często się zdarza, że nawet w granicach pól eksploatacyjnych wysokość strat przekracza 50% całej ilości powietrza.

Przyczynami tak dużych i nieproduktywnych strat powietrza są: brak kontroli nad rozdziałem powietrza, zły stan urządzeń wentylacyjnych oraz brak odpowiedniej izolacji starych zrobów.

Wskutek ucieczek powietrza, a więc wskutek istnienia dodatkowych „dzikich" dróg powietrznych, *zmniejsza się ogólny opór kopalni* (zwiększa się otwór równoznaczny) oraz *zmniejsza się ilość powietrza dopływającego do miejsc pracy.*

Można wyróżnić dwie kategorie ucieczek powietrza:

— ucieczki przez krótkie połączenia między prądem powietrza świeżego i prądem zużytego,
— ucieczki w polach eksploatacyjnych.

Ucieczki powietrza przez krótkie połączenia, do których zaliczyć należy zarówno ucieczki przez nieotamowane nieczynne wyrobiska, jak i przez nieszczelności drzwi i tam wentylacyjnych oraz przenikanie powietrza z atmosfery zewnętrznej do kanałów przez nieszczelne zamknięcia szybów wentylacyjnych (lub odwrotnie — w przypadku przewietrzania tłoczącego), mogą przyczynić się w bardzo dużym stopniu do zmniejszenia oporu i zwiększenia otworu równoznacznego kopalni. Wpływ ten jest tym większy, im mniejszy jest otwór równoznaczny samej kopalni. Można to udowodnić w sposób następujący: Jeżeli otwór równoznaczny kopalni oznaczy się przez A_k, drogi zaś ucieczek traktować się będzie jako połączenie równoległe o otworze równoznacznym A_u, to przy małym oporze kanału stosunek ilości powietrza przypadającego na ucieczki Q_u i na przewietrzanie kopalni Q_k wyniesie w przybliżeniu

$$\frac{Q_u}{Q_k} = \frac{A_u}{A_k}$$

Przy stałej wartości A_u stosunek ten będzie tym większy, im mniejszy jest otwór równoznaczny kopalni A_k. Ucieczki te nie wywierają na ogół poważniejszego wpływu na ilość dopływającego powietrza do miejsc pracy, przyczyniają się natomiast do znacznego zwiększenia zużycia energii przez wentylator. Przy przewietrzaniu naturalnym straty powietrza są stosunkowo mniejsze niż przy przewietrzaniu za pomocą wentylatorów, gdyż różnica ciśnienia między poszczególnymi punktami kopalni jest tu znacznie mniejsza, a poza tym odpada w ogóle przedostawanie się powietrza przez nieszczelne zamknięcie szybu wentylacyjnego, w przypadku bowiem przewietrzania naturalnego szyby są otwarte.

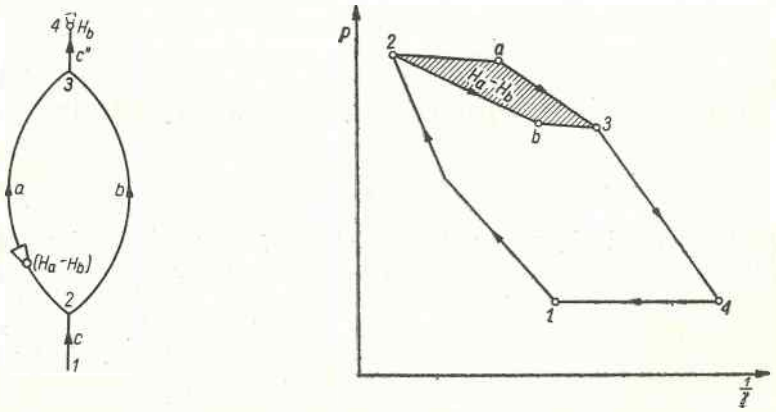
Ucieczki w polach eksploatacyjnych, które w schemacie wentylacyjnym są zwykle bocznicami wyższych klas, nie wywierają większego wpływu na opór kopalni jako całości, przyczyniają się natomiast do znacznego obniżenia ilości powietrza w przodkach roboczych. Typowym przykładem są ucieczki przez zroby przy wybieraniu pokładów systemem ścianowym z zawałem w kierunku granic kopalni. Jak wykazały pomiary powietrza w kopalniach węgla, główne straty powietrza w polu przy tym systemie zachodzą w chodniku przewozowym na długości 25 do 35 m od przodku; na większej odległości od przodku są one znacznie mniejsze, a powyżej 50 do 75 m od przodku są już nieznaczne. W niektórych przypadkach obserwuje się ucieczki na długości 100 do 150 m i więcej od przodku. W celu zmniejszenia tych ucieczek stosuje się układanie wzdłuż chodników pasów możliwie szczelnej podsadzki, najskuteczniejszym jednak środkiem jest zwiększenie przekroju chodników, podścianowego i nadścianowego. Tak np. przez zwiększenie przekroju chodników z 4 do 8 m² spadek naporu zmniejsza się w nich $\left(\frac{8}{4}\right)^{\frac{5}{2}} = 5{,}6$ razy, co przyczynia się

wybitnie do zmniejszenia depresji między chodnikami przewozowym i wentylacyjnym, a więc i do zmniejszenia ucieczek.

Należy tu podkreślić, że w kopalniach gazowych, w których gaz wydziela się ze skał bocznych, ucieczki powietrza przez stare zroby mogą być korzystne. Mianowicie przez kierowanie do pola większej ilości powietrza aniżeli jest to potrzebne i tolerowanie większych ucieczek można zmniejszyć zawartość gazu w chodniku wentylacyjnym przy zachowaniu takiej samej ilości powietrza w przodku.

9.12. Wpływ depresji naturalnej

Sporządzając wykres depresji naturalnej dla systemu rozgałęzionego, można się przekonać, że na ogół wielkość jej jest różna dla każdej drogi między końcowymi punktami systemu (rys. 174). Ponieważ w każdej kopalni podczas ruchu powietrza zachodzą zmiany jego temperatury i składu, przeto — ściśle biorąc — nawet w razie umieszczenia wentylatora na zewnątrz systemu wielkość spadku naporu między końcowymi



Rys. 174. Wpływ depresji naturalnej na kierunki prądów

punktami systemu jest różna dla różnych dróg. W normalnych warunkach różnica ta jest w większości przypadków nieduża i może nie być brana pod uwagę, jednak z chwilą powstania np. pożaru podziemnego wpływ depresji naturalnej może być bardzo duży i całkowicie zmienić warunki przewietrzania kopalni.

Jeżeli (rys. 174) wielkość depresji naturalnej dla drogi a (H_a) jest większa aniżeli dla drogi B (H_b), jest to analogiczne z umieszczeniem wentylatora o depresji H_b w prądzie głównym i dodatkowego wentylatora w bocznicy a o depresji $H_a - H_b$. Taki wentylator, jak wiadomo, może odwrócić prąd b, jeżeli tylko zachowany zostanie warunek z równania (223)

$$\frac{H_a - H_b}{H_b} > \frac{a}{c}$$

lub jeżeli znajduje się oprócz tego wentylator o depresji H_m na zewnątrz systemu

$$\frac{H - H_b}{H_b + H_m} > \frac{a}{c}$$

W najogólniejszym przypadku, jak powiedziano w rozdziale o depresji naturalnej części kopalni (rys. 109), ciąg naturalny pod względem jego działania można traktować analogicznie z rozmieszczeniem wentylatorów we wszystkich bocznicach systemu. Zależnie od wielkości tych depresji lokalnych i kierunku ich działania może nastąpić odwrócenie prądu w każdej bocznicy systemu, a nawet i w całości kopalni. Wyjątkowo poważne niebezpieczeństwo może zajść w razie pożaru, kiedy wielkość depresji cieplnej osiągnąć może duże wartości. Środkiem do zwalczania tego niebezpieczeństwa jest właściwa regulacja oporów bocznic. Tak np. w celu uniknięcia odwrócenia prądu *b* (rys. 174) należy zwiększyć pewną stronę podanych nierówności, a więc zwiększyć opór bocznicy *a* (umieścić w niej tamę regulacyjną o oporze m_a), by zachowany został stosunek

$$\frac{H_a - H_b}{H_b + H_m} < \frac{a + m_a}{c}$$

10. WENTYLATORY

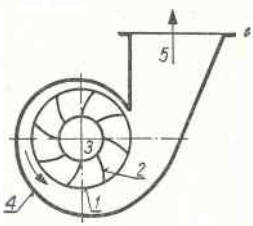
10.1. Typy wentylatorów

Maszyny służące do wywoływania ruchu powietrza pod wpływem umiarkowanych ciśnień lub depresji, nie przekraczających 500 do 1000 mm H_2O, noszą nazwę wentylatorów. Wentylatory ssące nazywane są również ekshaustorami. Pod względem zasady działania wentylatory mogą być ujęte w dwie grupy:

— wentylatory odśrodkowe,
— wentylatory osiowe.

10.1.1. Wentylatory odśrodkowe

Działanie wentylatorów odśrodkowych (rys. 175) polega na tym, że wskutek obracania się koła roboczego *1* z promieniowymi lub z odpowiednio zagiętymi łopatkami *2* cząstki powietrza między tymi łopatkami



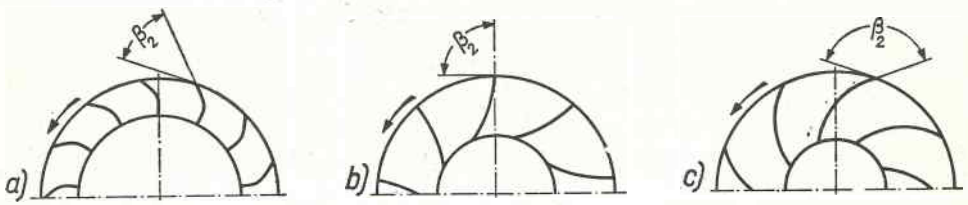
Rys. 175. Wentylator odśrodkowy

zostają wyrzucone na zewnątrz wskutek siły odśrodkowej, a w ich miejsce wchodzi powietrze przez otwór ssący *3*. Uzyskuje się przez to działanie ssące i zniżkę ciśnienia w części środkowej wentylatora oraz zwyżkę ciśnienia na obwodzie, a wobec tego kierunek ruchu powietrza przez wentylator jest niezależny od kierunku obrotu koła roboczego. Wentylatory mogą być *jednostronnie i dwustronnie ssące*. Koło robocze

jest otoczone płaszczem 4 zakończonym dyfuzorem 5. Łopatki mogą być zakrzywione w przód (rys. 176 *a*), promieniowe (rys. 176 *b*) lub zakrzywione w tył (rys. 176 *c*). Na podstawie wielkości wytwarzanej depresji rozróżnia się:

wentylatory niskiego ciśnienia	h = do 100 mm H_2O
wentylatory średniego ciśnienia	h = 100 do 200 mm H_2O
wentylatory wysokiego ciśnienia	h = 200 do 500 mm H_2O

Wentylatory z łopatkami zakrzywionymi w przód wytwarzają wysoką depresję przy stosunkowo niedużej ilości ssącego powietrza. Łopatki takie spotyka się w większości wentylatorów stosowanych w kopalniach (np. wentylatory systemu Geneste-Herscher, Rateau, Sirocco). Łopatki zakrzywione w tył dają dużą wydajność przy dość małej depresji (np. systemu Pelzer). Regulować wydajność można przez zmianę liczby obrotów.



Rys. 176. Zakrzywienie łopatek wentylatora

Liczba obrotów wentylatora zależy od wytrzymałości konstrukcji koła. Zwykle prędkość obwodowa wentylatorów Sirocco nie przekracza 20 do 30 m/sek, wentylatorów Geneste-Herscher — 65 m/sek, Rateau — 80 m/sek. W celu otrzymania takiej samej wydajności liczba obrotów wentylatora z łopatkami zagiętymi w przód powinna być o 15 do 25% mniejsza, wentylatora zaś z łopatkami zagiętymi w tył o 30 do 40% większa od liczby obrotów wentylatora z łopatkami promieniowymi. Poza tym wymiary wentylatora z łopatkami zakrzywionymi w przód są znacznie mniejsze. Tym się tłumaczy duże rozpowszechnienie tych wentylatorów.

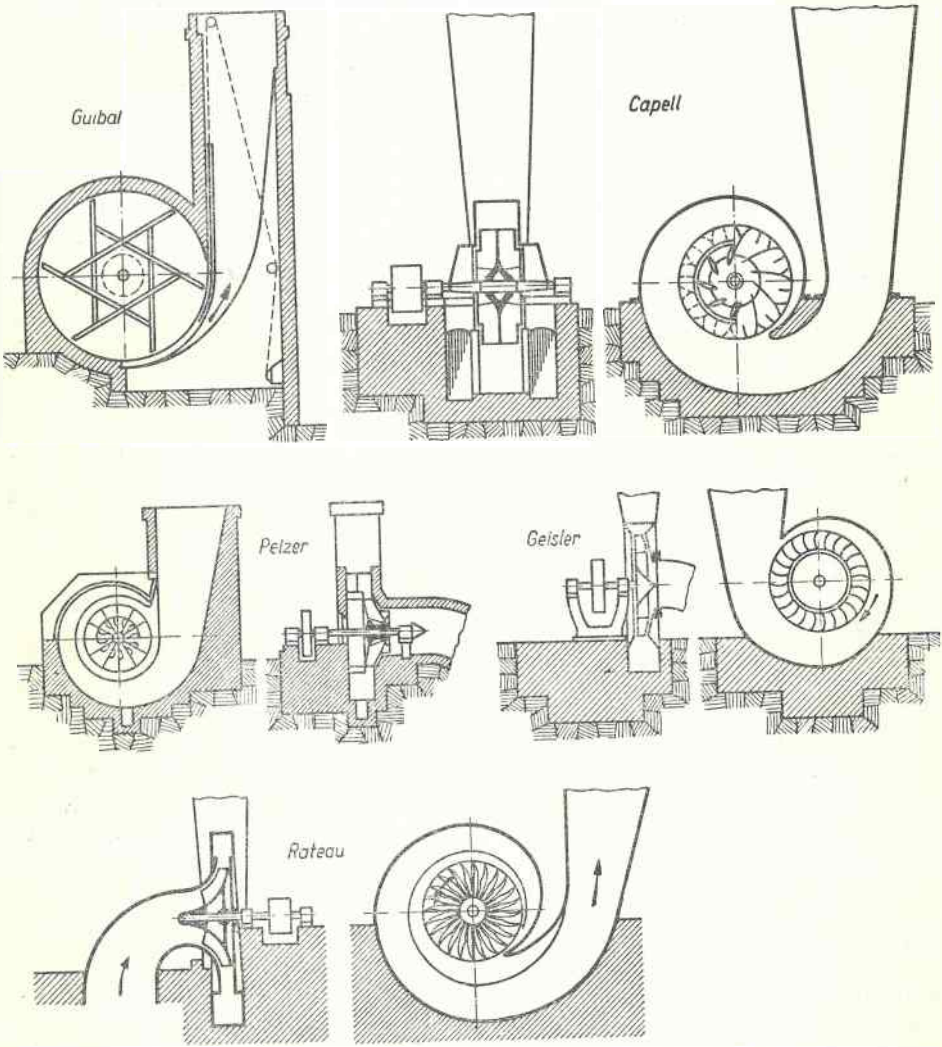
Sprawność wentylatorów dużych jest na ogół większa niż małych. Tak np. przy ilości powietrza Q:

do 300	m³/min	współczynnik sprawności	$\eta = 0{,}40$
300 do 600	m³/min	współczynnik sprawności	$\eta = 0{,}45$
600 do 1000	m³/min	współczynnik sprawności	$\eta = 0{,}50$
1000 do 2000	m³/min	współczynnik sprawności	$\eta = 0{,}60$
2000 do 5000	m³/min	współczynnik sprawności	$\eta = 0{,}67$ (do 0,7 do 0,8)

Na rys. 177 przedstawiono schematycznie typy niektórych dawniejszych wentylatorów spotykanych w kopalniach (tabl. 29).

Wentylatory odśrodkowe Rateau

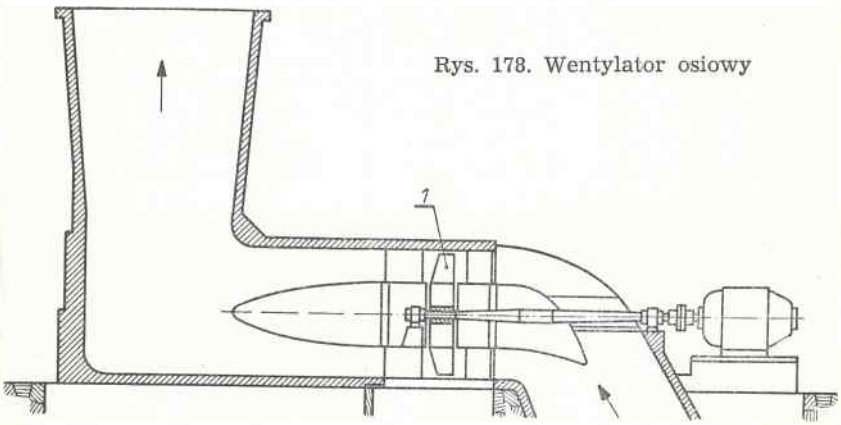
Średnica koła m	Otwór równoznaczny A m²	Depresja, mm sł. wody									Zastosowanie do otworów równoznacznych A m²
		$h = 48$			$h = 108$			$h = 192$			
		n obr/min	Q m³/sek	N KM	n obr/min	Q m³/sek	N KM	n obr/min	Q m³/sek	N KM	
4,0	3,0	95	56	48	144	84	160	191	112	380	4,0 ÷ 2,6
3,4	2,0	112	40	35	169	60	115	225	80	280	2,6 ÷ 1,85
2,8	1,5	137	28	24	205	42	80	274	56	190	1,85 ÷ 1,3
2,4	1,0	159	20	17	238	30	57	318	40	140	1,3 ÷ 0,92
2,0	0,75	191	14	12	287	21	40	382	28	95	0,92 ÷ 0,65
1,7	0,5	225	10	8,5	336	15	28	450	20	70	0,65 ÷ 0,46



Rys. 177. Typy wentylatorów odśrodkowych

10.1.2. Wentylatory osiowe (rys. 178)

Różnią się one od wentylatorów odśrodkowych zasadniczo kształtem koła roboczego, które składa się z nasady i przymocowanych do niej łopatek ustawionych pod pewnym kątem do płaszczyzny wirowania. Ruch powietrza odbywa się tu równolegle do osi koła roboczego *1*, skąd też pochodzi nazwa wentylatora „osiowego". Liczba obrotów wentylatorów osiowych jest znacznie większa aniżeli odśrodkowych. Prędkość obwodowa koła wentylatora dochodzi do 120 i więcej m/sek (najlepiej $u < 80$ m/sek). Dzięki tej dużej prędkości wentylator osiowy może być sprzęgnięty bezpośrednio z silnikiem elektrycznym, osiągając sprawność 10 do 20% wyższą od sprawności wentylatorów odśrodkowych (η do 0,8). Sprawność ta w praktyce górniczej nie przekracza zwykle 65%.



Rys. 178. Wentylator osiowy

Zaletą wentylatorów osiowych jest możliwość odwracania prądu powietrza przez zmianę kierunku obrotu koła roboczego, co osiąga się przez zwykłe przełączenie faz silnika.

Regulację wydajności uzyskuje się przez zmianę liczby obrotów, zmianę kąta nachylenia łopatek lub przez usunięcie niektórych łopatek.

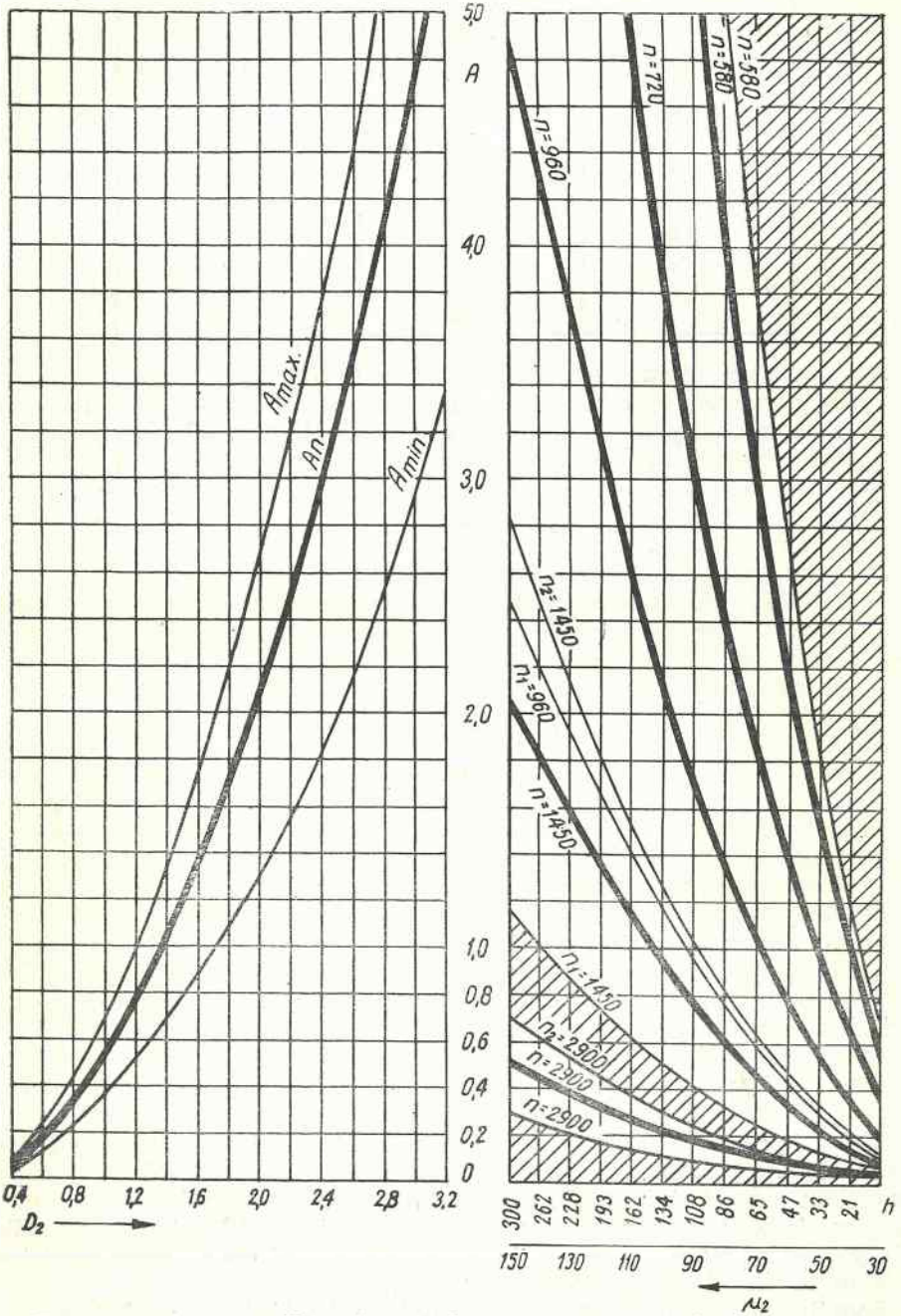
Oprócz łatwej regulacji pracy i zmiany kierunku prądu oraz wysokiej sprawności dalszymi zaletami wentylatorów osiowych są: mniejsze wymiary, mniejszy ciężar, łatwość przenoszenia i prostota montażu. Zalety wentylatorów osiowych w porównaniu z odśrodkowymi występują szczególnie wyraźnie zwłaszcza przy większych jednostkach, toteż znajdują one coraz większe zastosowanie w kopalniach, wypierając wentylatory odśrodkowe. Jednostopniowe wentylatory osiowe wytwarzają depresję 150 do 200 mm sł. wody. Jeżeli potrzebna jest większa depresja, stosuje się wentylatory dwustopniowe o dwóch kołach roboczych pracujących szeregowo.

Wentylatory osiowe należy stosować wtedy, gdy potrzebna depresja nie przekracza 300 mm sł. wody. Przy większej depresji lepsze są wentylatory odśrodkowe nowych typów.

W tablicy 30 podano dane co do średnic, liczby obrotów i prędkości obwodowej wentylatorów osiowych serii B (rosyjskie W) konstrukcji radzieckiej.

Wyboru wentylatora osiowego można łatwo dokonać na podstawie odpowiednich nomogramów. Na rys. 179 i 180 podano nomogramy skonstruowane (Żurawlew, 1947) dla wyboru wentylatorów CAGI serii B.

Zwykle przy wyborze wentylatora są znane następujące wielkości:
— ilość powietrza, jaką powinien dostarczyć wentylator do kopalni, Q m³/sek,
— depresja, jaką powinien wytworzyć wentylator, h mm sł. wody,
— otwór równoznaczny A m², przy którym powinien pracować wentylator.



Rys. 179. Nomogram dla wyboru jednostopniowego wentylatora serii B

Tablica 30

Wentylatory osiowe serii B

Średnica koła m	Obr/min	Prędkość obwodowa m/sek
1,2	1500	94,2
	1000	63,0
1,4	1500	110,0
	1000	73,5
1,8	1000	94,5
	750	71,0
2,0	1000	105,0
	750	78,5
2,4	1000	126,0
	750	94,5
2,8	750	110,0
	600	88,5

Na podanych nomogramach krzywe $A = f(D_2)$ (wykresy lewe) oraz $A = f(u_2)$ (wykresy prawe) zbudowane zostały na podstawie największych i najmniejszych wartości kąta ustawienia łopatek (linie cienkie) oraz najkorzystniejszych wartości tego kąta (linie grube).

Na podstawie wartości A określa się z wykresu lewego średnicę koła wentylatora D_2, na podstawie zaś A i h z wykresu prawego — liczbę obrotów n na minutę.

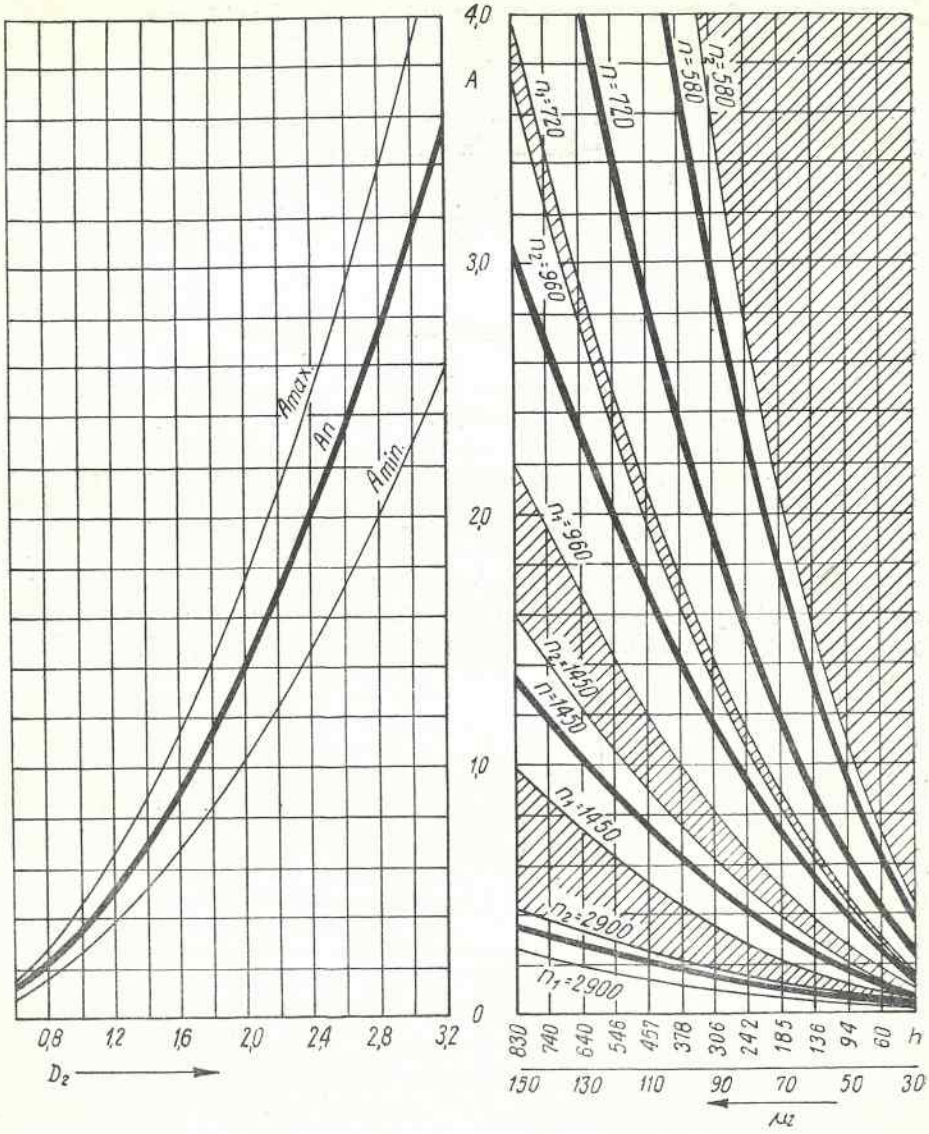
Przy korzystaniu z nomogramów należy:

1. Znaleźć na osi rzędnych punkt odpowiadający danej wartości otworu równoznacznego A i przeprowadzić w lewo linię równoległą do osi odciętych aż do przecięcia się z grubą linią A_n. Opuszczając z tego punktu prostopadłą do przecięcia się z osią odciętych, znajduje się wielkość średnicy wentylatora D_2.
2. Z punktu odpowiadającego wartości A przeprowadzić w prawo prostą równoległą do osi odciętych, z punktu zaś odpowiadającego zadanej depresji h (na dole wykresu prawego) przeprowadzić pionową do przecięcia się z poprzednią prostą. Na podstawie położenia tego punktu przecięcia odczytuje się z krzywych stałej liczby obrotów potrzebną wartość n obr/min.

Jeżeli przez ten punkt nie przechodzi żadna krzywa stałej liczby obrotów, należy przyjąć krzywą najbliższą. Jeżeli ta najbliższa krzywa znajduje się w prawo od punktu przecięcia się, to wartość D_2 należy również przesunąć w prawo od grubej krzywej A_n, jednakże w granicach krzywych A_{max} i A_{min}, tzn. należy zwiększyć nieco wartość D_2. Jeżeli najbliższa krzywa liczby obrotów znajduje się w lewo od otrzymanego punktu przecięcia, to i wartość D_2 należy przesunąć w lewo od krzywej A_n, tzn. zmniejszyć D_2.

Może się zdarzyć, że przy danych wartościach A i h nie uda się dobrać wentylatora (pola zakreskowane na rys. 179 i 180). Zachodzi to przede wszystkim przy dużej liczbie obrotów, gdy liczby obrotów — obliczona i znormalizowana — znacznie różnią się od siebie. W takim przypadku należy obrać typ wentylatora z innej serii, bądź też — w ostateczności — zastosować przekładnię pasową lub zębatą.

Sposób operowania nomogramami najlepiej widać z przykładów.



Rys. 180. Nomogram dla wyboru dwustopniowego wentylatora **serii B**

Przykład 1. Dane $Q = 4200$ m³/min $= 70$ m³/sek; $h = 170$ mm

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{70}{\sqrt{170}} = 2{,}04 \text{ m}^2$$

Z nomogramu (179) (wentylator jednostopniowy) otrzyma się

$$D_2 = 2 \text{ m}; \quad n = 960 \text{ obr/min}$$

Prędkość obwodowa

$$u_2 = \frac{\pi \cdot D_2 \cdot n}{60} = 3{,}14 \cdot \frac{2 \cdot 960}{60} = 100 \text{ m/sek}$$

Przykład 2. Dane $Q = 6300$ m³/min $= 105$ m³/sek, $h = 360$ mm

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{105}{\sqrt{360}} = 2{,}1 \text{ m}^2$$

Z nomogramu (180) (wentylator dwustopniowy) otrzyma się

$$D_2 = 2{,}4 \text{ m}, \quad n = 720 \text{ obr/min}$$

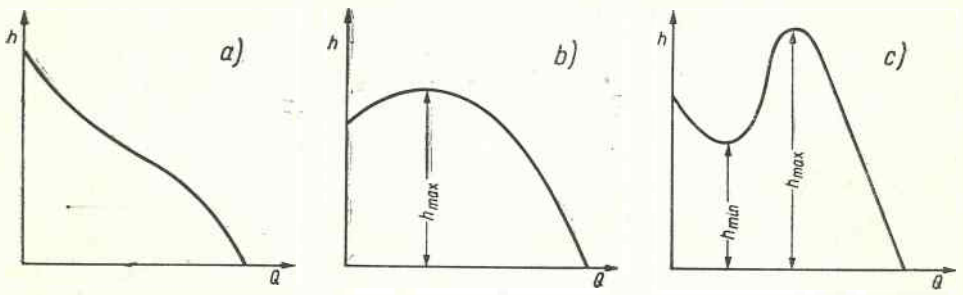
Prędkość obwodowa

$$u_2 = 3{,}14 \cdot \frac{2{,}4 \cdot 720}{60} = 91 \text{ m/sek}$$

10.2. Charakterystyka wentylatora

Wydajność wentylatora Q, jego depresja h lub H, zużycie mocy N i współczynnik sprawności η zależą od typu wentylatora, liczby jego obrotów na minutę oraz od jego wymiarów, jak również od warunków pracy, tzn. od oporu, jaki ma być pokonany przez wentylator. Zmieniając warunki pracy, opór lub otwór równoznaczny systemu, otrzymuje się przy jednej i tej samej liczbie obrotów n wentylatora różne wartości Q, h, N i η.

Do obrazowego przedstawienia wszystkich możliwości pracy danego wentylatora służy tzw. *charakterystyka wentylatora*, czyli zespół krzywych, wyrażających zależność między jakimikolwiek wielkościami (Q, h;



Rys. 181. Charakterystyki wentylatorów

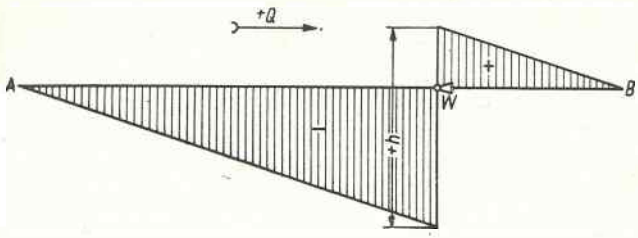
Q, N; Q, η itp.) charakteryzującymi pracę wentylatora przy danej liczbie jego obrotów. Czasami wykreśla się dla celów praktycznych zależność Q od A.

Kształt krzywych charakterystyki wentylatora zależy od budowy łopatek, jak również od tego, w jaką stronę są one zakrzywione. Niektóre wentylatory (z łopatkami zagiętymi w tył) mają charakterystyki, w których ze zwiększeniem ilości powietrza Q depresja h stale maleje (rys. 181 *a*). Charakterystyki większości wentylatorów mają tzw. *garb* (rys. 181 *b*), inne znów, zwłaszcza charakterystyki wentylatorów osiowych z dużym nachyleniem łopatek, mają przebieg przegięty z wybitnie wykształconym garbem (rys. 181 *c*).

Przy przewietrzaniu kopalni (przewodu AB, rys. 182) za pomocą jednego wentylatora rozważa się tylko część charakterystyki, przedstawioną na rys. 181, a więc położoną w pierwszej ćwiartce układu (Q, h). W takich warunkach (rys. 182) ruch powietrza odbywa się od miejsca niższego ciśnienia (przy otworze ssącym) do wyższego (przy wylocie dyfu-

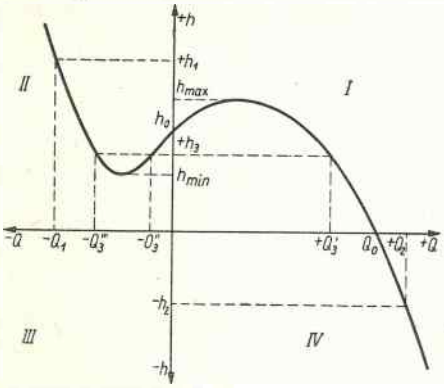
zora). Różnica więc ciśnienia (depresja lub kompresja) za i przed wentylatorem jest dodatnia $+h$; kierunek ruchu powietrza jest od otworu ssącego do dyfuzora; przy tym kierunku ruchu wydajność Q będzie nazwana dodatnią $+Q$.

Przy wspólnej pracy kilku wentylatorów zachodzi możliwość, że przy otworze wylotowym panować będzie niższe ciśnienie niż przy otworze ssącym. Wtedy różnica ciśnień, depresja h, będzie ujemna $-h$. Przy wspól-

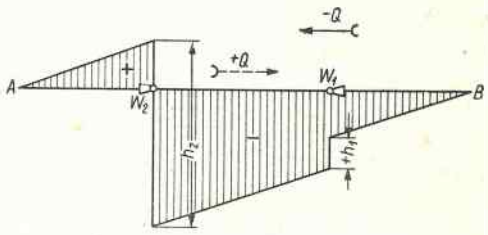


Rys. 182. Przewietrzanie kopalni za pomocą jednego wentylatora

nej pracy wentylatorów możliwy jest również ruch powietrza przez wentylator w kierunku przeciwnym, od dyfuzora do otworu ssącego, a wskutek tego wydajność wentylatora Q będzie miała wartość ujemną $-Q$. Tak więc w razie wspólnej pracy wentylatorów zainstalowanych w jednej i tej samej sieci wentylacyjnej należy się liczyć nie tylko z częścią charakterystyki położoną w pierwszej ćwiartce, lecz i z przedłużeniem jej w innych ćwiartkach.



Rys. 183. Pełna charakterystyka wentylatora



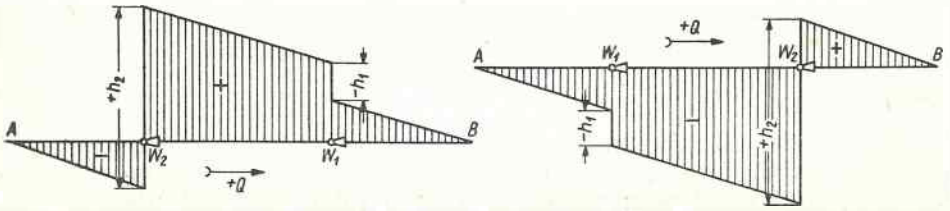
Rys. 184. Praca wentylatora W_1 w drugiej ćwiartce układu Q, h

Wentylatory najczęściej stosowane w górnictwie mają taką pełną charakterystykę (rys. 183) w postaci krzywej przegiętej, przy czym minimum depresji h_{min} znajduje się w pobliżu osi rzędnych i wypada najczęściej w ćwiartce *II* (czasami w *I*, (rys. 181 *c*).

Praca wentylatora W_1 w ćwiartce *II* ($-Q$, $+h$) jest możliwa wtedy, gdy będzie on połączony przewodem z innym wentylatorem W_2 o większej depresji i przeciwnym kierunku działania (rys. 184). Pod względem energetycznym wentylator W_1 w takich warunkach pracy będzie mógł być przyrównany do pewnego oporu włączonego do przewodu, przy czym

na wytworzenie tego oporu będzie zużyta pewna praca. Przy odwróconym kierunku powietrza zachodzi tu spadek naporu, a poza tym istnieje tendencja obracania koła wentylatora w kierunku przeciwnym do normalnego. Warunki takie są analogiczne z pracą silnika elektrycznego przy hamowaniu przeciwprądem.

Praca w ćwiartce *IV* ($+Q$, $-h$) wymaga, ażeby ciśnienie przy wylocie dyfuzora było mniejsze niż przy otworze ssącym. Jest to możliwe wtedy, gdy dany wentylator W_1 zostanie połączony szeregowo z innym wentylatorem W_2 o zgodnym kierunku działania i gdy ten drugi wentylator W_2 będzie tłoczyć (ssać) większą ilość powietrza aniżeli w ogóle przepuścić może wentylator W_1 pracując w ćwiartce *I* (Q_0, rys. 183). W tym przypadku (rys. 185) wentylator W_1, pomimo zgodnego kierunku jego działania, nie tylko nie ułatwia pracy wentylatora W_2, lecz odgrywa rolę analogiczną z włączeniem do przewodu dodatkowego oporu wywołującego pewien spadek naporu ($-h_1$).



Rys. 185. Praca wentylatora W_1 w czwartej ćwiartce układu Q, h

Jeżeli chodzi o pracę w ćwiartce *III* ($-Q$, $-h$), trudno jest sobie wyobrazić, ażeby przy spadku naporu od otworu ssącego do dyfuzora powietrze mogło płynąć w kierunku przeciwnym. Warunki takie nie mogą być stworzone przez żadną kombinację wentylatorów. Przypuszczać więc należy, że istnienie charakterystyki wentylatora w ćwiartce *III* nie jest możliwe. Jeżeli jednak chodzi o pewne zespoły wentylacyjne, to istnienie charakterystyk obejmujących również i *III* ćwiartkę układu współrzędnych jest zupełnie możliwe. Tak np. wentylator W_2 na rys. 184 pracuje w ćwiartce *I* swojej charakterystyki ($+Q$, $+h_2$); jeżeli jednak przyjmie się dodatni ruch powietrza ($+Q$) w kierunku na prawo (strzałka przerywana), to w charakterystyce całego zespołu praca wentylatora W_2 odpowiadać będzie punktowi położonemu w ćwiartce *III* ($-Q$, $-h_2$).

Mając pełną charakterystykę wentylatora można z łatwością określić, jaka ilość powietrza będzie przepływała przez ten wentylator i w którą stronę, przy danej różnicy ciśnienia h za i przed wentylatorem. Tak np., jeżeli wentylator umieszczony jest w warunkach, kiedy ciśnienie za dyfuzorem jest większe od ciśnienia przed otworem ssącym o h_1 (dodatnia różnica ciśnienia), otrzymuje się z rys. 183, że ilość powietrza Q_1 płynie w kierunku przeciwnym normalnemu. Jeżeli natomiast ciśnienie przed wentylatorem jest większe aniżeli za dyfuzorem o wielkości h_2 (ujemna różnica ciśnienia), to ilość przepływającego powietrza w kierunku normalnym wyniesie Q_2 (rys. 183).

Przy charakterystyce mającej garb (rys. 183) otrzymuje się dla $h = +h_3$ aż trzy możliwe wydajności: $+Q_3'$ $-Q_3''$ i $-Q_3'''$. Jeżeli więc wentylator będzie zainstalowany w takich warunkach i jeżeli będzie on obliczony na wydajność $+Q_3'$, to w rzeczywistości można otrzymać zupełnie wadliwe przewietrzanie kopalni, pomimo na pozór zupełnie

prawidłowego obliczenia wentylatora. Ponieważ praca wentylatora w ćwiartce *II* jest możliwa tylko przy obecności w danej sieci innych wentylatorów lub innych źródeł depresji, przeto właśnie w takich przypadkach jest możliwe ustalenie się kilku stanów równowagi. Możliwość ta wypływająca z rozważań teoretycznych, została udowodniona również w drodze doświadczalnej.

Oprócz zależności między Q i h należy znać przy danej liczbie obrotów zależność między Q i N oraz Q i η.

W celu wykreślenia charakterystyki wentylatora przeprowadza się pomiary h i N przy różnych wydajnościach Q, regulowanych za pomocą oporu (zwykle zasuwą), przy czym kolejność pomiarów jest zwykle następująca: przy różnych położeniach zasuwy mierzy się Q_1, Q_2 ... Q_n oraz odpowiadające im h_{st} i N, a następnie oblicza się z wzorów (97), (98), (99), (106) wartości h oraz z wzorów (108), (109), (110) wartości η.

Moc wentylatora mierzy się albo za pomocą watmetru, albo też za pomocą specjalnych przyrządów dynamometrycznych, które pozwalają określić moment M na wale wentylatora i odpowiadającą mu moc $N = \frac{M \cdot \omega}{75}$ KM (ω — prędkość kątowa). Sposób pomiarów za pomocą watmetru jest bardzo prosty, jednak należy mieć na uwadze, że mierzy się nim moc pobieraną nie przez wentylator, lecz przez silnik elektryczny, a wskutek tego obliczony współczynnik sprawności (110) $\eta = \frac{N_u}{N}$ nie będzie tu współczynnikiem sprawności samego wentylatora, lecz całości urządzenia wentylacyjnego razem z silnikiem

$$\eta_{urządzenia} = \eta_{wentylatora} \cdot \eta_{silnika} \tag{245}$$

Przykład. W celu sporządzenia charakterystyki wentylatora ssącego ($n = 200$ obr/min) umieszczonego na szybie wentylacyjnym zmierzono przy różnych położeniach zasuwy: prędkość powietrza v m/sek, depresję h mm H_2O w kanale wentylatora o przekroju $S = 2{,}4$ m² oraz zużywaną moc N KM. Wyniki pomiarów i obliczeń zestawiono w poniższej tabelce. Pomiary przeprowadzono przy $\gamma = 1{,}2$.

	Oznaczenia	Nr pomiaru			
		1	2	3	4
Pomierzono	Prędkość powietrza v, m/sek . .	0	1,80	3,55	5,35
	Depresja statyczna h_{st}, mm H_2O.	30	31	30	25
	Moc N, KM	3,5	5,0	6,5	7,5
Obliczono	Wydajność $Q = v \cdot S$, m³/sek. . .	0	4,3	8,5	12,8
	Depresja całkowita (98), (106) $h = h_{st} - \frac{v_2}{2g} \cdot \gamma$	30	30,8	29,2	23,3
	Moc użyteczna (108) $N_u = \frac{Q \cdot h}{75} \cdot$	0	1,78	3,32	4,00
	Sprawność (110) $\eta = \frac{N_u}{N}$	0	0,36	0,51	0,53

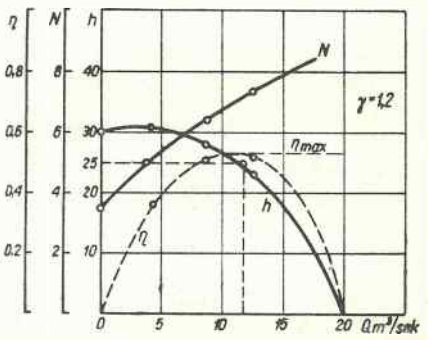
Na podstawie uzyskanych wyników sporządzono charakterystykę wentylatora przedstawioną na rys. 186. Najwyższa sprawność $\eta_{max} = 0{,}54$ jest przy $Q = 12$ m³/sek i $h = 25$ mm H_2O. Odpowiada to warunkom pracy w kopalni o otworze równoznacznym (176).

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{12}{\sqrt{25}} = 0{,}91 \text{ m}^2$$

a więc wentylator dostosowany jest do kopalni wąskiej.

Jak wynika z rys. 186, charakterystyka N, Q ma kierunek stale wznoszący się. Taki właśnie przebieg tej charakterystyki cechuje wszystkie wentylatory odśrodkowe oraz dwustopniowe osiowe. U wentylatorów jednostopniowych osiowych charakterystyka N, Q obniża się dla prawej gałęzi charakterystyki h, Q, tzn. w prawo od garbu. Wskazuje to, że przy zmniejszeniu oporu kopalni (np. otworzenie drzwi na krótkim połączeniu) może nastąpić przy wentylatorach odśrodkowych duże przeciążenie silnika (niebezpieczeństwo spalenia); należy to mieć na uwadze przy wykonywaniu pomiarów charakterystyki. Niebezpieczeństwo takie nie grozi przy jednostopniowych wentylatorach osiowych, dlatego też puszczanie ich w ruch odbywa się przy otwartej zasuwie.

Najkorzystniejsze stany pracy wentylatora odpowiadają prawej gałęzi charaktetystyki w pobliżu h_{max}, gdzie sprawność wentylatora jest



Rys. 186. Przykład wykreślenia charakterystyki wentylatora

również największa. Przy przejściu na lewą gałąź charakterystyki otrzymuje się zwłaszcza przy wentylatorach osiowych stany nietrwałe, odbijające się szkodliwie na pracy całego urządzenia wentylacyjnego. W celu uniknięcia przypadkowego przejścia na lewą stronę garbu zaleca się wybierać dla kopalni taki stan pracy, ażeby depresja nie przekraczała $0{,}9 \cdot h_{max}$.

Przy wykonywaniu pomiarów mających na celu wykreślenie charakterystyki wentylatora należy pamiętać, że *rurka statyczna umieszczona przed zasuwą* daje oznaczenie depresji, pod wpływem której powietrze przepływa przez kopalnię. Odczyt ten służyć więc może do określenia otworu równoznacznego kopalni niezależnie od tego, czy zasuwa jest zupełnie otwarta, czy też częściowo zamknięta. W przypadku umieszczenia rurki *między zasuwą i wentylatorem* otrzymuje się odczyt depresji wytwarzanej przez wentylator. Odczyt taki służyć więc będzie do określenia pracy wentylatora. Po częściowym zamknięciu zasuwy rurka statyczna umieszczona przed nią wykaże zmniejszenie depresji (w tym przypadku kopalni), rurka zaś między zasuwą i wentylatorem wykaże wzrost depresji (wentylatora). Wobec powyższego najkorzystniej jest mieć dwie rurki, przy czym rurkę przed zasuwą wskazane jest połączyć z depresjomierzem samopiszącym, gdyż przede wszystkim interesują nas zmiany zachodzące w samej kopalni. Rurka znajdująca się między zasuwą i wentylatorem przy braku drugiego depresjomierza powinna być połączona z manome-

trem wodnym w kształcie litery U. Odczyt na tym manometrze charakteryzować będzie warunki pracy wentylatora lub urządzenia wentylacyjnego jako całości.

Dotychczas nie jest jeszcze całkowicie ustalone, czy kanał wentylacyjny należy zaliczać do wyrobisk kopalnianych, czy też do urządzenia wentylacyjnego. Z tym drugim poglądem spotkać się można np. w literaturze radzieckiej (Skoczyński, Komarow), gdzie przez urządzenie wentylacyjne rozumie się kanał, wentylator i dyfuzor. Jeżeli przyjmie się takie założenie, to pierwsza rurka statyczna powinna być umieszczona w szybie wentylacyjnym przed wlotem do kanału.

10.3. Wpływ zmiany liczby obrotów, wymiarów wentylatora oraz ciężaru właściwego powietrza

Jeżeli wentylator pracuje w sieci o stałym oporze (lub otworze równoznacznym), w której strata naporu jest proporcjonalna do kwadratu prędkości v (lub ilości powietrza Q), co odpowiada ruchowi burzliwemu, to przy zmianie liczby obrotów n:

1. wydajność wentylatora Q jest proporcjonalna do liczby obrotów

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{n_2}{n_1} \tag{246}$$

2. depresja h lub H jest proporcjonalna do kwadratu liczby obrotów (176)

$$\frac{h_2}{h_1} = \left(\frac{Q_2}{Q_1}\right)^2 = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^2 \tag{247}$$

3. zużycie mocy N (bez uwzględnienia zużycia mocy na tarcie w łożyskach i innych strat mechanicznych) jest proporcjonalne do trzeciej potęgi liczby obrotów (107) ÷ (109)

$$\frac{N_2}{N_1} = \frac{Q_2 \cdot h_2}{Q_1 \cdot h_1} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^3 \tag{248}$$

4. przy niezmiennym oporze sieci współczynnik sprawności $\eta = \frac{N_u}{N}$, obliczony z wzoru (110) pozostaje bez zmiany, jeżeli straty mechaniczne nie są brane pod uwagę.

Jeżeli zależność straty naporu od prędkości powietrza nie jest kwadratowa (zależność pierwszego stopnia może być np. przy ruchu powietrza w szczelinach, przy przejściu przez filtry itp.), prawa powyższe nie mogą być stosowane.

Przy proporcjonalnej (podobnej) *zmianie wszystkich wymiarów wentylatora*, jednakże przy zachowaniu jednakowej liczby obrotów i warunków pracy (stałego oporu sieci):

1. wydajności podobnych wentylatorów są proporcjonalne do trzeciej potęgi wymiarów (np. średnicy D koła roboczego)

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^3 \tag{249}$$

2. depresje są proporcjonalne do kwadratu wymiarów

$$\frac{h_2}{h_1} = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^2 \tag{250}$$

3. zużycia mocy są wobec tego proporcjonalne do piątej potęgi wymiaru

$$\frac{N_2}{N_1} = \frac{Q_2 \cdot h_2}{Q_1 \cdot h_1} = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^5 \tag{251}$$

Przy *zwiększeniu wymiarów* wentylatora i *zachowaniu* takiej samej *prędkości obwodowej* (u m/sek = const), dopuszczalnej dla danej konstrukcji ze względu na wytrzymałość jest

$$\frac{n_2}{n_1} = \frac{D_1}{D_2}$$

a więc:

1. (246), (249)

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{n_2}{n_1} \cdot \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^3 = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^2 \tag{252}$$

czyli że wydajności podobnych wentylatorów przy zachowaniu jednakowej prędkości obwodowej i stałego oporu sieci są proporcjonalne do kwadratu liniowych wymiarów wentylatorów;

2. (247), 250)

$$\frac{h_2}{h_1} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^2 \cdot \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^2 = 1 \tag{253}$$

depresja takich wentylatorów pozostaje bez zmiany;

3. (248), (251)

$$\frac{N_2}{N_1} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^3 \cdot \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^5 = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^2 \tag{254}$$

zużycie mocy jest proporcjonalne do kwadratu wymiarów.

W celu przeprowadzenia jednej i tej samej ilości powietrza w jednostce czasu (Q m³/sek) wentylator musi wytwarzać większą lub mniejszą depresję zależnie od *ciężaru właściwego* γ powietrza (lub jego gęstości ϱ)

$$\frac{h_2}{h_1} = \frac{\varrho_2}{\varrho_1} = \frac{\gamma_2}{\gamma_1} \tag{255}$$

Opierając się na depresji H w m sł. powietrza otrzyma się

$$\frac{H_2}{H_1} = \frac{h_2 \cdot \gamma_1}{h_1 \cdot \gamma_2} = 1 \tag{256}$$

zatem depresja w m sł. powietrza jest niezależna od jego ciężaru właściwego.

Jeżeli nie są brane pod uwagę straty mechaniczne, to

$$\frac{N_2}{N_1} = \frac{Q \cdot h_2}{Q \cdot h_1} = \frac{\varrho_2}{\varrho_1} = \frac{\gamma_2}{\gamma_1} \tag{257}$$

Przy znacznych stratach mechanicznych (N_{mech}) ostatnie równanie komplikuje się nieco i przyjmuje postać

$$N_2 = (N_1 - N_{mech}) \cdot \frac{\gamma_2}{\gamma_1} + N_{mech} = N_1 \cdot \frac{\gamma_2}{\gamma_1} + \left(1 - \frac{\gamma_2}{\gamma_1}\right) \cdot N_{mech} \qquad (258)$$

Zwykle wielkość N_{mech} jest stosunkowo nieduża, a stosunek $\frac{\gamma_2}{\gamma_1}$ zbliżony do jedności, wskutek tego ostatni wyraz może być pominięty i równanie (258) przekształca się w (257).

Jak z tego wynika, przy charakterystyce wentylatora należy podawać ciężar właściwy powietrza w czasie badania lub warunki ciśnienia atmosferycznego albo też sprowadzać wyniki badań do przyjętego w przewietrzaniu kopalń ciężaru właściwego $\gamma = 1{,}2$, co odpowiada $b = 760$ mm Hg, temperaturze $t = 20\ ^\circ C$ i wilgotności względnej $\varphi = 50\%$.

Z zasadniczego wzoru dla gazów (16) otrzymuje się

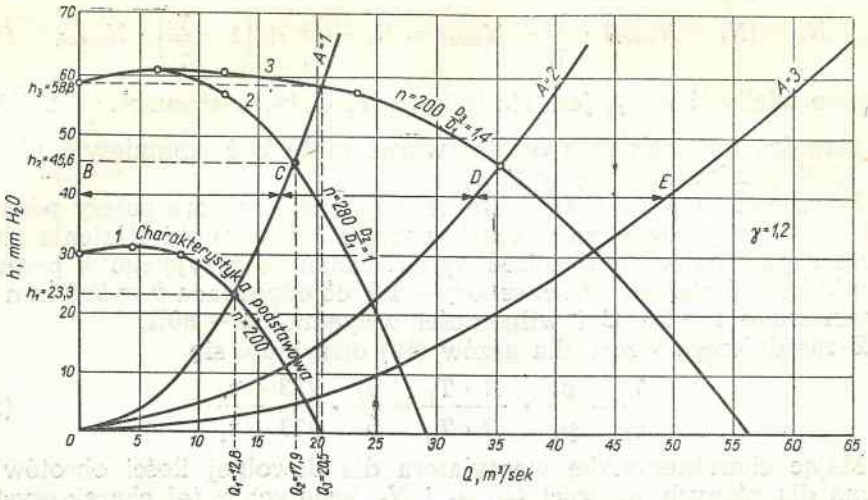
$$\frac{\gamma_2}{\gamma_1} = \frac{p_2}{p_1} \cdot \frac{R \cdot T_1}{R \cdot T_2} = \frac{b_2}{b_1} \cdot \frac{273 + t_1}{273 + t_2} \qquad (259)$$

Mając charakterystykę wentylatora dla dowolnej ilości obrotów n_1, można dla różnych wartości Q_1, h_1 i N_1, wziętych z tej charakterystyki obliczyć na podstawie powyższych wzorów odpowiednie Q_2, h_2 i N_2 oraz wykreślić nową charakterystykę dla innej liczby obrotów n_2 lub dla innych wymiarów podobnego wentylatora.

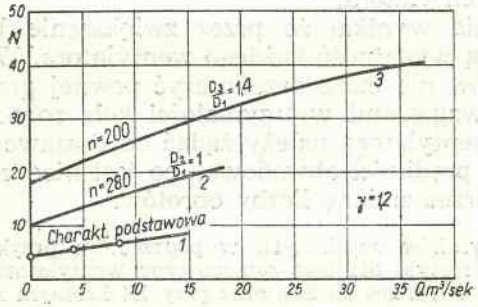
Z samego sposobu obliczania wynika, że przez zwiększenie liczby obrotów można uzyskać dowolną wydajność każdego wentylatora. W rzeczywistości jednak liczba obrotów nie może przekroczyć pewnej granicznej wielkości uwarunkowanej względami wytrzymałości koła roboczego. Dlatego też przy zamawianiu wentylatora należy żądać od dostawcy podania najwyższej dopuszczalnej prędkości obwodowej, co jest nieodzowne do regulacji pracy urządzenia przez zmianę liczby obrotów.

Przykład. Na podstawie wyników uzyskanych w poprzednim przykładzie (rys. 186) należy sporządzić charakterystyki dla tego samego typu wentylatora przy 1,4-krotnym zwiększeniu liczby obrotów, z 200 na 280, oraz przy 1,4-krotnym zwiększeniu jego wymiarów.

Oznaczenia		Nr pomiaru			
		1	2	3	4
Charakterystyka podstawowa dla $n_1 = 200$	$Q_1 =$ $h_1 =$ $N_1 =$	0 30 3,5	4,3 30,8 5,0	8,5 29,2 6,5	12,8 23,3 7,5
Zwiększenie liczby obrotów do $n_2 = 280$ $\frac{n_2}{n_1} = 1{,}4$	(246) $Q_2 = Q_1 \cdot \frac{n_2}{n_1} =$	0	6,0	11,9	17,9
	(247) $h_2 = h_1 \cdot \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^2 =$	58,8	60,3	57,2	45,6
	(248) $N_2 = N_1 \cdot \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^3 =$	9,6	13,7	17,8	20,5
Zwiększenie wymiarów wentylatora $\frac{D_3}{D_1} = 1{,}4$	(249) $Q_3 = Q_1 \cdot \left(\frac{D_3}{D_1}\right)^3 =$	0	11,8	23,3	35,1
	(250) $h_3 = h_1 \cdot \left(\frac{D_3}{D_1}\right)^2 =$	58,8	60,3	57,2	45,6
	(251) $N_3 = N_1 \cdot \left(\frac{D_3}{D_1}\right)^5 =$	18,8	26,9	35,0	40,4



Rys. 187. Charakterystyka Q, h przy zwiększeniu liczby obrotów oraz przy zwiększeniu wymiarów wentylatora



Rys. 188. Charakterystyka Q, h przy zwiększeniu liczby obrotów oraz przy zwiększeniu wymiarów wentylatora

Odpowiednie charakterystyki wykreślone zostały na rys. 187 i 188.

Należy tu mieć na uwadze, że obliczenie mocy za pomocą wzorów (248) i (251) jest tylko przybliżone, gdyż we wzorach tych nie są uwzględnione straty mechaniczne.

10.4. Krzywe jednakowych sprawności wentylatora

Przy rozwiązywaniu zadań związanych z wpływem liczby obrotów wentylatora nanosi się jego charakterystyki przy różnych n na jednym wykresie (rys. 189) w układzie Q, h. Wykres taki uzupełnia się zwykle krzywymi jednakowych sprawności η wentylatora.

Przy uwzględnieniu tylko mocy hydraulicznej (bez strat mechanicznych) współczynnik sprawności η, jak widać wyżej, jest stały dla danego otworu równoznacznego A i wskutek tego krzywe wykreślone dla odpowiednich A będą jednocześnie krzywymi jednakowych sprawności.

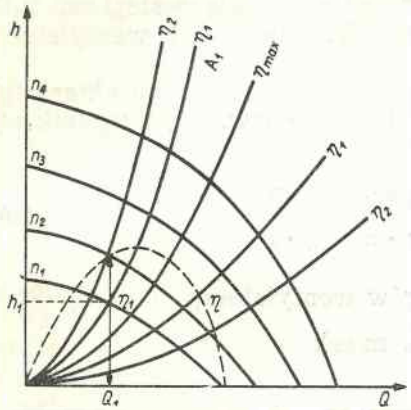
Dla pewnej stałej wartości A_1 — wzór (176) — otrzymuje się zależność h od Q w postaci równania

$$h = \left(\frac{0{,}38}{A_1}\right)^2 \cdot Q^2$$

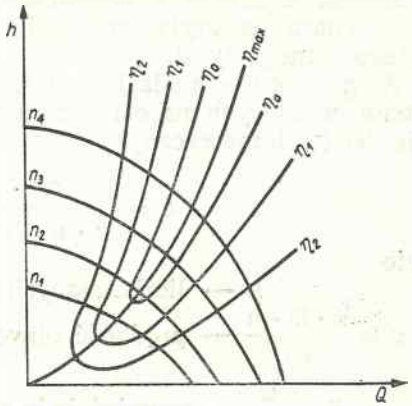
które wyraża równanie paraboli (A_1, rys. 189). Paraboli tej odpowiada ściśle określona sprawność wentylatora η_1.

W ten sposób można wykreślić na rys. 189 szereg krzywych jednakowych sprawności: η_{max}, η_1, η_2, ...

Straty mechaniczne N_{mech} wskutek tarcia w łożyskach itp. są proporcjonalne do pierwszego stopnia liczby obrotów, gdy tymczasem straty hydrauliczne (moc) do trzeciego stopnia n (248). Wskutek tego prawo stałości współczynnika η przy niezmiennym otworze równoznacznym



Rys. 189. Krzywe jednakowej sprawności bez uwzględnienia strat mechanicznych



Rys. 190. Krzywe jednakowej sprawności z uwzględnieniem strat mechanicznych

może zostać naruszone, zwłaszcza przy małych liczbach obrotów. W takich bowiem warunkach przy małej mocy hydraulicznej wpływ strat mechanicznych może być bardzo duży, co pociągnąć musi za sobą zmniejszenie współczynnika sprawności. Toteż przy uwzględnieniu strat mechanicznych krzywe jednakowych sprawności mają kształt pokazany na rys. 190.

10.5. Charakterystyki bezwymiarowe

Uwzględniając jednoczesną zmianę liczby obrotów wzory (246) do (248), wymiarów wentylatora (249) do (251) oraz ciężaru właściwego powietrza γ $\left(\text{gęstości } \varrho = \frac{\gamma}{g}\right)$ (255), (257), otrzymuje się dla $A = \text{const}$:

$$\left.\begin{aligned} &\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{n_2}{n_1} \cdot \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^3, \quad \text{a stąd} \quad \frac{Q_1}{n_1 \cdot D_1^3} = \frac{Q_2}{n_2 \cdot D_2^3} = \frac{Q}{n \cdot D^3} = \text{const} \\ &\frac{h_2}{h_1} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^2 \cdot \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^2 \cdot \frac{\varrho_2}{\varrho_1}, \quad \text{a stąd} \quad \frac{h}{\varrho \cdot n^2 \cdot D^2} = \text{const} \\ &\frac{N_2}{N_1} = \left(\frac{n_2}{n_1}\right)^3 \cdot \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^5 \cdot \frac{\varrho_2}{\varrho_1}, \quad \text{a stąd} \quad \frac{N}{\varrho \cdot n^3 \cdot D^5} = \text{const} \end{aligned}\right\} \quad (260)$$

$$\text{oraz } \eta = \text{const}$$

Z przytoczonych równości wynika, że jeżeli dla serii podobnych wentylatorów wykreślić charakterystyki, odmierzając na osi odciętych $\frac{Q}{n \cdot D^3}$, a na osi rzędnych $\frac{h}{\varrho \cdot n^2 \cdot D^2}$, $\frac{N}{\varrho \cdot n^3 \cdot D^5}$ oraz η, to wszystkie charakterys-

tyki dla różnych wymiarów i różnych liczb obrotów pokryją się z sobą. Każda z tych wielkości jest bezwymiarowa, a wskutek tego otrzymuje się tu wspólną *bezwymiarową charakterystykę serii podobnych wentylatorów* (charakterystykę typową).

W różnych dziedzinach techniki stosuje się rozmaite bezwymiarowe charakterystyki. Mają one tę wyższość nad charakterystykami indywidualnymi, że zamiast dużej liczby krzywych można się posługiwać tylko jedną charakterystyką wyrażającą własności całej serii wentylatorów takiego samego typu.

W górnictwie znalazły zastosowanie bezwymiarowe *charakterystyki Rateau*, w których na osi odciętych odmierza się tzw. *współczynnik wydajności* (wolumetryczny)

$$\xi = \frac{Q}{k \cdot u \cdot R^2} = \frac{240}{k \cdot \pi} \cdot \frac{Q}{n \cdot D^3} \tag{261}$$

gdzie

k — liczba ssących otworów wentylatora,

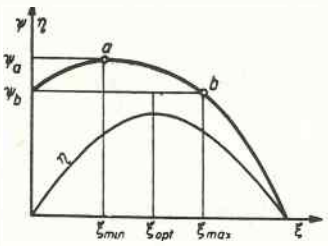
$u = \frac{\pi \cdot D \cdot n}{60}$ — prędkość obwodowa, m/sek,

$R = \frac{D}{2}$ — promień koła roboczego, m.

Na osi rzędnych odmierza się współczynnik depresji (manometryczny)

$$\psi = \frac{h}{\varrho \cdot u^2} = \frac{h \cdot g}{\gamma \cdot u^2} = \frac{3600 \cdot g}{\gamma \cdot \pi^2} \cdot \frac{h}{n^2 \cdot D^2} \tag{262}$$

Współczynnik mocy w charakterystykach typu Rateau nie jest stosowany, gdyż na podstawie Q, h i η może być obliczona moc N.



Rys. 191. Charakterystyka bezwymiarowa

Jeżeli nie uwzględnia się ciężaru właściwego powietrza, można dla uproszczenia stosować układ współrzędnych, np.

$$\xi = \frac{Q}{k \cdot u \cdot R^2}; \qquad \psi = \frac{h}{u^2} \tag{263}$$

Wybór wentylatora dla danych wartości Q i h przeprowadza się za pomocą charakterystyki bezwymiarowej w sposób następujący: Na podstawie przyjętego dopuszczalnego stosunku $\frac{\eta}{\eta_{max}}$ określa się z wykresu charakterystyki (rys. 191) dopuszczalne granice współczynników wydajności ξ_{min} i ξ_{max} oraz odpowiadające im wartości współczynników depresji ψ_a i ψ_b; po czym dla każdej pary współczynników (ξ_{min} i ψ_a; ξ_{max} i ψ_b) rozwiązuje się układ równań z dwoma niewiadomymi n i D:

z wzoru (261)

$$Q = C_1 \cdot n \cdot D^3$$

z wzoru (262)

$$h = C_2 \cdot n^2 \cdot D^2$$

Dla ułatwienia wyboru wentylatora na podstawie typowej charakterystyki odmierza się w ostatnich czasach zwykle na osi odciętych wielkości tzw. *otworu sprowadzonego.*

$$\varphi = 0{,}38 \cdot \frac{\xi}{\sqrt{\psi}} = \frac{1{,}52}{k} \cdot \sqrt{\frac{\gamma}{g}} \cdot \frac{Q}{D^2 \cdot \sqrt{h}} = \frac{A}{k \cdot R^2} \cdot \sqrt{\frac{\gamma}{g}} \qquad (264)$$

lub jeżeli dla uproszczenia nie uwzględnia się ciężaru właściwego powietrza, to (263)

$$\varphi = \frac{1{,}52}{k} \cdot \frac{Q}{D^2 \cdot \sqrt{h}} = \frac{A}{k \cdot R^2} \qquad (265)$$

Na osi rzędnych odmierza się ψ i η.

Mając taką charakterystykę określa się najkorzystniejsze φ (lub jego granice) oraz ψ. Na podstawie wielkości φ i otworu równoznacznego A oblicza się z wzorów (264), (265) średnice wentylatora. W dalszym ciągu na podstawie średnicy D, współczynnika ψ i depresji h oblicza się liczbę obrotów n z wzorów (262) lub (263)

$$n = \sqrt{\frac{h}{C_2 \cdot D^2}}$$

Przy obliczeniach wentylatorów osiowych należy posługiwać się charakterystykami typowymi dla różnych kątów nachylenia łopatek.

Oprócz typowych charakterystyk bezwymiarowych stosuje się również *charakterystyki procentowe*, w których na osi odciętych jest

$$Q\,\% = \frac{Q}{Q_0} \cdot 100$$

a na osi rzędnych

$$h\,\% = \frac{h}{h_0} \cdot 100; \quad N\,\% = \frac{N}{N_0} \cdot 100; \quad \eta\,\% = \frac{\eta}{\eta_0} \cdot 100$$

W wyrazach tych oznaczenia Q_0, h_0, N_0 i η_0 odpowiadają największemu współczynnikowi sprawności.

Charakterystyki procentowe pozostają bez zmiany niezależnie od ilości obrotów i wymiarów wentylatora, a więc ilustrują one również pracę całej serii geometrycznie podobnych wentylatorów.

11. PRACA JEDNEGO WENTYLATORA W SIECI

11.1. Oznaczenie stanu przewietrzania w kopalni

W przypadku włączenia wentylatora do systemu o danym otworze równoznacznym A lub oporze R (lub M), przy braku w tym systemie jakichkolwiek innych źródeł depresji, otrzymuje się równanie (wzory (176) lub (171) z dwoma niewiadomymi Q i h)

$$A = 0{,}38 \cdot \frac{Q}{\sqrt{h}} \quad \text{lub} \quad R = \frac{h}{Q^2}$$

Zamiast drugiego równania posłużyć się można wykresem charakterystyki Q, h.

Wobec tego określenie wartości Q i h może być przeprowadzone sposobem wykreślnym przez wyznaczenie punktu przecięcia się charakterystyki wentylatora z krzywą $A = 0{,}38 \cdot \frac{Q}{\sqrt{h}}$, czyli z tzw. *charakterystyką systemu* (sieci). Krzywa ta dla danego A lub R

$$h = \left(\frac{0{,}38}{A}\right)^2 \cdot Q^2 \quad \text{lub} \quad h = RQ^2 \tag{266}$$

przedstawia parabolę.

Różnym otworom równoznacznym (np. $A = 1, 2, 3, \ldots$ m^2) odpowiadają parabole o różnych parametrach (rys. 187), które mogą być wykreślone na podstawie równania (266) po wstawieniu za A odpowiednich wartości. W rzeczywistości charakterystyka systemu przy małych wartościach Q (ruch regularny) przechodzi w prostą, jak to pokazano na rys. 117.

W celu wykreślenia wspomnianych parabol wystarczy obliczyć współrzędne punktów tylko jednej z nich (np. $A_1 = 1$). Przy tych samych rzędnych h otrzymuje się odcięte Q_k innych parabol A_k, mnożąc Q_1 przez $\frac{A_k}{A_1}$. Tak np. (rys 187) dla $A_2 = 2$ odcięta BD równa się $2BC$, dla $A_3 = 3$ odcięta $BE = 3BC$.

Współrzędne punktu przecięcia się charakterystyki systemu z odpowiednią charakterystyką wentylatora dają bezpośrednio ilość przepływającego powietrza Q oraz depresję h.

Przykład. Z trzech charakterystyk przedstawionych na rys. 187 widać, że w przypadku umieszczenia wentylatora w kopalni o otworze równoznacznym $A = 1$, otrzyma się:

przy $n = 200$ obr/min

$Q_1 = 12{,}8$ m^3/sek

$h_1 = 23{,}3$ mm H_2O

przy $n = 280$ obr/min

$Q_2 = 17{,}9$ m^3/sek

$h_2 = 45{,}6$ mm H_2O

przy $n = 200$ obr/min, ale przy zwiększeniu wymiarów wentylatora 1,4 razy

$Q_3 = 20{,}5$ m^3/sek

$h_3 = 58{,}8$ mm H_2O.

11.2. Regulacja pracy wentylatorów

Ilość dostarczanego przez wentylator powietrza może być zmieniona przez:

— zmianę liczby obrotów wentylatora;
— zmianę otworu równoznacznego, na którym pracuje dany wentylator;
— kombinację tych sposobów;
— zmianę kąta nastawienia łopatek w przypadku wentylatorów osiowych.

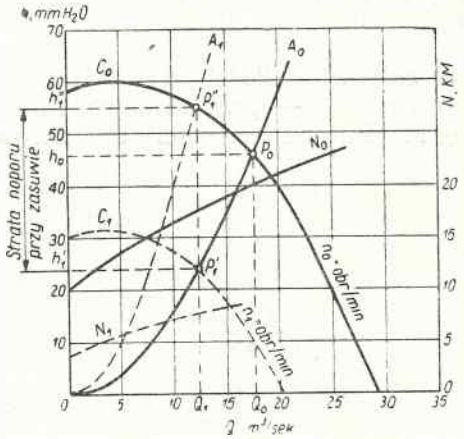
Potrzeba zmniejszenia ilości powietrza może np. zajść:

— przy zmianie schematu przewietrzania w związku z zainstalowaniem nowych wentylatorów na innych szybach;

— w przypadku gdy przekroje dróg powietrznych nie pozwalają na przeprowadzenie tej ilości powietrza, jaką może dostarczyć wentylator, a więc gdy jest on za duży dla danej kopalni;

— w razie przeciążenia silnika (przy wentylatorze odśrodkowym) itp.

Jeżeli (rys. 192) wentylator o charakterystyce C_0 pracuje na otworze równoznacznym A_0 (punkt P_0) i dostarcza dla kopalni $Q_0 = 18$ m³/sek



Rys. 192. Regulacja pracy wentylatora

powietrza, to w celu zmniejszenia tej ilości do $Q_1 = 12{,}5$ m³/sek trzeba albo zmniejszyć liczbę obrotów wentylatora z n_0 na n_1 (punkt P'_1), albo też zmniejszyć otwór równoznaczny z A_0 na A_1 (punkt P''_1) przez przymknięcie zasuwy. W pierwszym przypadku zużycie mocy będzie wynosiło 8 KM, w drugim 18 KM, a więc o 125% więcej, gdyż jak widać z wykresu, przy regulacji za pomocą zasuwy wentylator będzie wytwarzał depresję $h''_1 = 56$ mm H_2O, z czego na przeprowadzenie powietrza przez kopalnię wypada zaledwie $h'_1 = 23$ mm H_2O, strata zaś naporu przy zasuwie $h''_1 - h'_1 = 33$ mm H_2O. Tak więc w danym przypadku opór wskutek obecności zasuwy pochłania znacznie więcej energii aniżeli właściwe przewietrzanie kopalni. Dlatego też, zwłaszcza przy dużych wentylatorach, gdy chodzi o moce rzędu setek KM, o wiele korzystniejszy jest sposób regulacji przez zmianę liczby obrotów wentylatora.

Natomiast, gdy idzie o zwiększenie ilości powietrza, to w tym przypadku, jeżeli tylko jest to możliwe, należy zwiększyć otwór równoznaczny kopalni (zmniejszyć opór). Sposobowi temu należy oddać pierwszeństwo przed regulacją za pomocą zwiększenia liczby obrotów.

Zmianę stanu pracy wentylatorów osiowych przeprowadza się, oprócz przytoczonych wyżej sposobów, również przez obrócenie łopatek lub nawet usunięcie niektórych z nich, przy czym współczynnik sprawności pozostaje prawie bez zmiany.

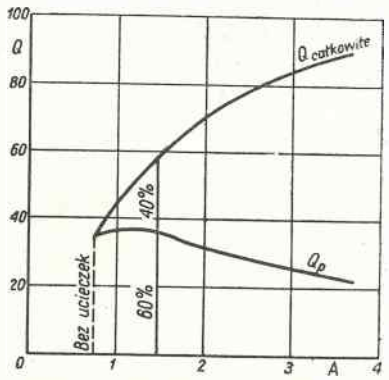
11.3. Wpływ ucieczek powietrza

Jak podano poprzednio (rozdział 9.), ucieczki powietrza, a zwłaszcza ucieczki przez krótkie połączenia między prądem świeżego i zużytego powietrza, przyczyniają się do zmniejszenia oporu kopalni, a więc i do

zwiększenia przepływu powietrza przez wentylator, co pociąga za sobą większe zapotrzebowanie energii i przeciążenie (spalenie) silnika (niebezpieczeństwa tego nie ma przy wentylatorach osiowych pracujących na prawej gałęzi charakterystyki). To zwiększenie wydajności wentylatora kompensuje do pewnego stopnia zmniejszenie ilości powietrza w polach.

Po usunięciu ucieczek powietrza przez krótkie połączenia zmniejsza się wydajność wentylatora oraz na ogół (przy pracy na prawej gałęzi charakterystyki) zwiększa się również jego depresja. Poza tym przy odśrodkowych wentylatorach można uzyskać nieraz znaczne zmniejszenie zużycia energii. Jeżeli natomiast chodzi o ilość powietrza dopływającego do pól, to wpływ usunięcia ucieczek przez krótkie połączenia jest na ogół nieduży.

Wykres całkowitej ilości powietrza $Q_{całk}$ oraz ilości powietrza dopływającego do pól Q_p — przy uwzględnieniu ucieczek powietrza — przedstawia się, zależnie od wielkości otworu równoznacznego A, mniej więcej



Rys. 193. Wpływ ucieczek na ilość przepływającego powietrza

tak, jak pokazano na rys. 193. Wykres ten został sporządzony dla szczególnego wypadku, niemniej jednak pozwala on wyciągnąć szereg ciekawych wniosków:

1. W miarę zwiększania się ucieczek (a więc i otworu równoznacznego kopalni) zwiększa się $Q_{całk}$.
2. Zwiększenie $Q_{całk}$ kompensuje na początku ucieczki, a nawet w niektórych przypadkach przyczynia się do pewnego zwiększenia ilości powietrza w polach. Na przykład, jak wynika z rys. 193 dopóki ucieczki nie przekraczają 40%, do pól dopływa prawie stała ilość powietrza. Przy ucieczkach 60 i 75% ilość powietrza w polach zmniejsza się do 87 i 65% ilości pierwotnej.
3. W celu zwiększenia ilości powietrza w polach przy dużych ucieczkach (60 do 70% i więcej) wystarczy tylko uszczelnienie urządzeń wentylacyjnych. Przy mniejszych ucieczkach (do 40%) środek ten już nie wystarczy — konieczne jest zwiększenie wydajności wentylatora przez otworzenie zasuwy lub zwiększenie liczby obrotów.

W praktyce kopalnianej nie należy tolerować ucieczek większych od 20%, a to głównie ze względu na nadmierne zużycie energii wentylatora. Przy zwiększeniu depresji wentylatora należy spodziewać się zwiększenia ucieczek na krótkich połączeniach.

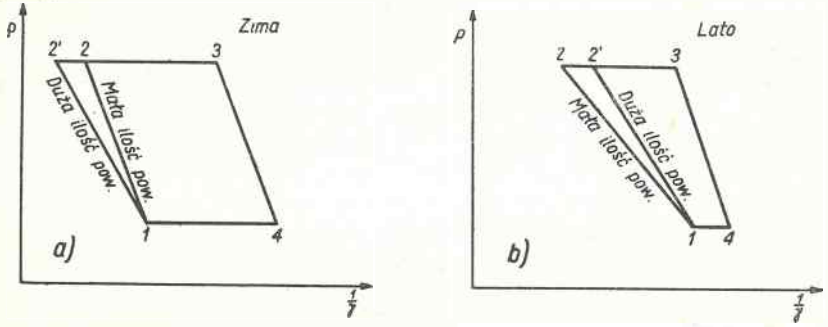
Jeżeli chodzi o ucieczki w polach eksploatacyjnych, to wpływ ich na opór kopalni i pracę wentylatora jest znikomy, mogą one natomiast wywierać bardzo duży wpływ na ilość powietrza w przodkach.

11.4. Wpływ depresji naturalnej

Warunki pracy ciągu naturalnego, podobnie jak i warunki pracy wentylatora mogą być przedstawione za pomocą charakterystyki Q, h_n.

Jak wiadomo, wielkość depresji naturalnej zależy od temperatury powietrza i jego ciśnienia (głębokości kopalni). Wpływ zmian ciśnienia atmosferycznego jest znikomy i można go nie brać pod uwagę. Wobec tego dla danej kopalni, a więc i danej jej głębokości, wielkość depresji naturalnej zależy prawie wyłącznie od temperatury powietrza. Temperatura ta w szybie wydechowym jest stała przez cały rok i tylko w małym stopniu ulega zmianom przy różnych ilościach powietrza; zasadniczym zmianom ulega ona w szybie wdechowym.

W zimie (rys. 194 *a*) mała ilość powietrza bardziej się ogrzewa w szybie wdechowym ($h_n = 1\text{-}2\text{-}3\text{-}4$) niż duża ilość ($h_n = 1\text{-}2'\text{-}3\text{-}4$), dlatego też ze zwiększeniem ilości powietrza Q wzrasta depresja naturalna h_n i na wykresie charakterystyki (rys. 195) otrzymuje się linię (krzywą) wznoszącą się.



Rys. 194. Zmiany depresji naturalnej w zimie i w lecie

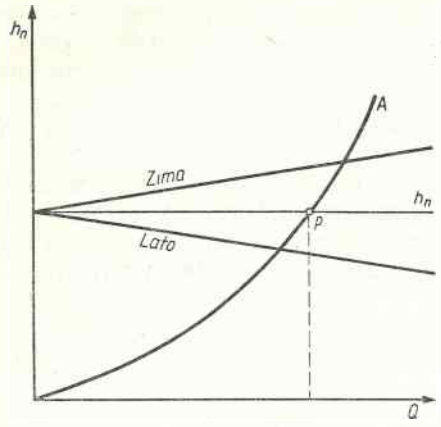
W lecie (rys. 194 *b*) obserwuje się zjawisko wręcz przeciwne: mała ilość powietrza ochładza się do niższej temperatury w szybie wdechowym ($h_n = 1\text{-}2\text{-}3\text{-}4$) niż duża ilość ($h_n = 1\text{-}2'\text{-}3\text{-}4$); charakterystyka wobec tego ma przebieg obniżający się (rys. 195).

W celu uproszczenia obliczeń wentylacyjnych przyjmuje się zwykle wykres charakterystyki depresji naturalnej w postaci prostej równoległej do osi odciętych. Ilość powietrza, jaką daje ciąg naturalny, wyznacza się według punktu przecięcia się P charakterystyki h_n z charakterystyką kopalni A, przyjmując dla różnych pór roku różne wielkości depresji naturalnej.

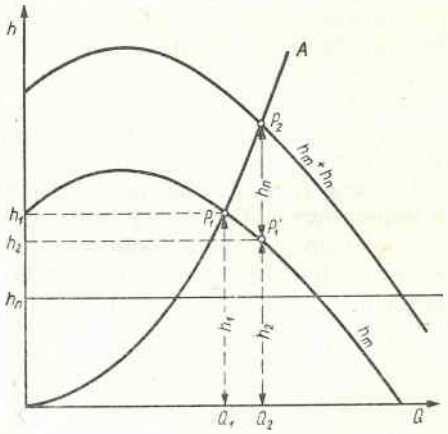
Wentylator o charakterystyce h_m (rys. 196), zainstalowany w danej kopalni o otworze równoznacznym A, ma wydajność Q_1 i depresję h_1 (punkt P_1). W obecności depresji naturalnej h_n całkowita depresja będzie wynosiła $h_m + h_n$ i wobec tego punkt P_1 przesunie się po krzywej A do punktu P_2; ilość powietrza zmieni się na Q_2, depresjomierz zaś wykaże depresję h_2 mniejszą od depresji h_1 (jeżeli wentylator pracuje na prawej gałęzi charakterystyki), zużycie zaś mocy przez wentylator odśrodkowy wzrasta.

Tak więc obecność naturalnej depresji w kopalni o kierunku zgodnym z depresją wentylatora przesuwa stan pracy wentylatora na jego charakterystyce w kierunku na prawo, przy czym zmniejsza się depresja wentylatora i zwiększa się zapotrzebowanie energii. Zjawisko to obserwuje się

specjalnie wyraźnie w czasie pożaru kopalni, kiedy to depresja wentylatora spaść może do zera lub nawet stać się ujemną, co oznacza, że wentylator nie tylko nie pomaga depresji pożarowej, lecz stawia opór ruchowi powietrza. W takim przypadku korzystniej jest otworzyć szyb wentylacyjny i zatrzymać wentylator.



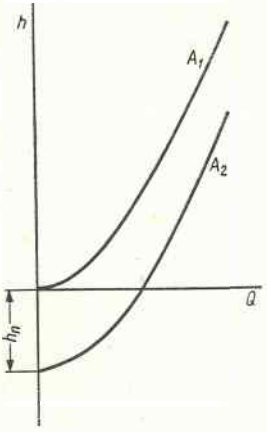
Rys. 195. Charakterystyka depresji naturalnej



Rys. 196. Wpływ depresji naturalnej na pracę wentylatora

Ponieważ w czasie pożaru pewność ruchu wentylatora jest sprawą niezmiernie ważną, przeto należy zwiększyć czujność dozoru nad pracą wentylatora, by nie dopuścić do spalenia silnika.

Wyłania się teraz kwestia, czy obecność ciągu naturalnego wpływa na wyniki badań wentylatora, jakie się prowadzi w celu wykreślenia jego charakterystyki.



Rys. 197. Charakterystyka kopalń

Jak podano poprzednio, w obecności depresji naturalnej nie dającej się pomierzyć za pomocą depresjomierza połączonego z kanałem wentylatora, ilość powietrza zmienia się z Q_1 na Q_2 (rys. 196), depresjomierz zaś zamiast depresji h_1 wskazuje h_2.

Innymi słowami zamiast punktu charakterystyki P_1 otrzymuje się punkt P'_1, leżący na tej samej krzywej h_m; wobec tego wykres charak-

terystyki nie zmienia się, zmieniają się tylko warunki pracy wentylatora, tak jak gdyby zmienił się otwór równoznaczny kopalni, tzn. zwiększył przy zgodnej depresji naturalnej lub zmniejszył się — przy niezgodnej.

Jeżeli w obecności depresji naturalnej będzie się mierzyło Q i h przed zasuwą przy różnych jej położeniach, otrzyma się charakterystykę kopalni (rys. 197). W przypadku braku depresji naturalnej krzywa ta (A_1) przebiega według równania

$$h = RQ^2$$

W obecności depresji naturalnej (krzywa A_2) otrzymuje się równania

$$h = RQ^2 \mp b$$

lub

$$h = RQ^2 + aQ \mp b \tag{267}$$

Znaki górne odpowiadają tu depresji naturalnej zgodnej z depresją wentylatora ($+h_n$), dolne — niezgodnej ($-h_n$).

Uwzględniając depresję naturalną można równanie charakterystyki kopalni przedstawić w ogólnej postaci

$$h + h_n = RQ^2 \tag{268}$$

Mając na uwadze dwa poprzednie równania, otrzymuje się

$$h_n = b \text{ (wielkość stała)}$$

lub

$$h_n = aQ + b$$

(charakterystyka Q, h_n jest wznosząca się przy $a > 0$ lub obniżająca się przy $a < 0$, rys. 195).

12. WSPÓLNA PRACA KILKU WENTYLATORÓW

Podana w tym rozdziale teoria wspólnej pracy kilku wentylatorów dotyczy tylko normalnych systemów wentylacyjnych. Teoria ta po raz pierwszy była opracowana przez W. Budryka w 1934 r. i opublikowana w 1935 r. W 1938 r. H. Bystroń zastosował tę teorię do rozwiązywania niektórych systemów przekątnych.

12.1. Charakterystyka przewodu

Przy wykreślaniu charakterystyki wentylatora (rys. 183) przyjmuje się dodatnią wartość h wtedy, gdy powietrze płynie od punktu niższego do wyższego punktu ciśnienia. W przewodach występuje zjawisko wręcz przeciwne, a mianowicie powietrze płynie tu od wyższego do niższego ciśnienia, wskutek tego dodatnie wartości Q są tu przy ujemnych wartościach h i odwrotnie. W celu więc uzgodnienia z tymi założeniami wzoru na spadek naporu trzeba wzór ten napisać w postaci

$$\mp h = \left(\frac{0{,}38}{A}\right)^2 \cdot (\pm Q)^2 \tag{269}$$

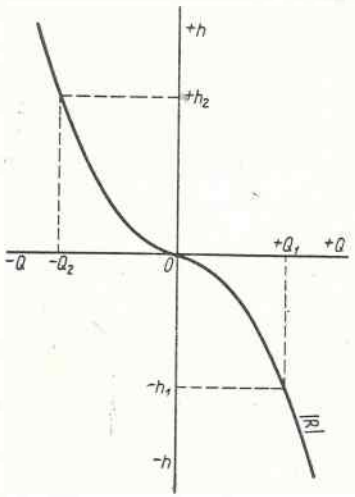
lub też

$$\mp h = R \cdot (\pm Q)^2 \tag{270}$$

We wzorach tych należy stosować jednocześnie albo znaki górne, albo dolne.

Na wykresie wzory te przedstawiają się w postaci krzywej składającej się z dwóch odcinków paraboli drugiego stopnia (rys. 198). Jeżeli np. ciśnienie w początkowym punkcie przewodu jest większe aniżeli w końcowym o h_1 (różnica ciśnień ujemna), otrzymuje się prosty kierunek prądu, a ilość przepływającego powietrza wyniesie Q_1. Jeżeli ciśnienie w punkcie końcowym jest większe o h_2 (różnica ciśnień dodatnia), kierunek ruchu powietrza będzie odwrotny ($-Q_2$).

Kształt paraboli zależny jest od parametru, a więc od oporu R danego przewodu: im większy jest ten opór, tym bardziej stroma jest parabola.



Rys. 198. Pełna charakterystyka przewodu

Charakterystyka przewodu, przedstawiona na rys. 198, będzie oznaczana *w dalszym ciągu symbolem* $|R|$, a analogicznie do tego charakterystyka wentylatora — symbolem $|w|$.

Taką samą charakterystykę (rys. 198) będzie miał również każdy włączony do przewodu opór, np. tama regulacyjna.

Ponieważ włączenie nieuruchomionego wentylatora do przewodu jest równoznaczne z wprowadzeniem pewnego oporu, przeto charakterystyka wentylatora przy $n = 0$ obrotach ma kształt taki sam, jak i charakterystyka przewodu.

12.2. Charakterystyka połączenia szeregowego

Przy szeregowym połączeniu przewodów, wentylatorów lub też łącznie przewodów i wentylatorów, ilość powietrza Q, przepływającego przez każdy z tych elementów, jest zawsze jednakowa. Dla ściśle określonej ilości powietrza Q różnica ciśnień w końcowym i początkowym punkcie połączenia szeregowego jako całości będzie się równała sumie odpowiednich h, wziętych dla danego Q z indywidualnych charakterystyk poszczególnych elementów.

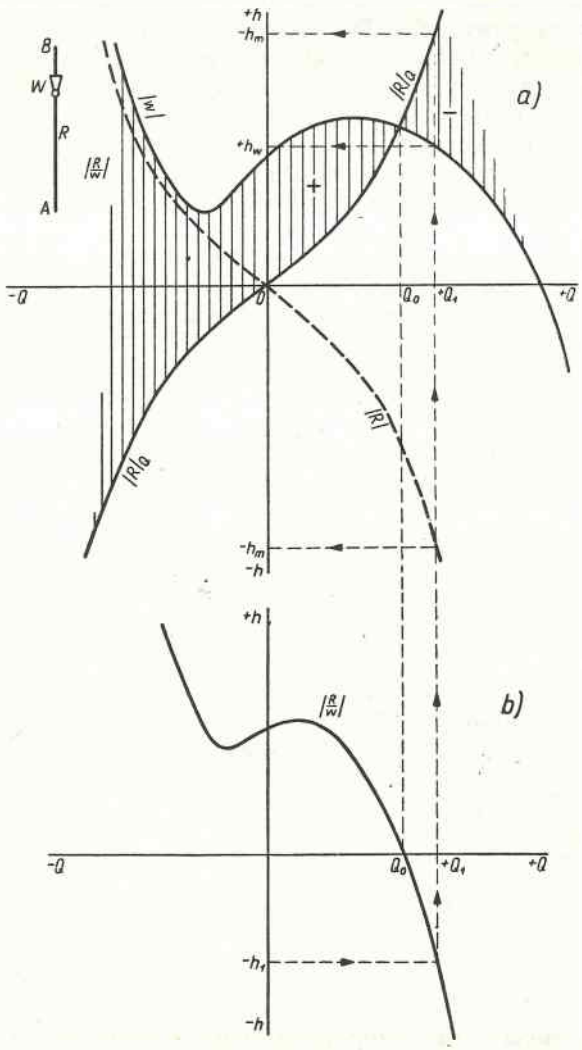
Charakterystykę danego połączenia szeregowego otrzymuje się więc jako wynik zwykłego dodawania rzędnych poszczególnych charakterystyk.

Jeżeli w skład połączenia szeregowego wchodzą elementy e_1 i e_2, to sumaryczną ich charakterystykę oznaczać będziemy przez $\left|\frac{e_1}{e_2}\right|$. Ponieważ kolejność sumowania rzędnych może być dowolna, przeto symbole

$$\left|\frac{e_1}{e_2}\right| \quad \text{i} \quad \left|\frac{e_2}{e_1}\right|$$

służą do oznaczenia jednej i tej samej charakterystyki.

Jeżeli wentylator W o charakterystyce $|w|$, przedstawionej na rys. 183, zostanie włączony do przewodu AB (rys. 199) o charakterystyce $|R|$ podanej na rys. 198, to dla znalezienia charakterystyki takiego zespołu jako całości należy dla jednych i tych samych wartości Q znaleźć algebraiczną sumę rzędnych Σh i na ich podstawie wykreślić sumaryczną charakterystykę $\left|\frac{R}{W}\right|$. W celu ułatwienia wykonania sumarycznego wykresu może być wskazane umieszczenie obu charakterystyk $|R|$ i $|w|$ na jednym rysunku (rys. 199 *a*) oraz odwrócenie jednej z tych krzywych, np. $|R|$ dookoła osi Q, która w tym przypadku staje się osią symetrii. Taka symetryczna charakterystyka względem osi Q oznaczana będzie przez $|R|_Q$



Rys. 199. Charakterystyka połączenia szeregowego

Odcinki rzędnych zawarte między krzywymi $|w|$ i $|R|_Q$ (części zakreskowane) mogą być z łatwością przeniesione za pomocą cyrkla przy sporządzaniu ostatecznego wykresu sumarycznej charakterystyki $\left|\frac{R}{W}\right|$ (rysunek 199 *b*).

Z rys. 199 *b* otrzyma się ilość i kierunek przepływającego powietrza $+Q_1$ dla dowolnej różnicy ciśnienia h (np. $-h_1$) w końcowym i początkowym punkcie przewodu z włączonym do niego wentylatorem.

W dalszym ciągu z rys. 199 *a* można odczytać na podstawie otrzymanej wielkości $+Q_1$, że wentylator wytwarza depresję $+h_w$ i że w przewodzie AB jest spadek naporu h_m (wzrost ciśnienia $-h_m$). Tę ostatnią wielkość można odczytać zarówno na podstawie krzywej $|R|$, jak i $|R|_Q$. W tym ostatnim przypadku należy jednak zmienić znak przy odpowiednim h_m (zamiast $+h_m$ musi być $-h_m$).

Jeżeli końce przewodu BA połączone są z powietrzem atmosferycznym, to różnica ciśnienia $\Sigma h = 0$ i z rys. 199 *b* otrzymuje się ilość przepływającego powietrza równą Q_0. Dla takiego przypadku zbyteczne jest sporządzanie wykresu 199 *b*, gdyż od razu można określić Q_0 z rys. 199 *a* na podstawie punktu przecięcia się krzywych $|w|$ i $|R|_Q$. Sposób ten stosowany jest ogólnie przy wyznaczaniu warunków pracy, w razie gdy kopalnia przewietrzana jest za pomocą jednego wentylatora. Jeżeli natomiast w sieci wentylacyjnej zainstalowanych jest kilka wentylatorów, sporządzenie wspólnej charakterystyki (rys. 199 *b*) staje się często nieodzowne.

Sumaryczna charakterystyka (rys. 199 *b*) różni się w danym przypadku zasadniczo swym kształtem od pierwotnej charakterystyki wentylatora (rys. 199 *a*). Zostają tu mianowicie w większym lub mniejszym stopniu zniwelowane punkty h_{min} i h_{max} (rys. 183) i to tym wyraźniej, im większy opór R ma przewód AB.

12.3. Przewietrzanie kopalni za pomocą dwóch wentylatorów umieszczonych szeregowo

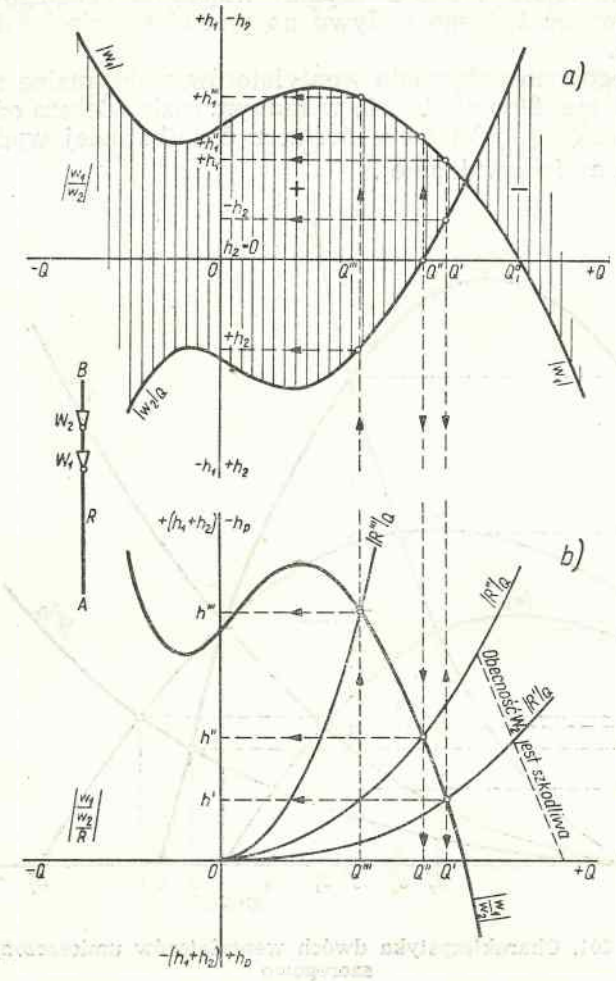
Ponieważ wlot A (rys. 200 *a*) szybu wdechowego i wylot B szybu wentylacyjnego (lub dyfuzora) połączone są z atmosferą zewnętrzną, a więc w całości systemu Σh jest równe zeru, przeto wystarczy tylko wykreślić sumaryczną charakterystykę $\left|\frac{w_1}{w_2}\right|$ dla dwóch wentylatorów W_1 i W_2. Zbyteczne jest natomiast sporządzanie charakterystyki łącznie z przewodem, gdyż warunki pracy są określone odnośnym punktem przecięcia się krzywych, podobnie jak na rys. 199 *a*.

Na rys. 200 *a* przedstawiono indywidualne charakterystyki obu wentylatorów W_1 i W_2, przy czym ta ostatnia została obrócona dookoła osi Q w celu ułatwienia sumowania rzędnych i ma wobec tego symbol $|w_2|_Q$. Odcinki rzędnych między krzywymi $|w_1|$ i $|w_2|_Q$ (części zakreskowane) dają rzędne sumarycznej charakterystyki $\left|\frac{w_1}{w_2}\right|$, które też zostały przeniesione na rys. 200 *b*.

Punkt przecięcia się krzywej $\left|\frac{w_1}{w_2}\right|$ z odpowiednią krzywą $|R|_Q$ (rys. 200 *b*) określa ilość przepływającego powietrza Q oraz sumaryczną depresję obu wentylatorów $h = h_1 + h_2$. Na podstawie otrzymanej wiel-

kości Q można z rys. 200 *a* określić depresje h_1 i h_2 wytwarzane w danych warunkach przez każdy z wentylatorów.

Jak wynika z rys. 200 *b* i 200 *a*, przy $R = R''$ depresja wentylatora W_2 wynosi $h''_2 = 0$, a więc obecność jego nie wywiera żadnego wpływu na przebieg przewietrzania. Przy większym oporze kopalni (np. $R = R'''$)



Rys. 200. Przewietrzanie kopalni za pomocą dwóch wentylatorów umieszczonych szeregowo

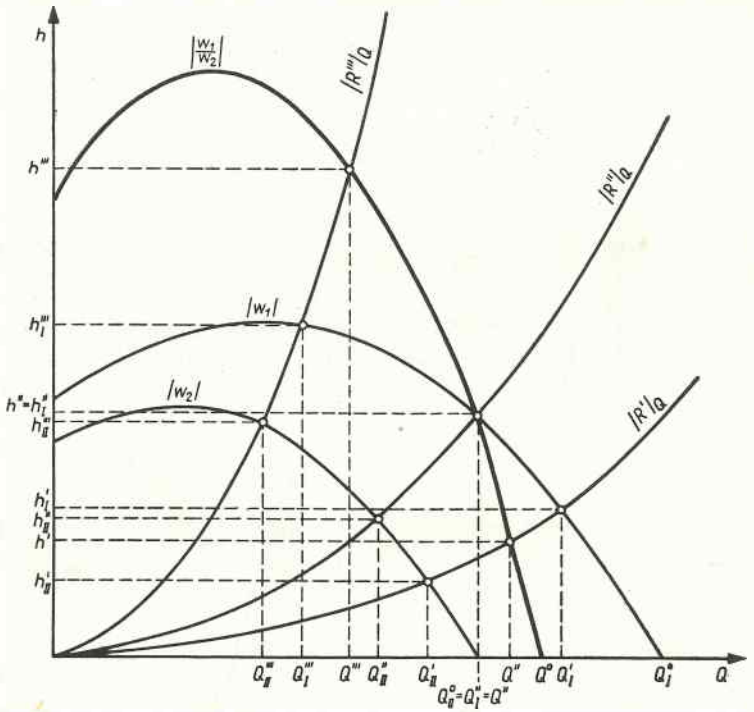
dodatnie depresje obu wentylatorów ($+h'''_1$ i $+h'''_2$) sumują się z sobą dając w rezultacie większą depresję ($h''' = h'''_1 + h'''_2$), a więc i lepsze przewietrzanie kopalni niż może dać każdy z wentylatorów osobno. Przy mniejszym natomiast od R'' oporze kopalni (np. $R = R'$) wentylator W_2 daje depresję ujemną ($-h'_2$), odgrywa niejako rolę tamy regulacyjnej, utrudnia przewietrzanie, a więc obecność jego staje się szkodliwa.

Dla przejrzystości zostały zestawione na rys. 201 indywidualne charakterystyki obu wentylatorów $|w_1|$ i $|w_2|$ oraz sumaryczna ich charak-

terystyka $\left|\frac{w_1}{w_2}\right|$. Jak z tego rysunku wynika, przewietrzanie za pomocą wentylatorów umieszczonych szeregowo na jednym szybie może być wskazane tylko w przypadku kopalni o większym oporze (małym otworze równoznacznym).

W razie mniejszego oporu kopalni włączenie drugiego wentylatora może nie wywrzeć żadnego wpływu na przewietrzanie kopalni, a nawet jej pogorszyć.

Przy szeregowym połączeniu wentylatorów maksymalna możliwa ilość powietrza (Q^0, rys. 201) nie będzie w żadnym razie większa od największej możliwej ilości (Q_I^0), jaką może dostarczyć najbardziej wydajny wentylator przy pracy indywidualnej.



Rys. 201. Charakterystyka dwóch wentylatorów umieszczonych szeregowo

Szeregowe włączenie wentylatora w celu otrzymania większej ilości powietrza aniżeli może on przepuścić (Q'') w najkorzystniejszych nawet warunkach ($R = 0$) przy pracy indywidualnej jest bezcelowe. Wydajność dwóch wentylatorów połączonych szeregowo jest zawsze mniejsza od sumy wydajności tych wentylatorów przy pracy indywidualnej.

W celu przeanalizowania wpływu zmiany liczby obrotów jednego z wentylatorów (np. W_2) można zmienić kolejność sumowania rzędnych, a mianowicie: zamiast kolejności

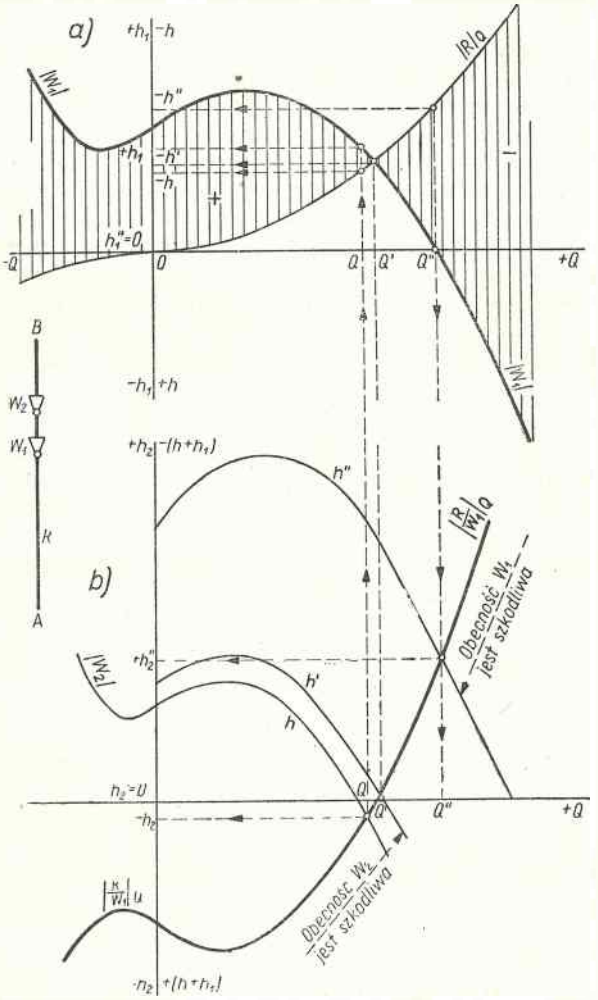
$$\left|\frac{\frac{w_1}{w_2}}{R}\right|$$

jak na rys. 200 *a* i 200 *b*, zastosować kolejność

$$\left|\frac{R}{\frac{w_1}{w_2}}\right|$$

Rzędne krzywej $\left|\frac{R}{w_1}\right|$ wyznaczone zostały na podstawie charakterystyk $|w_1|$ i $|R|_Q$ (rys. 202 *a*). Na rys. 202 *b* krzywa ta została wykreślona w postaci obróconej dookoła osi Q i oznaczona symbolem $\left|\frac{R}{w_1}\right|_Q$. Punkt przecięcia się jej z charakterystyką wentylatora W_2 określa warunki pracy danego połączenia szeregowego.

Jak z wykresów tych wynika, przy pewnej liczbie n obrotów wentylatora W_2 ten ostatni nie tylko nie ułatwia przewietrzania, lecz przeciwnie, stawia nawet opór ruchowi powietrza (ujemna wartość $-h_2$).



Rys. 202. Wpływ zmiany liczby obrotów na wspólną pracę dwóch wentylatorów połączonych szeregowo

Przez zwiększenie liczby obrotów ujemny wpływ tego wentylatora maleje i przy n' obrotach nie wywiera on już żadnego wpływu na przewietrzanie ($h_2' = 0$). Ilość przepływającego powietrza jest teraz taka sama (Q'), jak i w przypadku usunięcia W_2. Przy dalszym zwiększaniu liczby obrotów wentylator ten staje się już czynny, depresja jego ($+ h_2''$) wzrasta, ale jednocześnie maleje depresja h_1 wentylatora W_1, która przy n'' obrotach staje się równa zeru ($h_1'' = 0$). Przy dalszym zwiększaniu liczby obrotów W_2 obecność wentylatora W_1 staje się szkodliwa, zaczyna on teraz stawiać opór ruchowi powietrza.

Tak więc przy stałej liczbie obrotów jednego z wentylatorów zainstalowanie drugiego, szeregowo połączonego wentylatora jest korzystne tylko w pewnych granicach liczby jego obrotów (n' i n'', rys. 202 *b*). Granice te są tym szersze, im większe jest R, a więc im węższa jest kopalnia.

12.4. Szeregowe połączenie wentylatorów o działaniu przeciwnym

Weźmy dla przykładu wspólną pracę dwóch zupełnie jednakowych wentylatorów W_1 i W_2, których otwory ssące są połączone z sobą za pomocą przewodu o oporze R (rys. 203 *a*). Na pierwszy rzut oka zdawałoby się, że w takim układzie w ogóle niemożliwy jest ruch powietrza, tymczasem bliższe zbadanie wykazuje, że bynajmniej tak nie jest i że w takim układzie, zależnie od różnych okoliczności, powietrze może płynąć zarówno w jedną, jak i drugą stronę.

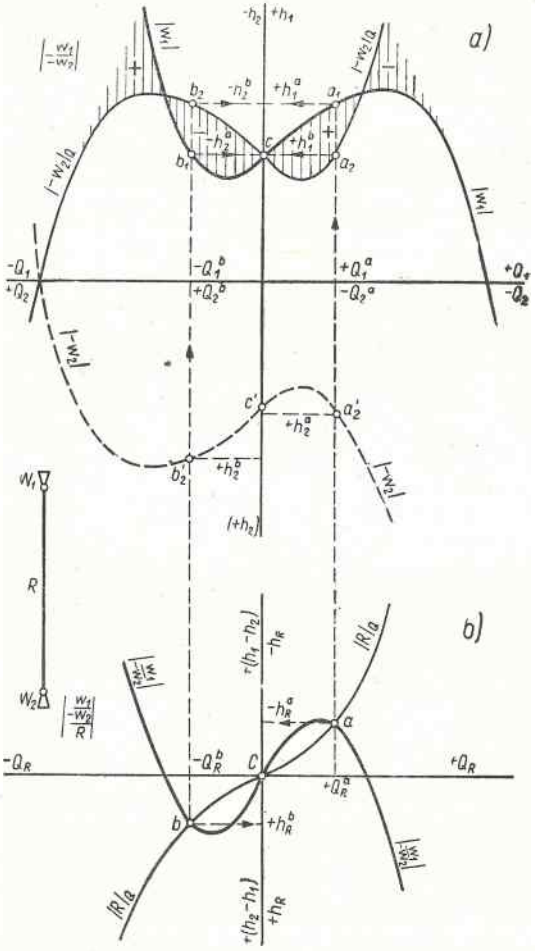
Wentylatory W_1 i W_2 oraz przewód R tworzą w tym przypadku połączenie szeregowe. Przyjmując, że cały ten układ łączy się bezpośrednio z powietrzem atmosferycznym, a więc że różnica depresji na obu końcach układu jest równa zeru, wystarczy wykreślić wspólną charakterystykę dla wentylatorów W_1 i W_2, warunki zaś pracy będzie można określić na podstawie punktu przecięcia się otrzymanej krzywej z charakterystyką przewodu R, obróconą dookoła osi Q. Ponieważ działanie wentylatorów jest przeciwne, przeto dodatnie kierunki osi Q i h dla jednego wentylatora będą ujemnymi kierunkami dla wentylatora drugiego. Wobec tego ćwiartka *III* układu (Q, h) dla wentylatora W_1 będzie ćwiartką *I* dla wentylatora W_2, jak to ilustruje wykres 203 *a*.

Charakterystyka wentylatora W_2 w danym układzie zostanie oznaczona symbolem $|-w_2|$. W celu ułatwienia dodawania rzędnych krzywych $|w_1|$ i $|-w_2|$ należy obrócić tę ostatnią dookoła osi Q, przez co otrzymuje się krzywą $|-w_2|_Q$. Odcinki rzędnych między krzywymi $|w_1|$ i $|-w_2|_Q$ (części zakreskowane) dają rzędne sumarycznej charakterystyki $\left|\frac{w_1}{-w_2}\right|$ przedstawionej na rys. 203 *b*. Charakterystyka ta przecina się z krzywą $|R|_Q$ w trzech punktach *a*, *c* i *b*; odpowiednio do tego możliwe są trzy stany przewietrzania, a nie jeden *c*, jakby można było sądzić na podstawie tego, że oba wentylatory są zupełnie jednakowe.

Dla określenia, który ze stanów *a*, *c* czy *b* będzie miał miejsce w układzie i w jakich warunkach, należy przyjąć, że przed uruchomieniem wentylatora W_1, wentylator W_2 był już czynny i wykonywał odpowiednią liczbę obrotów n.

Na podstawie wykresu $|-w_2|$ i $|R|_Q$ (rys. 204 *a*) została sporządzona na rys. 204 *b* krzywa $\left|\frac{R}{-w_2}\right|_Q$. Przecięcie się jej z charakterystyką $|w_1|$ daje poprzednio określone stany *a*, *b* i *c*.

Jak wynika z wykresu 204 *b*, gdyby nie było wentylatora W_1, ustaliłby się w układzie stan b_0, po zainstalowaniu natomiast W_1 — stan b'_0. W czasie uruchamiania W_1 liczba jego obrotów stopniowo wzrasta od 0 do n, przechodząc przez kolejne stadia odpowiadające liczbie obrotów n_1 i n_2 (rys. 204 *b*). Pierwotny stan b'_0 zmienia się kolejno na b_1, b_2

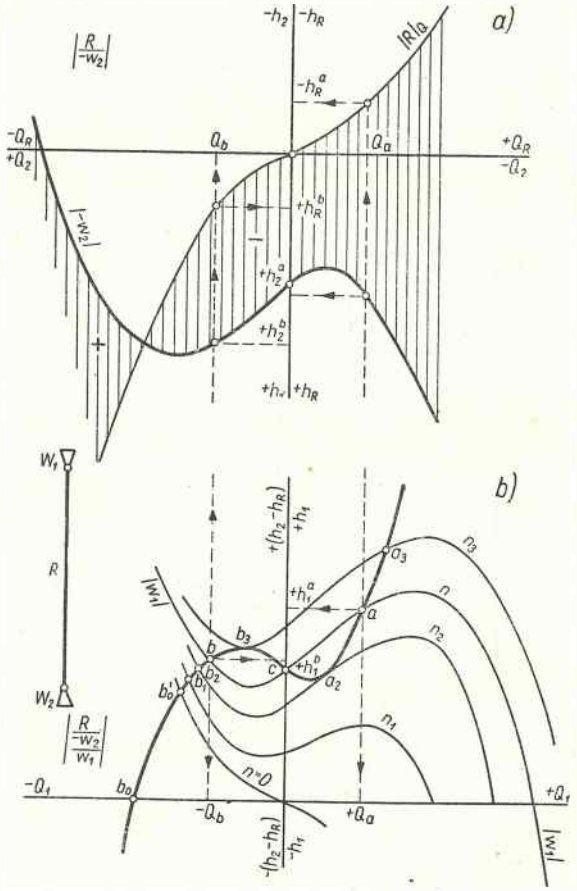


Rys. 203. Szeregowe połączenie wentylatorów o działaniu przeciwnym

i wreszcie przechodzi do *b*, który ustala się w danym układzie. W ten sposób otrzymuje się stałe warunki pracy w *II* ćwiartce, przy czym ruch powietrza ma kierunek zgodny z działaniem wentylatora W_2 i przeciwny wentylatorowi W_1. Kierunek taki zachowuje się w dalszym ciągu pomimo nawet zwiększania liczby obrotów wentylatora W_1 ponad normę.

A więc ruch powietrza możliwy jest nawet w kierunku wentylatora słabszego. Trwa to jednak tylko do pewnych granic i już przy liczbie obrotów $n_3 > n$ otrzymuje się bardzo nietrwały stan b_3; znikome nawet zwiększenie liczby obrotów wentylatora W_1 lub zmniejszenie liczby obrotów W_2, lub zwiększenie oporu przewodu R, wywoła nagłą zmianę wa-

runków przewietrzania, przeskok do punktu a_3 w I ćwiartce i odwrócenie kierunku prądu. Teraz już ssie powietrze wentylator W_1. Stan taki trwa również przy zmniejszeniu obrotów tego wentylatora nie tylko do normalnej liczby n (punkt a), lecz i w dalszym ciągu do chwili osiągnięcia punktu a_2, gdzie znowu jest stan równowagi nietrwałej.



Rys. 204. Wpływ liczby obrotów na wspólną pracę wentylatorów o działaniu przeciwnym

Jak z tego wynika, raz ustalony stan nie tak łatwo zmienić. Czasami konieczne jest znaczne przekroczenie pozornej równowagi (w danym razie jednakowej liczby obrotów wentylatorów), ażeby pierwotny stan został zastąpiony przez inny.

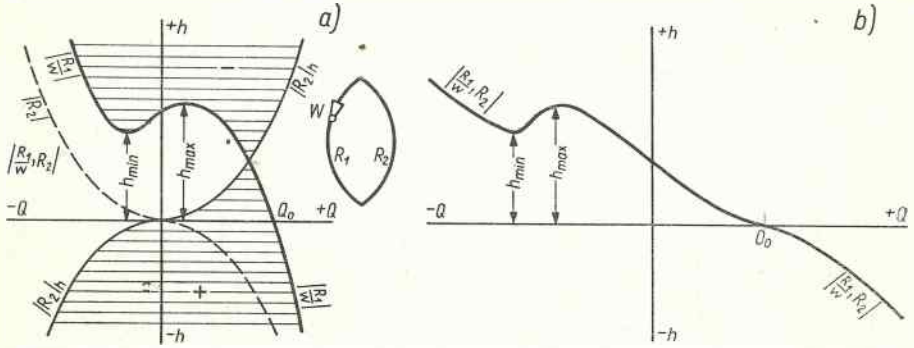
Podobne zjawisko obserwuje się również i przy przewietrzaniu za pomocą depresji naturalnej.

Tak więc możliwość istnienia oraz sposoby ustalenia stanów a i b można uważać za udowodnione. Co się tyczy stanu c (stan spoczynku powietrza), który na pierwszy rzut oka zdawałoby się jest jedynym, to osiągnięcie jego byłoby przypuszczalnie sprawą bardzo trudną, a może nawet wręcz niemożliwą bez współudziału dodatkowych czynników.

12.5. Charakterystyka połączenia równoległego

Przy równoległym połączeniu elementów wentylacyjnych, w przeciwieństwie do połączenia szeregowego, depresja h utrzymuje się jednakowa, natomiast ilość powietrza Q przepływająca przez zespół tych elementów jest równa sumie ilości we wszystkich elementach. Wobec tego przy sporządzaniu charakterystyki połączenia równoległego należy dla określonych depresji h sumować odpowiednie Q z charakterystyk indywidualnych. Charakterystyka taka oznaczana będzie symbolem $|e_1, e_2|$.

Tak np. jeżeli wentylator W umieszczony jest w jednej z bocznic R_1 połączenia równoległego (rys. 205 *a*) i jeżeli znana jest charakterystyka połączenia wentylatora z tą bocznicą $\left|\frac{R_1}{w}\right|$, określona w sposób podany na rys. 199 *a* i 199 *b*, oraz charakterystyka przewodu R_2, można z łatwością sporządzić charakterystykę połączenia równoległego jako całości przez dodawanie odnośnych odciętych Q.



Rys. 205. Charakterystyka połączenia równoległego

W celu ułatwienia sumowania odcinków Q może być wskazane i w danym przypadku wykreślenie dla jednej z tych krzywych (np. $|R_2|$) krzywej symetrycznej $|R_2|_h$, przy czym osią symetrii w danym razie musi być oś rzędnych h. Części odciętych (zakreskowane) zawarte między krzywymi $\left|\frac{R_1}{w}\right|$ i $|R_2|_h$ dają bezpośrednio odcięte sumarycznej charakterystyki połączenia równoległego $\left(\left|\frac{R_1}{w}, R_2\right|\right)$ rys. 205 *b*.

12.6. Charakterystyka normalnych systemów przewietrzania

Normalne systemy wentylacyjne są połączeniami mieszanymi obejmującymi połączenia równoległe i szeregowe. Wobec tego sporządzenie charakterystyki systemów normalnych może być przeprowadzone drogą graficzną przez odpowiednie sumowanie odciętych i rzędnych indywidualnych charakterystyk poszczególnych elementów.

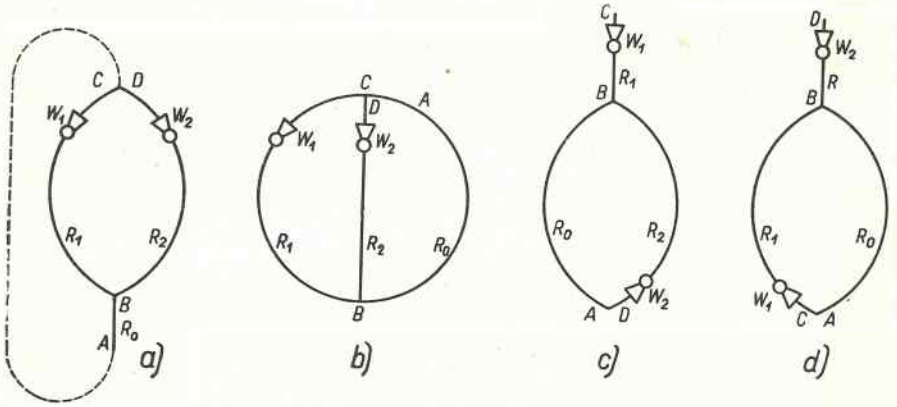
Sumowanie to musi być prowadzone w pewnej określonej kolejności. Tak np. jeżeli rozpatruje się system pokazany na rys. 206 *a*, należy przede wszystkim znaleźć charakterystyki połączeń szeregowych $\left|\frac{R_1}{w_1}\right|$

i $\left|\frac{R_2}{w_2}\right|$. Na podstawie tych ostatnich należy znaleźć charakterystyki połączenia równoległego $\left|\frac{R_1}{w_1}, \frac{R_2}{w_2}\right|$ i wreszcie połączenia szeregowego

$$\left|\frac{\frac{R_1}{w_1}, \frac{R_2}{w_2}}{R_0}\right| \tag{271}$$

Ostatniej czynności sumowania rzędnych, jak pokazano wyżej, można nawet nie przeprowadzać, gdyż punkt (lub punkty) przecięcia się krzywych $\left|\frac{R_1}{w_1}, \frac{R_2}{w_2}\right|$ oraz $|R_0|_Q$ decyduje już o warunkach przewietrzania systemu. Wykres tych ostatnich dwu krzywych wykonany na jednym rysunku umożliwia równocześnie przeprowadzenie analizy wpływu zmiany wielkości R_0 na przebieg przewietrzania sieci.

Jak z tego wynika, dla ułatwienia badania wpływu tego lub innego czynnika (oporu bocznicy, liczba obrotów wentylatora itp.) na przebieg



Rys. 206. Przekształcanie normalnych systemów wentylacyjnych

przewietrzania korzystne jest, jeżeli charakterystyka elementu, którego wpływ jest badany, znajduje się na końcu kolejności sumowania. W rzeczywistości można każdy system przekształcić w taki sposób, aby dowolny element, o który idzie, znalazł się na końcu kolejności sumowania współrzędnych. Ułatwia to zadanie właściwość zamkniętego schematu kanonicznego, który można rozłączać w dowolnym jego punkcie.

Przekształcając więc dany schemat (rys. 206 *a*) na schemat zamknięty (rys. 206 *b*) i rozłączając go następnie w punktach *C* i *D*, otrzymuje się schematy w postaci pokazanej na rys. 206 *c* i 206 *d*. Z rys. 206 *c* wynikają dwie możliwe kombinacje

$$\left|\frac{-\frac{R_2}{w_2}, R_0}{\frac{w_1}{R_1}}\right| \tag{272}$$

oraz

$$\left| \frac{-\frac{R_2}{w_2},\ R_0}{\frac{R_1}{w_1}} \right| \tag{273}$$

Z rys. 206 *d*

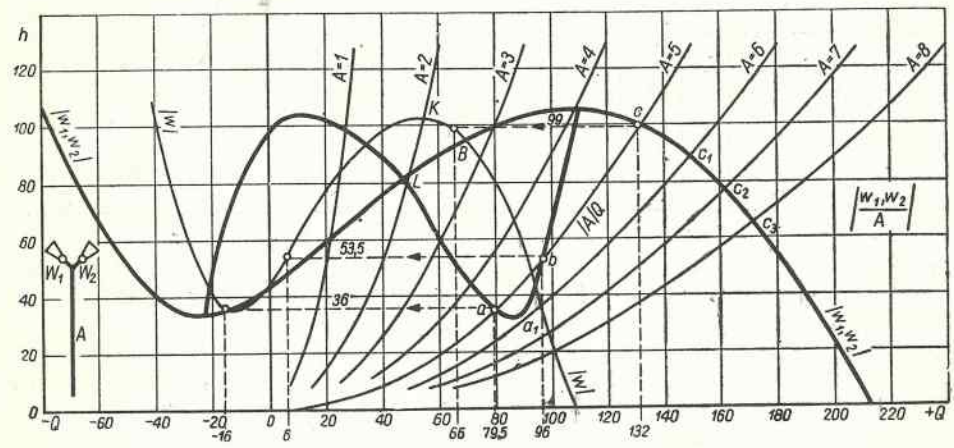
$$\left| \frac{-\frac{R_1}{w_1},\ R_0}{\frac{w_2}{R_2}} \right| \tag{274}$$

oraz

$$\left| \frac{-\frac{R_1}{w_1},\ R_0}{\frac{R_2}{w_2}} \right| \tag{275}$$

Wszystkie te kombinacje (271) do (275) stanowią odmianę schematu jednego i tego samego systemu wentylacyjnego; umożliwiają one przeanalizowanie wpływu wszystkich czynników, a więc R_0, R_1, w_1, R_2 i w_2.

Dla przykładu rozpatrzone zostanie przewietrzanie kopalni za pomocą dwóch identycznych równoległych wentylatorów o charakterystyce $|w|$, pokazanej na rys. 207.



Rys. 207. Przewietrzanie kopalni za pomocą dwóch równoległych wentylatorów na jednym szybie wentylacyjnym

Przyjmując schemat przedstawiony na rys. 206 *a* za wyjściowy oraz że $R_1 = R_2 = 0$, otrzyma się przez zwykłe sumowanie odciętych charakterystykę równoległego połączenia wentylatorów $|w_1, w_2|$ w postaci przedstawionej na rys. 207. Punkty przecięcia się krzywej $|w_1, w_2|$ z odpowiednią charakterystyką A przewodu (kopalni) określają warunki przewietrzania za pomocą tych dwóch wentylatorów.

Jak wynika z wykresu (rys. 207), przewietrzanie za pomocą takich dwu równoległych wentylatorów kopalń o otworze równoznacznym

$A < 2{,}8$ (punkt B przecięcia się charakterystyk $|w_1, w_2|$ i $|w|$) nie ma zupełnie sensu, gdyż otrzymuje się warunki gorsze niż przy przewietrzaniu za pomocą jednego tylko wentylatora. Tak np. przy $A = 2$ przewietrzanie za pomocą jednego wentylatora (punkt K) daje $Q = 54$, $h = 102$; przewietrzanie tej samej kopalni za pomocą dwu takich samych wentylatorów da w najlepszym przypadku (punkt L) $Q = 48$, $h = 82$.

Tak więc sposób przewietrzania za pomocą dwu równoległych wentylatorów zupełnie nie nadaje się do kopalń o małym otworze równoznacznym, czyli o dużym oporze, a więc wręcz przeciwnie niż przewietrzanie za pomocą wentylatorów umieszczonych szeregowo. Im większy jest otwór równoznaczny (mniejszy opór) kopalni, tym większe korzyści osiąga się przez zainstalowanie dwu równoległych wentylatorów.

Jak wynika z rys. 207, przy otworze równoznacznym $A > 6$ istnieje tylko jeden punkt (c_2, c_3) przecięcia się krzywych $|w_1, w_2|$ z krzywymi $|A|_Q$; przy $A < 6$ są już trzy lub dwa punkty. A więc przy przewietrzaniu bardzo szerokich kopalń za pomocą dwu równoległych wentylatorów istnieje jeden tylko ściśle określony stan, przy mniejszym otworze równoznacznym kopalni możliwych jest kilka (2, 3 lub więcej) stanów. Na przykład przy $A = 5$ są trzy stany a, b i c, z których tylko ostatni będzie korzystny dla kopalni. Odpowiadające tym stanom Q i h są następujące:

Przewietrzanie za pomocą jednego wentylatora		Przewietrzanie za pomocą dwu równoległych wentylatorów							
		stan	cała kopalnia		wentylator W_1		wentylator W_2	
Q	h		Q	h	Q_1	h_1	Q_2	h_2
+ 92	48	a $\begin{cases} a' \\ a'' \end{cases}$	+ 79,5	36	+ 95,5 — 16	36	— 16 + 95,5	36
		b $\begin{cases} b' \\ b'' \end{cases}$	+ 96	53,5	+ 90 + 6	53,5	+ 6 + 90	53,5
		c	+ 132	99	+ 66	99	+ 66	99

Jak wynika z tej tabeli, w rzeczywistości jest tu nie trzy, lecz pięć stanów, z których a' i a'' oraz b' i b'' są identyczne, jeżeli chodzi o przewietrzanie kopalni jako całości.

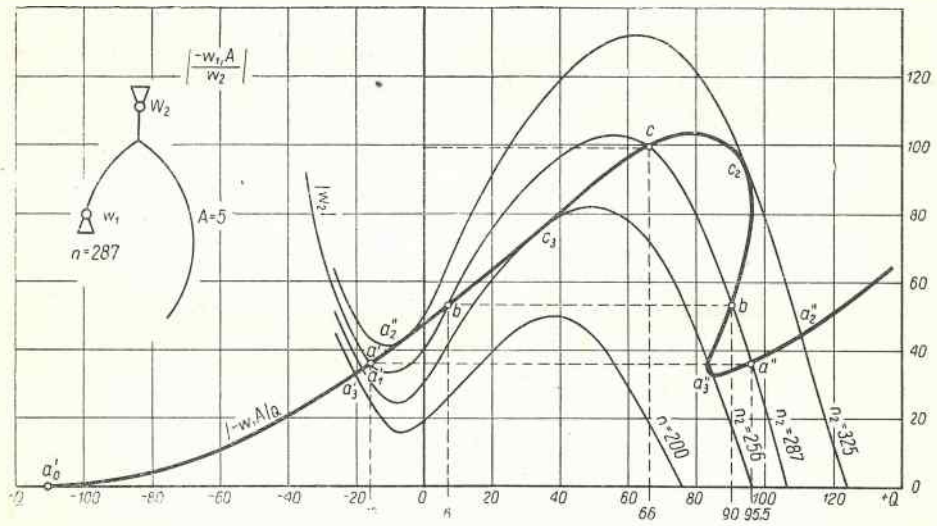
W celu zbadania warunków ustalenia się tego lub innego stanu przy $A = 5$ wykreślono na rys. 208 charakterystykę systemu zgodnie ze schematem rys. 206 c lub 206 d, gdyż oba wentylatory są tu identyczne; umożliwia ona zbadanie wpływu liczby obrotów jednego wentylatora przy pełnej liczbie obrotów ($n_1 = 287$) drugiego. Jest tu pięć możliwych stanów zgodnie z powyższą tabelą.

Po uruchomieniu jednego z wentylatorów na pełną liczbę obrotów ($n_1 = 287$) i w przypadku gdy nie ma drugiego wentylatora, istnieje stan a'_0. Podczas uruchamiania drugiego wentylatora punkt ten przesuwa się przez a'_1, a'_3 i przy $n_2 = 287$ otrzymuje się stan a', przy którym pomimo jednakowej liczby obrotów dwu identycznych wentylatorów kierunek prądu w później uruchomionym wentylatorze jest odwrócony. Zwiększając w dalszym ciągu liczbę obrotów tego wentylatora do $n_2 = 325$ otrzymuje się nagłą zmianę stanu a'_2 na a''_2, przy którym teraz odwraca się prąd w wentylatorze wcześniej uruchomionym. Zmniejszając liczbę obrotów do $n_2 = 256$ otrzymuje się nowy przeskok z a''_3 na a'_3

i ponowne odwrócenie prądu w wentylatorze później uruchomionym. A więc przez zmianę liczby obrotów jednego z wentylatorów i przy stałej liczbie obrotów drugiego nie będzie można osiągnąć pożądanego stanu c.

W jaki sposób stan ten można osiągnąć w danej instalacji, wskazuje wykres na rys. 207. Jeżeli mianowicie po uruchomieniu obu wentylatorów i ustaleniu się stanu a (rys. 207), który może być zarówno stanem a' jak i a'' (rys. 208) zwiększy się otwór równoznaczny kopalni do $A > 6$, nastąpić musi nagła zmiana stanu a_1 na c_1 (rys. 207). Zmniejszając w dalszym ciągu A do wielkości normalnej ($A = 5$) osiągnie się żądany stan c. Zwiększenie otworu równoznacznego może być dokonane przez otworzenie klap na szybie wentylacyjnym (zachować ostrożność ze względu na możliwość spalenia silników).

Tak więc dla osiągnięcia pożądanego stanu c wystarczy w danym przypadku otworzyć na chwilę i następnie zamknąć klapy na szybie wentylacyjnym.



Rys. 208. Wpływ zmiany liczby obrotów na pracę dwóch równoległych wentylatorów

Jak wynika z rys. 208, stan c nie będzie tu jednak trwały, gdyż zarówno zwiększenie liczby obrotów jednego z wentylatorów do 325, a więc o 13,2% (punkt c_2) jak i zmniejszenie do 256, a więc o 10,8% (punkt c_3) przyczynia się do natychmiastowej zmiany stanu i nagłego przejścia do punktu a''_2 względnie a'_3.

Taka niepewność pracy równoległych wentylatorów na jednym szybie usprawiedliwia tę nieufność, z jaką odnosi się górnictwo do tego rodzaju instalacji już od około 40 lat. W bardzo poważnych pracach z tego zakresu nie brak zdań, że równoległa instalacja wentylatorów na jednym szybie może mieć tylko wyjątkowo ograniczone zastosowanie i stanowi zagadnienie ciekawe raczej z punktu widzenia teoretycznego aniżeli praktycznego.

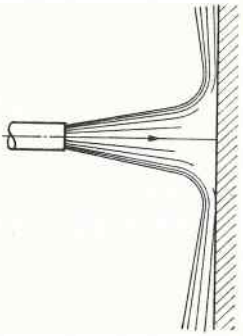
Komplikacji takich nie będzie, jeżeli do przewietrzania kopalni zostaną użyte wentylatory nie mające w swych charakterystykach punktów h_{min} i h_{max}. Nie ma również najmniejszych podstaw do zabraniania równoległej pracy dwóch wentylatorów w kopalniach bardzo szerokich, a więc gdy stan ich pracy jest dostatecznie trwały.

13. PRZEWIETRZANIE LOKALNE

13.1. Strumień powietrza

W przewietrzaniu lokalnym duże znaczenie mają strumienie powietrzne, które powstają zarówno przy wypływie powietrza z przewodów, jak i przy zetknięciu się z ogrzanymi (lub chłodnymi) przedmiotami. Przy napotkaniu ścianki strumienie nie odbijają się od niej, jak to jest z ciałami sprężystymi, lecz jak gdyby przylepiają się do niej i rozprzestrzeniają się wzdłuż tej ścianki (rys. 209). Napotykając ostre krawędzie strumień zostaje nimi przecięty i tworzy wiry. Zależnie od działania strumienia powstają w wyrobisku mniej lub więcej niejednostajne warunki cieplne oraz koncentracje gazowe.

Strumień nazywa się *swobodnym*, jeżeli rozprzestrzenia się on z dala od ścianek, w ośrodku będącym w stanie względnego spoczynku. Jeżeli ośrodek znajduje się w ruchu, strumień może zostać odchylony od swego kierunku lub nawet rozproszony. W obecności ścianek zmienia strumień swój kształt, przestaje być swobodny i staje się *ograniczony*, jak przy ruchu powietrza w przewodach.



Rys. 209. Zachowanie się strumienia powietrza przy natrafieniu na ściankę

Przy jednakowej gęstości powietrza wypływającego z przewodu i znajdującego się w otoczeniu oś strumienia swobodnego jest prostolinijna, przy różnych natomiast gęstościach powietrza następuje skrzywienie osi strumienia. Oś strumienia powietrza chłodniejszego zagina się do dołu, cieplejszego — do góry.

Strumień swobodny może mieć ruch laminarny lub burzliwy. W tym drugim przypadku oprócz ruchu równoległego do osi jest również ruch cząsteczek w kierunku poprzecznym. Cząsteczki wyrzucone przy swym poprzecznym ruchu poza pierwotne granice strumienia przenoszą do otaczających warstw powietrza pewną ilość ruchu i nadają im tym samym odpowiednią prędkość. Na miejsce cząsteczek wyrzuconych z prądu trafiają do niego cząsteczki z otaczającego nieruchomego powietrza. Hamują one prędkość strumienia i tworzą na nim warstwę graniczną.

Wskutek takiego współdziałania między zasadniczą masą strumienia i otaczającym powietrzem — masa strumienia wzrasta w kierunku jego ruchu, prędkość zaś warstwy granicznej maleje. Grubość tej warstwy w miarę oddalania się od wylotu przewodu stale się zwiększa kosztem zarówno cząsteczek zasadniczej masy strumienia (jądra), jak i cząsteczek porywanych z otaczającego powietrza. Takie zwiększenie się grubości

warstwy granicznej prowadzi do rozszerzenia strumienia i zwężenia jądra aż do zupełnego jego rozmycia (rys. 210).

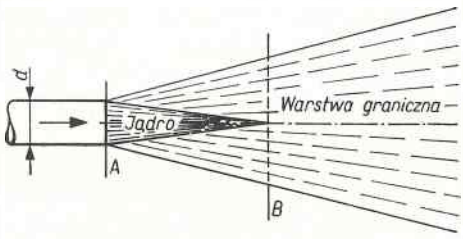
Na początkowym odcinku AB strumienia, gdzie występuje jego jądro, prędkość osiowa pozostaje stała i równa prędkości początkowej przy wylocie strumienia z przewodu. Zaczynając od przekroju B (tzw. przejściowego) prędkość osiowa stopniowo maleje i wygasa.

Zmniejszenie prędkości w swobodnym strumieniu odbywa się według innego prawa aniżeli w dyfuzorze, gdzie przez wszystkie przekroje przepływa taka sama ilość powietrza. Strumień bowiem porywa na swej drodze dodatkowe ilości otaczającego powietrza. Wskutek tego zarówno temperatura, jak i koncentracja powietrza (gazów) w strumieniu zmienia się w miarę oddalania się od wylotu przewodu.

Jak wykazuje doświadczenie, ciśnienie statyczne w strumieniu jest prawie dokładnie równe ciśnieniu statycznemu otaczającego powietrza. Wskutek równości tych ciśnień (jeżeli impuls sił zewnętrznych jest równy zeru) ilość ruchu pozostaje stała wzdłuż całego strumienia

$$\Sigma m_0 \cdot v_0 = \Sigma m_1 \cdot v_1 = \text{const}$$

a wobec tego średnie prędkości v w różnych przekrojach strumienia są odwrotnie proporcjonalne do mas m powietrza, przepływających w jednostce czasu przez dane przekroje.



Rys. 210. Strumień swobodny

Teoretycznie najlepiej opracowane są strumienie wypływające z otworu okrągłego oraz z prostokątnej, nieskończenie długiej szczeliny.

Na podstawie wywodów teoretycznych (Abramowicz, 1936) otrzymano dla *strumienia okrągłego* i przekroju w odległości x od wylotu:

1. *prędkość osiową*

   a. dla odcinka początkowego AB

$$\frac{u_x}{u_0} = 1 \tag{276}$$

   b. w strumieniu zasadniczym (poza przekrojem przejściowym B)

$$\frac{u_x}{u_0} = \frac{0{,}48}{\frac{ax}{d} - 0{,}145} \tag{277}$$

2. *wydajność strumienia*

   w przypadku a. $$\frac{Q_x}{Q_0} = 1 + 1{,}52 \cdot \frac{ax}{d} + 5{,}28 \cdot \left(\frac{ax}{d}\right)^2 \tag{278}$$

   w przypadku b. $$\frac{Q_x}{Q_0} = 4{,}36 \cdot \left(\frac{ax}{d} + 0{,}145\right) \tag{279}$$

3. *średnicę strumienia*

$$\frac{d_x}{d} = 6{,}8 \cdot \left(\frac{ax}{d} + 0{,}145\right) \tag{280}$$

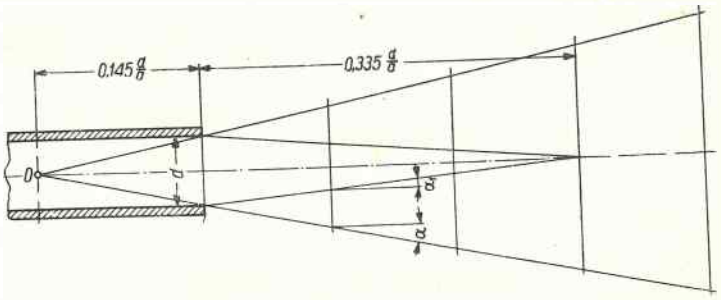
4. *średnią prędkość v, średnią temperaturę t lub średnią koncentrację gazów c*

$$\frac{v_x}{v_0} = \frac{t_x - t_{otoczenia}}{t_0 - t_{otoczenia}} = \frac{c_x - c_{otoczenia}}{c_0 - c_{otoczenia}} \tag{281}$$

w przypadku a. $$\frac{v_x}{v_0} = \frac{1}{1 + 1{,}52 \cdot \frac{ax}{d} - 5{,}28 \cdot \left(\frac{ax}{d}\right)^2}$$

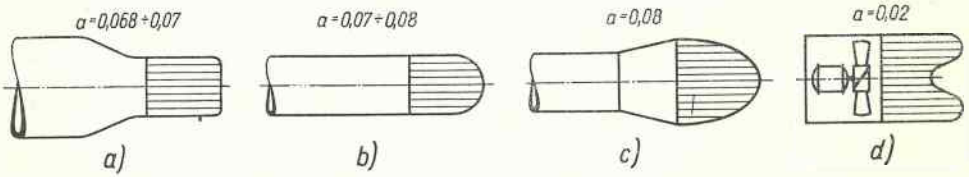
w przypadku b. $$\frac{v_x}{v_0} = \frac{0{,}226}{\frac{ax}{d} + 0{,}145} \tag{282}$$

We wzorach tych względne prędkości, wydajności i inne wartości podane zostały w zależności od tzw. *współczynnika turbulentności a*. Współczynnik ten nazywany jest również współczynnikiem struktury strumienia.



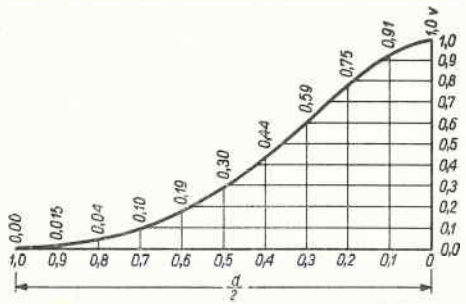
Rys. 211. Schemat okrągłego strumienia swobodnego

Zasadniczy schemat strumienia przedstawiony został na rys. 211. Granice strumienia są prostolinijne i przecinają się w punkcie O (biegun). Można przyjąć, że w biegunie znajduje się punktowe źródło strumienia, z którego rozchodzą się promienie pod pewnym kątem α, uwarunkowanym kształtem wylotu rury; $\operatorname{tg}\alpha = 3{,}4 \cdot a$. Jądro zwęża się pod kątem mniejszym, a mianowicie $\operatorname{tg}\alpha_1 = 1{,}5 \cdot a$. Wartości współczynnika a podane zostały na rys. 212. Im większy jest ten współczynnik, tym większy jest kąt rozszerzania się strumienia, intensywniejsze mieszanie się powietrza wypływającego z otaczającym i krótszy stożek wewnętrzny — jądro.



Rys. 212. Współczynniki turbulentności dla różnych kształtów wylotu rury

W przypadku gdy strumień swobodny wypływa z wyrobiska chodnikowego do komory dużych wymiarów $a = 0{,}06$ do $0{,}10$. Większe wartości a należy przyjmować dla bardziej chropowatych ścian wyrobisk, doprowadzających powietrze do komory. Jeżeli strumień ograniczony jest z dwóch stron równoległymi płaszczyznami i przedstawia się w postaci klina, $a = 0{,}10$ do $0{,}15$.



Rys. 213. Rozkład prędkości na zasadniczym odcinku okrągłego strumienia swobodnego

Rozkład prędkości w przekroju strumienia okrągłego na jego zasadniczym odcinku (poza przekrojem przejściowym) podano na rys. 213. Strumień swobodny występuje między innymi w przypadku obudowy chodników za pomocą odrzwi przy mniejszych wartościach kalibru podłużnego (rys. 124). Przy większych wartościach tego kalibru oprócz strumienia swobodnego występuje również strumień ograniczony.

13.2. Przewietrzanie za pomocą lutni

Do lokalnego przewietrzania zarówno pojedynczych ślepych przodków, jak i całych nowych poziomów lub pól, do których nie dochodzi prąd powietrza, używa się rur, czyli lutni wentylacyjnych. Lutnie stosuje się na odległość od 20 m (przy przewietrzaniu np. zabierek pojedynczymi lutniociągami) aż do 3 i więcej kilometrów, z całym szeregiem odgałęzień i większą liczbą wentylatorów.

Lutnie produkuje się obecnie metalowe, płócienne, z plastyków oraz ze sklejki wodoodpornej.

13.2.1. Lutnie metalowe

Mogą się one składać z członów sztywnych lub elastycznych. Lutnie sztywne o średnicy 300, 400 i 500 mm produkuje się w Polsce z blachy pocynkowanej. Długość członów wynosi 2 m i zaopatrzone one są w złącza typu Brand, kielichowe i kołnierzowe. Za granicą używa się z zasady uszczelek gumowych, w Polsce zaś najczęściej nie stosuje się uszczelek, lub uszczelnia się lutnie mieszaniną gliny i cementu albo też używa się uszczelek tekturowych (dla lutni kołnierzowych), co jednak nie daje żądanego skutku.

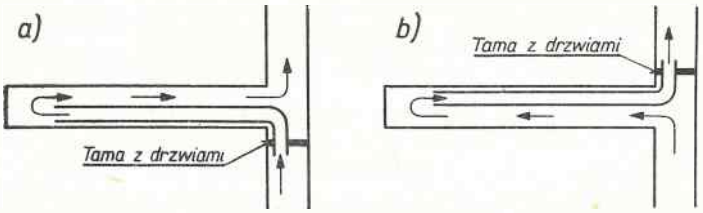
Lutnie metalowe elastyczne produkuje się z cienkiej (około 0,4 mm) gęsto falistej blachy aluminiowej, powleczonej dwustronnie smołowanym

papierem. Na długości członu 3 m można bez załamania lutni i zmiany przekroju poprzecznego wykonać skręt do 90°.

Lutnie płócienne z dwustronnie gumowanego płótna żaglowego są wykonywane w długościach członu do 30 m, w zależności od żądania odbiorcy. W Polsce lutnie płócienne produkuje się o średnicy 400 mm i długości członów 2, 6 i 12 m. Lutnie płócienne nadają się tylko do przewietrzania tłoczącego.

Lutnie z plastyków mogą być sztywne, półsztywne (zsuwane) i wiotkie (tylko przy przewietrzaniu tłoczącym).

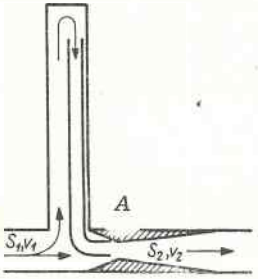
Lutnie ze sklejki wodoodpornej produkuje się u nas tylko o średnicy 400 mm z uszczelkami gumowymi przy długości członów 2 m. W przyszłości mają być produkowane lutnie o średnicy 500 mm, z tą różnicą, że długość członów wyniesie 1,5 m.



Rys. 214. Przewietrzanie za pomocą lutni bez wentylatorów

Ruch powietrza w lutniach może się odbywać bądź to kosztem depresji wentylatora głównego lub depresji naturalnej, bądź też za pomocą wentylatorów lutniowych lub innych urządzeń (ezektorów).

W przypadku przewietrzania za pomocą *samych tylko lutni* muszą one być włączone do ogólnego systemu przewietrzania kopalni (rys. 214), co spowodować może znaczne zwiększenie oporu odnośnej bocznicy. Drugą niedogodnością tego sposobu jest to, że w razie pozostawienia przez nieuwagę otwartych drzwi w tamie powietrze nie będzie dopływało do przodku.



Rys. 215. Wykorzystanie zwężenia przekroju chodnika dla ruchu powietrza w lutni

Dla uniknięcia tych niedogodności może być wskazane zastosowanie w niektórych przypadkach lokalnego zwężenia przekroju w chodniku, w którym płynie powietrze i wykorzystania powstałego w tym miejscu spadku ciśnienia dla wywołania ruchu powietrza w lutni. Mianowicie jeżeli w punkcie A (rys. 215) zmniejszy się przekrój chodnika z S_1 na S_2, a więc zwiększy się prędkość z v_1 do v_2, to w punkcie A powstanie dodatkowy spadek ciśnienia, czyli depresja statyczna

$$h = \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g} \cdot \gamma$$

którą można wykorzystać do wywołania ruchu powietrza w lutni. Zaletą tego (rzadko stosowanego w praktyce) sposobu w porównaniu z umieszczeniem tamy w prądzie powietrza (rys. 214) jest mniejsze zwiększenie oporu bocznicy i większa pewność ruchu powietrza (nie zachodzi obawa pozostawienia otwartych drzwi w tamie). Sposób ten może być stosowany tylko do przewietrzania wyrobiska niedużej długości przy użyciu lutni o dostatecznie dużym przekroju. Kąty, pod którymi schodzą i rozchodzą się ścianki zwężenia, zaleca się przyjmować 30 i 7°.

Przykład. $S_1 = 5$ m², $S_2 = 1$ m², $Q = 10$ m³/sek, średnica lutni 500 mm, długość 40 m.

Prędkość powietrza

$$v_1 = \frac{10}{5} = 2 \text{ m/sek}$$

$$v_2 = \frac{10}{1} = 10 \text{ m/sek}$$

Spadek ciśnienia

$$h = \frac{10^2 - 2^2}{2 \cdot 9{,}81} \cdot 1{,}2 = 6{,}9 \text{ mm } H_2O$$

Opór lutni (55 miurgów na 1 m)

$$M = 55 \cdot 40 = 2200 \text{ miurgów} = 2{,}2 \text{ kilomiurgów}$$

Ilość przepływającego w lutni powietrza

$$Q = \sqrt{\frac{h}{R}} = \sqrt{\frac{6{,}9}{2{,}2}} = 1{,}77 \text{ m}^3/\text{sek} = 106 \text{ m}^3/\text{min}$$

13.3. Przewietrzanie za pomocą lutni z wentylatorami lub ežektorami

Jeżeli do przewietrzania ślepego przodku (rys. 216) zainstalowany zostanie w lutni nieduży wentylator h_2, będzie on czerpał powietrze w punkcie B i odprowadzał to samo powietrze do bezpośrednio sąsiadującego punktu C, a wobec tego w prądzie AD nie zmieni się ani ilość powietrza, ani też opór tego prądu. Praca wentylatora h_2 zostanie wykorzystana tylko do doprowadzenia powietrza do ślepego przodku i nie będzie wywierała żadnego wpływu na ruch powietrza w ogólnym systemie wentylacyjnym kopalni i na jego opór, jak to wynika z następującego rozważania.

Jeżeli do systemu pierwotnego $ABCD$ o oporze R (rys. 217), przewietrzanego wentylatorem o depresji h_1, zostanie włączone przewietrzanie ślepego przodku za pomocą lutni z wentylatorem h_2 (rys. 216), otrzyma się system równoległy BC (rys. 217), w którym opór bocznicy b jest znikomy i może być przyjęty $b = 0$.

Dla drogi $c'bc''$ jest

$$h_1 = (c' + c'') \cdot q_c^2 + b \cdot q_b^2 = R \cdot q_c^2$$

gdyż przy $b = 0$, $c' + c'' = R$

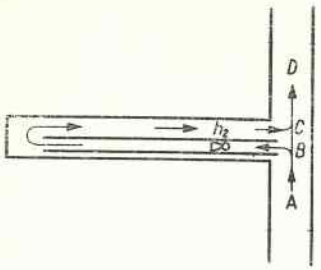
Dla drogi $c'ac''$

$$h_1 + h_2 = (c' + c'') \cdot q_c^2 + a \cdot q_a^2 = R \cdot q_c^2 + a \cdot q_a^2$$

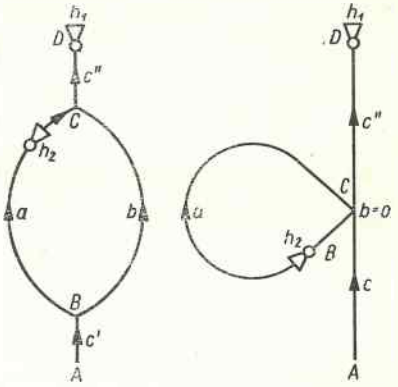
Odejmując od siebie dwa ostatnie równania otrzymuje się

$$h_2 = a \cdot q_u$$

praca wentylatora lutniowego zostaje zużyta wyłącznie na pokonanie oporów ruchu a powietrza w lutni i w przewietrzanym przez nią ślepym wyrobisku.



Rys. 216. Lutnia z wentylatorem

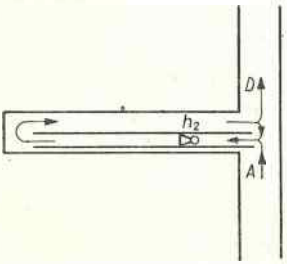


Rys. 217. Włączenie przewietrzania lokalnego do ogólnego systemu wentylacyjnego

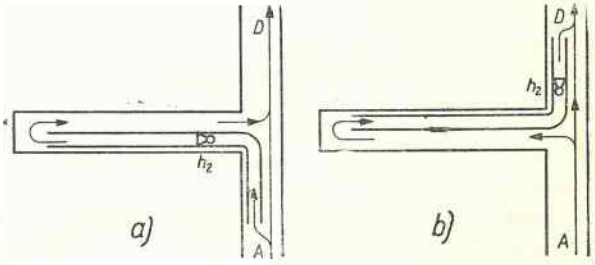
Tak więc zastosowanie wentylatorów lutniowych do przewietrzania ślepych przodków nie wywiera żadnego wpływu na ruch powietrza w ogólnym systemie wentylacyjnym.

Wskutek obecności wtórnego wentylatora h_2 w bocznicy a systemu normalnego (rys. 217) może nastąpić odwrócenie się prądu w bocznicy b, jeżeli tylko zachowany został warunek (223)

$$\frac{h_2}{h_1} > \frac{a}{c' + c''}$$



Rys. 218. Krążenie powietrza w ślepym wyrobisku



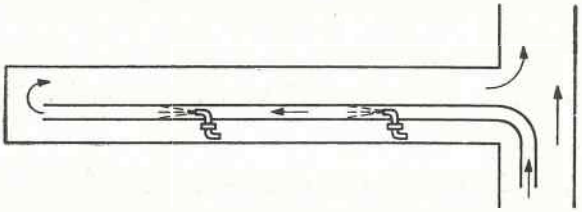
Rys. 219. Poprawne zainstalowanie lutni

a więc np. przy zbyt dużej depresji h_2 wentylatora wtórnego lub zbyt małym oporze a lutni. W tym przypadku część zużytego powietrza będzie stale krążyła w ślepym wyrobisku (rys. 218). Nastąpi to wtedy, gdy ilość przepływającego powietrza w chodniku AD będzie mniejsza aniżeli ilość ssana przez wentylator.

Dla uniknięcia tego należy w początkowym okresie prowadzenia wyrobiska używać lutni o mniejszej średnicy (większe *a*) lub wydłużać je do chodnika na znaczną odległość w kierunku przeciwnym do prądu (rys. 219 *a*), w miarę zaś posuwania się przodku przenosić poszczególne ogniwa, zanim początek lutni nie znajdzie się przy wlocie do ślepego wyrobiska. Poprawne zainstalowanie lutni przy przewietrzaniu ssącym pokazano na rys. 219 *b*. Wyprowadzony do prądu koniec lutniociągu powinien mieć przynajmniej 10 m długości.

Niezależnie od tego należy przestrzegać, ażeby w wyrobisku *AD* płynęła przynajmniej trzy razy większa ilość powietrza od tej, jaka jest pobierana przez wszystkie wentylatory lutniowe włączone do danego prądu.

Do przewietrzania ślepych wyrobisk zaleca się stosować *wentylatory osiowe*. Są one znacznie mniejsze i poręczniejsze od wentylatorów odśrodkowych, mieszczą się bezpośrednio w lutni i umożliwiają w razie potrzeby łatwe odwrócenie kierunku prądu. Napęd ich jest przeważnie elektryczny; są jednak stosowane również wentylatory lutniowe z napędem powietrzem sprężonym.



Rys. 220. Lutnia z dyszami

Nowoczesne wentylatory lutniowe odznaczają się wysoką sprawnością (elektryczne powyżej 0,7, napędzane powietrzem sprężonym około 0,3). Wobec panującej obecnie tendencji umieszczania wentylatorów tylko na jednym końcu lutniociągu, dąży się do budowy wentylatorów o średnich wydajnościach powietrza przy zastosowaniu wysokich depresji. Przy wentylatorach jednostopniowych dochodzi ona do 240 ÷ 260 mm sł. wody. W przypadkach szczególnych są budowane wentylatory dwustopniowe lub nawet pozwalające na zmianę liczby wirników w granicach 4 sztuk. Depresja takich wentylatorów dochodzi nawet do 800 mm sł. wody.

Gdy brak jest w kopalni wentylatorów, można stosować do przewietrzania ślepych wyrobisk *eżektory*. Są to urządzenia w postaci dyszy wykorzystujące energię powietrza sprężonego do wywołania ruchu powietrza w przewodzie (lutni). Najprostszy eżektor przedstawia rurkę zgiętą pod prostym kątem, zakończoną dyszą z otworem o małej średnicy i umieszczoną w lutni (rys. 220). Średnica otworu 1 do 5 mm. Przy dużej długości lutni umieszcza się szeregowo kilka dysz. Zwykle odległość między kolejnymi dyszami wynosi 25 do 30 m. Zużycie powietrza sprężonego przez jedną dyszę podano w tablicy 31.

Przybliżony sposób obliczenia eżektora. Wielkości dane:

długość lutni $L = 50$ m

średnica lutni $D = 300$ mm ($S = 0{,}07$ m^2)

nadciśnienie powietrza sprężonego $p = 5$ at

potrzebna wydajność lutni $Q = 0{,}4$ m^3/sek

Opór jednego metra lutni wynosi 856 miurgów,

Tablica 31

Zużycie powietrza sprężonego przez jedną dyszę w m³/godz

Wyszczególnienie	Nadciśnienie p, at					
	1	2	3	4	5	6
Średnica dyszy d, mm						
1	1,02	1,55	2,07	2,61	3,15	3,67
2	2,00	6,10	8,12	10,3	12,3	14,4
3	8,98	13,5	18,1	22,7	27,4	31,8
4	15,6	27,7	31,8	39,9	48,2	56,1
5	25,3	36,8	49,9	62,1	75,8	87,4
Siła strumienia na 1 mm², G	15	29	42	55	68	81

całkowity opór

$$R = 0{,}856 \cdot 50 = 43 \text{ kilomiurgów}$$

strata naporu (potrzebna depresja)

$$h = R \cdot Q^2 = 43 \cdot 0{,}4^2 = 6{,}9 \text{ mm } H_2O \text{ (czyli kG/m}^2\text{)}$$

potrzebna siła strumienia

$$F = h \cdot S = 6{,}9 \cdot 0{,}07 = 0{,}483 \text{ kG}$$

potrzebny przekrój dyszy: przy $p = 5$ at siła strumienia wynosi (tablica 31) 68 G/mm², a więc potrzebny przekrój

$$s = 483 : 68 = 7{,}1 \text{ mm}^2$$

średnica dyszy

$$d = \sqrt{\frac{4s}{\pi}} = 2 \cdot \sqrt{\frac{7{,}1}{3{,}14}} = 2{,}25 \text{ mm}$$

po zaokrągleniu $d = 3$ mm, zużycie powietrza sprężonego (tablica 31) wynosi

$$q = 27{,}4 \text{ m}^3\text{/godz}$$

W praktyce stosuje się niekiedy przewietrzanie ślepych wyrobisk przez otwieranie kurka rurociągu powietrza sprężonego. Sposób ten nie może być zalecany, gdyż jest nieekonomiczny i mało skuteczny. Zużycie bowiem energii na sprężenie powietrza jest kilkaset razy większe od zużycia energii na doprowadzenie takiej samej ilości powietrza lutnią za pomocą wentylatora.

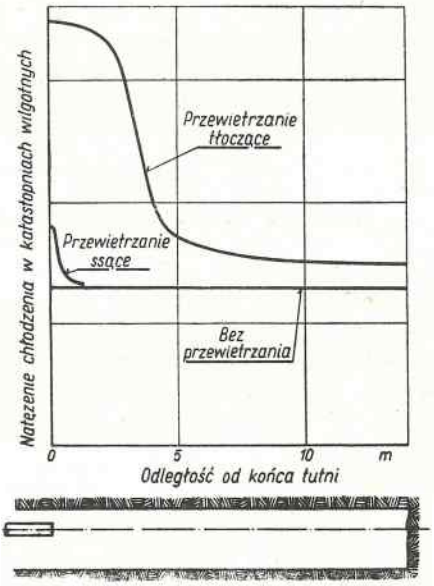
13.4. Przewietrzanie tłoczące i ssące

Jak podano, są dwa zasadnicze sposoby lokalnego przewietrzania za pomocą lutni: tłoczący (rys. 214 *a*, 219 *a*) i ssący (rys. 214 *b*, 215, 219 *b*). Każdy z tych sposobów ma swoje zalety i wady. Ponadto stosuje się jeszcze, ostatnio coraz częściej, przewietrzanie kombinowane.

13.4.1. Przewietrzanie tłoczące

Przy przewietrzaniu tłoczącym strumień powietrza wychodzi z lutni ze stosunkowo dużą prędkością, kontynuuje swój ruch naprzód na odległość 10 do 15 m, będąc zaś odpowiednio skierowany do przodku (rys. 87), znacznie szybciej i dokładniej usuwa z niego gazy aniżeli przy przewietrzaniu ssącym. Cieplne warunki pracy w samym przodku przy takim przewietrzaniu są korzystniejsze.

Na rys. 221 przedstawiono wielkości natężenia chłodzenia w osi lutni przy tłoczącym i ssącym przewietrzaniu. Z przebiegu krzywych wynika, że strefa najsilniejszego chłodzenia znajduje się na długości 2 do 3 m od wylotu lutni przy przewietrzaniu tłoczącym oraz tylko w bezpośrednim sąsiedztwie wylotu przy przewietrzaniu ssącym. Dalej od wylotu obser-



Rys. 221. Natężenie chłodzenia w przedłużeniu osi lutni przy tłoczącym i ssącym przewietrzaniu (J. Piątkowski)

wuje się nagły spadek działania chłodzącego, poza którym wpływ chłodzący lutni przy przewietrzaniu tłoczącym jest stosunkowo nieduży lub nawet zupełnie zanika przy przewietrzaniu ssącym. Przedstawione wykresy wykazują korzyść stosowania przewietrzania tłoczącego, którego wpływ daje się odczuwać nawet na znacznej odległości od wylotu lutni, gdy tymczasem przy przewietrzaniu ssącym już w odległości około 0,5 m od lutni natężenie chłodzenia jest prawie takie same, jak i w przypadku gdy wyrobisko w ogóle nie jest przewietrzane. Z rys. 221 wynika, że w celu racjonalnego wykorzystania działania chłodzącego przy przewietrzaniu tłoczącym wylot lutni powinien być oddalony nie więcej, jak 4 m od miejsca, gdzie się znajdują ludzie. Jeżeli zachodzi możliwość uszkodzenia lutni podczas strzałów, ostatnie jej ogniwo może być usuwane bezpośrednio przed strzałami.

Wadą przewietrzania tłoczącego jest odpływ zużytego powietrza przez wyrobisko, w którym odbywa się przewóz, co znacznie przedłuża czas przewietrzania wyrobiska jako całości. Wada ta w kopalni gazowej, a zwłaszcza w wyrobiskach wznoszących się, nabiera szczególnego zna-

czenia, gdyż lżejszy gaz kopalniany trudno schodzi w dół oraz zatrzymuje się pod piętrem we wszystkich miejscach, które nie znajdują się pod bezpośrednim działaniem prądu powietrza.

13.4.2. Przewietrzanie ssące

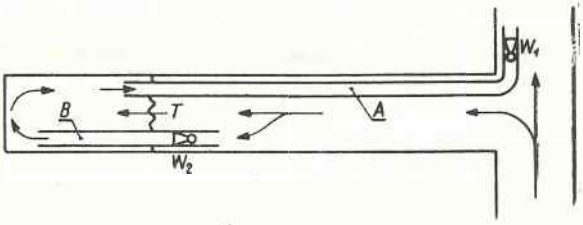
Jeżeli chodzi o przewietrzanie wyrobiska jako całości, a nie tylko przestrzeni przyprzodkowej, to przewietrzanie ssące jest znacznie skuteczniejsze, usuwa ono bowiem szkodliwe domieszki (gazy odstrzałowe lub wydzielające się w przodku) w stanie bardziej skoncentrowanym, na co potrzeba znacznie krótszego czasu i mniejszej ilości powietrza na rozrzedzenie gazów do stanu bezpiecznego.

Jeżeli chodzi o warunki pracy w przodku i usunięcie z niego szkodliwych gazów w możliwie najkrótszym czasie, należy zastosować przewietrzanie tłoczące. Jeżeli zaś chodzi o stworzenie możliwie najkorzystniejszych warunków w całości ślepego wyrobiska, to lepsze jest przewietrzanie ssące. W celu wykorzystania korzystnych stron obu sposobów przewietrzania stosuje się sposoby kombinowane.

13.4.3. Przewietrzanie kombinowane (ssące i tłoczące)

Może ono być rozwiązane w różny sposób:

1. Stosując w zasadzie przewietrzanie ssące za pomocą wentylatora W_1 (rys. 222), umieszcza się dodatkowo w pobliżu przodku krótką lutnię z wentylatorem tłoczącym W_2, który jest przenoszony w miarę postępu przodku. W celu uniknięcia zasysania

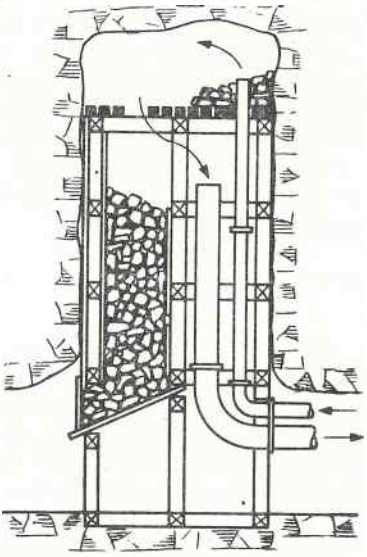


Rys. 222. Przewietrzanie kombinowane ślepego przodku

gazów odpływających z przodku przez wentylator W_2 wydajność jego powinna być mniejsza od wydajności wentylatora W_1 o 30%. Innym środkiem zabezpieczającym przed krążeniem gazów w przodku jest zawieszenie tamy z płótna T; w tym przypadku wydajność wentylatora W_2 może być mniejsza od wydajności wentylatora W_1 tylko o 10%. Zamiast wentylatora W_2 w krótkiej lutni B może być zainstalowany eżektor lub — w ostateczności — dla przyspieszenia usuwania gazów z przodku po strzałach można zamiast lutni B stosować krótkotrwałe otwieranie w pobliżu przodku kurka przewodu powietrza sprężonego. Taki kombinowany sposób przewietrzania stosowany jest przy przewietrzaniu silnie gazowych wyrobisk wznoszących się (rys. 223).

W przypadku zawieszenia tamy z płótna T można obliczyć potrzebną ilość powietrza np. z wzoru (74) lub (75), przyjmując za L odległość płótna od tamy.

2. Inny kombinowany sposób przewietrzania polega na tym, że bezpośrednio po strzałach ten sam wentylator pracuje ssąco, a potem tłocząco. Celem tego sposobu jest odprowadzenie w pierwszej chwili możliwie dużej ilości szkodliwych gazów skoncentrowanych w pobliżu przodku i niedopuszczanie ich do części dalszych wyrobiska, po czym dla dokładniejszego już usunięcia resztek gazów z miejsca pracy przechodzi się na bardziej skuteczne przewietrzanie tłoczące. Potrzebną ilość powietrza oblicza się dla tego wypadku ze wzoru (76).



Rys. 223. Przewietrzanie kombinowane wyrobisk wznoszących się

Obserwacje po strzałach wykazują, że gazy są odrzucane na dość dużą odległość L, średnio 30 do 40 m, a w poszczególnych przypadkach nawet do 70 m. Do obliczenia tej odległości może służyć wzór (Romanow)

$$L = 2{,}4 \cdot A + 10 \text{ m} \tag{283}$$

gdzie A oznacza ilość materiałów wybuchowych w kG.

W ciągu pierwszej minuty lub dwóch minut obłok gazowy rozprzestrzenia się w nieruchomym powietrzu z szybkością 5 do 7 m/min, a następnie bardzo powoli (0,5 m/min).

W celu zmniejszenia strefy odrzutu gazów zaleca się zawieszenie przed strzałami płótna w odległości 30 do 40 m od przodku lub urządzenie zasłony wodnej w postaci drobno rozpylonej wody. Ilość powietrza oblicza się za pomocą wzoru (77).

Dla skuteczności przewietrzania odległość lutni od przodku nie powinna przekraczać następujących wielkości w metrach (W. N. Woronin):

Przy przewietrzaniu tłoczącym

$$l_{max} = 0{,}5 \cdot \sqrt{S} \cdot \left(1 + \frac{1}{2a}\right) \tag{284}$$

gdzie

S — przekrój wyrobiska, m²,

a — współczynnik turbulentności strumienia równy 0,06 do 0,10; mniejsze wartości odnoszą się do rur nowych, większe — do starych i zardzewiałych.

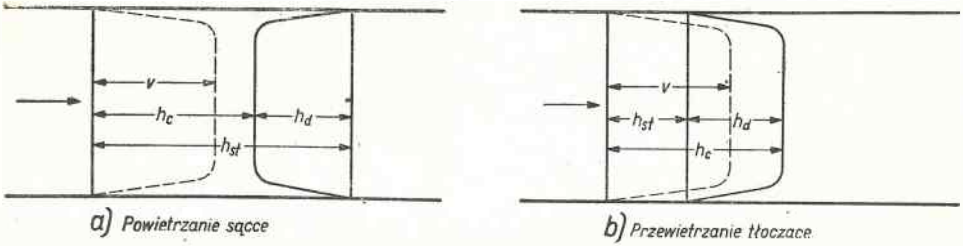
Przy przewietrzaniu ssącym

$$l_{max} = 0{,}5 \cdot \sqrt{S} \tag{285}$$

13.5. Ucieczki powietrza przez nieszczelności lutni

Na rys. 224 przedstawiono schematycznie przebieg zmian prędkości powietrza v, ciśnienia statycznego h_{st}, dynamicznego h_d i całkowitego h_c w przekroju poprzecznym lutniociągu kołowego.

Ciśnienie statyczne ma w całym przekroju poprzecznym wartość mniej więcej stałą. Ciśnienie dynamiczne ma w przekroju poprzecznym różne wartości, zależnie od prędkości powietrza w rozpatrywanych punktach. Przy ściankach jest ono równe zeru, największe zaś w środku przekroju. Przy przewietrzaniu tłoczącym całkowite ciśnienie jest równe sumie ciśnienia statycznego i dynamicznego (97), przy przewietrzaniu zaś ssącym — różnicy tych ciśnień (98).



Rys. 224. Rozkład prędkości oraz ciśnienia statycznego, dynamicznego i całkowitego w lutniociągu

Na ogół biorąc lutniociągi są mniej lub więcej nieszczelne. Przyczyną tego jest konstrukcja złącz poszczególnych członów oraz uszkodzenia lutni. Największą szczelność uzyskuje się przy uszczelnieniu gumą, mniejszą — przy uszczelnieniu paskami płótna lub tekturą i oblepieniu styku zaprawą cementową, jeszcze mniejszą przy zastosowaniu lutni bez uszczelnienia połączeń, lecz przy dobrze naciągniętych śrubach i oblepieniu styku gliną, a najmniejszą — bez stosowania uszczelnień i oblepienia.

Nieszczelności lutniociągów powodują ucieczki powietrza, przy czym ucieczkami nazywa się zarówno dopływy pewnej ilości powietrza do lutniociągu przez nieszczelności przy ssącej pracy wentylatora, jak i wypływy z lutniociągu przy pracy tłoczącej.

Przepływ powietrza w lutniociągu zależy od wielkości depresji całkowitej, ucieczki natomiast są powodowane wielkością depresji statycznej. Ponieważ przy przewietrzaniu ssącym depresja statyczna jest wyższa niż przy przewietrzaniu tłoczącym, przeto przy równych wielkościach średniej depresji całkowitej ucieczki powietrza są większe przy przewietrzaniu ssącym niż przy tłoczącym.

Teoria ruchu powietrza w lutniociągach nieszczelnych jest bardzo

skomplikowana. W literaturze polskiej zagadnieniem tym, przy uwzględnieniu tłoczącego i ssącego działania wentylatora, zajmował się J. Tarnowski (Archiwum Górnictwa 1956 i Przegląd Górniczy 1956). Ważniejsze wnioski, do których doszedł on w swej pracy teoretycznej, da się streścić w następujących punktach:

1. Ucieczki przy lutniowej wentylacji tłoczącej są niższe aniżeli przy ssącej.
2. Wielkość ucieczek oraz różnica ich w przypadku ssania i tłoczenia są zależne od szczelności lutniociągu i jego długości. Przy przewietrzaniu za pomocą długich rurociągów konieczne jest dokładne uszczelnianie ich członów.
3. Opór lutniociągu w przypadku tłoczenia jest niższy aniżeli w przypadku ssania. Dlatego też przy tłoczeniu wentylator podaje do lutniociągu większą ilość powietrza, aniżeli go odbiera przy ssaniu.
4. Jak z tego wynika, sprawność wentylacji tłoczącej za pomocą lutni jest wyższa aniżeli wentylacji ssącej, zwłaszcza w przypadku lutniociągów długich i mało szczelnych.

W pracy swej J. Tarnowski daje wskaźnik szczelności WB, który nie zależy od średnicy lutni:

lutniociąg jest nieszczelny, WB . . .	5
szczelność dostateczna, WB	5 do 10
szczelność dobra, WB	10 do 20
szczelność bardzo dobra, WB	20

Przeciętna szczelność lutniociągów w kopalniach polskich waha się od 2 do 3 i jest zdecydowanie niedostateczna. W szczególnych przypadkach wartość ta może być znacznie wyższa i np. dla lutni ze sklejki wodoszczelnej z nieuszkodzonymi gumowymi uszczelkami osiąga wartość 30.

Szczelność lutniociągów dobrze uszczelnionych jest znacznie większa i waha się w granicach 60 do 100, osiągając nawet 150.

Należy mieć na uwadze, że przy przewietrzaniu tłoczącym pewna ilość ucieczek powietrza po strzałach jest korzystna, gdyż przyprzodkowa część wyrobiska przewietrza się znacznie szybciej aniżeli reszta tego wyrobiska. Dlatego też wskazane jest doprowadzenie powietrza nie tylko do przodku, lecz i do innych miejsc wyrobiska ślepego, ażeby przewietrzanie zostało zakończone równocześnie na całej jego długości. Przy przewietrzaniu tłoczącym sprzyjają temu ucieczki powietrza na stykach lutni. Wielkość tych „korzystnych" ucieczek wynosi według Mustela

$$65 \cdot \sqrt{\frac{S}{L}} \ \% \tag{286}$$

Tak np. przy $L = 100$ m i $S = 4$ m^2 korzystne ucieczki wynoszą 13%, przy $L = 400$ m — tylko 6,5%.

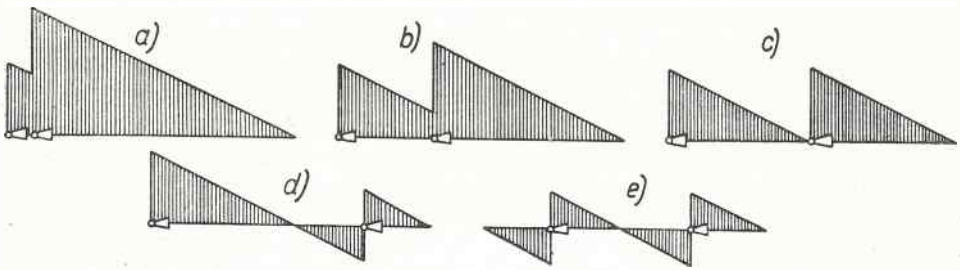
Jeżeli te korzystne ucieczki są mniejsze od rzeczywistych, to przy tłoczącym przewietrzaniu obliczona ilość powietrza na podstawie wzorów (74), (75) musi być zwiększona o różnicę między rzeczywistymi i korzystnymi ucieczkami.

Przy przewietrzaniu ssącym lub kombinowanym wszelkie ucieczki są szkodliwe; z tego też powodu obliczona na podstawie wzorów (76) i (77) ilość powietrza powinna być zwiększona o całkowitą wielkość ucieczek.

Przy szeregowym włączeniu dwóch wentylatorów do idealnie szczelnej lutni wydajność i depresja każdego z nich będzie pozostawała taka

sama, niezależnie od miejsca ich umieszczenia, wielkość jednak kompresji panującej w różnych punktach przewodu będzie w każdym przypadku inna. Dlatego też przy nieszczelnym przewodzie ucieczki powietrza będą różne (rys. 225).

Największe ucieczki będą w przypadku pokazanym na rys. 225 *a*, mniejsze — rys. 225 *b*, jeszcze mniejsze — rys. 225 *c*. Przy włączeniu wentylatorów, jak pokazano na rys. 225 *d* i *e*, ucieczki powietrza będą jeszcze mniejsze, jednakże niektóre części lutni będą się znajdowały pod depresją, zewnętrzne zużyte powietrze będzie zasysane do lutni i ponow-



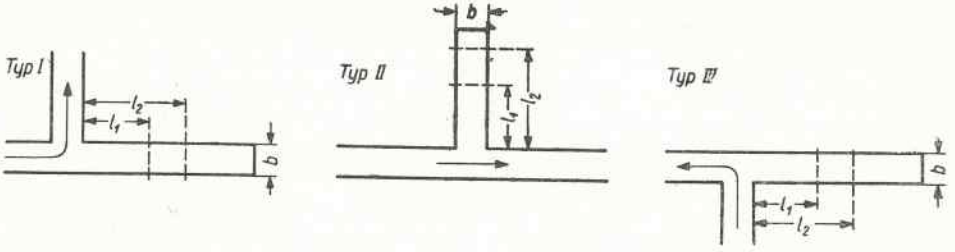
Rys. 225. Rozmaite rozmieszczenie dwóch wentylatorów w lutni

nie kierowane do przodku. Ażeby tego uniknąć, należy wentylatory włączać w taki sposób, aby nie było miejsc, w których panowałaby depresja w lutniach.

Oszczędność w ilości dopływającego do przodku powietrza w przypadku z rys. 225 *c* w porównaniu z rys. 225 *a* może być dość duża (kilkanaście procent).

14. PRZEWIETRZANIE PRZEZ DYFUZJĘ

Gdy obok ślepego wyrobiska przepływa prąd powietrza (rys. 226), wówczas wyrobisko to jest przewietrzane na pewnej odległości od tego prądu przez dyfuzję. Zwykła, czyli tzw. *molekularna dyfuzja*, polegająca na wzajemnym przenikaniu cząsteczek w nieruchomych gazach, przebiega



Rys. 226. Przewietrzanie przez dyfuzję

bardzo powoli. Jeżeli chodzi o prąd powietrza lub swobodny jego strumień (np. w komorze), to na powierzchni zetknięcia się ich z otaczającym powietrzem powstają wiry, wskutek których odbywa się ciągłe i bardzo intensywne mieszanie się obu gazów. Poza tą *strefą stałych wirów* l_1 można zaobserwować również strefę przejściową l_2, do której okresowo

przerywają się mniej lub więcej silne wiry, mieszają się z cząsteczkami nieruchomego powietrza i zostają przez nie hamowane. Jednak cząsteczki powietrza nieruchomego trafiające do strumienia są wraz z nim unoszone. W wyniku tego zjawiska następuje wymiana powietrza na pewnej odległości l_2 od prądu powietrza. Zjawisko to w nauce o przewietrzaniu nazwano *dyfuzją turbulentną*. Proces turbulentnej dyfuzji przebiega setki, a nawet setki tysięcy razy intensywniej aniżeli proces dyfuzji molekularnej, co umożliwia pracę ludzi w wyrobisku ślepym w pewnej odległości od prądu powietrza. Poza granicą wpływu dyfuzji turbulentnej nie da się zapewnić czystości powietrza. Ze względu na skuteczność przewietrzania ważna jest przede wszystkim strefa stałych wirów l_1.

Odległość ta, na jaką sięga strefa stałych wirów l_1 jak i strefa mniej lub więcej częstych wirów l_2, zależy od położenia ślepego wyrobiska względem prądu powietrza. Karpow wyróżnia trzy zasadnicze typy ślepych wyrobisk pokazane na rys. 226, podając dla nich wzory na obliczenie l_1 i l_2. Najsilniejsze wiry występują w typie I, najsłabsze w typie III. Odległość, na jaką sięga wpływ depresji turbulentnej, zależy od liczby Reynoldsa (Re), a więc od wymiarów wyrobiska i prędkości powietrza w nim [wzór (135)]

typ I

$$\frac{l_1}{b} = 0{,}0376 \cdot Re^{0{,}4} \qquad \frac{l_2}{b} = 0{,}05 \cdot Re^{0{,}4}$$

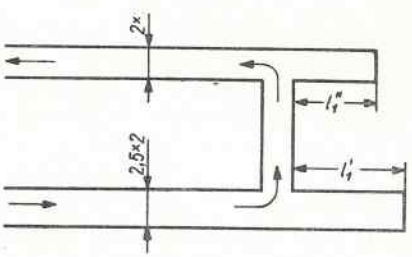
typ II

$$\frac{l_1}{b} = 0{,}0085 \cdot Re^{0{,}5} \qquad \frac{l_2}{b} = 0{,}0112 \cdot Re^{0{,}5} \tag{287}$$

typ III

$$\frac{l_1}{b} = 0{,}0021 \cdot Re^{0{,}6} \qquad \frac{l_2}{b} = 0{,}003 \cdot Re^{0{,}6}$$

Przykład. W pokładzie grubości 1 m obok chodnika przewozowego o wymiarach 2,5 × 2 m (rys. 227) prowadzi się równocześnie chodnik równoległy 2 × 1 m. Ilość przepływającego powietrza $Q = 5$ m³/sek. Należy obliczyć długości stref stałych wirów dla kinematycznej lepkości powietrza $\nu = 15 \cdot 10^{-6}$.



Rys. 227. Przykład przewietrzania przez dyfuzję

1. Chodnik przewozowy (ślepe wyrobisko typu I):
$b = 2{,}5$ m; $S = 2{,}5 \cdot 5$ m²; $P = 2 \cdot (2{,}5 + 2) = 9$ m,

$$v = \frac{Q}{S} = \frac{5}{5} = 1 \text{ m/sek}$$

liczba Reynoldsa (135)

$$Re = 4 \cdot \frac{5}{9} \cdot \frac{1}{15 \cdot 10^{-6}} = 148\,000$$

strefa stałych wirów

$$\frac{l_1'}{2{,}5} = 0{,}0376 \cdot 148\,000^{0{,}4} = 4{,}4; \quad l_1' = 11{,}0 \text{ m}$$

2. Chodnik równoległy (typ III):

$$b = 2 \text{ m}; \quad S = 2 \cdot 1 = 2 \text{ m}^2; \quad P = 2 \cdot (2 + 1) = 6 \text{ m}$$

$$v = \frac{5}{2} = 2{,}5 \text{ m/sek}$$

liczba Reynoldsa

$$Re = 4 \cdot \frac{2}{6} \cdot \frac{2{,}5}{15 \cdot 10^{-6}} = 222\,000$$

strefa stałych wirów

$$\frac{l_1''}{2} = 0{,}0021 \cdot 222\,000^{0{,}6} = 3{,}4; \quad l_1'' = 6{,}8 \text{ m}$$

Wymianie powietrza przez dyfuzję sprzyja ruch ludzi i wozów w ślepym wyrobisku i różnica temperatur lub ciężaru właściwego powietrza w ślepym wyrobisku oraz powietrza płynącego w chodniku. Gdy np. w ślepym przodku temperatura powietrza jest wyższa lub wydzielają się gazy o mniejszym ciężarze właściwym, wówczas przy wykonywaniu tego wyrobiska na upad powstają w nim prądy wsteczne: świeże (chłodne) powietrze dopływa dołem (po spodzie wyrobiska), a ogrzane w przodku odpływa górą pod piętrem. Podobne zjawisko zachodzi przy prowadzeniu wyrobiska w kierunku wznoszącym się, jeżeli w jego przodku zachodzi obniżenie temperatury powietrza (np. wskutek przepływu zimnej wody). W tym przypadku cieplejsze świeże powietrze dopływa do przodku górą, ochłodzone zaś odpływa dołem. W mniejszym stopniu zjawiska takie występują również i przy wykonywaniu chodników poziomych.

Na ogół wymiana powietrza przez dyfuzję przebiega powoli, toteż w praktyce w większości przypadków należy ograniczać ten sposób przewietrzania do odległości nie większych od 10 m. Przepisy górnicze różnych krajów dopuszczają przewietrzanie przez dyfuzję na odległość od 10 do 60 m, zależnie od rodzaju wyrobiska. W polach gazowych kategorii II i III zagrożenia gazowego przewietrzanie przez dyfuzję jest zabronione.

C. ROZPROWADZANIE POWIETRZA W KOPALNI

1. OGÓLNE ZASADY PROJEKTOWANIA PRZEWIETRZANIA KOPALŃ

Przy opracowywaniu projektu przewietrzania kopalni powinien być przede wszystkim ustalony sposób rozprowadzenia w niej powietrza oraz ułożony schemat przewietrzania. W schemacie tym powinny być podane opory bocznic. Jeżeli niektóre bocznice utworzone są z ugrupowania (systemu) bocznic klas wyższych, w których regulacja rozdziału powietrza nie będzie przeprowadzana (np. system dróg rozgałęzionych, którymi dopływa powietrze do pola lub z niego odpływa), to bocznice takie należy traktować jako jedną całość, a opór ich powinien być albo obliczony na podstawie oporów poszczególnych elementów, albo też bezpośrednio zmierzony.

W dalszym ciągu na zasadzie żądanego rozdziału powietrza Q powinien być również uregulowany system przewietrzania, a więc powinny być określone bocznice, w których należy umieścić tamy regulacyjne lub wentylatory wtórne; powinny być obliczone otwory równoznaczne A, do których mają być dostosowane wentylatory; wreszcie należy obliczyć depresje h wentylatorów.

Na podstawie wielkości A, Q i h wybiera się wentylator o odpowiedniej charakterystyce, oblicza się, jeżeli zachodzi potrzeba, liczbę jego obrotów ewentualnie średnicę koła.

W przypadku przewietrzania kopalni za pomocą kilku wentylatorów samo tylko — nawet zupełnie dokładne — obliczenie wentylatorów nie jest wystarczające. Tłumaczy się to, jak podano, wzajemnym oddziaływaniem wentylatorów na siebie, które może wywołać nagłe zmiany stanu przewietrzania kopalni i to zarówno przy stosunkowo małych zmianach wielkości elementów systemu (opory bocznic, liczby obrotów wentylatorów, powstanie dodatkowych źródeł depresji, np. w czasie pożaru), jak i wskutek szeregu okoliczności mniej lub więcej przypadkowych. Sama już kolejność lub sposób uruchomienia wentylatorów może przyczynić się do ustalenia takiego lub innego stanu równowagi. Chwilowe zwiększenie lub zmniejszenie oporu niektórych bocznic lub całej kopalni może całkowicie zmienić warunki przewietrzania, które mogą okazać się zupełnie nieodpowiednie, a czasami nawet groźne (np. w przypadku pożaru) dla kopalni. W wentylatorze, który ssał bardzo duże nawet ilości powietrza z kopalni, może w jednej chwili wskutek na pozór nic nie znaczących czynności lub okoliczności odwrócić się nagle prąd. W innych znowu przypadkach wentylator będący w ruchu może nie tylko nie ułatwiać przewietrzania, lecz nawet je utrudniać. Przywrócenie żądanego stanu równowagi wymagać będzie niejednokrotnie dość sztucznych zabiegów.

Podobne zaburzenia w przypadku przewietrzania za pomocą jednego

tylko wentylatora są wykluczone bez udziału poważniejszych żywiołowych źródeł depresji, a jednocześnie wszelkie mniejsze zmiany wielkości elementów systemu wywołują tu jedynie tylko mniejsze zmiany w przewietrzaniu kopalni. Przy przewietrzaniu za pomocą jednego wentylatora jest większa pewność, że potrzebna ilość powietrza zostanie dostarczona do przodków; znacznie łatwiej jest tu ustalić określony stan przewietrzania na dłuższy okres istnienia kopalni.

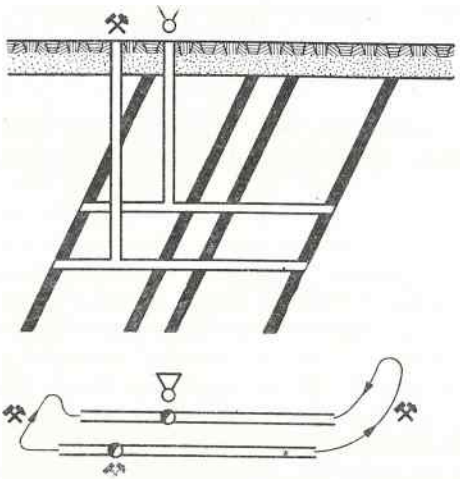
Toteż zalecać należy przede wszystkim przewietrzanie kopalń za pomocą jednego wentylatora. Mniej korzystne jest już przewietrzanie za pomocą dwóch jednakowych wentylatorów umieszczonych na jednym szybie, może ono jednak być z powodzeniem stosowane w kopalniach wąskich (przy szeregowej pracy wentylatorów) lub w bardzo szerokich (przy pracy równoległej).

W Polsce 30% kopalń węgla jest przewietrzanych za pomocą jednego wentylatora; inne mają od 2 do 7 szybów wentylacyjnych.

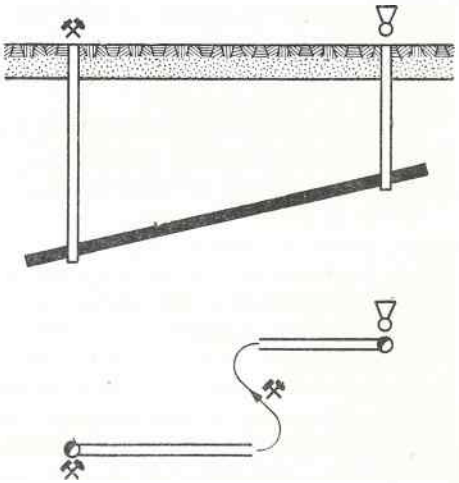
Przed przystąpieniem do sporządzenia projektu należy zadecydować, czy dana kopalnia z punktu widzenia przewietrzania stanowić będzie jeden układ, czy też (ze względu na duże jej rozmiary) dwa mniej lub więcej niezależne od siebie układy.

1.1. Rozmieszczenie szybów

W każdym układzie szyby wdechowy i wydechowy mogą znajdować się bądź to w pobliżu siebie, bądź też w znacznej od siebie odległości (np. jeden z szybów w środku kopalni, drugi na jej granicy). Pierwsze



Rys. 228. Centralne rozmieszczenie szybów

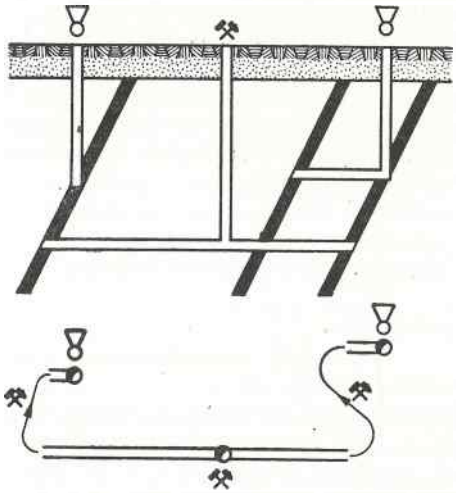


Rys. 229. Skrzydłowe (przekątne) rozmieszczenie dwóch szybów

rozmieszczenie szybów (rys. 228) nosi nazwę *centralnego* (środkowego) lub *bliźniaczego*, drugie (rys. 229) — *przekątnego* lub *skrzydłowego*. Skrzydłowe rozmieszczenie większej liczby szybów wdechowych lub wydechowych przedstawia się jak na rys. 230.

Przy środkowym usytuowaniu szybów łatwe jest uzyskanie połączenia między nimi, a wskutek tego przewietrzanie w kopalni ustala się niemal

bezpośrednio po zgłębieniu szybów; przy rozmieszczeniu przekątnym połączenie szybów za pomocą wyrobisk górniczych jest znacznie trudniejsze i trwać musi dłuższy czas. Przy rozmieszczeniu centralnym budynki i urządzenia kopalniane na powierzchni mogą być skupione w jednym miejscu. Jednak sposób ten przyczynia się do tego, że w miarę posuwania się z robotami ku granicy kopalni (rys. 228) długość dróg powietrznych znacznie wzrasta, a tym samym znacznie zmienia się aerodynamiczny opór kopalni w różnych okresach eksploatacji. Przeciwnie, przy przekątnym rozmieszczeniu szybów (rys. 229) opór kopalni pozostaje niemal jednakowy w ciągu całego czasu jej istnienia, a wskutek tego warunki pracy wentylatora pozostają prawie bez zmiany.



Rys. 230. Skrzydłowe (przekątne) rozmieszczenie kilku szybów

O wyborze sposobu rozmieszczenia szybów decydują zwykle warunki naturalne. Jeżeli złoże ma małe nachylenie i zalega niegłęboko, a zgłębianie szybów nie jest kosztowne, eksploatuje się często różne części kopalni za pomocą osobnych szybów, przez co uzyskuje się przekątne ich rozmieszczenie. Jeżeli głębokość złoża jest znaczna (powyżej 200 m) lub pokłady są strome i eksploatowane za pomocą przecznic, a zgłębianie szybów jest kosztowne, dąży się zazwyczaj do zmniejszenia ich liczby przez wykorzystanie do wydobycia bliźniaczych szybów wdechowego i wydechowego. Toteż w miarę zakładania coraz głębszych i większych kopalń spotyka się coraz częściej centralne położenie szybów.

Bardzo często liczba szybów jest większa od dwóch. W takim przypadku powietrze wchodzi np. przez szyb wydobywczy i wychodzi przez dwa szyby wentylacyjne, rozmieszczone na obu skrzydłach kopalni (rys. 230). Sposób taki można tylko wtedy zalecać, jeżeli scentralizowanie przewietrzania w jednym szybie wentylacyjnym pociąga za sobą znaczne zwiększenie dróg wentylacyjnych (kosztów ich utrzymania), tudzież oporu kopalni (zużycia energii) oraz jeżeli opór bocznicy, w której płynie cały prąd powietrza jest bardzo mały w porównaniu z oporami bocznic (lub ich systemów), w których umieszczone są wentylatory, gdyż w takim przypadku jest prawie wykluczone szkodliwe wzajemne oddziaływanie wentylatorów.

Czasami powietrze wchodzi przez kilka szybów lub szybików i kieruje się do jednego szybu wydechowego. Sposób ten jest o tyle korzystny, 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 przewozowych.

Zalety centralnego rozmieszczenia szybów:

— niższe koszty do chwili rozpoczęcia eksploatacji;
— krótszy okres czasu potrzebnego do uzyskania pełnego wydobycia;
— skupienie wszystkich urządzeń powierzchniowych i łatwiejszy ich dozór;
— mniejsze straty kopalin użytecznych w filarach ochronnych dla szybów;
— łatwiejsze zgłębianie szybów;
— możliwość stopniowej likwidacji i skrócenia dróg przewozowych i powietrznych przy wybieraniu złoża od granic do szybu.

Do zalet przekątnego rozmieszczenia szybów należy zaliczyć:

— mniejsze ucieczki powietrza z poziomu przewozowego do wentylacyjnego, a więc i mniejszą możliwość pożarów w okolicach szybów;
— mniejszą depresję wentylatora i bardziej stałe warunki jego pracy;
— możliwość stopniowej likwidacji chodnika wentylacyjnego przy wybieraniu złoża od szybu do granic;
— mniejsze zmiany oporu kopalni w okresie jej istnienia.

1.2. Przewietrzanie ssące i tłoczące

Zależnie od sposobu zainstalowania wentylatora może on działać ssąco lub tłocząco. W większości przypadków stosowany jest w kopalniach pierwszy sposób przewietrzania, a to dzięki jego licznym zaletom. Przede wszystkim bardzo korzystne jest pod każdym względem doprowadzenie powietrza do kopalni przez szyb wydobywczy, gdyż wtedy tak ważne wyrobiska, jak podszybie, przecznice i chodniki przewozowe, w których skoncentrowana jest znaczna liczba ludzi, są przewietrzane prądem świeżego powietrza. Poza tym szyb wydobywczy zgłębia się zwykle do najniższego poziomu, a wskutek tego przy ssącym przewietrzaniu kierunek prądu w kopalni jest wtedy wznoszący.

Racjonalne zastosowanie przewietrzania tłoczącego wymaga umieszczenia wentylatora na szybie wydobywczym, co pociąga za sobą konieczność zamknięcia jego wlotu, a jednocześnie z tym wpływa ujemnie na sprawność pracy szybu. Przy przewietrzaniu ssącym zamknięty musi być wylot szybu wydechowego, co na ogół nie stwarza większych trudności dla kopalni. A więc i pod tym względem przewietrzanie ssące jest o wiele korzystniejsze.

W przypadku uszkodzenia i zatrzymania wentylatora ssącego ciśnienie w kopalni podnosi się, a wskutek tego zmniejsza się przynajmniej przez krótki okres czasu wydzielanie gazów ze starych zrobów.

Wyżej przytoczone zalety przewietrzania ssącego przyczyniły się do tego, że niektóre przepisy górnicze wyraźnie żądają, ażeby kopalnie gazowe były przewietrzane sposobem ssącym. Niemniej jednak i w przypadku niegazowych kopalń węgla wskazane jest przyjęcie zasady, ażeby były one przewietrzane za pomocą wentylatorów ssących, co zresztą jest zastosowane w większości kopalń. Jeżeli bowiem w sąsiedztwie kopalni przewietrzanej sposobem ssącym znajduje się kopalnia z przewietrzaniem

tłoczącym, to przez stare zroby oraz przez szczeliny w filarach granicznych powietrze będzie miało tendencje do przenikania w kierunku mniejszego ciśnienia, co w większości przypadków przyczynić się musi do powstawania pożarów w kopalni przewietrzanej tłocząco.

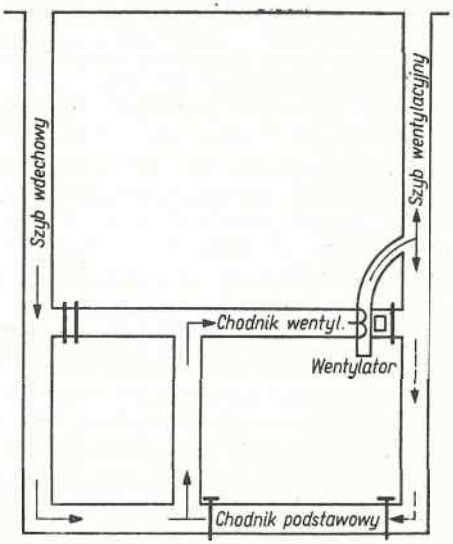
Celowość tłoczącego sposobu przewietrzania całości kopalni może być usprawiedliwiona tylko w wyjątkowych przypadkach, jeżeli np. chodzi o zmniejszenie stopnia jonizacji powietrza, o niedopuszczenie gazów bojowych do kopalni w czasie wojny (wentylator tłoczący pobiera powietrze z górnych warstw atmosfery przez odpowiedni komin), o uniknięcie zasysania gazów ze starych zrobów mających połączenie z powierzchnią (ważne zwłaszcza w przypadku płytkich kopalń) itp.

W kopalniach rudy instaluje się często w szybach wentylacyjnych wentylatory tłoczące, przy czym zużyte powietrze wychodzi na zewnątrz przez główny szyb wydobywczy. Ma to na celu uniknięcie obmarzania tego szybu w zimie. Sposobu tego nie można zalecać w kopalniach węgla ze względu na łatwość powstawania w nich pożarów oraz większego wydzielania się szkodliwych gazów.

Przepisy górnicze wymagają, ażeby wentylatory miały urządzenie pozwalające na łatwą zmianę przewietrzania z ssącego na tłoczące i odwrotnie. Ma to duże znaczenie, zwłaszcza w przypadku pożaru w szybie wdechowym lub w ogóle we wchodzącym prądzie powietrza.

1.3. Umieszczenie wentylatora na powierzchni i pod ziemią

Umieszczenie wentylatora pod ziemią ma tę dodatnią stronę, że wylot szybu wentylacyjnego pozostaje otwarty, a wskutek tego szyb może być bez jakichkolwiek przeszkód wykorzystany do wyciągu (rys. 231). Ważne

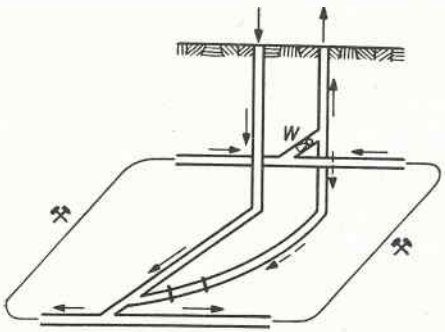


Rys. 231. Umieszczenie wentylatorów pod ziemią

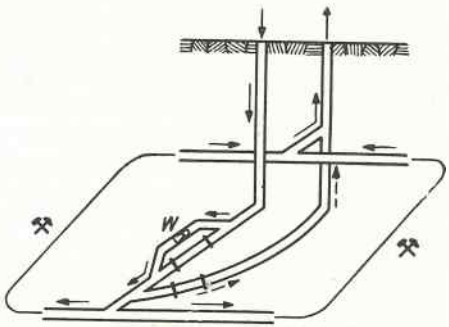
to jest w tym przypadku, gdy trzeba wykorzystać do wydobycia oba szyby (wdechowy i wydechowy) lub gdy przy większej liczbie połączeń kopalni z powierzchnią chodzi o zastosowanie przewietrzania tłoczącego za pomocą jednego wentylatora umieszczonego na szybie wydobywczym.

Wady tego sposobu są następujące:

1. Część wychodzącego z wentylatora powietrza odbywa ruch okrężny wewnątrz kopalni (strzałki przerywane na rys. 231), co wymaga zastosowania szczelnych drzwi wentylacyjnych, przynajmniej w dwóch punktach chodnika podstawowego. Ponieważ jednak na zupełną szczelność tych drzwi nie można liczyć, przeto w razie pożaru zachodzić może niebezpieczeństwo zatrucia powietrza gazami prawie w całej kopalni. Niebezpieczeństwo to (w przypadku pożaru w polu) występuje głównie przy przewietrzaniu ssącym (rys. 232). Toteż przy zainstalowaniu wentylatora pod ziemią o wiele korzystniejsze jest przewietrzanie tłoczące (rys. 233).



Rys. 232. Przewietrzanie ssące za pomocą wentylatora podziemnego



Rys. 233. Przewietrzanie tłoczące za pomocą wentylatora podziemnego

2. W przypadku wybuchu w kopalni wentylator podziemny jest bardziej narażony na zniszczenie aniżeli wentylator nadziemny.
3. W czasie pożaru dojście do wentylatora (zwłaszcza ssącego) oraz zmiana kierunku prądu są uniemożliwione lub w najlepszym razie bardzo utrudnione.

Dlatego też niektóre przepisy górnicze zezwalają na instalowanie w kopalniach węgla tylko wentylatorów nadziemnych. Odnosi się to głównie do kopalń gazowych. W kopalniach rud wentylatory mogą być umieszczone zarówno na powierzchni, jak i pod ziemią.

1.4. Przewietrzanie prądem wznoszącym się i schodzącym

Powietrze atmosferyczne wchodząc do kopalni ogrzewa się stopniowo, nasyca się parą wodną, staje się lżejsze, a wskutek tego ma tendencję do ruchu wznoszącego. Powstająca przy tym depresja naturalna działa w kierunku ruchu powietrza, ułatwiając równocześnie pracę wentylatora. Okoliczność ta przemawia za przewietrzaniem większości kopalń prądami wznoszącymi się, tzn. powietrze świeże, możliwie jeszcze najmniej ogrzane, należy sprowadzać do najniższego punktu kopalni, skąd powinno ono płynąć w kierunku wznoszącym się na swej drodze przez pola eksploatacyjne do szybu wydechowego. Takie rozprowadzanie powietrza jest najkorzystniejsze również w kopalniach gazowych oraz w razie pożaru w kopalni.

Przewietrzanie pól prądem schodzącym powinno być stosowane w tych przypadkach, gdy powietrze na swej drodze przez kopalnię staje się cięż-

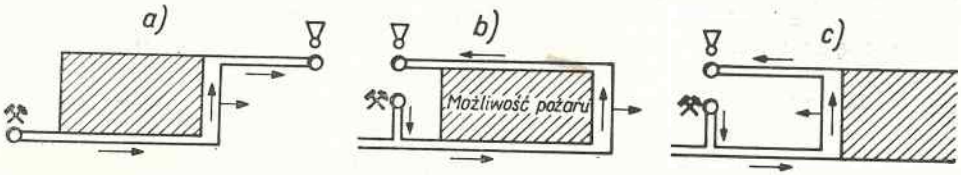
sze, tzn. gdy dołączają się do niego ciężkie gazy (CO_2) lub gdy się wybitnie ochładza pod ziemią.

Zgodne działanie depresji naturalnej z depresją wentylatora oprócz korzyści ekonomicznych ma jeszcze i tę dodatnią stronę, że w przypadku zatrzymania wentylatora powietrze w dalszym ciągu płynie w tym samym kierunku.

1.5. Przewietrzanie w złożach skłonnych do samozapalania

Jak wykazują doświadczenia zebrane w kopalniach węgli i rud pirytowych skłonnych do samozapalania, można w znacznym stopniu zmniejszyć liczbę pożarów podziemnych przez odpowiednie zorganizowanie przewietrzania.

Pożary podziemne powstają w takich miejscach kopalni, gdzie do rozgniecionych filarów węglowych dostaje się powietrze. W celu zapobieżenia pożarom należy nie dopuszczać do tego, żeby stare zroby (przy nieczystym wybieraniu złoża) lub zgniecione i spękane filary znajdowały się między wyrobiskami, w których panuje znaczna różnica depresji. Pod tym względem niebezpieczne jest zbytnie osłabienie wyrobiskami filaru przyszybowego przy centralnym rozmieszczeniu szybów; niebezpieczne



Rys. 234. Wpływ rozmieszczenia szybów na możliwość pożarów

jest również, gdy prądy dopływający do pola i odpływający z niego prowadzone są chodnikami równoległymi, jeżeli rozdzielający je filar jest małej grubości i narażony jest na zgniecenie. Przy wybieraniu pokładu w kierunku do granic korzystniejsze jest przekątne rozmieszczenie szybów wdechowego i wydechowego (rys. 234 *a*) niż rozmieszczenie centralne (rys. 234 *b*). Przy centralnym rozmieszczeniu szybów korzystniejsze jest wybieranie złoża od granic (rys. 234 *c*).

W celu zmniejszenia przesączania się powietrza przez spękaną caliznę wskazane jest najdalej idące zmniejszenie depresji wentylatora, a więc zwiększenie otworu równoznacznego kopalni.

Dla zwiększenia otworu równoznacznego kopalni należy stosować możliwie duże przekroje wyrobisk, rozgałęziać prądy jak najbliżej szybów oraz wykorzystywać do przewietrzania wszystkie połączenia kopalni z powierzchnią. Jeżeli natomiast chodzi o obniżenie temperatury w miejscach pracy, wskazane jest zastosowanie jak największej prędkości prądu świeżego powietrza na głównych drogach oraz rozgałęzienie go dopiero w pobliżu miejsc pracy.

1.6. Zmniejszenie oporów ruchu

W celu zmniejszenia oporu kopalni należy w miarę możności unikać wszelkich dodatkowych oporów, jak nagłych skrętów prądu, tam regulacyjnych, zatarasowania dróg powietrznych itp. Każda tama regulacyjna

pociąga za sobą zwiększenie oporu, a więc i stratę energii, dlatego też należy dążyć do tego, ażeby rozdział powietrza odbywał się w miarę możności w sposób naturalny, chociażby nawet z pewnym uszczerbkiem dla żądanego stosunku ilości powietrza w miejscach pracy.

Największy wpływ na opór kopalni mają główne drogi wentylacyjne, w których płynie duża ilość powietrza. Na ogół więc 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, przekrój ich powinien być duży, a długość możliwie mała, tzn. prąd główny powinien się rozgałęziać możliwie blisko szybu wdechowego i możliwie blisko szybu wydechowego powinny się łączyć bocznice I klasy. Przy takiej samej sumarycznej długości dróg powietrznych otrzymuje się znacznie mniejszy opór kopalni, jeżeli bocznice wyższych klas są długie, aniżeli wtedy, gdy długie są bocznice klas niższych.

Opór wyrobisk jest proporcjonalny do $\frac{P}{S^3}$, czyli do $\frac{\sqrt{S}}{S^3} = \frac{1}{S^{2,5}}$, a wobec tego nieduże nawet zwiększenie przekroju S niektórych wyrobisk może bardzo korzystnie odbić się na zmniejszeniu oporu kopalni. Zwykle główne wyrobiska przewozowe, którymi płynie świeże powietrze, mają znaczny przekrój i są dobrze utrzymywane, gdy tymczasem główne wyrobiska wentylacyjne, służące do odprowadzenia powietrza do szybu wydechowego, często są w znacznie gorszym stanie. Powoduje to niejednokrotnie, że na doprowadzenie świeżego powietrza do pól zużywa się zaledwie 10 lub nawet mniej procent ogólnej pracy wentylatora, gdy tymczasem na odprowadzenie powietrza zużytego zużywa się 90 i więcej procent. Wskazuje to wyraźnie, jak ważną rzeczą jest utrzymywanie w należytym stanie nie tylko chodników przewozowych, lecz i wentylacyjnych. O wiele mniejszy wpływ wywiera opór wyrobisk w samych polach należących do bocznic wyższych klas, toteż na te wyrobiska w wielu przypadkach może być zwrócona znacznie mniejsza uwaga.

Jak z powyższego wynika, jeżeli nie wchodzą w grę jakieś specjalne warunki, należy stosować w kopalniach przewietrzanie ssące za pomocą wentylatorów nadziemnych. Przy kilku szybach wentylacyjnych należy dążyć bądź to do wydzielenia kilku niezależnych od siebie systemów, bądź też do rozgałęzienia prądów płynących do różnych szybów wentylacyjnych już możliwie blisko szybu wdechowego, by opór wspólnej części systemu był jak najmniejszy, dla uniknięcia wzajemnego wpływu różnych wentylatorów.

Wskazane jest doprowadzić powietrze świeże możliwie najkrótszą drogą do najbliższego poziomu kopalni, pola zaś robocze przewietrzać prądem wznoszącym się.

2. UKŁADANIE SCHEMATU PRZEWIETRZANIA

Powietrze nie powinno płynąć przez wszystkie przodki kopalni jednym nieprzerwanym prądem, gdyż robotnicy pracujący najdalej otrzymaliby powietrze najbardziej zanieczyszczone, w przypadku zaś wybuchu lub pożaru cała kopalnia byłaby bezpośrednio zagrożona. Dla uniknięcia tego prąd powietrza w kopalni dzieli się na możliwie dużą liczbę rejonów, przewietrzanych prądami niezależnymi.

Obecnie obowiązujące przepisy dozwalają na zatrudnienie w jednym rejonie wentylacyjnym do 130 ludzi w kopalniach niegazowych i do 100 ludzi — w gazowych.

Poza tym opór systemów rozgałęzionych jest mniejszy, a więc łatwość przewietrzania i względy ekonomiczne przemawiają za tym, ażeby rozgałęzienie prądów następowało możliwie blisko przy szybach wdechowych.

Schemat wentylacyjny powinien być tak ułożony, aby można było jak najłatwiej panować nad przewietrzaniem i to zarówno w warunkach normalnych, jak i w przypadku pożaru. Mówiąc o łatwości panowania nad systemem wentylacyjnym, rozumie się przez to łatwość regulowania ilości powietrza płynącego do każdego z pól, łatwość ustabilizowania prądów w czasie pożaru w celu uniknięcia ich odwracania, łatwość otamowania pól pożarowych itp.

Jednym z zasadniczych warunków ułożenia racjonalnego schematu jest przewietrzanie każdego z rejonów wentylacyjnych *prądem niezależnym*, tzn. takim, na który inne prądy wywierają jak najmniejszy wpływ. Ściśle biorąc całkowicie niezależny będzie taki prąd, który z innymi prądami nie ma żadnych połączeń. Przewietrzanie za pomocą takich niezależnych w 100% prądów wymagałoby jednak istnienia tylu szybów wdechowych i szybów wydechowych, ile kopalnia ma rejonów wentylacyjnych. Takich warunków prawie że nie spotyka się w praktyce, a zwłaszcza w przypadku dużych kopalń. Zwykle prądy płynące do poszczególnych rejonów oddzielają się od wspólnego prądu powietrza świeżego i łączą się we wspólnym prądzie powietrza zużytego, wobec tego niezależność ich jest tylko względna. Niemniej jednak takie właśnie prądy przy przewietrzaniu kopalń nazywają się prądami niezależnymi.

Prądem niezależnym nazywa się więc prąd, który oddziela się od prądu świeżego powietrza i po przewietrzeniu miejsca pracy lub odpowiedniej komory na dole dołącza się do prądu powietrza zużytego.

Na rys. 235 i 236 przedstawiono przykłady systemów przewietrzania kopalni prądami niezależnymi: normalnym i przekątnym. Ze względu na łatwość panowania korzystniejszy jest system normalny, niemniej jednak i system przekątny nie ma poważniejszych wad, jeżeli składa się wyłącznie z prądów niezależnych, odpowiadających wyżej podanej definicji.

Na dany prąd (np. *4-5*, rys. 236) wywierają inne prądy w danym systemie tym mniejszy wpływ, im mniejsza jest suma spadków naporu w częściach zewnętrznych tego prądu ($w_z = w_{1\,4} + w_{5\,7}$) w stosunku do spadku naporu w części wewnętrznej danego prądu ($w_w = w_{4\,5}$). Tak więc miarą stopnia niezależności, czyli stopnia stabilności danego prądu, jest stosunek

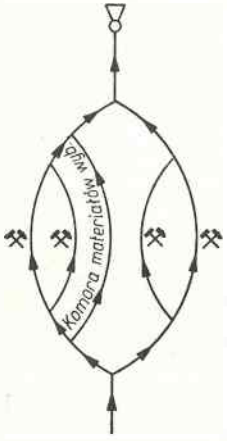
$$\sigma = \frac{w_w}{w_z} \tag{288}$$

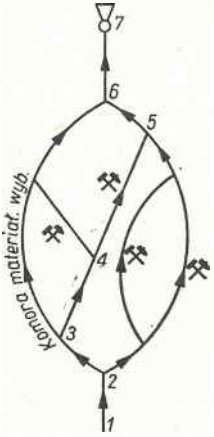
Ażeby stopień stabilności był możliwie duży, należy prądy powietrzne rozgałęziać jak najbliżej szybu i stosować tu możliwie duże przekroje wyrobisk.

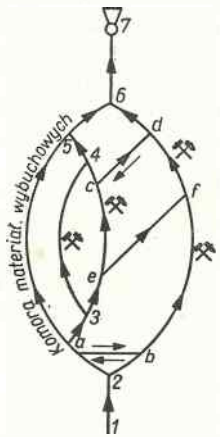
Bocznice łączące z sobą zarówno prądy powietrza świeżego (np. *a-b*, rys. 237), jak i zużytego (*c-d*) nie powinny być tolerowane, gdyż utrudniają regulację ilości powietrza w poszczególnych polach, a ponadto mogą stać się przyczyną poważnego niebezpieczeństwa w razie pożaru. Odnosi się to przede wszystkim do bocznic łączących z sobą dwa prądy powietrza świeżego. Tak np. jeżeli powstanie pożar w bocznicy *2-b*, zostaną zadymione nie tylko pola *b-f* i *f-d*, lecz i pola *e-c*, *3-4* oraz komora materiałów

wybuchowych *a-5*, gdyż prąd *a-b*, zależnie od miejsca pożaru, może płynąć w jedną lub drugą stronę. Obecność takiego prądu była niejednokrotnie w czasie pożaru przyczyną poważnych katastrof w kopalni. Niebezpieczeństwo, jakie może wywołać prąd *c-d*, jest wprawdzie mniejsze, gdyż w okolicy szybu wydechowego znajduje się mniej ludzi, należy jednak unikać również i tego rodzaju prądów zależnych, gdyż obojętnie, czy pożar powstanie w polu *e-c*, czy też w polu *f-d* (rys. 237), węzeł *c-4-5-6-d* zostanie całkowicie zadymiony.

Równie niekorzystny i niebezpieczny jest prąd *e-f*, doprowadzający dodatkowo świeże powietrze do pola *f-d*. Tego rodzaju prądy są często stosowane w kopalniach, a nawet wyraźnie zalecane przez niektóre przepisy górnicze.







Rys. 235 *(z lewej)*. System przewietrzania normalnymi prądami niezależnymi
Rys. 236 *(w środku)*. System przewietrzania przekątnymi prądami niezależnymi
Rys. 237 *(z prawej)*. Wadliwy system przewietrzania

W niektórych przypadkach nie da się w kopalni uniknąć węzłów w rodzaju węzła *2-a-b* na rys. 237. Zachodzi to przede wszystkim w podszybiach wydobywczych lub stacjach zbiorczych. W takich przypadkach całe podszybie należy traktować, jak gdyby to był jeden punkt na schemacie.

Poza tymi nielicznymi przypadkami nie powinno się z zasady tolerować innych prądów płynących do oddziałów oprócz prądów niezależnych. Zasada ta nie dotyczy rozdziału powietrza w samych polach eksploatacyjnych, którego to rozdziału zwykle nie uwidacznia się na schemacie przewietrzania.

Jeżeli wyrobiska, stanowiące takie niekorzystne pod względem wentylacyjnym połączenia, są niezbędne dla kopalni (np. jako drogi przewozowe), powinny one mieć na obu swych końcach szczelne tamy z drzwiami. W miarę możliwości tamy te powinny być zbudowane jako podwójne. Takie otamowane bocznice należy pokazać na schematach wentylacyjnych za pomocą linii przerywanych.

Należy przyjąć za zasadę, ażeby wszystkie niepotrzebne dla kopalni wyrobiska były zlikwidowane lub wyeliminowane z systemu wentylacyjnego, czy to przez ich podsadzenie, czy też przez szczelne otamowanie.

Pozostawienie niepotrzebnych wyrobisk bez otamowania było w wielu przypadkach przyczyną dużych katastrof w czasie pożarów. Wszystkie nieotamowane i dostępne dla ludzi wyrobiska powinny być obowiązkowo przewietrzane.

3. OBLICZENIE OPORÓW BOCZNIC

Przy wykonywaniu projektu przewietrzania kopalni zachodzi potrzeba obliczenia oporów bocznic systemu. Opory te mogą być obliczone na podstawie wzorów

$$M = 1000 \cdot \alpha \cdot \frac{L \cdot P}{S^3}, \quad \text{albo} \quad M = 1000 \cdot \frac{W}{Q^2}$$

W przypadku gdy w danej bocznicy nie ma dodatkowego źródła depresji, wzór drugi przekształca się na

$$M = 1000 \cdot \frac{h}{Q^2}$$

Istnieją więc dwie zasadnicze metody: pierwsza oparta jest na pomiarze elementów wyrobisk L, P, S, druga — na pomiarze depresji h i ilości przepływającego powietrza Q. Oprócz tych dwóch metod istnieje jeszcze trzecia metoda, polegająca na wprowadzeniu do jednej lub kilku bocznic dodatkowych oporów o znanej wielkości, co umożliwia określenie oporów bocznic na podstawie pomiarów ilości przepływającego powietrza przed i po włączeniu dodatkowych oporów.

3.1. Metoda oporów elementarnych

Metoda oporów elementarnych polega na tym, że daną bocznicę dzieli się na odcinki o mniej więcej jednakowym przekroju poprzecznym P, S i jednakowym współczynniku oporu α, oblicza się ich opór na podstawie pomierzonych wielkości L, P, S, po czym przez zsumowanie tych szeregowo połączonych oporów określa się opór bocznicy. Jeżeli bocznicę tworzą wyrobiska równoległe, wypadkowy ich opór należy obliczyć w znany sposób. Wskazane jest zestawiać w tablicy zarówno wyniki pomiarów, jak i obliczenie oporów.

Metoda ta ze względu na zmienny przekrój i zmienny kierunek chodników w kopalni, różnorodność obudowy, częste zanieczyszczenie i zatarasowanie wyrobisk, daje na ogół wyniki niedokładne. Pomimo to jest ona często stosowana, a równocześnie jest jedyną metodą do określania wielkości oporów bocznic w kopalniach projektowanych i jeszcze nieistniejących. W przypadkach takich tylko wyjątkowo daje się uzyskać dziesięcioprocentową dokładność obliczonej depresji wentylatora. W praktyce często rozbieżność między projektowaną i rzeczywistą depresją dochodzi do 25 do 50%, a czasami nawet do 100%.

3.2. Metoda pomiarów depresyjnych

W kopalniach istniejących korzystniej jest obliczać opory bocznic na podstawie pomiarów różnicy depresji w końcowych punktach bocznicy oraz ilości przepływającego powietrza. Użycie do tego celu rurek statycz-

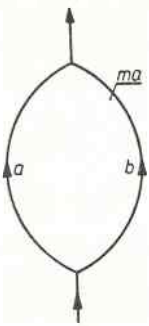
nych w połączeniu z mikromanometrem może znaleźć przy zwykłych pomiarach tylko ograniczone zastosowanie. Praktyczniejsze w użyciu, jakkolwiek dające mniejszą dokładność, są deprymometry, mikrobarometry, statoskopy lub — w ostateczności — aneroidy (przy dużych spadkach naporu). Ciśnienia należy mierzyć we wszystkich węzłowych punktach systemu, poza tym pożądane jest przeprowadzenie dodatkowych pomiarów w środku bocznic, zwłaszcza jeżeli zachodzą w niej straty lub zwiększenia ilości powietrza. Przy określaniu oporów takich wyrobisk na podstawie największego Q należy wyniki obliczeń zwiększyć o 15% przy stratach wynoszących około 25% lub o 40% — przy stratach wynoszących 50%.

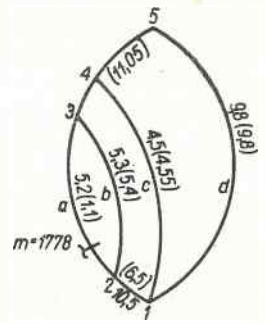
3.3. Metoda dodatkowych oporów

W systemie równoległym prostym (rys. 238), składającym się z dwóch bocznic o oporach a i b, zachodzi równość

$$a \cdot q_a^2 = b \cdot q_b^2 \tag{289}$$

Ilości powietrza q_a i q_b mogą być zmierzone, a więc równanie ma dwie niewiadome a i b. Jeżeli do jednej z bocznic (np. a) wprowadzi się dodat-





Rys. 238 *(z lewej)*. Prosty system równoległy
Rys. 239 *(z prawej)*. Przykład obliczenia oporów bocznic metodą dodatkowych oporów

kowy opór m_a i zmierzy ilości powietrza q'_a i q'_b, otrzyma się drugie równanie z dwoma niewiadomymi a i b

$$(a + m_a) \cdot q_a'^2 = b \cdot q_b'^2$$

Rozwiązując powyższy układ równań, otrzyma się

$$a = m_a \cdot \frac{q_a'^2 \cdot q_b'^2}{q_a^2 \cdot q_b'^2 - q_a'^2 \cdot q_b^2} \tag{290}$$

$$b = m_a = \frac{q_a^2 \cdot q_a'^2}{q_a^2 \cdot q_b'^2 - q_a'^2 \cdot q_b^2}$$

Najwygodniejszym w zastosowaniu oporem dodatkowym jest tama regulacyjna. Opór jej oblicza się za pomocą wzoru lub na podstawie pomiaru różnicy ciśnienia przed i za tamą oraz ilości płynącego powietrza.

Metoda powyższa została zaproponowana przez W. Żmudę w roku 1933.

Przykład. W systemie przedstawionym na rys. 239 zmierzono ilości powietrza w bocznicach przed (liczby bez nawiasów) i po (liczby w nawiasach) włączeniu dodatkowego oporu $m = 1778$. Opór bocznicy *2-a-3* wzór (290)

$$M_{2a3} = 1778 \cdot \frac{1{,}1^2 \cdot 5{,}3^2}{5{,}2^2 \cdot 5{,}4^2 - 1{,}1^2 \cdot 5{,}3^2} = 80 \text{ miurgów}$$

Opór ten wpisano w 1. tabeli schodkowej (patrz dalej). Po wprowadzeniu dodatkowego oporu ($m = 1778$) opór bocznicy wzrośnie do $80 + 1778 = 1858$ miurgów, co wpisano w 2. tabeli schodkowej.

W podobny sposób oblicza się z wzoru (290) lub lepiej z (289) opór bocznicy *2-b-3*

$$M_{2b3} = 78 \text{ miurgów}$$

Opór równoległego połączenia *2-3* [wzór (194)] przed włączeniem tamy wynosi (1. tabela) 19,6 po włączeniu (2. tabela) 53,1, a więc zwiększa się o $m_{23} = 53{,}1 - 19{,}6 = 33{,}5$ miurgów. Teraz można już obliczyć opory bocznic *1-2-4* oraz *1-c-4*.

Mianowicie (290)

$$M_{124} = 33{,}5 \cdot \frac{6{,}5^2 \cdot 4{,}5^2}{10{,}5^2 \cdot 4{,}55^2 - 6{,}5^2 \cdot 4{,}5^2} = 20{,}1 \text{ miurgów}$$

po włączeniu tamy opór tej bocznicy wzrośnie do

$$20{,}1 + 33{,}5 = 53{,}6 \text{ miurgów}$$

(opór bocznic *1-2* i *3-4* razem wziętych wynosi $20{,}1 - 19{,}6 = 0{,}5$ miurgów)

Po obliczeniu na podstawie (290) oporu bocznicy *1-c-4*

$$M_{1c4} = 110 \text{ miurgów}$$

oraz oporu połączenia równoległego *1-4* (194) bez tamy ($M_{14} = 10$) i z tamą ($M_{14} = 18{,}6$) otrzymuje się zwiększenie oporu o $m_{34} = 18{,}6 - 10 = 8{,}6$ miurgów.

Opór połączenia *1-4-5* (289)

$$M_{143} = 8{,}6 \cdot \frac{11{,}05^2 \cdot 9{,}8^2}{15^2 \cdot 9{,}8^2 - 11{,}05^2 - 9{,}8^2} = 10{,}2 \text{ miurgów}$$

po włączeniu tamy opór ten wzrośnie do

$$10{,}2 + 8{,}6 = 18{,}8 \text{ miurgów}$$

(opór bocznicy *4-5* wynosi $M_{45} = 10{,}2 - 10 = 0{,}2$).

Z wzoru (290) otrzymuje się

$$M_{1d5} = 8{,}6 \cdot \frac{15^2 \cdot 11{,}05^2}{15^2 \cdot 9{,}8^2 - 11{,}05^2 \cdot 9{,}8^2} = 23{,}9 \text{ miurgów}$$

1. Tabela schodkowa do rys. 239 bez tamy regulacyjnej

Bocznica	Cały system	Kl. I	Kl. II	Kl. III
	miurgi			
2-a-3			19,6	80
2-b-3				78
(1-2) + (3-4)			(0,5)	
1-2-4		10,0	20,1	
1-c-4			110,0	
(4-5)		(0,2)		
1-4-5	3,7	10,2		
1-d-5		23,9		

2. Tabela schodkowa do rys. 239 po włączeniu tamy regulacyjnej

Bocznica	Cały system	Kl. I	Kl. II	Kl. III
	miurgi			
2-a-3			53,1	1858
2-b-3				78
(1-2) + (3-4)			(0,5)	
1-2-4			53,6	
1-c-4		18,6	110,0	
(4-5)		(0,2)		
1-4-5		18,8		
1-d-5	5,3	23,9		

Podana metoda może być zastosowana również i do określenia oporów bocznic systemów przekątnych. Tak np. dla prostego systemu przekątnego (rys. 150) będzie układ dwóch równań z pięcioma niewiadomymi (a, a', b, b', c)

$$a \cdot q_a^2 = b \cdot q_b^2 + c \cdot q_c^2$$

$$c \cdot q_c^2 + a' \cdot q_a'^2 = b' \cdot q_c'^2$$

q_a, q'_a, q_b są pomierzone.

Po wprowadzeniu do dowolnej bocznicy dodatkowego oporu o znanej wielkości i pomierzeniu ilości powietrza otrzymuje się dwa dalsze równania; umieszczając następnie opór w innej bocznicy otrzymuje się znowu dwa równania, a więc razem mamy sześć równań z pięcioma niewiadomymi.

Należy mieć tu na uwadze, że umieszczenie dodatkowego oporu w bocznicach b lub a' przyczynić się może do odwrócenia prądu przekątnego, co wymagać będzie odpowiedniej zmiany znaków w równaniach, tamy natomiast w bocznicach a, b' lub c nie zmieniają kierunku prądu przekątnego.

W praktyce może zachodzić potrzeba równoległego stosowania wszystkich trzech powyższych metod: np. metody pierwszej przy obliczaniu oporów wyrobisk o dużym i regularnym przekroju, metody drugiej przy obliczaniu oporów bocznic, w których występuje duży spadek naporu itp.

4. OBLICZENIE ILOŚCI POWIETRZA

Sposoby obliczania potrzebnej ilości powietrza podane zostały w części A (rozdział 15). Ogólną ilość powietrza obliczoną tą metodą należy traktować jako *najmniejszą potrzebną* i dającą tylko pewną orientację. Po szczegółowym opracowaniu projektu przewietrzania poszczególnych rejonów ilość ta może okazać się za mała. Należy zważać, ażeby prędkość powietrza w żadnym wyrobisku nie była mniejsza od 0,15 m/sek, a przy przewietrzaniu ślepych wyrobisk za pomocą lutni z wentylatorami, aby ilość płynącego powietrza w sąsiednim chodniku była przynajmniej

3 razy większa od zapotrzebowania tych wentylatorów. Należy pamiętać, że oprócz czynnych wyrobisk eksploatacyjnych są w kopalni wyrobiska zapasowe, które muszą być również przewietrzane, a ilość płynącego do nich powietrza powinna wynosić przynajmniej 50% tej ilości, jaka płynie do takich samych wyrobisk, ale obsadzonych.

Obliczona w ten sposób najmniejsza potrzebna ilość powietrza przekracza zwykle kilkakrotnie obowiązującą normę: 4 m^3 na minutę i człowieka.

Wskazane jest nie ograniczać się do tego obliczenia i dążyć do jeszcze większego podniesienia ilości powietrza, zwłaszcza płynącego do miejsc, w których normalnie panuje wysoka temperatura. Nadmiar powietrza przy zachowaniu dopuszczalnych prędkości jest w większości przypadków zjawiskiem korzystnym i zwłaszcza w głębokich kopalniach może przyczynić się do wybitnego poprawienia samopoczucia człowieka i podniesienia wydajności jego pracy.

Po obliczeniu potrzebnej ilości powietrza dla każdego rejonu wentylacyjnego i podaniu na schemacie przewietrzania ilości płynących w jednostce czasu w poszczególnych bocznicach kontroluje się prędkości powietrza w najwęższych przekrojach tych bocznic. Jeżeli prędkości w całym systemie są niższe od dopuszczalnych, będzie to dowodem, że *wentylacyjna zdolność przepustowa kopalni*, tj. ilość powietrza, jaką kopalnia może przepuścić przy zachowaniu dopuszczalnych prędkości, nie została całkowicie wykorzystana i że ilość powietrza może być odpowiednio zwiększona. Jeżeli w niektórych bocznicach projektowane ilości powietrza wypadają za duże ze względu na dopuszczalne prędkości, trzeba albo obniżyć wymagania co do ilości powietrza, albo przebudować wyrobisko istniejące, albo też zaprojektować nowe równoległe wyrobisko. Wąskimi miejscami kopalni pod względem wentylacyjnym są najczęściej główne chodniki wentylacyjne, rzadziej przecznice i główne chodniki przewozowe.

Przy projektowaniu przewietrzania wskazane jest obliczenie nie tylko najmniejszej potrzebnej ilości powietrza, lecz i zdolności przepustowej kopalni. Projektowana ilość powietrza musi mieścić się między tymi granicami.

Mając powyższe na uwadze, ustala się potrzebną ilość powietrza w poszczególnych prądach niezależnych.

5. REGULACJA SYSTEMÓW PRZEWIETRZANIA

5.1. Zasady ogólne

Należyty rozdział powietrza na poszczególne bocznice osiąga się przez jego regulację, która może być dokonana przez zwiększenie lub zmniejszenie oporów poszczególnych bocznic — *regulacja bezpośrednia* lub przez zastosowanie wtórnych wentylatorów albo innych źródeł depresji — *regulacja pośrednia*. Regulacja przeprowadzona przez zwiększenie oporów bocznic nosi nazwę *regulacji dodatniej*, przez zmniejszenie ich oporów — *regulacji ujemnej*.

Przez zmniejszenie oporu bocznicy zwiększa się ilość przepływającego przez nią powietrza. Ten sam skutek osiąga się również przez umieszczenie wentylatora wtórnego w tej bocznicy, a więc i w tym przypadku

regulacja będzie ujemna. Regulacja dodatnia za pomocą wentylatorów — gdy działanie ich jest niezgodne z kierunkiem prądu — nie ma praktycznego zastosowania, gdyż ten sam skutek da się o wiele taniej osiągnąć przez zwiększenie oporów.

Wobec powyższego regulacja może być dodatnia (bezpośrednia), ujemna bezpośrednia, ujemna pośrednia oraz mieszana, gdy stosuje się jednocześnie kilka sposobów regulacji.

Regulacja dodatnia może być przeprowadzona przez wyłączenie bocznic równoległych wchodzących w skład danej bocznicy głównej lub przez zastosowanie tam regulacyjnych (rys. 130).

Regulacja ujemna bezpośrednia może być dokonana przez włączenie do danej bocznicy niektórych połączeń równoległych, przez rozszerzenie pewnych wyrobisk lub przez zastąpienie obudowy drewnianej gładką obudową murową.

Regulacja ujemna pośrednia może być przeprowadzona przez ustawienie w bocznicach dodatkowych wentylatorów lub innych mechanicznych źródeł depresji oraz przez lokalne podwyższenie lub obniżenie temperatury. Praktyczne znaczenie dla celowej regulacji może mieć tylko ustawienie mechanicznych źródeł depresji. Regulację tę stosuje się wówczas, gdy w kopalni istnieją bocznice o bardzo dużych oporach i gdy trzeba przez te bocznice przeprowadzić znaczną ilość powietrza. Zastosowanie w tym przypadku regulacji dodatniej (tamowanie innych bocznic) musiałoby siłą rzeczy zwiększyć znacznie opór całego systemu, a więc pociągnęłoby za sobą znaczne zwiększenie mocy wentylatora głównego.

Sposób wentylacji ujemnej pośredniej może być również wskazany wtedy, gdy przy istniejącym wentylatorze głównym regulacja dodatnia wpływa znacznie na obniżenie współczynnika pracy użytecznej tego wentylatora.

Zastosowanie wentylatorów lutniowych do przewietrzania ślepych chodników nie zalicza się do regulacji całości systemu, gdyż nie wpływają one na ruch powietrza w ogólnym systemie wentylacyjnym.

Podany w dalszym ciągu sposób regulacji został szczegółowo opracowany w 1930 r. przez A. Sałustowicza w jego pracy dyplomowej na Akademii Górniczej; samą jednak ideę tego sposobu spotykamy już u Protodiakonowa.

5.2. Regulacja za pomocą tam przy jednym wentylatorze

Weźmy pod uwagę dowolny system przewietrzany jednym wentylatorem. Powietrze w takim nieuregulowanym systemie rozdzieli się zgodnie z zasadami podanymi w części B. Taki naturalny rozdział w większości przypadków nie odpowiada wymaganiom kopalni i musi być zmieniony. Zmianę tę przeprowadza się przy regulacji dodatniej przez umieszczenie tam regulacyjnych w odpowiednich bocznicach. W wielu przypadkach nie będzie można z góry przewidzieć, w których bocznicach mają być te tamy postawione, a w których nie, toteż przyjmie się na razie, że dlatego, aby w bocznicach M_1, M_2 ... płynęły odpowiednie ilości powietrza q_1, q_2 ..., należy umieścić w nich tamy regulacyjne o oporach m_1, m_2 ...

W ten sposób opory bocznic systemu po uregulowaniu wyniosą $(M_1 + m_1)$, $(M_2 + m_2)$ ... itd.

Dla wszystkich dróg (obwodów) prowadzących do wentylatora można ułożyć równania typu

$$h = 0{,}001 \cdot \Sigma (M_i + m_i) \cdot q_i^2$$

lub też, nazywając przez M opór całego systemu i przy Q — ilość powietrza przepływającego przez ten system ($h = 0{,}001 \cdot MQ^2$)

$$MQ^2 = \Sigma (M_i + m_i) \cdot q_i^2$$

a nazywając stosunki

$$\frac{q_1}{Q} = x_1, \quad \frac{q_2}{Q} = x_2, \ldots \frac{q_n}{Q} = x_n$$

otrzyma się układ n równań typu

$$M = \sum (M_i + m_i) \cdot x_i^2 = \sum M_i \cdot x_i^2 + \sum m_i \cdot x_i^2 \qquad (291)$$

Równań takich można napisać tyle, ile jest możliwych dróg n między końcowymi punktami systemu, pod warunkiem że zawsze idzie się z prądem powietrza.

Każde z tych równań wyraża opór M całego systemu uregulowanego, a więc wyraża jedną i tę samą wielkość. Ponieważ idąc z prądem powietrza zawsze $\Sigma m_i \cdot x_i^2 \geqslant 0$, przeto opór M nie może być w żadnym razie mniejszy od największej wartości $\Sigma M_i \cdot x_i^2$, czyli

$$M \geqslant (\sum M_i \cdot x_i^2)_{max} \qquad (292)$$

Z równań (291) można określić n niewiadomych, a więc:

a. jeżeli jest nieznany opór ogólny M, można z tych równań obliczyć M oraz $n-1$ oporów m tam regulacyjnych;
b. jeżeli z góry zadamy opór M, można obliczyć opory tam w n bocznicach.

Jeżeli w równaniach (291) okaże się większa ilość niewiadomych m, będzie to dowodem, że niepotrzebnie przyjęto zbyt dużą ilość tam i że niektóre z nich można w ogóle opuścić, przyjmując odnośne $m = 0$. Będzie to zgodne z zasadą, że liczba tam powinna być jak najmniejsza. W praktyce, jeśli to jest możliwe, należy przeprowadzając regulację tak rozmieszczać tamy regulacyjne, aby w każdej drodze powietrza znajdowała się jedna tama (w prądzie niezależnym). Wszystkie te równania są pierwszego stopnia, wobec czego przy obliczaniu regulacji na podstawie zadanego rozdziału powietrza można rozwiązać każdy system.

Przy projektowaniu przewietrzania kopalni należy dążyć do tego, ażeby opór całego systemu był jak najmniejszy, a więc jak to wynika z (292)

$$M_{min} = (\sum M_i \cdot x_i^2)_{max} \qquad (293)$$

Zatem między końcowymi punktami systemu nie należy stawiać żadnych tam na drodze, dla której wielkość $\Sigma M_i \cdot x_i^2$ wypada największa.

Mając z wzoru (293) wielkość M wstawia się ją kolejno do równań (291) i oblicza z nich opory tam regulacyjnych. Jeżeli w pewnym równaniu otrzyma się dwie lub więcej niewiadomych, będzie to dowodem, że w danym przypadku istnieje dwa lub więcej sposobów regulacji, które otrzyma się przyjmując kolejno wartości 0 dla oporu wszystkich tam wchodzących do danego równania, oprócz jednej.

Obliczenie regulacji znacznie się upraszcza, jeżeli z góry, już przy układaniu równań (291), wyeliminuje się tamy w niektórych bocznicach. Najłatwiej można zrozumieć ten sposób regulacji na konkretnych przykładach.

Przykład 1. Schemat systemu oraz opory bocznic w miurgach podane zostały na rys. 240 *a*. Pola wentylacyjne znajdują się w bocznicach a', c, b.

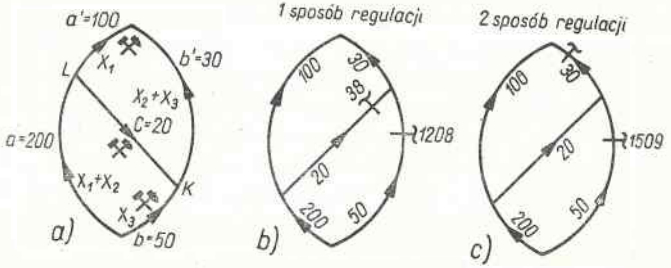
Żądany rozdział powietrza na te pola

$$x_1 = 0{,}4, \qquad x_2 = 0{,}3, \qquad x_3 = 0{,}3$$

W systemie nieuregulowanym byłoby

$$\frac{a}{b} = \frac{200}{50} = 4 > \frac{a'}{b'} = \frac{100}{30} = 3{,}3$$

a więc (190) prąd przekątny płynie od K do L. W tych warunkach jeden i ten sam prąd przepływałby kolejno przez wszystkie roboty. W celu uniknięcia tego należy przy regulacji zmienić kierunek prądu $K-L$. Otrzymuje się wówczas trzy prądy niezależne, jak pokazują strzałki. Rozdział powietrza na poszczególne bocznice przedstawiony jest na schemacie. Przyjmijmy, że tamy regulacyjne m_a, m'_a, m_b ... znajdują się w odpowiednich bocznicach a, a', b ...



Rys. 240. Przykłady regulacji systemu wentylacyjnego

Równania podstawowe (291)

dla drogi aa'

$$1.\quad M = [a \cdot (x_1 + x_2)^2 + a' \cdot x_1^2] + [m_a \cdot (x_1 + x_2)^2 + m'_a \cdot x_1^2] =$$
$$= 200 \cdot 0{,}7^2 + 100 \cdot 0{,}4^2 + m_a \cdot 0{,}7^2 + m'_a \cdot 0{,}4^2 = 114 + 0{,}49 \cdot m_a + 0{,}16 \cdot m'_a$$

dla drogi acb'

$$2.\quad M = 200 \cdot 0{,}7^2 + 20 \cdot 0{,}3^2 + 30 \cdot 0{,}6^2 + m_a \cdot 0{,}7^2 + 0{,}3^2 \cdot m_c + 0{,}6^2 \cdot m'_b =$$
$$= 110{,}6 + 0{,}49 \cdot m_a + 0{,}09 \cdot m_c + 0{,}36 \cdot m'_b$$

dla drogi bb'

$$3.\quad M = 15{,}3 + 0{,}09 \cdot m_b + 0{,}36 \cdot m'_b$$

Opór systemu (293)

$$M = \left(\sum M_i \cdot x_i^2\right)_{max} = 114 \text{ miurgów}$$

z równania 1. jest $m_a = m'_a = 0$;

z równania 2. jest $114 = 110{,}6 + 0 + 0{,}09 \cdot m_c + 0{,}36 \cdot m'_b$

Możliwe są dwa sposoby regulacji:

Sposób I:

$$m'_b = 0;\ m_c = \frac{114 - 110{,}6}{0{,}09} = 38 \text{ miurgów}$$

z równania 3. jest

$$114 = 15{,}3 + 0{,}09 \cdot m_b + 0;\ m_b = \frac{114 - 15{,}3}{0{,}09} = 1208 \text{ miurgów}$$

Sposób II:

$$m_c = 0;\ m'_b = \frac{114 - 110{,}6}{0{,}36} = 9 \text{ miurgów}$$

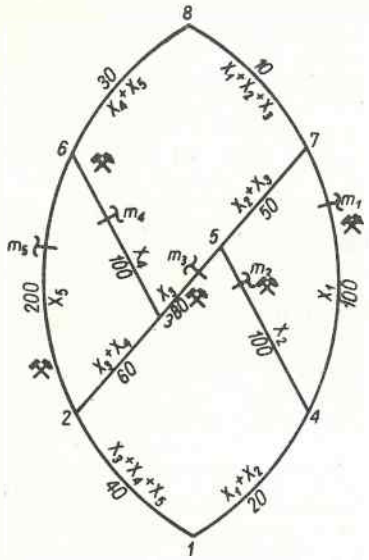
z równania 3. jest

$$114 = 15{,}3 + 0{,}09 \cdot m_b + 0{,}36 \cdot 9;\ m_b = 1059 \text{ miurgów}$$

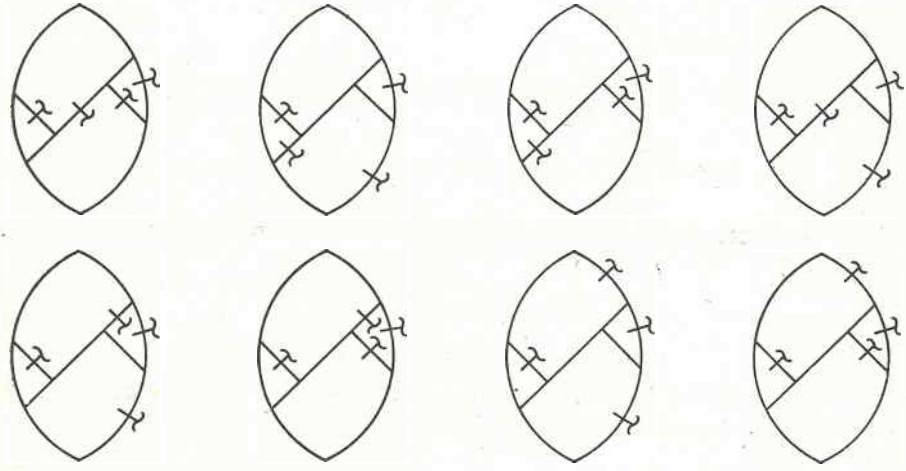
Na rys. 240 b i 240 c pokazano oba sposoby regulacji, z których można wybrać korzystniejszy dla nas z tych lub innych względów.

Należy mieć na uwadze, że tamy o małym oporze praktycznie mogą być w ogóle pominięte, a więc w danym przypadku zaniechane mogą być tamy $m'_b = 9$ miurgów i $m_c = 38$ miurgów.

Przykład 2. (rys. 241). Rozdział powietrza na poszczególne pola wentylacyjne: $x_1 = 0{,}2$, $x_2 = 0{,}2$, $x_3 = 0{,}2$, $x_4 = 0{,}1$, $x_5 = 0{,}3$. Przyjęto dla uproszczenia jeden tylko sposób regulacji, a mianowicie, że tamy regulacyjne będą stawiane tylko w prądach niezależnych, jak pokazano na rys. 241.



Rys. 241. Przykład regulacji systemu wentylacyjnego



Rys. 242. Możliwe sposoby regulacji systemu przedstawionego na rys. 241

Równania podstawowe:

1. dla drogi *1-4-7-8* $M = 10{,}8 + 0{,}04 \cdot m_1$
2. dla drogi *1-4-5-7-8* $M = 18{,}8 + 0{,}04 \cdot m_2$
3. dla drogi *1-2-3-5-7-8* $M = 34{,}6 + 0{,}04 \cdot m_3$
4. dla drogi *1-2-3-6-8* $M = 25{,}6 + 0{,}01 \cdot m_4$
5. dla drogi *1-2-6-8* $M = 37{,}2 + 0{,}09 \cdot m_5$

Opór systemu po uregulowaniu (293) jest równy największemu $\Sigma M_i \cdot x_i^2$ z tych równań, a więc

$$M = 37{,}2 \text{ miurgów}$$

Po wstawieniu tej wartości do powyższych równań otrzyma się opory tam:

$$m_1 = 660,\ m_2 = 460,\ m_3 = 65,\ m_4 = 1160,\ m_5 = 0 \text{ miurgów}$$

Przeprowadzając obliczenia dla wszystkich możliwych sposobów rozmieszczenia tam, otrzyma się dla danego przykładu 8 sposobów regulacji (rys. 242).

5.3. Regulacja za pomocą tam przy kilku wentylatorach

W przypadku przewietrzania kopalni za pomocą kilku wentylatorów wielkość depresji dla każdej drogi między końcowymi punktami systemu będzie zależna od wentylatora (lub wentylatorów), który się znajduje na danej drodze. A więc dla każdej drogi przechodzącej przez wentylator h_1 otrzyma się

$$h_1 = 0{,}001 \cdot \Sigma (M_i' + m_i') \cdot q_i'^2$$

dla dróg przechodzących przez wentylator h_2

$$h_2 = 0{,}001 \cdot \Sigma (M_i'' + m_i'') \cdot q_i''^2$$

itd.

Gdy przez każdy z tych wentylatorów przepływają ilości powietrza $Q_1, Q_2 \ldots$, przy czym wentylatory te mają do pokonania opory $M_1, M_2 \ldots$ wówczas:

$$M_1 \cdot Q_1^2 = \Sigma (M_i' + m_i') \cdot q_i'^2$$
$$M_2 \cdot Q_2^2 = \Sigma (M_i'' + m_i'') \cdot q_i''^2$$

lub nazywając przez

$x_1 = \frac{q_1}{Q}$; $x_2 = \frac{q_2}{Q}$ — stosunkowy rozdział powietrza na bocznice,

$X_1 = \frac{Q_1}{Q}$; $X_2 = \frac{Q_2}{Q}$ — stosunkowy rozdział powietrza na wentylatory,

gdzie Q oznacza ogólną ilość powietrza przepływającego przez system, otrzyma się

$$\left.\begin{aligned} M_1 \cdot X_1^2 &= \Sigma M_i' \cdot x_i'^2 + \Sigma m_i' \cdot x_i'^2 \\ M_2 \cdot X_2^2 &= \Sigma M_i'' \cdot x_i''^2 + \Sigma m_i'' \cdot x_i''^2 \end{aligned}\right\} \quad (294)$$

Dalsze obliczenia są takie same jak i przy jednym wentylatorze, a więc przyjmuje się przede wszystkim (jeżeli depresja wentylatora nie jest zadana z góry)

$$M_1 \cdot X_1^2 = \max \Sigma M_i' \cdot x_i'^2;\quad M_2 \cdot X_2^2 = \max \Sigma M_i'' \cdot x_i''^2 \text{ itd.} \quad (295)$$

oraz oblicza opory tam regulacyjnych.

Przykład. Schemat systemu, opory bocznic, ilości powietrza w poszczególnych oddziałach oraz rozdział na poszczególne bocznice pokazano na rys. 243. Ogólna ilość powietrza

$$Q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4 = 20 + 10 + 5 + 15 = 50 \text{ m}^3/\text{sek}$$

Rozdział powietrza

$$x_1 = \frac{20}{50} = 0{,}4\,; \quad x_2 = \frac{10}{50} = 0{,}2\,; \quad x_3 = \frac{5}{50} = 0{,}1\,;$$

$$x_4 = \frac{15}{50} = 0{,}3$$

$$X_1 = x_1 + x_2 = 0{,}6 \qquad X_2 = x_3 + x_4 = 0{,}4$$

Tamy regulacyjne będą stawiane tylko w prądach niezależnych, jak pokazano na rys. 243, można więc z góry przyjąć jeden sposób regulacji.

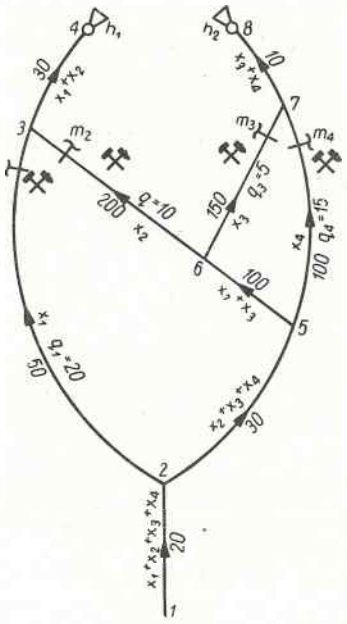
Równania podstawowe (294):

1. dla drogi *1-2-3-4*

$$M_1 \cdot 0{,}6^2 = (20 \cdot 1^2 + 50 \cdot 0{,}4^2 + 30 \cdot 0{,}6^2) + m_1 \cdot 0{,}4^2$$

2. dla drogi *1-2-5-3-4*

$$M_1 \cdot 0{,}6^2 = (20 \cdot 1^2 + 30 \cdot 0{,}6^2 + 100 \cdot 0{,}3^2 + 200 \cdot 0{,}2^2 + 30 \cdot 0{,}6^2) + m_2 \cdot 0{,}2^2$$



Rys. 243. Przykład regulacji systemu wentylacyjnego z dwoma wentylatorami

3. dla drogi *1-2-5-6-7-8*

$$M_2 \cdot 0{,}4^2 = (20 \cdot 1^2 + 30 \cdot 0{,}6^2 + 100 \cdot 0{,}3^2 + 150 \cdot 0{,}1^2 + 10 \cdot 0{,}4^2) + m_3 \cdot 0{,}1^2$$

4. dla drogi *1-2-5-7-8*

$$M_2 \cdot 0{,}4^2 = (20 \cdot 1^2 + 30 \cdot 0{,}6^2 + 100 \cdot 0{,}3^2 + 10 \cdot 0{,}4^2) + m_4 \cdot 0{,}3^2$$

Po przekształceniu tych równań będzie:

1. $0{,}36 \cdot M_1 = 38{,}8 + 0{,}16 \cdot m_1$
2. $0{,}36 \cdot M_1 = 58{,}6 + 0{,}04 \cdot m_2$
3. $0{,}16 \cdot M_2 = 42{,}9 + 0{,}01 \cdot m_3$
4. $0{,}16 \cdot M_2 = 41{,}4 + 0{,}09 \cdot m_4$

Na podstawie wzoru (295) jest

$$0{,}36 \cdot M_1 = 58{,}6; \qquad 0{,}16 \cdot M_2 = 42{,}9$$
$$M_1 = 163 \text{ miurgów}; \qquad M_2 = 268 \text{ miurgów}$$

Wstawiając do przekształconych równań podstawowych

$$0{,}36 \cdot M_1 = 58{,}6$$

oraz

$$0{,}16 \cdot M_2 = 42{,}9$$

otrzyma się opory tam regulacyjnych:

$$m_1 = 124; \qquad m_2 = 0; \qquad m_3 = 0; \qquad m_4 = 17 \text{ miurgów}$$

5.4. Regulacja za pomocą wentylatorów wtórnych i regulacja mieszana

W przypadku *ujemnej regulacji pośredniej* za pomocą wtórnych wentylatorów równania układa się w taki sam sposób, jak i przy regulacji dodatniej, z tą jednak różnicą, że dla drogi, na której ma być umieszczony wentylator, będzie w lewej stronie równania obok oporu kopalni M, jaki ma być pokonany przez wentylator główny, również opór M_1, który ma być pokonany przez wentylator pomocniczy. Jeżeli na drodze prądu ma być ustawionych kilka wentylatorów, wszystkie one powinny być uwzględnione w równaniach podstawowych typu (294)

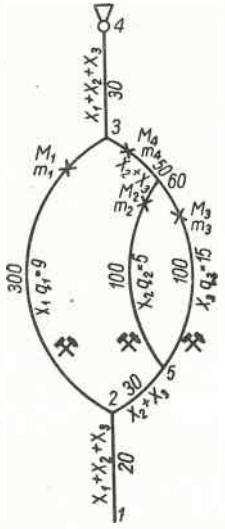
$$M \cdot X^2 + \sum M_1 \cdot X_1^2 = \sum M_i \cdot x_i^2 \tag{296}$$

Przy regulacji *mieszanej* będą zarówno prądy, w których znajdują się wentylatory, jak i prądy, w których znajdują się tamy regulacyjne.

Ogólna więc postać równań podstawowych będzie

$$M \cdot X^2 + \sum M_1 \cdot X_1^2 = \sum M_i \cdot x_i^2 + \sum m_i \cdot x_i^2 \tag{297}$$

Przykład. Należy przeprowadzić regulację mieszaną systemu podanego na rys. 244, w którym istnieje już wentylator główny dający $Q = 30$ m³/sek powietrza przy depresji $h = 75$ mm sł. wody. Tamy regulacyjne lub wentylatory wtórne mogą być ustawione tylko w miejscach oznaczonych na rysunku krzyżykami.



Rys. 244. Przykład mieszanej regulacji systemu wentylacji

Rozdział powietrza:

$$x_1 = \frac{9}{30} = 0{,}3; \quad x_2 = \frac{6}{30} = 0{,}2; \quad x_3 = \frac{15}{30} = 0{,}5; \quad X = 1$$

Opór systemu, jaki powinien być pokonany przez wentylator główny, wynosi

$$M = 1000 \frac{h}{Q^2} = 1000 \cdot \frac{75}{30^2} = 83{,}3 \text{ miurgów}$$

Ponieważ nie można z góry ustalić, gdzie ma stanąć wentylator wtórny, a gdzie tama, należy na razie przyjąć, że w miejscach oznaczonych krzyżykami znajdują się wentylatory i tamy. Dla takiego przypadku będą obowiązywały równania podstawowe (297)

1. dla drogi *1-2-x_1-3-4*

$$83{,}3 \cdot 1^2 + M_1 \cdot 0{,}3^2 = (20 \cdot 1^2 + 300 \cdot 0{,}3^2 + 30 \cdot 1^2) + m_1 \cdot 0{,}3^2$$
$$0{,}09 \cdot M_1 = -6{,}3 + 0{,}09 \cdot m_1$$

2. dla drogi $1\text{-}2\text{-}5\text{-}x_2\text{-}6\text{-}3\text{-}4$

$$0{,}04 \cdot M_2 + 0{,}49 \cdot M_4 = 9{,}9 + 0{,}04 \cdot m_2 + 0{,}49 \cdot m_4$$

3. dla drogi $1\text{-}2\text{-}5\text{-}x_3\text{-}6\text{-}3\text{-}4$

$$0{,}25 \cdot M_3 + 0{,}49 \cdot M_4 = 30{,}9 + 0{,}25 \cdot m_3 + 0{,}49 \cdot m_4$$

Z równania 1. widać, że jeżeli tylko postawi się wentylator $M_1 > 0$, to będzie trzeba jednocześnie tamować samą bocznicę (gdyż wtedy musi być $0{,}09 \cdot m_1 > 6{,}3$), co nie miałoby celu, dlatego też należy przyjąć

$$M_1 = 0; \qquad m_1 = \frac{6{,}3}{0{,}09} = 70 \text{ miurgów}$$

Z równań 2. i 3. wynika, że w każdym przypadku, czy tamy będą stawiane, czy nie, wentylatory muszą być umieszczone w tych prądach, gdyż wtedy

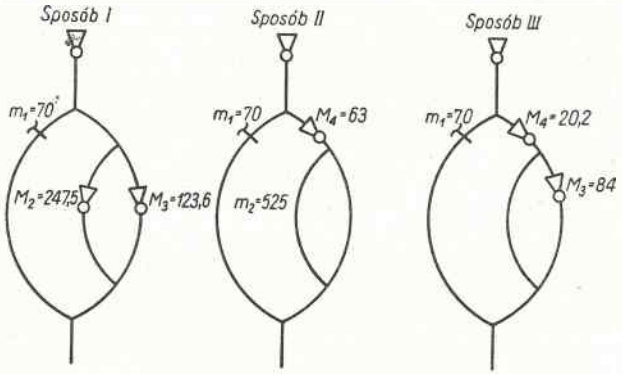
$$0{,}04 \cdot M_2 + 0{,}49 \cdot M_4 > 0 \quad \text{i} \quad 0{,}25 \cdot M_3 + 0{,}49 \cdot M_4 > 0$$

przyjmując więc z równania 3.

$$m_3 = m_4 = 0$$

otrzyma się

$$0{,}25 \cdot M_3 + 0{,}49 \cdot M_4 = 30{,}9$$



Rys. 245. Możliwe sposoby regulacji systemu przestawionego na rys. 244

Możliwe tu są dwa przypadki, a więc i dwa sposoby regulacji:

a. $M_4 = 0; \qquad M_3 = \frac{30{,}9}{0{,}25} = 123{,}6$

z równania 2. wynika $M_2 = \frac{9{,}9}{0{,}04} = 247{,}5; \quad m_2 = 0$

(oczywiście nie ma tu celu dawać tamy m_2)

b. $M_3 = 0; \qquad M_4 = \frac{30{,}9}{0{,}49} = 63$

z równania 2. wynika

$$0{,}004 \cdot M_2 = -21 + 0{,}04 \cdot m_2$$

w tym przypadku nie ma celu dawać wentylatora, a więc

$$M_2 = 0, \qquad m_2 = 525$$

Wychodząc w taki sam sposób z równania 2. otrzyma się

$$m_2 = m_4 = 0$$

wtedy

$$0{,}04 \cdot M_2 + 0{,}49 \cdot M_4 = 9{,}9$$

Znów są tu dwa nowe sposoby regulacji:

c. $M_2 = 0; \qquad M_4 = \frac{9{,}9}{0{,}49} = 20{,}2$

z równania 3.

$$0{,}25 \cdot M_3 + 9{,}9 = 30{,}9 + 0{,}25 \cdot m_3$$

oczywiście musi być

$$m_3 = 0; \quad M_3 = 84$$

d. $M_4 = 0; \quad M_2 = \frac{9{,}9}{0{,}04} = 247{,}5$

z równania 3.

$$0{,}25 \cdot M_3 = 30{,}9 + 0{,}25 \cdot m_3$$

a więc $m_3 = 0; \quad M_3 = \frac{30{,}9}{0{,}25} = 123{,}6.$

Sposób ten jest identyczny ze sposobem a. Ostatecznie są więc trzy sposoby regulacji pokazane na rys. 245.

5.5. Wypadkowy opór i otwór równoznaczny kopalni

Oporem M kopalni lub jej otworem równoznacznym A nazywa się opór (lub otwór równoznaczny) takiego przewodu, przez który przeprowadzenie potrzebnej ilości powietrza wymaga takiej samej pracy użytecznej, jak i przeprowadzenie powietrza przez daną kopalnię. Ponieważ celem przewietrzania kopalń jest doprowadzenie do nich powietrza świeżego i odprowadzenie zużytego, przeto przy obliczaniu oporu kopalni należy uwzględniać tylko tę ilość powietrza, która przepływa przez całość kopalni. Tym samym prądy krążące wewnątrz kopalni (odwrócone) nie powinny być brane pod uwagę.

Jeżeli jest kilka źródeł depresji o wielkości $h_1, h_2 \ldots h_n$ i przez każde z nich przepływa ilość powietrza $Q_1, Q_2 \ldots Q_n$ m³/sek, to wykonana praca przez wszystkie te źródła wynosi (105)

$$N_u = \sum Q_i \cdot h_i \quad \frac{\text{kG} \cdot \text{m}}{\text{sek}}$$

Praca ta przypada na Q m³ powietrza przepływającego przez kopalnię, a więc praca przypadająca na 1 kG powietrza, czyli *wypadkowa depresja* wyniesie

$$h_w = \frac{\sum Q_i \cdot h_i}{Q} \tag{298}$$

Opór wypadkowy kopalni

$$M = 1000 \cdot \frac{h_w}{Q^2} = 1000 \cdot \frac{\sum Q_i \cdot h_i}{Q^3} \tag{299}$$

Każdy z wentylatorów ma do pokonania pewien opór, a mianowicie

$$M_1 = 1000 \cdot \frac{h_1}{Q_1^2}; \quad M_2 = 1000 \frac{h_2}{Q_2^2}; \quad \ldots \quad M_n = 1000 \frac{h_n}{Q_n^2}$$

Gdy stosunkowy rozdział powietrza na wentylatory nazwie się przez

$$X_1 = \frac{Q_1}{Q}; \quad X_2 = \frac{Q_2}{Q}; \quad \ldots \quad X_n = \frac{Q_n}{Q}$$

wówczas (299)

$$M = 1000 \cdot \frac{Q_1 \cdot h_1}{Q^3} + \ldots + 1000 \cdot \frac{Q_n \cdot h_n}{Q^3} = M_1 \cdot \left(\frac{Q_1}{Q}\right)^3 + \ldots + M_n \cdot \left(\frac{Q_n}{Q}\right)^3$$

$$M = M_1 \cdot X_1^3 + M_2 \cdot X_2^3 + \ldots + M_n \cdot X_n^3 = \sum M_i \cdot X_i^3 \qquad (300)$$

W razie przewietrzania kopalni za pomocą jednego wentylatora o depresji h_1, umieszczonego w całym prądzie powietrza, $Q_1 = Q$

$$X_1 = \frac{Q_1}{Q} = 1$$

$$M = M_1$$

opór kopalni jest równy oporowi, który ma być pokonany przez wentylator; opór ten, jak powiedziano, nie zależy od wielkości depresji wentylatora, lecz jedynie od rodzaju systemu i od oporów poszczególnych bocznic.

Przy jednym wentylatorze umieszczonym nie w całym prądzie ilość powietrza Q przepływającego przez kopalnię jest mniejsza od ilości powietrza Q_1 płynącego przez wentylator, a więc (300)

$$X_1 = \frac{Q_1}{Q} > 1$$

$$M = M_1 \cdot X_1^3 > M_1$$

opór kopalni jest większy od oporu systemu i zależy od miejsca (bocznicy) umieszczenia wentylatora.

Przy większej liczbie wentylatorów opór kopalni zależy zarówno od miejsca ich umieszczenia, jak i wielkości ich depresji. Jak wiadomo, wielkość depresji naturalnej między końcowymi punktami systemu jest na ogół różna dla różnych dróg. *Wypadkowa depresja naturalna* kopalni może być również obliczona za pomocą wzoru (298).

Przykład. Kopalnia przewietrzana jest za pomocą dwóch wentylatorów (rys. 164 *a*) o depresjach $h_a = 80$ mm H_2O i $h_b = 100$ mm H_2O. Opory bocznic: $a = 50$, $b = 30$, $c = 10$ miurgów.

Dla takich warunków jest (przykład podany do rys. 164)

$$M_a = 119; \quad M_b = 56; \quad Q_a = 25{,}9; \quad Q_b = 42{,}3; \quad Q = 68{,}2$$

$$X_a = \frac{25{,}9}{68{,}2} = 0{,}38 \qquad X_b = \frac{42{,}3}{68{,}2} = 0{,}62$$

a więc (300)

$$M = 119 \cdot 0{,}38^3 + 56 \cdot 0{,}62^3 = 20 \text{ miurgów}$$

Przy jednakowej depresji obu wentylatorów $h_a = h_b$, jak również w przypadku przewietrzania kopalni za pomocą jednego wentylatora umieszczonego w całym prądzie, otrzyma się

$$M = 19{,}5 \text{ miurgów}$$

6. WYBÓR WENTYLATORÓW

6.1. Zasady ogólne

Znając ilość powietrza Q, jaka ma przepływać przez kopalnię, oraz jej opór M, można łatwo obliczyć potrzebną depresję na podstawie wzoru

$$h = 0{,}001 \cdot M \cdot Q^2$$

Przy wyborze wentylatora powinno się uwzględnić nie tylko ilość powietrza Q, jaka płynie przez kopalnię, lecz również ilość powietrza Q_1

zasysanego przez nieszczelność zamknięć szybowych, a wobec tego *wydajność wentylatora powinna wynosić*

$$Q_w = Q + Q_1 \tag{301}$$

Zgodnie z radzieckimi przepisami technicznej eksploatacji kopalń ilość zasysanego powietrza Q_1 przy szybach pionowych nie powinna przekraczać 10%, przy szybach zaś pochyłych 20% ilości powietrza płynącego przez kopalnię. W rzeczywistości granice te są bardzo często przekraczane i dochodzą od 25 do 30% i więcej.

Niezależnie od tego duże ilości powietrza są zasysane do kanałów wentylacyjnych przez otwór dla zasuwy, przez szczeliny koło zasuwy wentylatora zapasowego, przez klapy służące do zmiany kierunku prądu itd.

Jeżeli chodzi o depresję wentylatora, to do obliczonej depresji h trzeba dodać spadek naporu w kanale wentylacyjnym. Nazywając opór tego kanału M_k, otrzyma się potrzebną depresję wentylatora

$$h_w = h + 0{,}001 \cdot M_k \cdot (Q + Q_1)^2 \tag{302}$$

Wybór wentylatora dla danych Q_w i h_w przeprowadza się na podstawie odpowiednich charakterystyk (indywidualnych lub typowych).

W tych przypadkach, gdy zachodzi potrzeba przewietrzania kopalni za pomocą kilku wentylatorów, należy oprócz zwykłego ich obliczenia i obrania danych typów sprawdzić ponadto całość systemu wentylacyjnego w sposób podany w części B (rozdział 12).

Sprawdzenie takie umożliwi wykrycie wszystkich słabych stron zaprojektowanego systemu oraz ocenę stopnia trwałości żądanego stanu równowagi.

Sprawdzenie to nie może się ograniczyć do jednego tylko momentu, do jednej fazy rozwoju kopalni, lecz musi ono być przeprowadzone dla różnych okresów projektowanej eksploatacji.

Sprawdzenie przewietrzania kopalni ze względu na jego pewność i trwałość może być przeprowadzone tylko wtedy, gdy będą do dyspozycji pełne wykresy indywidualnych charakterystyk wentylatorów obejmujących nie tylko ćwiartkę I, lecz również II i IV. W warunkach kopalnianych wykonanie takich charakterystyk istniejących wentylatorów nie da się w większości przypadków przeprowadzić. Co się tyczy wentylatorów nowych, konieczne jest, aby fabryka podawała pełną charakterystykę oferowanego wentylatora w postaci wykresu lub tabeli.

Takie żądania nie były dotychczas stawiane fabrykom przez odbiorców. Z chwilą jednak stwierdzenia olbrzymiego wpływu, jaki mogą mieć ujemne części charakterystyki (w ćwiartce II i IV), żądanie takie staje się koniecznością.

Należy tu mieć na uwadze, że w przypadku szeregowej pracy wentylatorów, jak również w celu zainstalowania wentylatorów pomocniczych przy regulacji ujemnej, konieczna jest znajomość charakterystyk w ćwiartce I i IV, przy czym ta ostatnia część charakterystyki może być pominięta tylko dla wentylatora o większym Q_0 (rys. 183). Przy braku dokładnych danych dla części charakterystyki w ćwiartce IV można ją uzyskać w pewnym przybliżeniu przez zwykłe przedłużenie części charakterystyki w I ćwiartce. Jeżeli zaś chodzi o przewietrzanie kopalni za pomocą kilku szybów wentylacyjnych, jak również w razie równoległej pracy dwóch wentylatorów na jednym szybie, nieodzowną staje się znajomość charakterystyk wszystkich wentylatorów w ćwiartce I i II.

6.2. Przykład

Schemat systemu, opory bocznic w miurgach oraz żądany rozdział powietrza (q_1, q_2 ...) podane zostały na rys. 246 *a*.

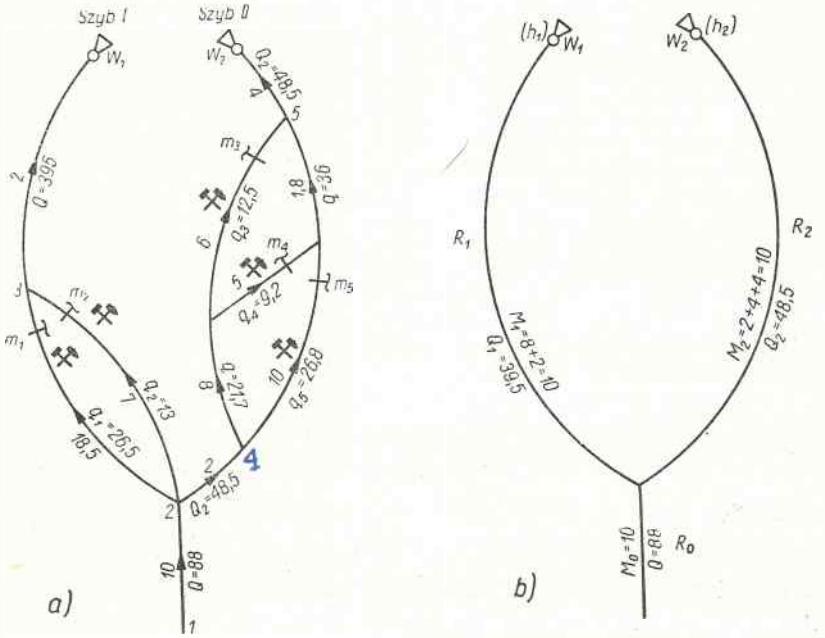
Regulacja systemu. Jeżeli zadecydowano postawienie tam regulacyjnych tylko w prądach niezależnych, a więc w obrębie systemów *2-3* i *4-5* (rys. 246 *a*), można opory tych tam obliczyć z równań spadków naporu między punktami *2-3* oraz *4-5*.

Nazywając opór systemu *2-3* przez M_{23} otrzymuje się

$$M_{23} \cdot 39{,}5^2 = 18{,}5 \cdot 26{,}5^2 + m_1 \cdot 26{,}5^2 = 13\,000 + 702 \cdot m_1$$
$$M_{23} \cdot 39{,}5^2 = 7{,}13^2 + m_2 \cdot 13^2 = 1180 + 169 \cdot m_2$$

stąd

$$M_{23} \cdot 39{,}5^2 = 13\,000$$
$$M_{23} = 8 \text{ miurgów}$$
$$m_1 = 0, \quad m_2 = 70$$



Rys. 246. Przykłady regulacji systemu wentylacyjnego

Analogicznie dla systemu *4-5* jest:

$$M_{45} \cdot 48{,}5^2 = 8 \cdot 21{,}7^2 + 6 \cdot 12{,}5^2 + m_3 \cdot 12{,}5^2 = 4700 + 156 \cdot m_3$$
$$M_{45} \cdot 48{,}5^2 = 8 \cdot 21{,}7^2 + 5 \cdot 9{,}2^2 + 1{,}8 \cdot 36^2 + m_4 \cdot 9{,}2^2 = 6520 + 85 \cdot m_4$$
$$M_{45} \cdot 48{,}5^2 = 10 \cdot 26{,}8^2 + 1{,}8 \cdot 36^2 + m_5 \cdot 26{,}8^2 = 9510 + 713 \cdot m_5$$

stąd

$$M_{45} \cdot 48{,}5^2 = 9510; \quad M_{45} = 4 \text{ miurgi}$$
$$m_3 = 31, \quad m_4 = 35, \quad m_5 = 0$$

Schemat przedstawiony na rys. 246 *a* może być teraz uproszczony do postaci jak na rys. 246 *b*.

Wentylator W_1 musi wytwarzać depresję

$$h_1 = 0{,}001 \cdot M_0 \cdot Q^2 + 0{,}001 \cdot M_1 \cdot Q_1^2 = 0{,}001 \cdot 10 \cdot 88^2 + 0{,}001 \cdot 10 \cdot 39{,}5^2$$

$$h_1 = 94 \text{ mm } H_2O$$

wentylator W_2

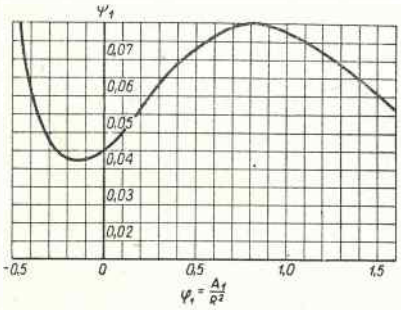
$$h_2 = 0{,}001 \cdot M_0 \cdot Q^2 + 0{,}001 \cdot M_2 \cdot Q_2^2 = 0{,}001 \cdot 10 \cdot 88^2 + 0{,}001 \cdot 10 \cdot 48{,}5^2$$

$$h_2 = 101 \text{ mm } H_2O$$

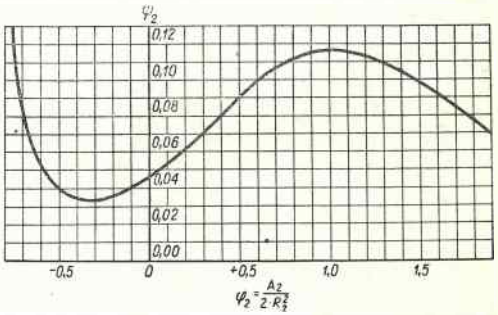
Odpowiednie otwory równoznaczne będą (176)

$$A_1 = 0{,}38 \cdot \frac{39{,}5}{\sqrt{94}} = 1{,}55 \text{ m}^2; \qquad A_2 = 0{,}38 \cdot \frac{48{,}5}{\sqrt{101}} = 1{,}83 \text{ m}^2$$

Wybór wentylatorów. Na szybie I zadecydowano umieścić wentylator W_1 Rateau jednostronnie ssący o średnicy koła $D_1 = 3{,}5$ m; na szybie II — wentylator W_2 Geneste-Herscher dwustronnie ssący o średnicy $D_2 = 2$ m.



Rys. 247. Charakterystyka bezwymiarowa wentylatorów Rateau



Rys. 248. Charakterystyka bezwymiarowa wentylatorów Geneste-Herscher

Typowe (bezwymiarowe) charakterystyki obu wentylatorów przedstawione są na rys. 247 i 248, w postaci krzywych zależności współczynników depresji $\psi = \frac{h}{u_2}$ (wzór 263) od wielkości sprowadzonego otworu $\varphi = \frac{A}{k \cdot R^2}$ (wzór (265).

Wielkości sprowadzonych otworów dla każdego z wentylatorów wynoszą:

$$\varphi_1 = \frac{A_1}{k_1 \cdot R_1^2} = \frac{1{,}55}{1 \cdot \left(\frac{3{,}5}{2}\right)^2} = 0{,}51; \qquad \varphi_2 = \frac{A_2}{k_2 \cdot R_2^2} = \frac{1{,}83}{2 \cdot \left(\frac{2}{2}\right)^2} = 0{,}92$$

Na podstawie krzywych rys. 247 i 248 znajduje się odpowiednie wartości współczynników depresji $\Psi_1 = 0{,}073$, $\Psi_2 = 0{,}115$.

Prędkości obwodowe, które należy nadać obu wentylatorom dla osiągnięcia zadanych wydajności (wzór (263))

$$u_1 = \sqrt{\frac{h_1}{\Psi_1}} = \sqrt{\frac{94}{0{,}073}} = 36 \text{ m/sek}$$

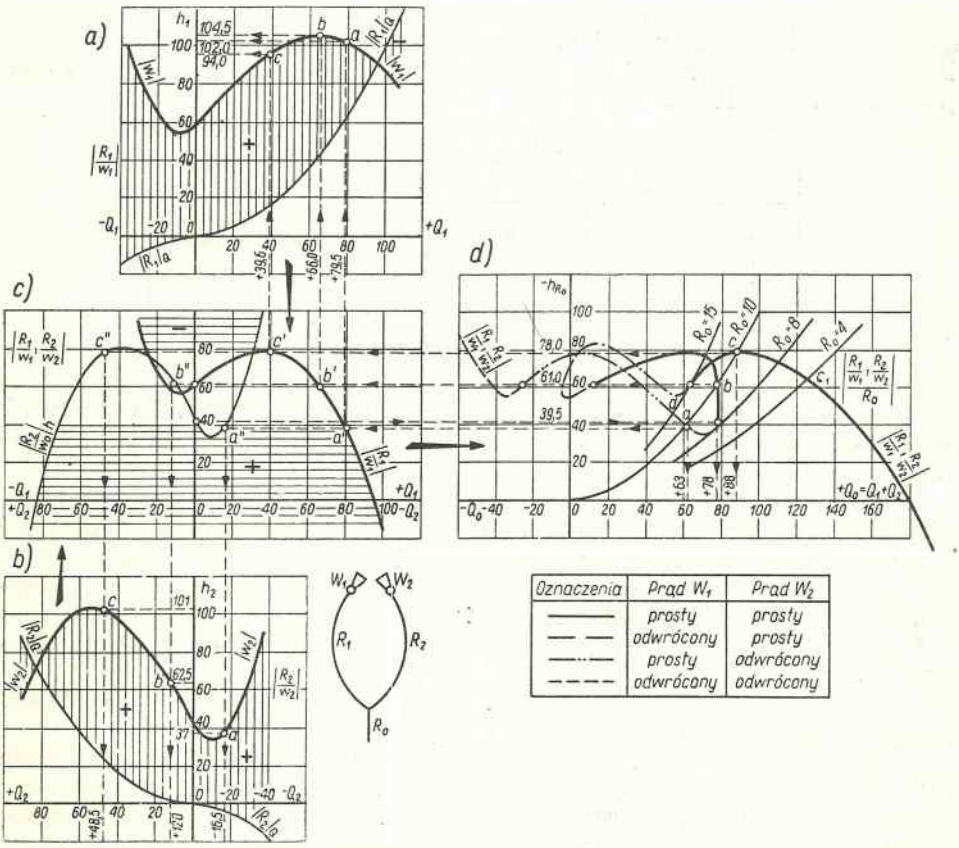
$$u_2 = \sqrt{\frac{h_2}{\Psi_2}} = \sqrt{\frac{101}{0{,}115}} = 30 \text{ m/sek}$$

Odpowiadające im liczby obrotów na minutę

$$n_1 = 60 \cdot \frac{u_1}{\pi \cdot D_1} = 60 \cdot \frac{36}{3{,}14 \cdot 3{,}5} = 197$$

$$n_2 = 60 \cdot \frac{u_2}{\pi \cdot D_2} = 60 \cdot \frac{30}{3{,}14 \cdot 2} = 287$$

Sprawdzenie pracy wentylatorów. Dla sprawdzenia wspólnej pracy obu wentylatorów przy liczbie obrotów $n_1 = 197$ i $n_2 = 287$ sporządzono ich indywidualne charakterystyki (rys. 249 *a, b*) drogą obliczenia współ-



Rys. 249. Przykład sprawdzenia pracy wentylatorów

rzędnych h, Q na podstawie wielkości Ψ i φ wziętych z typowych charakterystyk (rys. 247 i 248), a mianowicie według wzorów (263) i (265)

$$h = \Psi \cdot u^2; \qquad Q = \frac{\varphi}{1{,}52} \cdot k \cdot D^2 \cdot \sqrt{h}$$

Charakterystyka w_2 została przedstawiona na rys. 249 *b* w postaci obróconej względem osi h.

Badany system (rys. 246 *b*) jest identyczny z podanym na rys. 206 *a*. Można więc obrać wobec tego kolejność obliczenia zgodnie z wzorem (263).

W celu otrzymania charakterystyk $\left|\frac{R_1}{w_1}\right|$ i $\left|\frac{R_2}{w_2}\right|$ trzeba wykreślić na rys. 249 *a* i 249 *b* krzywe $|R_1|_Q$ i $|R_2|_Q$, odnośnie zaś odcinki rzędnych (części zakreskowane podobne jak na rys. 199 *a* przenieść na rys. 249 *c*. Na podstawie długości odciętych między krzywymi $\left|\frac{R_1}{w_1}\right|$ i $\left|\frac{R_2}{w_2}\right|$ wykreśla się krzywą $\left|\frac{R_1}{w_1}\right|, \left|\frac{R_2}{w_2}\right|$ (rys. 249 *d*). Ten zespół elementów wchodzi w połączenie szeregowe z elementem R_0. Warunki pracy wentylatorów określają punkty przecięcia się krzywych $\left|\frac{R_1}{W_1}\right|, \left|\frac{R_2}{W_2}\right|$ oraz $|R_0|_Q$.

Jak wynika z rys. 249 *d*, przy $R_0 = 10$ miurgów mogą istnieć trzy stany przewietrzania *a*, *b* i *c*. Wyznaczenie odpowiadających im Q i h łatwo jest przeprowadzić na podstawie rys. 249 *a*, *b*, *c*, *d* zostały one podane w zestawieniu.

Stan	Wentylator W_1		Wentylator W_2		Q_0
	Q_1	h_1	Q_1	h_2	
a	79,5	102,0	− 16,5	37,0	63,0
b	66,0	104,5	12.0	62,5	78,0
c	39,5	94,0	48,5	101,0	88,0

Poza tym sporządzone wykresy umożliwiają wyznaczenie spadków naporu każdej bocznicy na podstawie rzędnych odpowiedniej krzywej R. Tak np. z rys. 249 *d* otrzymuje się, że spadek naporów w bocznicy R_0 wynosi: $-h_{R_0} = 39{,}5$, 61,0 i 78,0 odpowiednio do stanów *a*, *b* i *c*. Jak wynika z zestawienia, zadaniu odpowiada tylko stan *c*.

Na rys. 249 *d* wykreślone zostały krzywe dla różnych oporów bocznicy R_0 (4, 6, 10 i 15 miurgów). Jak z wykresu tego wynika, gdyby opór bocznicy R_0 był mniejszy od 6 miurgów, byłby tylko jeden punkt przecięcia się krzywych, a więc tylko jeden ściśle określony stan przewietrzania odpowiadający zadanemu rozdziałowi powietrza. Przy większym natomiast oporze R_0 istnieje zawsze kilka możliwych stanów przewietrzania.

Wspólna praca wentylatora jest więc tym pewniejsza, im mniejszy jest opór bocznicy R_0.

Gdyby bocznica ta miała bardzo mały opór (poniżej 6 miurgów), np. $R_0 = 4$, stan c_1 byłby ściśle określony, wtedy też przez stopniowe zwiększenie R_0 można dojść do żądanego punktu *c*. Stan taki nie będzie jednak trwały, gdyż już przy zwiększeniu oporu R_0 do 15 miurgów, co łatwo może nastąpić wskutek obecności wozów w przecznicy, ruchu klatek w szybie itp., nastąpi przejście do punktu *d*, spadek ilości powietrza w kopalni i odwrócenie się prądu w bocznicy R_1 i wentylatorze W_1. A więc oba dane wentylatory pomimo dokładnego obliczenia liczby ich obrotów nie zapewniają należytego przewietrzania kopalni.

Stosując rozmaitą kolejność sumowania [wzory (272), (273), (274), (275)], można zbadać wpływ wielkości różnych elementów (oporów R_1, R_2 liczby obrotów wentylatorów W_1 i W_2) na przebieg przewietrzania. Najciekawsze wnioski takiej analizy [1]) przeprowadzonej dla danego przykładu są następujące:

[1]) Analiza ta została szczegółowo przeprowadzona w pracy autora Wspólna praca kilku wentylatorów. Przegląd Górniczo-Hutniczy, 1935.

1. Wyjątkową nietrwałością odznacza się w zaprojektowanym systemie prąd w bocznicy R_2. Nagłe odwrócenie tego prądu (bez przejścia przez punkt odpowiadający jego zatrzymaniu) może nastąpić: przez zmniejszenie oporu bocznicy R_1 do 7 miurgów, zwiększenie oporu R_2 do 20 miurgów, przez zwiększenie liczby obrotów wentylatora W_1 o 5,1% oraz przez zmniejszenie liczby obrotów wentylatora W_2 o 5,9%.[1])
2. Przez samo tylko przywrócenie pierwotnej wielkości oporów bocznic i liczby obrotów wentylatorów nie da się przywrócić pożądanego kierunku prądu R_2.
3. W celu przywrócenia prostego kierunku prądu R_2, gdyby wskutek pewnych czynników został on zatrzymany, mogą być zastosowane następujące środki:
   a. chwilowe zwiększenie oporu R_1; jeżeli więc np. w bocznicy tej będą drzwi, wystarczy je na chwilę zamknąć i otworzyć, ażeby prąd w R_2 przyjął kierunek prosty;
   b. zmniejszenie liczby obrotów wentylatora W_1 poniżej 172 i następne podniesienie jej do normalnej liczby 197;
   c. zwiększenie liczby obrotów W_2 powyżej 330 i następne zniżenie jej do normalnej liczby 287.
4. Zatrzymanie i następne odwrócenie (nie nagłe) prądu w bocznicy R_1 może nastąpić przez zwiększenie oporu R_0 o 5 miurgów, zmniejszenie liczby obrotów wentylatora W_1 o 7% lub przez zwiększenie liczby obrotów wentylatora W_2 o 11,5%.
5. Dla przywrócenia prostego kierunku prądu R_1 wystarczy tylko zwykłe przywrócenie pierwotnych wielkości R_0, n_1, n_2.

Wnioski. Jak z powyższego wynika, zaprojektowane przewietrzanie kopalni nie może być uznane za zadowalające, gdyż stosunkowo bardzo nawet małe zmiany oporów bocznic wywołać mogą bardzo duże zaburzenia w przewietrzaniu kopalni. Jeżeli weźmie się pod uwagę, że wraz z postępem eksploatacji złoża stosunki oporów bocznic z roku na rok się zmieniają, to może się okazać, że po upływie nawet bardzo krótkiego czasu zaprojektowane wentylatory mogą stać się bezużyteczne. Okoliczność ta musi być zawsze brana pod uwagę, jeśli będzie chodziło o projektowanie wentylacji.

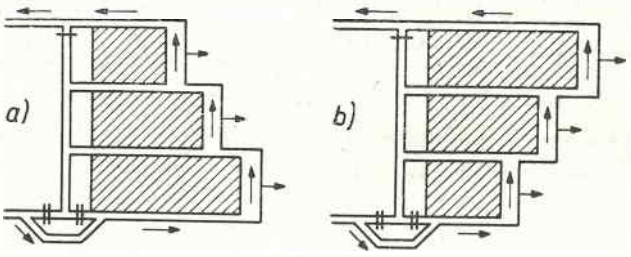
Dla podkreślenia komplikacji, jakie mogą zajść przy projektowaniu przewietrzania za pomocą dwóch szybów wentylacyjnych, został celowo wybrany bardzo niekorzystny dla kopalni przykład. W praktyce taki przypadek może się również zdarzyć, jakkolwiek rzadko, częściej natomiast będą istniały lepsze warunki dla wspólnej pracy wentylatorów.

Jeżeli kopalnia przewietrzana jest za pomocą trzech lub więcej szybów wentylacyjnych, sprawdzenie urządzenia wentylacyjnego może być przeprowadzone w podobny sposób jak i dla dwóch wentylatorów. Należy jednak liczyć się ze znacznie większą ilością niespodzianek aniżeli przy dwóch wentylatorach.

---

[1]) Zachodzi tu pewna pozorna sprzeczność przy porównaniu z wnioskiem, jaki można wyciągnąć z wzoru (229), (230) i (231), że zmiana oporu bocznicy R_2 nie powinna wpłynąć na kierunek prądu w tej bocznicy. Wniosek taki byłby jednak słuszny tylko w tym przypadku, gdyby przy zmianie oporu R_2 wielkość depresji wentylatorów nie ulegała zmianie.

Każde pole eksploatacyjne powinno mieć przynajmniej dwa połączenia z ogólną siecią wentylacyjną kopalni. Zasadniczo przewietrzanie pól eksploatacyjnych powinno się odbywać prądem wznoszącym. Odnosi się to przede wszystkim do kopalń gazowych eksploatujących pokłady węgla o nachyleniu większym od 5°. Przy mniejszym kącie nachylenia pokładu przepisy górnicze pozwalają na ogół na przewietrzanie pól, nawet w kopalniach gazowych, prądem schodzącym. W odniesieniu do kopalń niegazowych nie stawia się przeważnie specjalnych wymagań co do kierunku przewietrzania pól, (nasze przepisy górnicze nie wymagają przewietrzania prądem wznoszącym pól niegazowych, jeżeli nachylenie pokładów nie przekracza 10°), podobnie jak i nie zabrania się (nawet w kopalniach gazowych) odprowadzania powietrza z pól drogami schodzącymi. Niemniej jednak poza nielicznymi przypadkami (kopalnie, w których wydziela się dużo CO_2, przy podziemnej eksploatacji ropy



Rys. 250. Przewietrzanie szeregowe kilku ścian

naftowej itp.) przewietrzanie pól prądem wznoszącym się i odprowadzanie zużytego i ogrzanego powietrza drogami wznoszącymi jest pod wielu względami znacznie korzystniejsze (wykorzystanie ciągu naturalnego, łatwiejsze panowanie nad przewietrzaniem w czasie pożaru), toteż tylko w należycie uzasadnionych przypadkach można tolerować odstępstwa od zasady przewietrzania kopalń prądami wznoszącymi się.

Najprostszy schemat przewietrzania pól eksploatacyjnych otrzymuje się wtedy, gdy pokład wybierany jest *systemem ścianowym podłużnym*, a długość ściany jest równa wysokości pochyłej piętra (rys. 234).

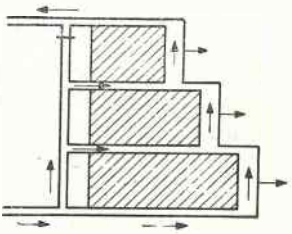
Jeżeli piętro podzielone jest na podpiętra, a długość przodków ścianowych nie jest duża, to przy zachowaniu pewnych warunków dozwolone jest przewietrzanie szeregowe kilku ścian (rys. 250). Przy wybieraniu do granic korzystniej jest, gdy dolne przodki wyprzedzają górne (rys. 250 *a*), gdyż w tym przypadku ucieczki powietrza są mniejsze.

W celu polepszenia przewietrzania dalszych przodków kieruje się czasem część powietrza do nich przez pochylnię i chodniki pośrednie (rys. 251).

Szeregowe przewietrzanie kilku ścian jest dozwolone tylko w kopalniach niegazowych lub o nieznacznej ilości gazów pod warunkiem, że liczba ludzi zatrudnionych w jednym prądzie nie przekracza 100 do 130 lub że ogólna długość ścian nie przekracza 320 m (przepisy ZSRR) oraz że zawartość gazu w powietrzu kierowanym do następnych przodków nie przekracza 0,5%.

W celu zmniejszenia zarówno oporów ruchu, jak i prędkości powietrza

w przodku ścianowym (ważne zwłaszcza w cienkich i pyłowych pokładach), wskazane jest każdą ze ścian przewietrzać osobnym prądem. Przewietrzanie takie jest poza tym konieczne w pokładach silnie gazowych. Przeprowadza się to przez wykonanie dodatkowego chodnika wentylacyjnego na każdym podpiętrze (rys. 252 *a* i 252 *b*). Chodnik taki jest oddzielony od chodnika przewozowego sąsiedniej wyższej ściany bądź to filarem węglowym szerokości 10 do 15 m, bądź też pasem podsadzki szerokości 15 do 20 m. Na skrzyżowaniu dróg powietrza świeżego i zużytego buduje się mosty wentylacyjne.

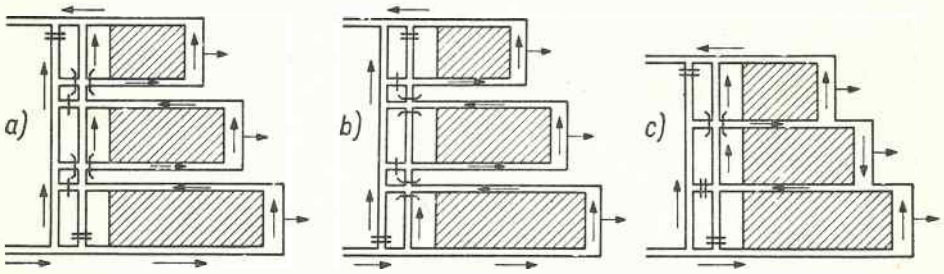


Rys. 251. Przewietrzanie szeregowe kilku ścian z dodatkowym doprowadzeniem powietrza

Dla uniknięcia dodatkowych chodników wentylacyjnych można przewietrzanie pola rozwiązać, jak pokazano na rys. 252 c. W tym przypadku jedna ze ścian jest przewietrzana prądem schodzącym.

W łatwy sposób rozwiązuje się przewietrzanie pól eksploatowanych systemem ścianowym poprzecznym z podsadzką płynną (rys. 81, 82 i 83). Najczęściej stosowany jest sposób przedstawiony na rys. 81.

W *systemach zabierkowych* prąd powietrza doprowadza się do najniżej położonej w polu zabierki, skąd przechodzi do zabierek coraz wyższych i kieruje się do górnego chodnika wentylacyjnego lub, gdy takiego



Rys. 252. Przewietrzanie kilku ścian osobnymi prądami

chodnika nie ma, kieruje się prąd pochylnią (albo dowierzchnią) do chodnika dolnego. Należy przy tym unikać przeciskania się powietrza przez zawaliska (niebezpieczeństwo pożarów), wykorzystując do kierowania prądu przecinki między chodnikami filarowymi. Przy grupowym wybieraniu zabierek lub komór w celu ułatwienia przewietrzania przebija się nogę co 20 do 40 m i tą drogą kieruje się powietrze z jednej komory do drugiej.

Przewietrzanie przodku zabierki odbywa się albo przez dyfuzję, albo przez zastosowanie przegrody, albo też za pomocą lutni i wentylatora. W kopalniach gazowych, a zwłaszcza przy wybieraniu zabierek w kierunku wzniesienia, należy unikać przewietrzania przez dyfuzję. Najlepiej jest w takich przypadkach poprowadzić uprzednio w osi przyszłej zabierki przecinkę łączącą sąsiednie chodniki filarowe.

8. PRZEWIETRZANIE ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH I ŚLEPYCH WYROBISK

Przy prowadzeniu robót przygotowawczych i niektórych eksploatacyjnych (zabierki, komory) prąd powietrza nie płynie wzdłuż przodku. Przewietrzanie takich przodków w polach niegazowych przez samą tylko dyfuzję może się odbywać tylko wtedy, gdy odległość ich od prądu powietrza nie przekracza 10 m. Przy większej odległości zachodzi potrzeba stosowania specjalnych urządzeń, mających na celu bądź to zbliżenie prądu powietrza do przodku, bądź też lokalne przewietrzanie ślepego wyrobiska.

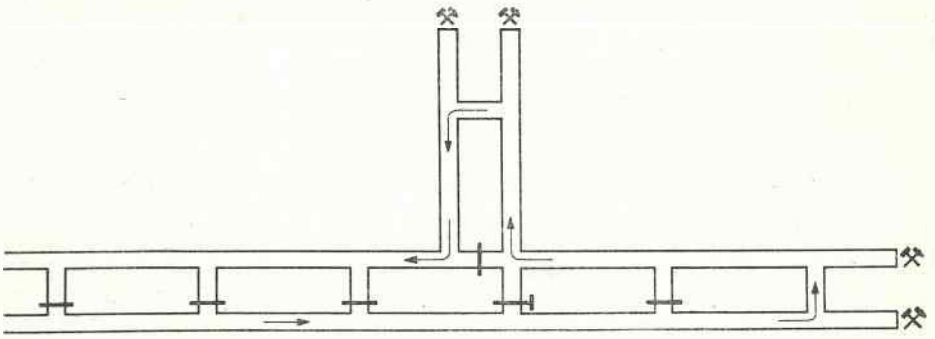
W celu zbliżenia prądu powietrza do przodku stosuje się:

— równoczesne wykonywanie wyrobiska równoległego,
— prowadzenie wyrobiska szerokim przodkiem,
— połączenie wyrobiska z powierzchnią za pomocą otworów wiertniczych,
— zastosowanie przegrody wentylacyjnej.

Lokalne przewietrzanie przeprowadza się za pomocą lutni wentylacyjnych bądź to kosztem ogólnej depresji kopalni, bądź też przez zainstalowanie w nich dodatkowego źródła depresji (wentylatora lutniowego lub eżektora).

8.1. Przewietrzanie za pomocą wyrobiska równoległego

Sposób ten polega na równoczesnym wykonywaniu pomocniczego wyrobiska równoległego w odległości 10 do 20 m od wyrobiska zasadniczego. Celem wyrobiska pomocniczego jest odprowadzenie powietrza dopływającego wyrobiskiem zasadniczym. Oba te wyrobiska łączy się z sobą co 20 do 40 m przecinkami (rys. 253), które po spełnieniu przeznaczonej im roli zamyka się tamami.



Rys. 253. Przewietrzanie za pomocą wyrobisk równoległych

Ucieczki powietrza przez nieszczelności w tamach są tym większe, im większa jest różnica depresji w obu wyrobiskach, największe są więc na początku wykonywanego wyrobiska. W celu uniknięcia tego konieczne jest staranne utrzymywanie i obserwacja tam, zwłaszcza położonych z dala od przodków.

Sposób przewietrzania za pomocą wyrobisk równoległych jest naj-

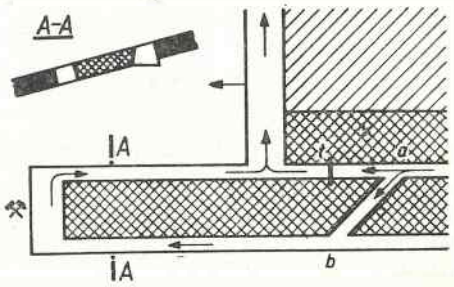
lepszy, jeżeli chodzi o wyrobiska o dużej długości, a więc chodniki, pochylnie i upadowe w samym złożu, zwłaszcza w kopalniach węgla.

Zaletami tego sposobu są: pewność przewietrzania i możliwość doprowadzenia stosunkowo dużej ilości powietrza do przodku przy małej depresji. Do wad należy zaliczyć: znaczne koszty, większą ilość robót chodnikowych, większe straty węgla w czasie eksploatacji oraz możliwość powstawania pożarów w związku z tworzeniem się z biegiem czasu szczelin w filarze węglowym między chodnikami równoległymi.

W rzadkich przypadkach zamiast wykonywania przecinek łączy się z sobą wyrobiska równoległe za pomocą otworów o średnicy 150 do 250 mm.

8.2. Prowadzenie wyrobisk szerokim przodkiem

Sposób ten jest stosowany w cienkich pokładach przy prowadzeniu chodników z przybierką spągu i podsadzaniu skałą płonną przestrzeni między wyrobiskiem głównym i pomocniczym.



Rys. 254. Prowadzenie wyrobisk szerokim przodkiem

Na rys. 254 przedstawiono przykład prowadzenia chodnika podścianowego bez pozostawiania filaru węglowego. Powietrze dopływa tu chodnikiem przewozowym do punktu *a*, gdzie się rozgałęzia. Część dopływającego powietrza płynie przez nieszczelną tamę *t* (np. płócienną) wprost do wyrobiska ścianowego, część zaś przez skośną przecinkę w podsadzce kieruje się do przodku chodnika.

8.3. Przewietrzanie za pomocą otworów wiertniczych

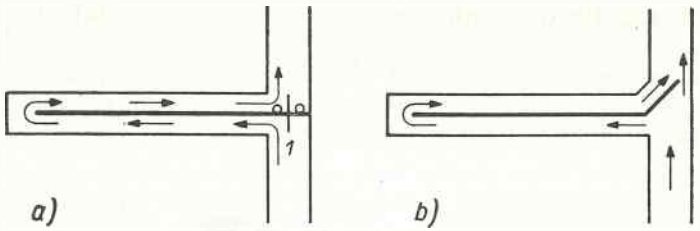
Przy płytkim zaleganiu złoża przewietrzanie robót przygotowawczych może być prowadzone za pomocą otworów wiertniczych łączących co pewną odległość dane wyrobisko z powierzchnią. Jeżeli średnica tych otworów jest dostatecznie duża (0,5 do 1 m), to może przez nie pod wpływem depresji wentylatora głównego lub nawet tylko depresji naturalnej przepływać dostateczna ilość powietrza. Przy mniejszej średnicy otworów zaopatruje się je w wentylatory typu lutniowego, umieszczone bezpośrednio pod otworem. W celu zmniejszenia straty naporu przy wyjściu powietrza na zewnątrz zaleca się przy wylocie rury umieszczenie stożkowej nasadki długości 1 do 2 m, rozszerzającej się ku górze pod kątem 7 do 9°.

Przewietrzanie za pomocą otworów stosuje się poza tym przy przebijaniu szybów z dołu do góry oraz przy wykonywaniu wszelkich innych

ślepych wyrobisk, jeżeli są one prowadzone w kierunku wyrobisk istniejących. W tych przypadkach wykonuje się uprzednio otwór w osi projektowanego wyrobiska.

8.4. Przewietrzanie za pomocą przegród

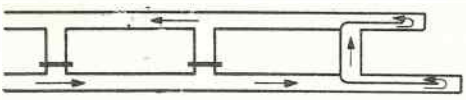
W celu doprowadzenia powietrza do przodku stosuje się często w pojedynczych ślepych wyrobiskach podłużne przegrody wentylacyjne (rys. 255 *a*), dzielące dane wyrobisko na dwa przedziały. W jednym z nich (szerszym) płynie świeże powietrze do przodku, w drugim zaś (węższym) płynie powietrze zużyte w kierunku przeciwnym.



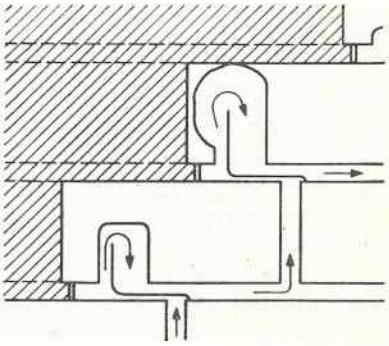
Rys. 255. Przegroda wentylacyjna

Przegrody mogą być zarówno pionowe, jak i poziome. W przegrodzie pionowej umieszcza się drzwi *1* dla przejścia ludzi. Przegrody poziome robi się w chodnikach wąskich i wysokich; górny przedział chodnika (czasami dolny) służy do doprowadzenia świeżego powietrza, dolny — do odpływu wody i zużytego powietrza.

W celu uniknięcia wpływu otwierania drzwi na stan przewietrzania w przodku może być wskazane zastosowanie ssącego działania prądu w miejscu jego zwężenia (rys. 255 *b*). W tym jednak przypadku ilość powietrza dopływającego do przodku będzie nieduża.



Rys. 256. Przewietrzanie równoległych chodników za pomocą przegród



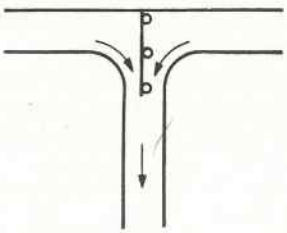
Rys. 257 *(z prawej)*. Przewietrzanie zabierek za pomocą przegród

Odległość końca przegrody od przodku nie powinna być mniejsza od 4 m, przy zgłębianiu zaś szybów odległość przegrody od spodku szybu może wynosić do 20 m. Taki sposób przewietrzania przy zgłębianiu szybów w kopalniach gazowych jest dozwolony tylko do pewnej głębokości (np. przepisy ZSRR pozwalają stosować przegrody długości do 60 m).

Krótkie przegrody stosuje się przy przewietrzaniu przodków zarówno

chodników równoległych (rys. 256), jak i zabierek (rys. 257), w przypadku gdy posuną się one dalej aniżeli o 10 m od najbliższej przecinki.

Gdy jeden i ten sam szyb ma służyć do doprowadzenia świeżego powietrza i odprowadzenia zużytego, wówczas jeden z przedziałów szybowych izoluje się dokładnie od innych za pomocą przegrody drewnianej, murowanej, betonowej, żelbetowej lub z blachy falistej. Przegrody takie są na ogół niekorzystne, gdyż narażone są na uderzenia i wstrząsy przy ruchu klatek i pompowaniu wody, łatwo mogą być uszkodzone w czasie wybuchu, utrudniają naprawę szybu, zwiększają opory ruchu powietrza, poza tym straty powietrza są tu nieuniknione przy najbardziej nawet starannym wykonaniu przegrody i przeciętnie wynoszą kilkanaście procent.



Rys. 258. Przegroda w miejscu spotkania dwóch prądów

W miejscu spotkania dwóch prądów wskazane jest umieszczać krótką przegrodę (rys. 258). Celem takiej przegrody jest stopniowe sprowadzenie obu strumieni do równoległego kierunku, gdyż w przeciwnym razie strumień silniejszy może utrudniać lub nawet uniemożliwiać ruch strumienia słabszego. W takich przypadkach większa szczelność przegrody nie jest potrzebna.

Wadą przegród podłużnych jest zmniejszenie przekroju wyrobiska i duże ucieczki powietrza, dochodzące nawet przy przegrodach murowych (w przypadku znacznego ciśnienia stropu) do 10 ÷ 20% na każde 100 m. Dlatego też ten sposób przewietrzania stosuje się głównie przy wykonywaniu przecznic w mocnych skałach oraz w krótkich wyrobiskach przygotowawczych.

8.5. Przewietrzanie za pomocą lutni wentylacyjnych

Jak powiedziano wyżej, przewietrzanie za pomocą lutni może być tłoczące lub ssące. Zwykle drzwi w tamie umieszczonej w prądzie powietrza zaopatruje się w okienko; zmieniając wielkość jego otworu można doprowadzić przez lutnię większą lub mniejszą ilość powietrza do przodku.

Rozmaite sposoby przewietrzania równoległych wyrobisk za pomocą lutni bez wentylatorów, a więc kosztem depresji wentylatora głównego, pokazano na rys. 259. Na uwagę zasługują tu sposoby (*b*, *f*), w których unika się potrzeby stawiania tam w obu chodnikach. Przy sposobach (*d*, *h*) unika się tamy w chodniku przewozowym (dolnym).

Przewietrzanie za pomocą lutni jest sposobem prostym i dość powszechnie stosowanym. Wadami jego są: duże opory ruchu i ucieczki powietrza.

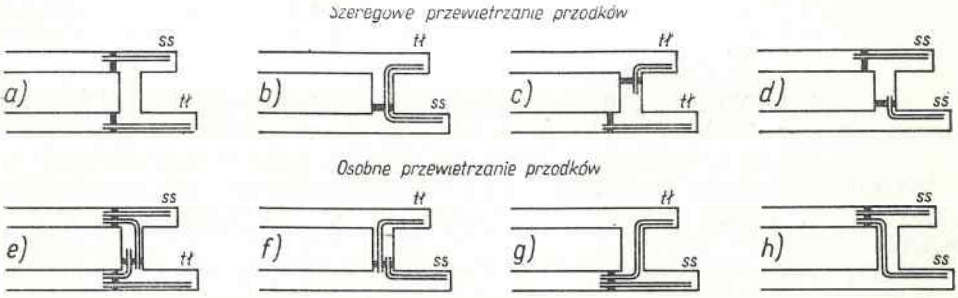
W tych przypadkach, gdy brak jest głównego wentylatora (zgłębianie szybów, wykonywanie podszybi itp.) lub gdy wykorzystanie jego depresji jest wyraźnie niekorzystne dla kopalni, stosuje się przewietrzanie za po-

mocą lutni z wentylatorami lub dyszami. Sposoby przewietrzania przy użyciu tych urządzeń podano poprzednio na rys. 219, 220, 221 i 222.

Przy zgłębianiu szybów wentylator umieszcza się na powierzchni. Wydajność jego powinna być dostatecznie duża, a to ze względu na duże zużycie materiałów wybuchowych w szybie. Ten sam wentylator może być następnie użyty do przewietrzania wyrobisk w podszybiach, przecznicy, przebitek itd., aż do chwili uzyskania połączenia z szybem wentylacyjnym. Przy wykonywaniu tych wyrobisk rozgałęzia się odpowiednio lutnię, wskutek czego wentylator może przewietrzać równocześnie kilka przodków. Jest to możliwe, gdyż łączne zużycie materiałów wybuchowych przy tych robotach jest zwykle mniejsze niż przy głębieniu szybu.

W szybach lutnie albo przytwierdza się do obudowy (rys. 260), albo też zawiesza się na dwóch linach (rys. 261). W pierwszym przypadku stosuje się lutnie wchodzące jedna w drugą, w przypadku drugim — lutnie kołnierzowe.

Zawieszenie lutni na linach ma szereg zalet, a mianowicie: przedłużanie ciągu lutni odbywa się łatwo i szybko; mało czasu traci się na podnoszenie lutni przed strzałami i na ich opuszczanie po strzałach (lutnie



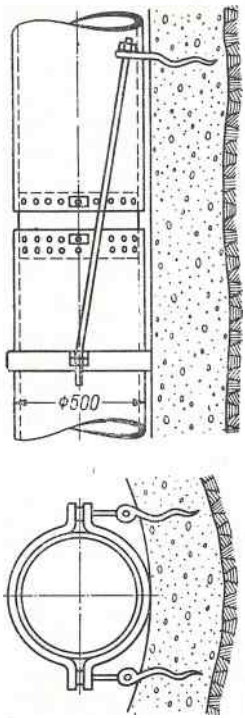
Rys. 259. Sposoby przewietrzania równoległych wyrobisk za pomocą lutni bez wentylatorów

przytwierdzone do obudowy muszą być rozbierane); wymiana lutni odbywa się łatwo i szybko. Wadami tego sposobu jest konieczność posiadania kołowrotów, lin, kół linowych itp.

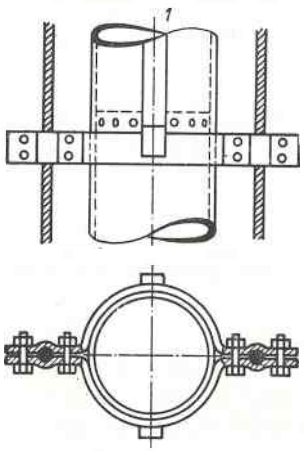
Ciąg lutni w szybie zawiesza się za pomocą tzw. ogniw oporowych, zaopatrzonych w klamry przytwierdzone do lin. Na tych klamrach oporowych opiera się ogniwo lutni za pomocą haków *1* (rys. 261). Liny przerzucone są przez koło linowe i przymocowane do bębnów dwóch ręcznych kołowrotów. Między ogniwami oporowymi mieści się 4 do 6 zwykłych ogniw lutni, które nie są przytwierdzone do lin, lecz są utrzymywane w położeniu pionowym za pomocą osadzonych na nich klamer kierujących, przez które swobodnie przechodzą liny. Przedłużanie ciągu lutni lub ich wymianę przeprowadza się bądź na powierzchni, bądź też z pomostu w szybie położonym 3 do 4 m pod powierzchnią.

W wyrobiskach poziomych z obudową drewnianą lutnię zawiesza się na odrzwiach w górnym rogu wyrobiska za pomocą starych lin, drutu lub umieszcza się lutnię na poprzeczkach lub wspornikach. Układanie lutni na spodzie wyrobiska nie jest wskazane ze względu na łatwość uszkodzeń i trudność kontroli. W celu uniknięcia uszkodzeń odłamkami skał w czasie strzelania wskazane jest używanie lutni płóciennych długości 8 do 10 m, które zdejmuje się przed strzałami.

Porównując z sobą podane sposoby przewietrzania ślepych wyrobisk dochodzi się do wniosku, że przewietrzanie za pomocą równoległych chodników, przegród i lutni bez wentylatorów odznacza się pewnością i niezależnością od przerw prądu elektrycznego. Zastosowanie wentylatorów lutniowych pozwala doprowadzić znacznie więcej powietrza do przodku, jednak w przypadku przerwy w dostarczaniu prądu elektrycznego może przyczynić się do zagazowania ślepych wyrobisk i powstania



Rys. 260 *(z lewej)*. Przytwierdzenie lutni do obudowy szybowej



Rys. 261 *(u dołu)*. Zawieszenie lutni na linach

wybuchu gazu przy ponownym doprowadzeniu prądu. Dlatego też w razie zatrzymania wentylatora powinny być przewidziane urządzenia do automatycznego wyłączenia urządzeń elektrycznych, znajdujących się w wyrobiskach przewietrzanych wentylatorami lutniowymi.

Bardzo korzystny jest sposób przewietrzania za pomocą otworów wiertniczych. Ułatwia on w dużym stopniu wykonywanie wyrobisk wznoszących się w pokładach gazowych.

9. URZĄDZENIA WENTYLACYJNE

Należyte rozprowadzanie powietrza w kopalni wymaga zastosowania szeregu urządzeń wentylacyjnych, do których zalicza się tamy, przegrody, drzwi, okna i mosty wentylacyjne, kanały i budynki nadszybowe szybów wentylacyjnych oraz urządzenia do zmiany kierunku ruchu powietrza w kopalni.

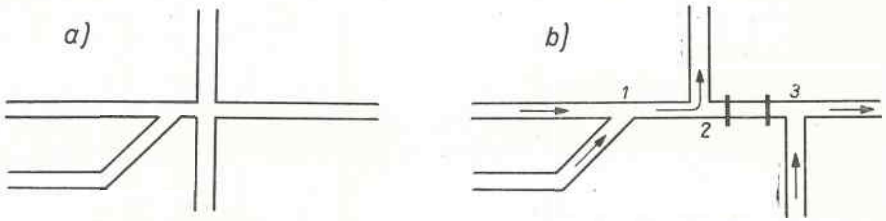
Niezależnie od urządzeń, mających na celu normalne rozprowadzanie powietrza, trzeba przewidzieć również urządzenia do opanowania i regulowania przewietrzania podczas pożarów i po eksplozji gazów lub pyłu.

9.1. Tamy i przegrody wentylacyjne

Prąd powietrza powinien być doprowadzony aż do przodków i przepływać w możliwie najmniejszej od nich odległości. Osiąga się to przez budowę odpowiednich urządzeń przegradzających.

Jeżeli urządzenie takie ma na celu niedopuszczenie powietrza do wyrobiska, umieszcza się je w przekroju poprzecznym tego wyrobiska. Urządzenie to nosi wówczas nazwę *tamy wentylacyjnej*. Jeżeli celem urządzenia jest podłużne przegrodzenie wyrobiska na dwa przedziały, nosi ono nazwę *przegrody wentylacyjnej*.

Pod względem konstrukcyjnym tamy i przegrody nie różnią się od siebie i mogą być wykonane z płótna, drewna, muru lub innych materiałów. Tama powinna być umieszczona w pobliżu prądu świeżego powietrza, ażeby uniknąć zbierania się przy niej gazu kopalnianego. Nie może ona jednak być umieszczona zbyt blisko przy chodniku, w którym płynie świeże powietrze, gdyż narażona byłaby na duże ciśnienie skał, a ponadto skały w takich miejscach są zwykle spękane, a więc szczelność tamy mogłaby pozostawiać wiele do życzenia.



Rys. 262. Wadliwe *a* i poprawne *b* rozwiązanie węzła wyrobisk

Ze względu na to, że może zajść potrzeba stawiania tamy w pobliżu każdego z rozgałęzień wyrobisk, należy przy projektowaniu robót górniczych unikać węzłów, w których zbiega się kilka wyrobisk (rys. 262 *a*). Odległość *1-2* i *2-3* między sąsiednimi rozgałęzieniami (rys. 262 *b*) powinna być taka, ażeby w razie potrzeby można było zbudować w każdym odcinku przynajmniej dwie tamy. Ważne to jest zarówno ze względu na przewóz, jak i na swobodę wyboru miejsca na tamy ogniowe w razie pożaru. Poza tym utrzymanie węzła *a* jest znacznie trudniejsze ze względu na duże ciśnienie.

Przy ocenie szczelności tamy można operować *współczynnikiem przenikliwości* k_p, który podaje, że ilość powietrza q m³/sek przesącza się przez 1 m² tamy przy różnicy depresji h równej 1 mm sł. wody

$$k_p = \frac{q}{s \cdot \sqrt{h}} \tag{303}$$

gdzie s oznacza powierzchnię tamy w m².

Na podstawie nielicznych danych przyjąć można (Ksenofontowa):

dla tam drewnianych $k_p = 0{,}067$ do $0{,}200$

dla tam drewnianych podwójnych, wypełnionych miałem i oblepionych gliną $k_p = 0{,}0067$,

dla tam z cegły $k_p = 0{,}0005$.

Pod względem ilości przesączającego się powietrza p % w stosunku do powietrza przepływającego obok tamy można wyróżnić następujące jakości tam (Komarow):

bardzo dobra	poniżej 5%
dobra	5 do 10%
średnia	10 do 20%
zła	20 do 50%
bardzo zła	powyżej 50%

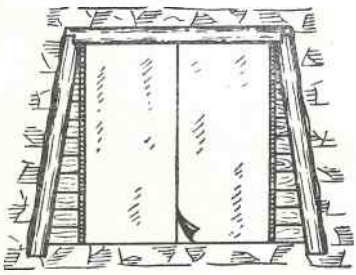
Jedna i ta sama tama może w pewnych warunkach być dobra, w innych zaś zła. Im większa jest różnica depresji i im mniejsza ilość powietrza płynie obok tamy, tym p jest większe, a więc tym gorsza staje się tama.

9.1.1. Tamy i przegrody płócienne

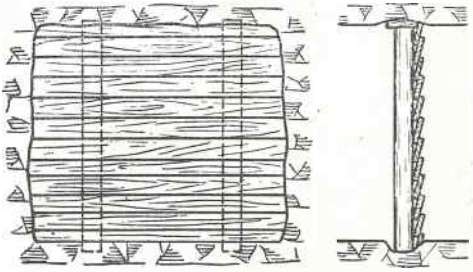
Najprostszymi i najłatwiejszymi do wykonania są tamy i przegrody (zasłony) z płótna żaglowego lub nawet jutowego; w celu zwiększenia nieprzenikliwości płótno takie pokrywa się smołą lub bieli wapnem.

Tamy płócienne (rys. 263) mają szereg zalet:

przytwierdzenie ich gwoździami do obudowy wymaga minimalnej ilości czasu, łatwo jest przenosić takie tamy w inne miejsce; po uniesieniu płótna można łatwo przez tamę przejść; nie wpływa na nie ani ciśnienie skał, ani osiadanie stropu.



Rys. 263. Tama płócienna



Rys. 264. Tama zwyczajna z desek

Główną ich wadą jest ogromna strata powietrza, gdyż z jednej strony płótno łatwo przepuszcza powietrze, z drugiej zaś nigdy nie przylega szczelnie do ścian wyrobiska.

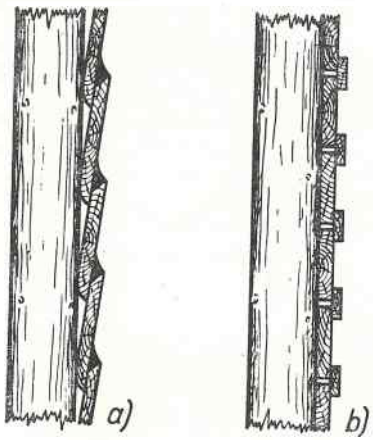
Pomiary przeprowadzone w kopalniach wykazały, że przy starannym nawet wykonaniu przegrody płóciennej straty powietrza dochodzą do 80 ÷ 90% przy długości przegrody 40 do 100 m. Jak z tego wynika, przegrody płócienne mogą być stosowane tylko przy mniejszej długości (do 20 m), np. do przewietrzania przodków przy wyrobiskach podwójnych. Jeżeli zaś chodzi o tamy płócienne, to w praktyce stosowane są bardzo często, zwłaszcza w miejscach, gdzie straty powietrza nie odgrywają większej roli.

9.1.2. Tamy i przegrody drewniane

Tamy i przegrody drewniane wykonane z desek lub zrzyn są powszechnie stosowane i noszą nazwę *tam zwyczajnych*. Deski lub zrzyny przybija się gwoździami do specjalnie w tym celu postawionych dwóch (czasami trzech lub więcej) słupów.

Przed budową tamy spód wyrobiska powinien być dobrze oczyszczony, ażeby była pewność, że tama przylega bezpośrednio do twardej calizny. Ponadto wykonuje się wcięcie (wrąb) w ścianach, piętrze i spodzie chodnika szerokości 7 do 8 cm — głębokości około 5 cm.

Deski lub zrzyny przybija się do stojaków (rys. 264) od strony świeżego powietrza (zewnętrznej). Deski przybija się zaczynając od góry ich płaską stroną na zewnątrz; każda dolna deska założona jest częściowo na górną, przez co tworzy się głęboki rowek, wygodny do oblepiania tamy gliną (rys. 265 *a*).



Rys. 265. Sposoby wykonywania tam zwyczajnych

W celu umożliwienia w razie potrzeby oblepienia tamy od strony wewnętrznej, a więc i wzdłuż słupów, ustawia się je w pewnej odległości od ścian (około 0,5 m). Obecność stropnicy oraz okładzin może tylko utrudniać uszczelnienie, dlatego też nie jest wskazane budować tamy na odrzwiach obudowy.

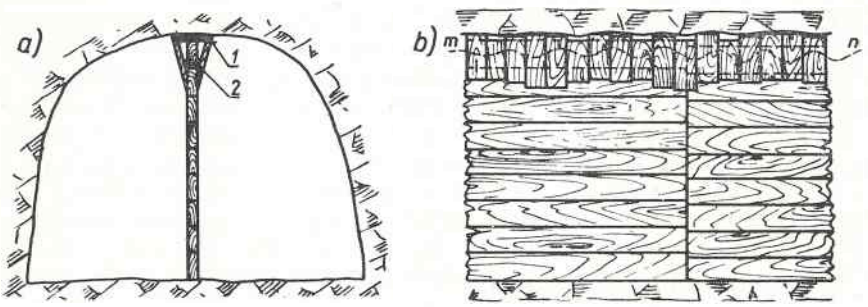
Czasami przybija się deski obok siebie na styk, przy czym w miejscach szczelin przybija się listwy (rys. 265 *b*), często z podkładką smołowanego płótna.

Pewną trudność nastręcza zwykłe uszczelnianie miejsc przylegania desek do ściany. Na spodzie wyrobiska układa się warstwę gliny i dokładnie się ją ubija; przy spągu i ścianach zalepia się tamę gliną.

Wykonanie przegrody przy piętrze równym i gładkim nie nastręcza większej trudności. Jeżeli jednak piętro jest nierówne, trzeba nieraz stosować specjalne środki. Na przykład nad przegrodą może być umieszczona deska *1* (rys. 266 *a*) w postaci półki wzmocnionej zastrzałami *2*. Na półce takiej ubija się glinę, która szczelnie wypełnia wszelkie nierówności. Inny sposób przedstawiony został na rys. 266 *b*. Nie podciąga się tutaj poziomych desek aż do samego piętra wyrobiska, lecz przytwierdza się do nich krótkie pionowe kawałki desek. W celu obcięcia tych desek odpowiednio do nierówności piętra, przytwierdza się je lekko w położeniu pionowym i kreśli się na nich kontur piętra przez oprowadzanie wzdłuż niego końcem kija do którego w pewnej odległości przytwierdzony jest poziomo gwóźdź; ten kreśli na deskach linię *mn* (rys. 266), według której następnie obcina się deski.

Opisane przegrody i tamy wykonuje się łatwo i szybko; z łatwością mogą one być rozebrane, a materiał ponownie użyty; kontrola szczelności i naprawa ich jest łatwa, gdyż ogranicza się do przybicia listwy lub zale-

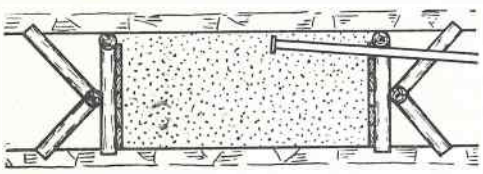
pienia gliną zauważonej nieszczelności. Przy dobrym wykonaniu i starannym utrzymaniu straty powietrza są stosunkowo nieduże i nawet przy długich przegrodach da się je ograniczyć do kilku procent. Przy niedbałej natomiast konserwacji glina łatwo odpada, a straty wówczas mogą być bardzo duże. Osiadanie stropu silnie odbija się na szczelności deskowych tam i przegród; mogą one przy tym ulec nawet zupełnemu zniszczeniu. Przegrody drewniane stosuje się zwykle o długości nie większej jak 50 m.



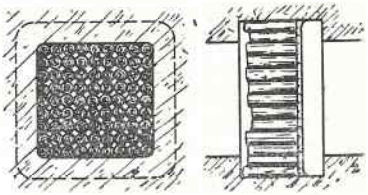
Rys. 266. Sposoby uszczelnienia przegrody pod piętrem

Tamy deskowe buduje się w takich miejscach, gdzie mają istnieć stosunkowo krótki czas; poza tym dzięki łatwości ich wykonania stosowane są one jako tymczasowe do prowizorycznego tamowania pożarów pod ziemią.

Jeżeli tama ma istnieć przez czas dłuższy, wykonuje się ją z szeregu słupów lub też słupy obija się deskami z dwóch stron, a przestrzeń między nimi wypełnia się gliną. Czasami buduje się dwie tamy w pewnej odległości od siebie i przestrzeń między nimi wypełnia się gliną, kawałkami skały lub piaskiem (podsadzką płynną). Tamy takie lepiej spełniają swą rolę w miejscach, gdzie występują większe ciśnienia skał i to nawet po złamaniu słupów stanowiących szkielet tamy, gdyż skała płonna lub



Rys. 267. Klocek piaskowy



Rys. 268. Tama klockowa

piasek zostają uszczelnione przy osiadaniu stropu. Pod tym względem bardzo korzystne są *korki piaskowe* (rys. 267) wykonane za pomocą podsadzki płynnej.

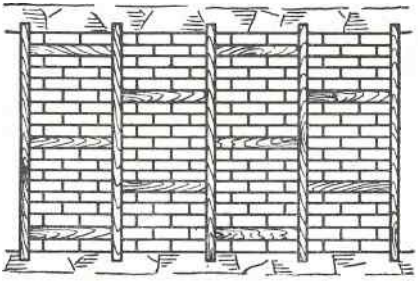
Bardzo wytrzymałe i często stosowane są *tamy klocowe* (rys. 268). Buduje się je z okrąglaków długości 0,5 do 1 m, układanych równolegle do osi chodników, najlepiej na zaprawie wapiennej. Przed budowaniem tamy wykonuje się na obwodzie chodnika wrąb szerokości półtora raza większej od grubości tamy (dla ułatwienia uszczelniania); głębokość wrębu zależy od stanu skał, jest jednak nie mniejsza jak 0,2 m. Tylko

w bardzo twardych skałach można nie robić wrębu. Strona zewnętrzna tamy powinna być równa i pionowa. W czasie układania kloców wkłada się między nie cienkie kawałki drewna w celu lepszego wypełnienia, a po wykończeniu tamy we wszystkie szpary wbija się kliny. Tamy te doskonale wytrzymują nawet bardzo duże ciśnienie.

9.1.3. Tamy i przegrody murowane

Tamy murowane wykonuje się podobnie jak i klocowe. Jako materiału używa się zwykle cegieł lub kamienia łamanego na zaprawie wapiennej lub cementowej. Grubość ich wynosi najczęściej 1 do 2 cegieł i więcej, zależnie od wysokości. Wykonanie tych tam w porównaniu z klocowymi jest szybsze (w chodniku o przekroju 3 do 4 m^2 czas stawiania tamy wynosi 4 do 5 godz) i tańsze, nie nadają się jednak do miejsc, gdzie występują duże ciśnienia. Tamy betonowe są znacznie wytrzymalsze i szczelniejsze (około 5 razy) od tam z cegieł.

Przegrody murowane wykonuje się zwykle z muru pruskiego o grubości $^1/_2$ cegły (rys. 269). Czasami stosuje się przegrody żelbetowe



Rys. 269. Przegroda z muru pruskiego

lub też przestrzenie między słupami i ryglami drewnianymi wypełnia się płytami żelbetowymi (siatka stalowa wyprawiona betonem); całkowita grubość płyty może być w takich przypadkach zredukowana nawet do 25 mm.

W odniesieniu do tam wszystkich typów należy zauważyć, że ogromną rolę odgrywa tu odpowiednio wybrane miejsce w nienaruszonym górotworze, staranne wykonanie wrębu na obwodzie tamy, staranne wykonanie samej tamy i ustawiczny nadzór nad jej stanem. Nieszczelności tamy można stwierdzić na podstawie syczenia przesączającego się powietrza lub na podstawie odchylenia płomienia lampy przystawionej do tamy. Ten drugi sposób nie może być stosowany w kopalniach gazowych oraz przy badaniu szczelności tam ogniowych, nawet w kopalniach niegazowych.

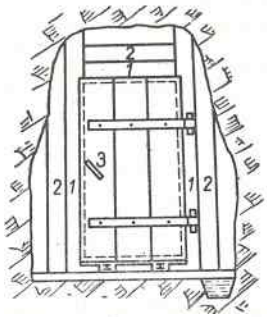
9.2. Tamy wentylacyjne i regulacyjne

W zależności od przeznaczenia wyróżnia się następujące rodzaje tam z drzwiami:

1. *tamy wentylacyjne* z drzwiami, które umożliwiają ruch ludzi i wozów w otamowanym wyrobisku;

2. *tamy regulacyjne z oknem do regulacji* ilości powietrza;
3. *tamy bezpieczeństwa lub tamy zapasowe z drzwiami;* w warunkach normalnych drzwi są otwarte; zamknięcie ich ma na celu:
   a. ustabilizowanie żądanego kierunku prądów w czasie pożaru — *tamy stabilizacyjne,*
   b. ułatwienie izolacji pól pożarowych — *tamy ogniowe* lub *przeciwpożarowe,*
   c. przywrócenie żądanego kierunku prądów w razie zniszczenia przez wybuch tam lub drzwi wentylacyjnych.

Tamy wentylacyjne z drzwiami buduje się w wyrobiskach, w których odbywa się ruch wozów lub ludzi. Dla przejścia ludzi urządza się w tamach otwór z zasuwą (0,5 × 0,6 m) lub lepiej drzwiczki (0,45 × 0,9 lub 0,6 × 1,2 m) z drewna lub blachy stalowej. Powinny się one otwierać w stronę przeciwną prądowi powietrza, przez co łatwiej jest je utrzymać w stanie zamkniętym. Jeżeli wentylator ma urządzenie umożliwiające odwrócenie całego prądu w kopalni, to przy zmianie kierunku przewietrzania drzwi w tamach mogą zostać otworzone, zwłaszcza na krótkich



Rys. 270. Drzwi drewniane

połączeniach, gdzie występuje duża różnica ciśnienia. Dla uniknięcia tego należy w kopalniach, gdzie przewidziana jest możliwość zmiany kierunku prądu, stosować w podwójnych tamach przejazdowych tamy z drzwiami otwieranymi w przeciwne strony (na zewnątrz).

Drewniane drzwi tam osadza się w odrzwiach *1* (rys. 270), nachylonych w kierunku ruchu powietrza pod kątem około 80°, co umożliwia samoczynne ich zamykanie. Przestrzeń między odrzwiami i ścianami wyrobiska zabija się deskami *2* lub wypełnia się murem z cegieł. Drzwi wykonuje się z desek, najlepiej połączonych z sobą na wpust. Dla większej szczelności drzwi zbija się z dwóch rzędów desek, ułożonych poprzecznie; między te rzędy daje się płótno smołowane lub papę. Do otwierania drzwi służy klamra *3*. Drzwi umieszcza się ponad torem, przestrzeń zaś między szynami wypełnia się drewnem. Czasami w dolnej części drzwi od strony większego ciśnienia powietrza przybija się płótno przylegające do spodu wyrobiska.

W celu samoczynnego zamykania drzwi stosowane są oprócz pochyłych odrzwi również sprężyny, przeciwciężary itp. Dla zapobieżenia uszkodzeniu przez wozy przytwierdza się do drzwi zderzaki z płaskowników stalowych (rys. 271 *a*) lub z drewna (rys. 271 *b*).

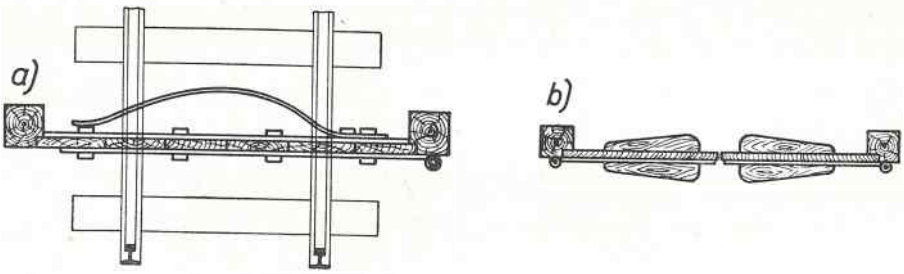
Drzwi tam wentylacyjnych urządza się zwykle w taki sposób, że tylko przylegają one do obramowania odrzwi i są dociskane ciśnieniem powietrza.

Drzwi stalowe stosuje się w wyrobiskach, gdzie różnica ciśnienia z obu stron tamy jest duża, jak np. na połączeniach między szybami wdecho-

wym i wydechowym. Drzwi takie powinno się również stosować w głównych tamach przejazdowych oraz we wszystkich tych miejscach, gdzie chodzi o ogniotrwałość lub gdzie specjalnie zależy kopalni na zabezpieczeniu całości drzwi w razie wybuchu. Drzwi stalowe osadza się zwykle w tamach murowanych, najlepiej betonowych. Pod wpływem ciśnienia skał drzwi stalowe zostają wyboczone, a naprawa ich jest trudna. Dlatego też w miejscach dużego ciśnienia korzystniejsze mogą być drzwi drewniane obite blachą.

Drzwi bywają jedno- i dwuskrzydłowe zależnie od szerokości chodnika i ilości w nim torów.

Tamy wentylacyjne podwójne z drzwiami. Obecność tam przejazdowych przyczynia się do dużych ucieczek powietrza. W celu zmniejszenia tych strat daje się podwójne tamy wentylacyjne z drzwiami, ażeby w każdym momencie były zamknięte przynajmniej jedne drzwi. Odległość między takimi tamami powinna być większa aniżeli długość pociągu.



Rys. 271. Zderzaki przy drzwiach

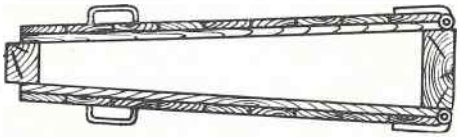
Najlepiej jednak projektować przewietrzanie w ten sposób, ażeby na drogach przewozowych drzwi w ogóle nie było, a przynajmniej, ażeby ich ilość była jak najmniejsza.

Przy znacznym ciśnieniu powietrza na drzwi otworzenie ich przedstawiać może dużą trudność. W celu ułatwienia ich otwierania stosuje się rozmaite środki. Jednym z takich środków jest zastosowanie zamiast zawiasów pionowej osi w środku drzwi. W tym przypadku ciśnienie na jedną połowę usiłuje zamknąć drzwi, na drugą — otworzyć. Jeżeli oś nie będzie umieszczona ściśle w środku, można osiągnąć stan, przy którym drzwi będą umiarkowanie przyciskane i otworzenie ich nie będzie przedstawiało trudności. Oprócz tego sposobu stosowane są w celu ułatwienia otwierania drzwi odpowiednie dźwignie lub też małe okienka w drzwiach, po których otworzeniu następuje wyrównanie ciśnienia z obu stron i drzwi otwierają się łatwo.

W razie eksplozji gazu lub pyłu węglowego urządzenia wentylacyjne mogą ulec zniszczeniu. Jeżeli chodzi o zachowanie w takim przypadku drzwi, zwłaszcza w miejscach ważniejszych, buduje się czasami w tamie *drzwi podwójne* (rys. 272), otwierające się w różne strony. Niezależnie od tego, z której strony nastąpi wybuch, jedne z tych drzwi zostaną zniszczone, drugie zaś otworzą się, po czym zostaną samoczynnie zamknięte. Istnieją oprócz tego inne podobne urządzenia. Na przykład drzwi zapasowe znajdujące się obok drzwi czynnych są normalnie podniesione i mieszczą się we wnęce w stropie chodnika; drzwi takie w czasie wybuchu opadają samoczynnie i zastępują zniszczone przez wybuch.

Opisane wyżej drzwi przejazdowe mogą być otwarte przez wóz tylko

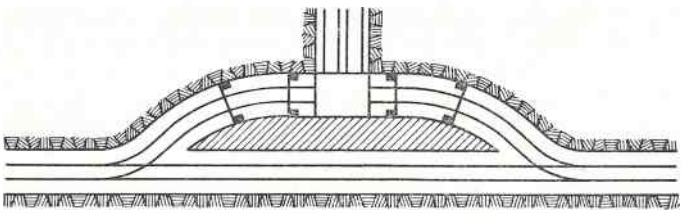
z jednej strony, a mianowicie jeżeli porusza się on w kierunku przeciwnym ciśnieniu powietrza. Przy odwrotnym ruchu wozów drzwi muszą być otwierane przez ludzi, toteż w miejscach, gdzie jest większy ruch wozów, drzwi przejazdowe są zwykle obsługiwane przez specjalnych robotników. Dla uniknięcia tego urządza się *drzwi automatyczne*, co jest ważne zwłaszcza przy odstawie mechanicznej.



Rys. 272. Drzwi podwójne

Samoczynne otwieranie drzwi może się odbywać:
— przez naciśnięcie skrzyni wozu na dźwignię umieszczoną w poprzek toru;
— przez naciśnięcie kół wozu lub elektrowozu na dźwignię umieszczoną między szynami;
— przez rozsuwanie dźwigni, przytwierdzonych do skrzydeł drzwi;
— za pomocą powietrza sprężonego przez ręczne lub automatyczne otworzenie zaworu;
— za pomocą niedużego silnika elektrycznego, automatycznie włączanego przy przejściu wozów;
— za pomocą silnika elektrycznego połączonego z komórką fotoelektryczną.

W pochylniach z zasady nie umieszcza się tam wentylacyjnych z drzwiami. Jest to zabronione przepisami górniczymi, gdyż działanie takich drzwi jest niepewne. Jeżeli zachodzi potrzeba zamknięcia dopływu powietrza do czynnej pochylni, to w dolnej jej części wykonuje się objazd



Rys. 273. Zamknięcie dopływu powietrza do pochylni

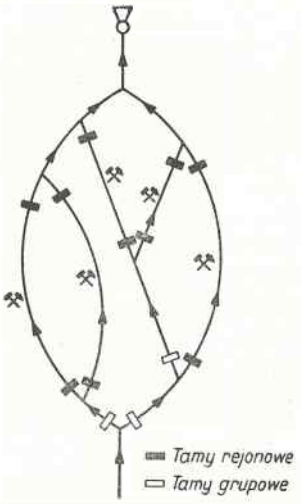
lub też dojazdy łączące chodnik z pochylnią. W takich dojazdach umieszcza się zwykle dwoje tam z drzwiami (rys. 273). Często można uniknąć w ogóle konieczności budowania tam z drzwiami pod pochylnią, jeżeli tylko będą postawione tamy wentylacyjne w chodnikach filarowych wzdłuż tej pochylni.

Okna wentylacyjne. W każdej tamie wentylacyjnej w razie potrzeby może być wykonane okno wentylacyjne (rys. 130). Wielkość otworu okna może być zmieniana za pomocą zasuwy i w ten sposób można doprowadzać większą lub mniejszą ilość powietrza. Położenie zasuwy ustala się zwykle drogą doświadczalną. Takie okna umieszcza się często w drzwiach wentylacyjnych. W kopalniach gazowych należy umieszczać okna w tamach możliwie wysoko, a to w celu uniknięcia gromadzenia się przed

tamą regulacyjną gazu kopalnianego lżejszego od powietrza. Jeżeli ilość wydzielającego się gazu jest duża, należy tamy regulacyjne umieszczać w prądzie wchodzącym.

9.3. Rozmieszczenie zapasowych tam przeciwpożarowych z drzwiami

Istniejące przepisy górnicze przewidują obowiązek utrzymywania zapasowych *tam przeciwpożarowych* w pobliżu podszybi oraz ewentualnie w głównych prądach płynących do pól wentylacyjnych. Głównym celem tych tam jest niedopuszczenie dymów do kopalni w razie powstania pożaru na powierzchni lub w szybie wdechowym. Jeżeli pożar powstanie w miejscu wybierania węgla, a więc w samym oddziale, zamknięcie takiej tamy nie tylko nie przyczyni się do poprawienia sytuacji, lecz może być szkodliwe w najwyższym stopniu, ponieważ przyczyni się do odwrócenia wszystkich prądów poza zamkniętą tamą ze wszystkimi związanymi z tym konsekwencjami aż do możliwości wybuchu gazów pożarowych włącznie.



Rys. 274. Rozmieszczenie tam bezpieczeństwa

Mając na uwadze, że pożar — ściśle biorąc — może powstać w każdym miejscu kopalni, należy tak rozmieścić zapasowe tamy przeciwpożarowe, ażeby w każdym przypadku pożaru można było w najkrótszym czasie ustabilizować żądane kierunki prądów i niezwłocznie przystąpić do likwidacji pożaru.

Wychodząc z założenia, że głównym celem tam zapasowych z drzwiami jest zapewnienie bezpieczeństwa załodze kopalni w czasie pożaru, należy wyróżnić dwa rodzaje takich tam (rys. 274):

— *tamy rejonowe* umieszczone na początku i na końcu każdego prądu niezależnego;
— *tamy grupowe*, przez które płynie powietrze do kilku rejonów (prądy niezależne) i które umieszcza się w prądzie świeżego powietrza poza każdym jego rozgałęzieniem.

Tamy rejonowe. Prąd powietrza za tamami rejonowymi w zasadzie nie powinien się rozdzielać. Mogą być tolerowane tylko przypadki rozgałęzienia powietrza w samym polu eksploatacyjnym.

Zamknięcie tam rejonowych w oddziale, w którym powstał pożar, jest pod każdym względem korzystne, toteż załoga kopalni powinna być poinformowana, że obowiązkiem każdego jest zamknięcie drzwi tamy rejonowej (od strony dopływu świeżego powietrza) w polu zaognionym lub podejrzanym o możliwość istnienia w nim pożaru. Po zamknięciu takich drzwi należy jak najprędzej oddalić się od nich, ze względu na możliwość wybuchu gazów pożarowych za tamami.

Tamy grupowe. Inaczej przedstawia się sprawa z tamami grupowymi, przez które płynie powietrze do kilku prądów niezależnych. Zamknięcie takich tam może być czasami konieczne, czasami zaś wręcz szkodliwe, gdyż w przypadku pożaru w jednym z prądów niezależnych inne prądy poza zamkniętą tamą grupową muszą ulec odwróceniu, co pociągnie za sobą zadymienie odnośnej części kopalni oraz ewentualnie wybuch gazów pożarowych. Dlatego też zamykanie tam grupowych może być zrobione tylko na wyraźny rozkaz kierownika akcji przeciwpożarowej.

Wyjątek stanowi jedynie przypadek, gdy przez daną tamę płyną dymy bądź to wskutek pożaru w prądzie świeżego powietrza, bądź też wskutek odwrócenia niektórych prądów niezależnych i zadymienia kopalni. Zamknięcie tamy w takim przypadku przyczynić się może zarówno do izolowania się od dymów, jak i do przywrócenia prądom odwróconym ich pierwotnego kierunku. Tak więc obowiązkiem każdego powinno być zamykanie każdych tam zapasowych (zarówno rejonowych, jak i grupowych), przez które płynie dym w tym kierunku, w jakim normalnie płynęło świeże powietrze. Nie należy natomiast zamykać tam grupowych, z których wychodzi dym w kierunku przeciwnym do ruchu powietrza świeżego.

Żadne inne tamy zapasowe oprócz wymienionych rejonowych i grupowych nie powinny być w kopalni tolerowane. Dotyczy to przede wszystkim grupowych tam zapasowych na drogach powietrznych prowadzących do szybu wydechowego. Przypadkowe zamknięcie takiej tamy w czasie pożaru — podobnie jak i zamknięcie niewłaściwej tamy grupowej w prądzie świeżego powietrza — może pociągnąć za sobą nieobliczalne skutki i to tym groźniejsze, że jeżeli do niewłaściwie zamkniętej tamy w świeżym powietrzu można dojść i naprawić błąd, to dojście do takiejże tamy od strony dymów płynących do szybu wydechowego jest niezmiernie trudne albo nawet wręcz niemożliwe.

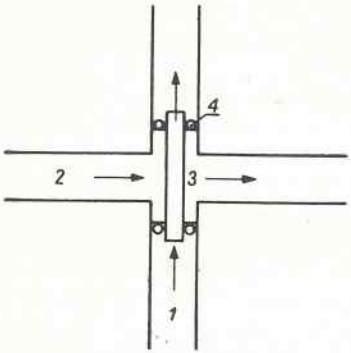
9.4. Mosty wentylacyjne

Mosty wentylacyjne stosuje się w miejscu skrzyżowania dwóch prądów, jeżeli prądy te mają płynąć niezależnie od siebie. Spośród urządzeń tego rodzaju można wyróżnić dwa zasadnicze typy: urządzenia w postaci rur oraz w postaci dwóch osobnych wyrobisk. W pierwszym przypadku jedno z wyrobisk *1* (rys. 275) przegradza się tamami, między którymi umieszcza się rury *3*, zwykle pod piętrem wyrobiska. Tamy powinny mieć drzwi do przejścia *4* (rys. 275 i 276); zwykle buduje się tamy wentylacyjne podwójne.

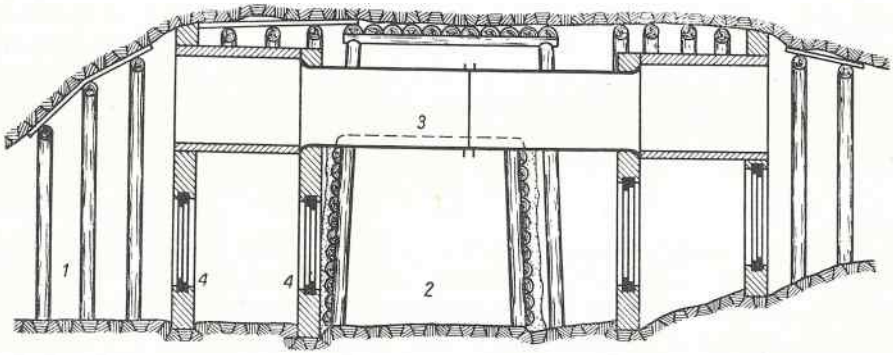
W prądach drugorzędnych mosty mogą być wykonane z lutni wentylacyjnych, w prądach natomiast głównych muszą być użyte rury o ściankach grubości 5 do 7 mm i średnicy nie mniejszej od 600 mm. W razie konieczności można użyć dwie lub trzy rury umieszczone obok siebie;

długość rur wynosi 7 do 8 m. Wadą mostów z rur jest duży ich opór. Wskazane jest rozszerzanie końców rur z obu stron.

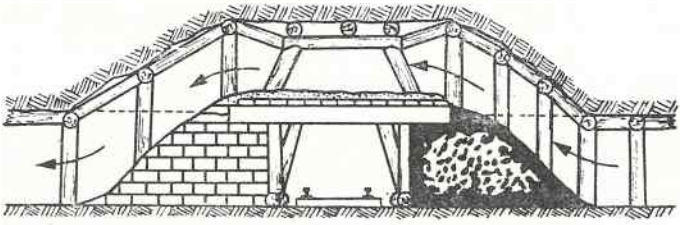
W celu zmniejszenia oporu mostu jedno z wyrobisk prowadzi się górą ponad drugim. Tego rodzaju mosty buduje się czasem z drewna, a prze-



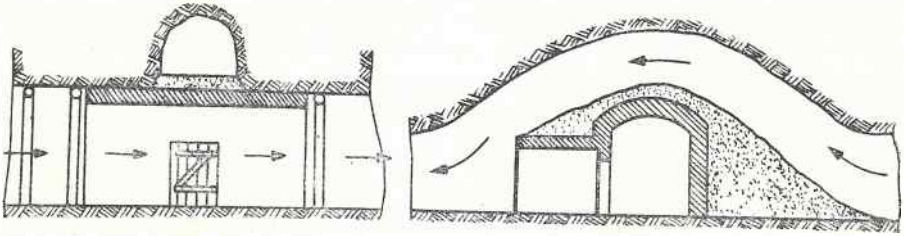
Rys. 275. Most wentylacyjny w postaci rury



Rys. 276. Przejście pod mostem powietrznym



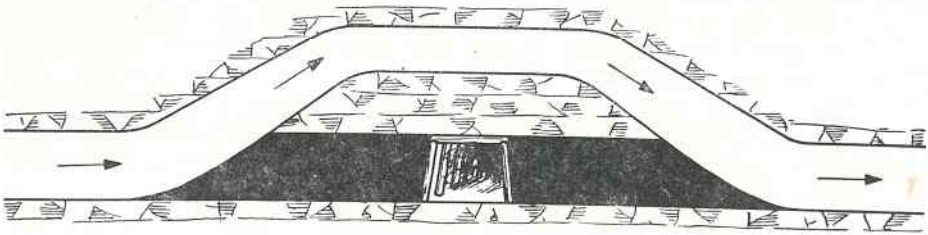
Rys. 277. Most wentylacyjny drewniany



Rys. 278. Most wentylacyjny murowany

ważnie z muru (rys. 277 i 278). Niekiedy górny chodnik podnosi się o tyle, ażeby między nim a dolnym znajdowała się warstwa skały o dostatecznej grubości (rys. 279). Ten ostatni rodzaj mostów jest najbardziej pewny zarówno pod względem szczelności, jak i wytrzymałości w razie wybuchu.

Przekrój poprzeczny mostów dla prądów głównych nie powinien być mniejszy od 1,5 m², dla prądów drugorzędnych — 0,75 m².



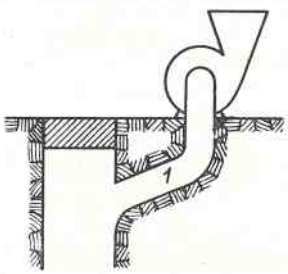
Rys. 279. Krzyżowanie się dwóch prądów — most wentylacyjny

9.5. Kanały wentylacyjne

Wentylatory nadziemne umieszcza się nieco na uboczu od wylotu szybu wentylacyjnego i łączy się je z nim za pomocą kanału *1* (rys. 280).

Przez kanał płynie nie tylko cała ilość powietrza wychodzącego z kopalni lub — przy przewietrzaniu tłoczącym — wchodzącego do niej, lecz i powietrze przesączające się przez nieszczelności zamknięcia szybu, a wskutek tego każdy dodatkowy opór kanału wywołuje poważny spadek

Rys. 280 Schemat kanału wentylacyjnego



naporu i bezużyteczną stratę energii. Dla uniknięcia tego należy stosować wszelkie środki zmierzające do zmniejszenia oporu kanału. Dobry kanał powinien czynić zadość następującym wymaganiom:

1. Przekrój poprzeczny kanału powinien być dostatecznie duży, ażeby prędkość powietrza w nim nie przekraczała 10 do 12 m/sek (maksymalnie 15 m/sek).
2. Kształt przekroju powinien być zbliżony do kolistego (najmniejszy opór).
3. Długość kanału powinna być możliwie mała, jednak ze względu na możliwość wybuchu gazu lub pyłu w kopalni nie zaleca się umieszczać wentylatora bliżej aniżeli 7,5 m od szybu.
4. Połączenie kanału z szybem powinno być wykonane w postaci łagodnego zakrętu lub pod kątem rozwartym przy stopniowym przejściu z jednego przekroju do drugiego. Jeżeli szyb wentylacyjny nie jest wykorzystany do innych celów, wskazane jest zamknię-

cie wylotu szybu do poziomu kanału i zastosowanie na zakręcie łopatek kierujących (rys. 134). Łopatki takie powinny być urządzone również i w przypadku konieczności skręcenia osi kanału.

5. Ściany kanału powinny być zupełnie gładkie (wyprawa cementowa).
6. Osie kanału i wentylatora z jednostronnym dopływem powietrza powinny się znajdować w jednej płaszczyźnie. W przypadku dwustronnego dopływu powietrza do wentylatora osie te powinny być do siebie prostopadłe. Kanał nie powinien skręcać bezpośrednio przed wentylatorem.
7. Zasuwa nie powinna być umieszczona zbyt blisko wentylatora.
8. Dla kontroli kanału, jego oczyszczania i przeprowadzania pomiarów powietrza powinien on być zaopatrzony we właz z podwójnym zamknięciem.

Przy spełnieniu tych wymagań opór kanałów przy dużym ich przekroju wynosi około 0,5 do 2 miurgów, przy średnim przekroju 5 do 10 miurgów. Spadek naporu w dobrze urządzonych kanałach wentylacyjnych nie powinien przekraczać 5 do 10 mm sł. wody. W praktyce przy złym rozwiązaniu konstrukcji kanałów opór ich wynosi 40 do 50 miurgów, a czasami przekracza nawet 200 miurgów, co nie powinno być w żadnym przypadku tolerowane.

Przykład. Wydajność wentylatora przyjmuje się $Q = 50$ m³/sek (3000 m³/min). Opór istniejącego kanału $M = 50$ miurgów. Ile energii zaoszczędzi się, jeżeli przez rekonstrukcję kanału zmniejszy się jego opór do $M_1 = 5$ miurgów?

Strata naporu w kanale istniejącym

$$h = 0{,}001 \cdot M \cdot Q^2 = 0{,}001 \cdot 50 \cdot 50^2 = 125 \text{ mm } H_2O$$

Strata naporu w kanale po jego rekonstrukcji

$$h_1 = 0{,}001 \cdot 5 \cdot 50^2 = 12{,}5 \text{ mm } H_2O$$

Oszczędność mocy

$$N = \frac{Q \cdot (h - h_1)}{102 \cdot \eta} = \frac{50 \cdot 112{,}5}{102 \cdot 0{,}6} = 92 \text{ kW}$$

Roczna oszczędność energii elektrycznej

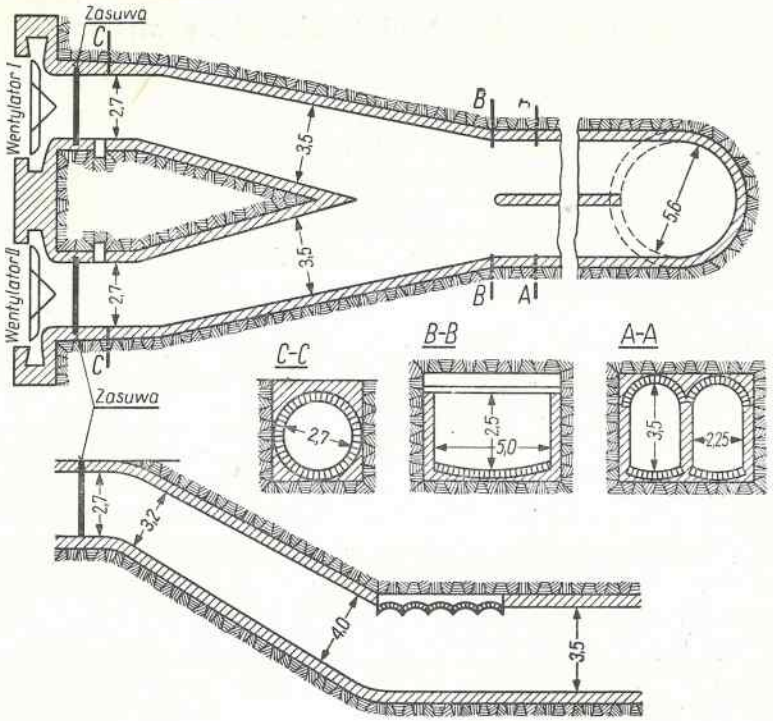
$$92 \cdot 24 \cdot 365 = 800\,000 \text{ kW/godz}$$

Przepisy górnicze wymagają, ażeby na szybie wentylacyjnym były zainstalowane dwa wentylatory: jeden czynny, drugi zapasowy. Jeden wentylator z silnikiem zapasowym może być dopuszczony do stosowania tylko w kopalniach niegazowych lub gazowych I kategorii. Przykład urządzenia kanałów dla dwóch wentylatorów pokazano na rys. 281. Wadą tego urządzenia jest to, że część kanału jest obudowana sklepieniami na belkach stalowych co zwiększa opór kanału.

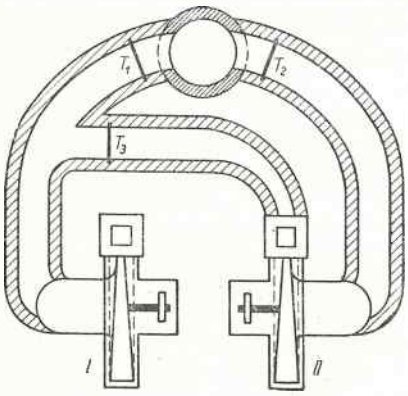
Na rys. 282 pokazano przykład rozmieszczenia kanałów i zasuw przy dwóch wentylatorach ssących. Takie rozmieszczenie umożliwia przewietrzanie kopalni za pomocą:

— wentylatora *I* — przy otwartej zasuwie T_1,
— wentylatora *II* — przy otwartej zasuwie T_2,
— obu wentylatorów w połączeniu szeregowym — przy otwartych zasuwach T_2 i T_3,
— obu wentylatorów w połączeniu równoległym — przy otwartych zasuwach T_1 i T_2.

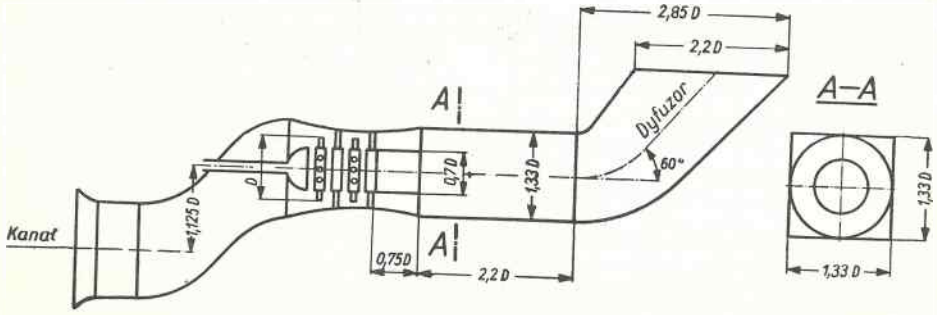
Na rys. 283 pokazano połączenie wentylatora osiowego z kanałem.



Rys. 281. Kanały dla dwóch wentylatorów na jednym szybie



Rys. 182. Kanały umożliwiające wspólną pracę dwóch wentylatorów na jednym szybie

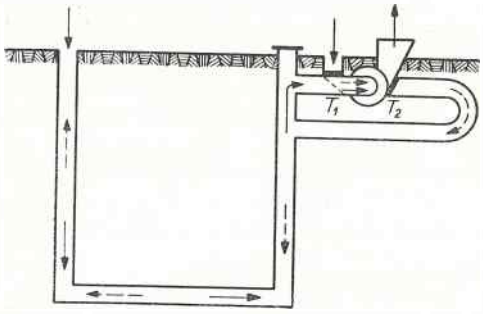


Rys. 283. Połączenie wentylatora osiowego z kanałem (wg CAGI)

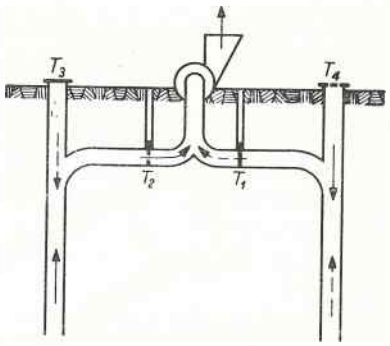
9.6. Urządzenia do zmiany kierunku powietrza

Jak wykazało doświadczenie, w niektórych przypadkach pożarów i wybuchów podziemnych (np. pożar w szybie wdechowym) prowadzenie akcji ratowniczej może wymagać zmiany kierunku prądu w całej kopalni w możliwie najkrótszym czasie (2 do 3, maksymalnie 10 min). Sposoby zmiany kierunku prądu zależą od rodzaju wentylatora.

Przy *wentylatorach odśrodkowych* stosuje się system kanałów z zasuwami, przez których odpowiednie ustawienie otrzymuje się żądany kie-

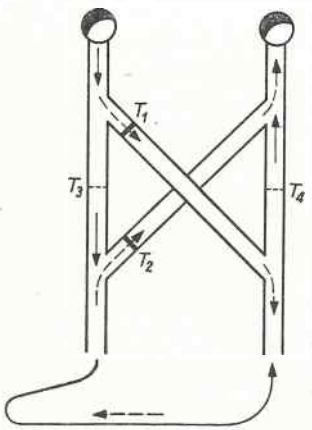


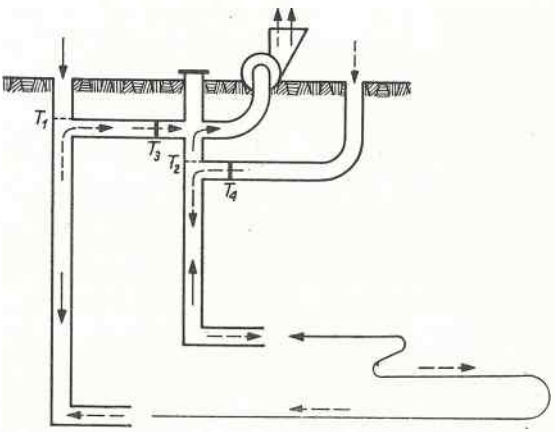
Rys. 284. Rozmieszczenie kanałów i zasuw umożliwiające zmianę sposobu przewietrzania ssącego na tłoczący i odwrotnie



Rys. 285. Odwracanie prądu w kopalni przy zachowaniu ssącego sposobu przewietrzania

runek prądu bez zmiany kierunku obrotu wentylatora. Przy odwróceniu prądu w kopalni może zachodzić potrzeba zmiany sposobu przewietrzania z ssącego na tłoczący lub odwrotnie (rys. 284), albo też może być zachowany również pierwotny sposób przewietrzania (ssący). Przy szybach bliźniaczych ten drugi sposób odwracania prądu może być dokonany za pomocą tego samego wentylatora (rys. 285, 286, 287). Jeżeli jednak pożądane jest zachowanie ściśle określonego sposobu przewietrzania (np. ssą-





Rys. 286 *(z lewej)*. Odwracanie prądów w kopalni przy zachowaniu ssącego (lub tłoczącego) sposobu przewietrzania

Rys. 287 *(z prawej)*. Odwracanie prądu w kopalni przy zachowaniu ssącego sposobu przewietrzania

cego) przed i po odwróceniu prądu w kopalni przy dużej odległości między szybami wdechowym i wydechowym, powinny być zainstalowane na obu szybach osobne wentylatory, z których jeden będzie zawsze czynny.

Przy wentylatorach osiowych zmiana kierunku ruchu powietrza może być uzyskana przez zmianę kierunku obrotu koła roboczego, co osiąga się przez zwykłe przełączenie faz silnika wentylatora. Jeżeli łopatki są symetryczne, jak to jest w wentylatorach rewersyjnych, wydajność wentylatora nie zmienia się przy zmianie kierunku obrotu. Przy wentylatorach z niesymetrycznymi łopatkami, bez aparatu kierującego lub prostującego, wydajność po rewersji (bez obrócenia łopatek) zmniejsza się o około 40%. Przy zastosowaniu aparatu prostującego depresja zmniejsza się 4 do 5 razy w porównaniu z normalną i odpowiednio do tego spada wydajność. Korzystniejszym rozwiązaniem jest obrót łopatek o 180° przy równoczesnej zmianie kierunku obrotu. Jeszcze lepszym rozwiązaniem jest obrót łopatek o kąt mniejszy od 180° (115 do 120°) bez zmiany kierunku obrotu; wydajność wynosi wtedy 80% wydajności przy normalnym kierunku obrotów. Są opracowane konstrukcje osiowych wentylatorów pozwalające na jednoczesny obrót wszystkich łopatek, jednak wentylatorów takich jeszcze się nie buduje.

Zasadniczą wadą zmiany kierunku ruchu powietrza przez zmianę kierunku obrotu wentylatora osiowego jest niemożliwość osiągnięcia żądanego celu w ciągu przepisowych 10 min. Dlatego również i przy wentylatorach osiowych zmianę kierunku ruchu powietrza przeprowadza się za pomocą systemu kanałów i zasuw, jak i przy wentylatorach odśrodkowych. Mechanizacja otwierania zasuw oraz zdalne kierowanie nimi może zapewnić rewersję nawet w ciągu dwóch minut.

Kontrola działania urządzeń do zmiany kierunku powietrza powinna być przeprowadzona przynajmniej raz na miesiąc.

9.7. Umieszczenie wentylatorów pod ziemią

Wady umieszczenia wentylatorów na powierzchni występują w dwóch przypadkach:

— jeżeli nie ma szybu, który mógłby służyć wyłącznie jako wentylacyjny, a wskutek tego należy stosować samoczynne zamknięcie lub śluzy;

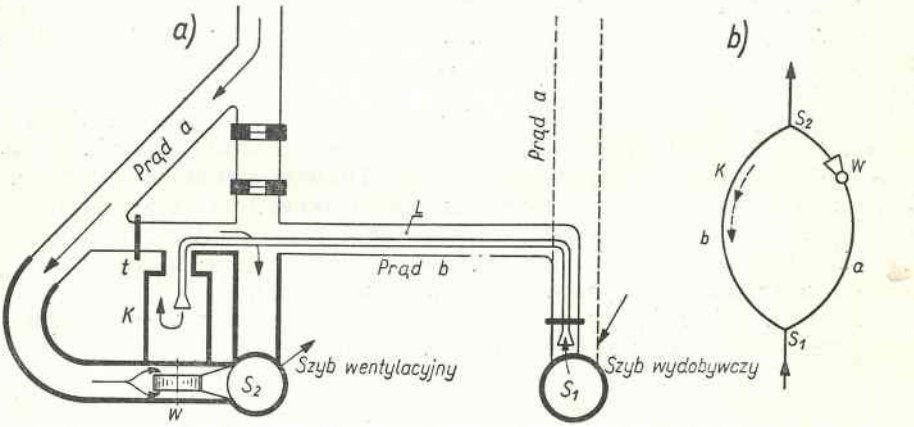
— jeżeli powietrze wchodzące przez szyb wydobywczy ma być kierowane do większej ilości rejonowych szybów wydechowych i jeżeli chce się uniknąć ustawienia dużej liczby wentylatorów ssących oraz związanych z tym możliwych komplikacji przewietrzania; ustawienie w tym przypadku jednego wentylatora tłoczącego na szybie wydobywczym może być korzystniejsze, jednak wentylator tłoczący zainstalowany na powierzchni wymaga zastosowania śluzy nad szybem wydobywczym.

W takich przypadkach umieszcza się czasami w kopalniach wentylatory podziemne.

Wady ssących *wentylatorów podziemnych* poruszono już poprzednio (rys. 149 i 231). Przy zainstalowaniu wentylatora podziemnego połączenie między szybami musi być zawsze bardzo szczelnie zamknięte, a to w celu uniknięcia ujemnych skutków odwróconego prądu, zwłaszcza w czasie pożaru.

Jest ważną rzeczą w odniesieniu do głównych wentylatorów podziemnych, zwłaszcza w czasie pożarów i wybuchów, aby mieć możliwość dojścia z szybu wdechowego do komory, w której umieszczony jest silnik wentylatora i przyrządy kontrolne. Przy projektowaniu przewietrzania tej komory osobnym prądem świeżego powietrza należy zwracać uwagę, ażeby prąd ten nie mógł być łatwo odwrócony, gdyż w takim przypadku nie tylko dojście do komory byłoby uniemożliwione, lecz również gazy wychodzące z niej kierowałyby się do szybu wdechowego, powodując zatrucie powietrza w całej kopalni.

Rys. 288 przedstawia przykład wadliwego rozmieszczenia wyrobisk służących do przewietrzania komory maszynowej *K*. Komora ta przewietrzana jest za pomocą lutni *L*, przy czym prąd z komory trafia wprost do szybu wentylacyjnego poza wentylatorem, tworząc system pokazany na rys. 288 *b*. System ten jest bardzo niebezpieczny, jeżeli chodzi o odwrócenie prądu *b* i zagazowanie komory oraz całej kopalni w razie pożaru lub wybuchu.



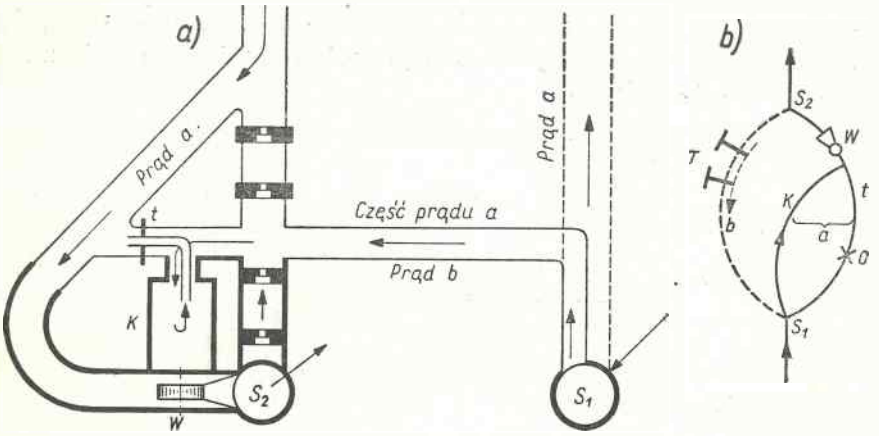
Rys. 288. Wadliwe przewietrzanie podziemnej komory wentylatora ssącego

Poprawny sposób przewietrzania komory pokazano na rys. 289. Jak ze schematu przewietrzania (rys. 289 *b*) wynika, prąd z komory został połączony z prądem głównym przed wentylatorem, a więc wchodzi w skład bocznicy *a*, wentylator działa na ten prąd w kierunku właściwym i jedynie tylko bardzo duża depresja pożaru *O* może ten prąd odwrócić.

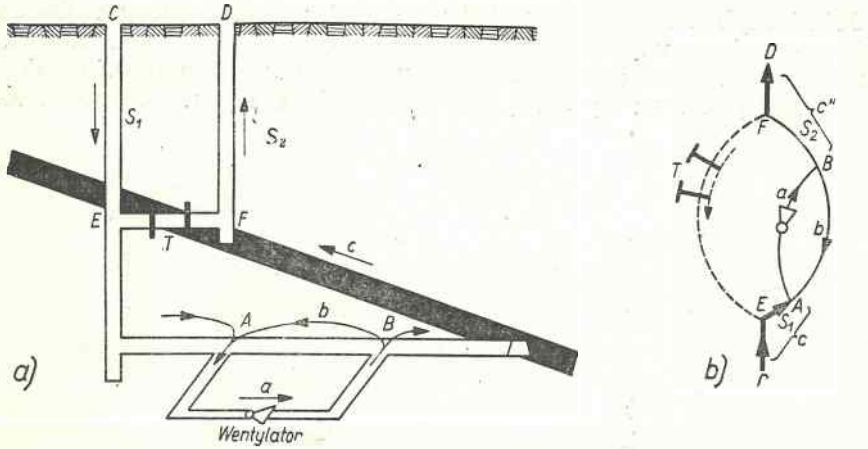
Wspomnianych wad podziemnych wentylatorów da się uniknąć przez zastosowanie tłoczącego wentylatora podziemnego w prądzie świeżego powietrza w pobliżu szybu wydobywczego. Wentylator umieszcza się (rys. 290) w chodniku równoległym do głównego chodnika przewozowego (ewentualnie w przecznicy). Prąd w chodniku przewozowym *b* płynący przez nieszczelności tam przejazdowych jest stale odwrócony; ponieważ jednak w krążeniu znajduje się świeże powietrze, nie stwarza to żadnego niebezpieczeństwa. Przy takim umieszczeniu wentylatora prąd na krótkim połączeniu *EF* może być oczywiście łatwo odwrócony, jak i przy zainstalowaniu podziemnego wentylatora ssącego. Na korzyść jednak wentylacji tłoczącej przemawia, że w razie np. pożaru, gdy pewność ruchu wentylatora jest sprawą niezmiernie ważną, dojście do wentylatora ssącego może być utrudnione lub nawet uniemożliwione. Poza tym wen-

tylacja tłocząca umożliwia użycie jednego tylko wentylatora przy większej liczbie szybów wydechowych.

Dla zmniejszenia ilości powietrza w bocznicy odwróconej *b*, jak i dla zmniejszenia zużycia energii przez wentylator, należy starać się, ażeby opór *b* był jak największy. W zasadzie postawienie tam z drzwiami w bocznicy *b* rozwiązałoby tę sprawę, może być to jednak okolicznością niekorzystną ze względu na przewóz w tej bocznicy. Innymi środkami



Rys. 289. Poprawny sposób przewietrzania podziemnej komory wentylatora ssącego



Rys. 290. Przewietrzanie za pomocą podziemnego wentylatora tłoczącego

mogą być: możliwe zwiększenie długości bocznicy *b* i zastosowanie specjalnej obudowy, która by stwarzała duży opór. Bocznica *a*, gdzie umieszczony jest wentylator, powinna mieć jak najmniejszy opór w celu możliwego zwiększenia otworu równoznacznego kopalni.

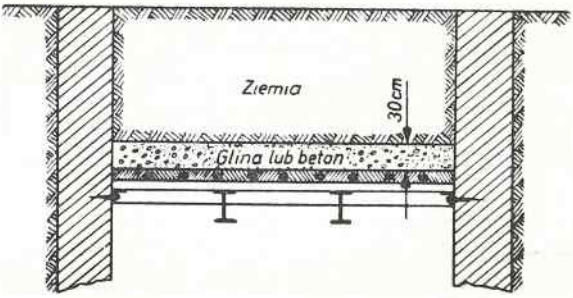
Zmiana kierunku całego prądu w kopalni przewietrzanej wentylatorem podziemnym może być przeprowadzona w ten sam sposób, jak i przy wentylatorach na powierzchni.

Ze względu na wady przewietrzania kopalń wentylatorami podziemnymi należy ich raczej unikać.

9.8. Zamknięcie szybów wentylacyjnych

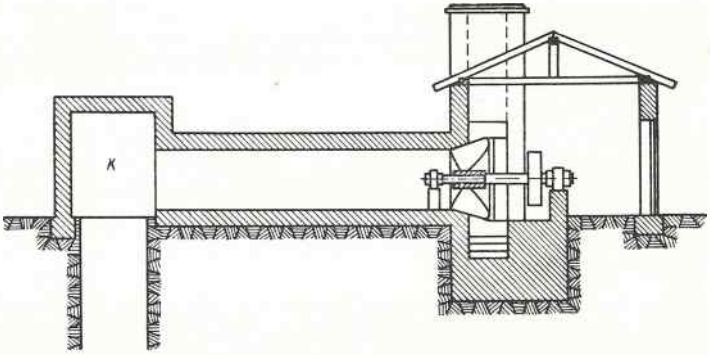
Przy zastosowaniu wentylatorów nadziemnych wyloty szybów wentylacyjnych muszą mieć odpowiednie zamknięcia.

W razie gdy szyb wentylacyjny służy do przewietrzania, wylot jego może być stale zamknięty przez zamurowanie, zasypanie ziemią (rys. 291), zamknięcie komorą *K* (rys. 292) albo pokrywą (rys. 293) z uszczelnieniem wodnym, olejowym lub za pomocą gliny. Ten ostatni rodzaj zamknięcia służy jednocześnie za zawór bezpieczeństwa w razie wybuchu. Przy dobrym wykonaniu tego rodzaju zamknięć można zmniejszyć ilość zasysanego powietrza do 1 ÷ 2%.



Rys. 291. Stałe zamknięcie szybu

Jeżeli szyb wentylacyjny służy do ruchu klatek, stosuje się często pokrywę podnoszoną przez klatkę (zamknięcie Briarta, rys. 294), która jednocześnie swym dnem zamyka wylot szybu. Zamknięcia takie są proste, mają jednak tę wadę, że nieuniknione są tu uderzenia klatki



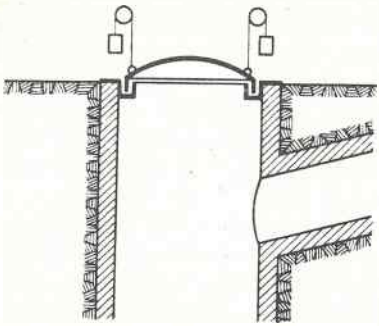
Rys. 292. Zamknięcie szybu za pomocą komory

o pokrywę, przy czym musi być przezwyciężony 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 filcu lub gumy. Oprócz ruchomego zamknięcia Briarta stosowane są również inne systemy. Straty powietrza wynoszą tu 7 do 20%; przeciętnie 12%.

Innym sposobem zamykania szybu służącego do ruchu klatek jest zastosowanie *śluz powietrznych,* przy których cały budynek nadszybowy

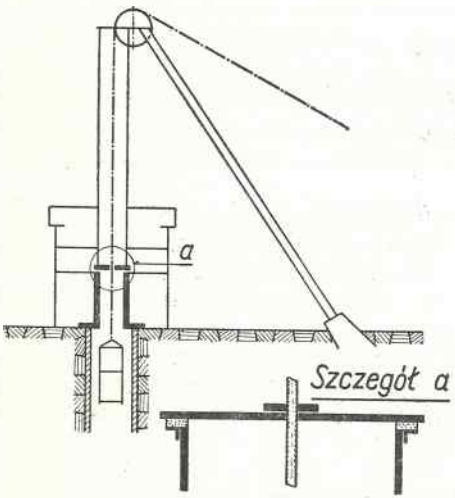
lub przynajmniej jego część przylegająca do szybu są szczelnie zamknięte. W celu lepszego uszczelnienia zamknięcie doprowadzane jest aż do kół linowych (rys. 295), gdzie wahania liny są mniejsze. Wozy przechodzą na sortownię przez śluzę powietrzną K zamkniętą z dwóch stron drzwiami t.

Im większa jest powierzchnia ścian i dachu budynku nadszybowego, tym większe są ucieczki powietrza. Ściany budynku muszą być otynko-

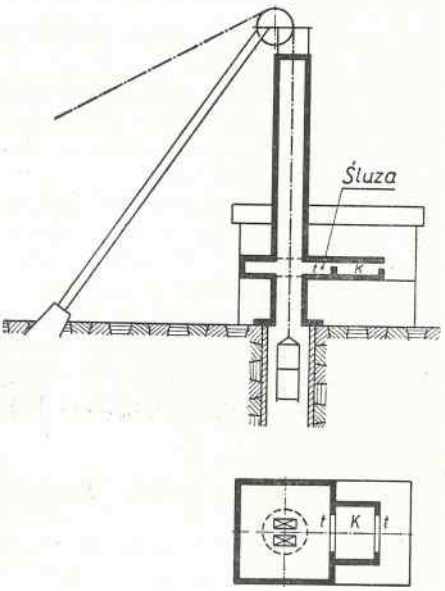


Rys. 293. Zamknięcie szybu za pomocą uszczelnionej pokrywy

wane z obu stron, szyby okienne dokładnie wprawione, a drzwi szczelne i dobrze dopasowane. Źle wykonane budynki nadszybowe przepuszczają czasami 30% i więcej powietrza. Przy dobrym uszczelnieniu straty te można zredukować do $3 \div 4\%$.



Rys. 294. Zamknięcie szybu klapą ruchomą



Rys. 295. Śluza powietrzna

10. KONTROLA STANU PRZEWIETRZANIA KOPALNI

W czynnej kopalni zachodzą ciągłe zmiany długości wyrobisk transportowych i wentylacyjnych, co pewien czas zgłębia się szyby do głębszych poziomów, nowe pokłady rozpoczyna się wybierać, zmienia się

schemat przewietrzania, wyrobiska górnicze zmieniają swój przekrój czy to wskutek ich zaciskania, czy też przebudowy. Wszystkie te czynniki powodują zmiany oporu systemu wentylacyjnego i jego bocznic, a tym samym także zmiany ilości powietrza przepływającego przez całą kopalnię oraz dopływającego do poszczególnych pól.

Ilość wydzielających się gazów nie jest również stała. W miarę przechodzenia do eksploatacji głębszych poziomów ilość metanu z zasady wzrasta; zwiększenie wyeksploatowanej przestrzeni przyczynia się do zwiększenia ilości wydzielającego się dwutlenku węgla. Zmiana sposobu prowadzenia wyrobisk i systemu wybierania złoża przyczynia się do zwiększenia lub zmniejszenia zużycia materiałów wybuchowych, a więc i do zmiany ilości trujących gazów odstrzałowych.

Wielkość ciągu naturalnego zmienia się w ciągu roku, powodując zmiany ilości, a czasami i kierunku przepływającego powietrza. Wskutek ciśnienia skał szczelność tam zostaje naruszona, a ilość powietrza dopływającego do miejsc pracy może wybitnie zmaleć. Przy sprzyjających warunkach wystąpić mogą wzmożone procesy utleniania węgla, podniesienie temperatury i pogorszenie cieplnych warunków pracy.

W związku z tym staje się konieczna systematyczna kontrola stanu przewietrzania pod względem składu powietrza, jego ilości oraz warunków pracy w przodkach, jak również kontrola stanu zapylenia wyrobisk i należytego stosowania środków zapobiegających wybuchom i pożarom.

10.1. Kontrola składu powietrza

Kontrolę składu powietrza kopalnianego przeprowadza się za pomocą bezpośrednich pomiarów zawartości metanu i innych szkodliwych gazów odpowiednimi indykatorami oraz przez pobieranie próbek i analizę chemiczną w laboratorium.

W kopalniach gazowych dozorcy wentylacyjni obowiązani są codziennie przed zjazdem załogi zmiany rannej zbadać zawartość metanu we wszystkich przodkach i dojściach do nich. Badania takie powinni przeprowadzać również przodowi przed rozpoczęciem pracy w danym miejscu, po strzałach i po przerwach pracy.

W określonych odstępach czasu (co kilka miesięcy) pobiera się próbki powietrza z głównego prądu wydechowego oraz z prądów wychodzących z oddziałów wentylacyjnych i przeprowadza się analizy w laboratoriach.

10.2. Kontrola ilości powietrza

Kontrola ilości powietrza ma na celu stwierdzenie, jaka ilość powietrza wchodzi do kopalni, jaka dopływa do poszczególnych oddziałów i przodków, jakie i gdzie występują ucieczki powietrza oraz czy zachowana jest obowiązująca norma ilości powietrza w stosunku do ilości zatrudnionych ludzi lub do wydobycia na dobę.

Stacje pomiarowe powinny być tak rozmieszczone, ażeby można było pomierzyć ilość powietrza:

— wchodzącego do kopalni i wychodzącego z niej,
— wchodzącego do oddziałów wentylacyjnych i wychodzącego z nich,
— dopływającego do miejsca pracy, a przede wszystkim do przodków eksploatacyjnych.

Na każdej stacji powinna być umieszczona tablica z oznaczeniem numeru stacji i wielkości jej przekroju poprzecznego. Na tablicy tej wypisuje się ostatnią pomierzoną ilość powietrza i datę pomiaru.

Oprócz pomiaru powietrza pod ziemią należy mierzyć również prędkość powietrza w kanale lub dyfuzorze wentylatora, a to dla określenia jego wydajności.

Należy dążyć do tego, ażeby w wymaganych przez przepisy odstępach czasu (1 do 3 razy na miesiąc) pomiary ilości powietrza w całej kopalni były przeprowadzane w ciągu jednego dnia. Przy prawidłowych pomiarach ogólna ilość powietrza powinna równać się sumie ilości powietrza w poszczególnych prądach niezależnych łącznie z ucieczkami, przy czym powinna być uwzględniona również ilość doprowadzonego do pól powietrza sprężonego. W praktyce zachodzą zwykle większe lub mniejsze rozbieżności, które powstają wskutek:

— różnicy ciężarów właściwych powietrza w różnych miejscach wywołanych zmianą temperatury i ciśnienia barometrycznego;
— zmienności stanu przewietrzania w czasie pomiarów wywołanego otwieraniem drzwi, ruchem klatek w szybie itp.;
— niedokładności pomiarów.

Największy wpływ wywiera zwykle różnica ciężarów właściwych powietrza. Dla uwzględnienia tego czynnika wskazane jest sprowadzenie zmierzonych objętości powietrza do pewnej określonej temperatury i ciśnienia, np. $t_0 = 15$ °C i $b_c = 760$ mm Hg. Znając temperaturę t i ciśnienie powietrza b w miejscu pomiaru oraz jego ilość Q, otrzyma się sprowadzoną ilość powietrza

$$Q_0 = Q \cdot \frac{b}{b_0} \cdot \frac{273 + t_0}{273 + t} \tag{304}$$

10.3. Kontrola cieplnych warunków pracy

Kontrolę cieplnych warunków pracy należy przeprowadzać za pomocą katatermometru lub — w razie jego braku — na podstawie pomiarów temperatury i prędkości powietrza. W celu zachowania odpowiedniego komfortu pracy należy przy wyższej temperaturze utrzymywać większą prędkość powietrza w miejscu pracy. Tak np. w ZSRR według obowiązujących przepisów przy temperaturze 18 °C prędkość powietrza na robotach eksploatacyjnych i przygotowawczych nie powinna być niższa od 1 m/sek; przy $t = 18$ do 24 °C — 1,5 m/sek; temperatura powyżej 25 °C jest dopuszczona tylko pod warunkiem, że natężenie chłodzenia w miejscu pracy jest nie mniejsze jak 5 katastopni suchych.

10.4. Kontrola depresji

Główne urządzenia wentylacyjne w kopalniach, a zwłaszcza gazowych, powinny być zaopatrzone w depresjomierze samopiszące; kopalnie III kategorii powinny mieć poza tym i wolumenometry. Często jednak w kopalniach nie ma samopiszących depresjomierzy i zamiast nich urządzenia wentylacyjne są zaopatrzone w zwykłe manometry wodne. W takich przypadkach obowiązkiem obsługującego wentylatory jest codzienne zapisywanie wielkości depresji.

Na podstawie zmian wielkości depresji przy niezmienionym ruchu wentylatora można stwierdzić zwiększenie (np. przez powstanie zawału) lub zmniejszenie (np. przez otworzenie drzwi na krótkim połączeniu) oporu kopalni i zarządzić odpowiednie środki zaradcze. Wykresy depresjomierza są ważnym dokumentem, jeżeli chodzi o stwierdzenie stanu przewietrzania, i dlatego też powinny być przechowywane w ciągu przynajmniej trzech miesięcy.

Szczególnie staranna obserwacja stanów depresji powinna być prowadzona w czasie pożarów, kiedy to wielkość depresji może znacznie obniżyć się wskutek zwiększonego ciągu naturalnego przy równoczesnym zwiększeniu ilości przepływającego powietrza i pobieranej przez silnik energii (niebezpieczeństwo spalenia silnika).

Pomiar dopresji przy wentylatorze może mieć na celu zarówno kontrolę stanu przewietrzania kopalni, jak i kontrolę pracy wentylatora. W pierwszym przypadku depresjomierz powinien być połączony z rurką statyczną przed zasuwą lub nawet z rurką umieszczoną w szybie wentylacyjnym przed wlotem powietrza do kanału; w drugim przypadku rurka statyczna powinna być umieszczona między zasuwą i wentylatorem. Najlepiej jest zainstalować rurki statyczne w obu tych miejscach, łącząc depresjomierz samopiszący z rurką przed zasuwą, zwykły zaś manometr wodny z przestrzenią między zasuwą i wentylatorem.

10.5. Zdjęcia depresyjne

Celem zdjęć depresyjnych jest wyjaśnienie, jak wytwarzana przez wentylator depresja rozkłada się na poszczególne bocznice systemu. Zdjęcie depresyjne daje możność wyjaśnienia wszystkich *wąskich* miejsc kopalni i wskazuje, jakie środki należy przedsięwziąć w celu istotnego zmniejszenia oporów ruchu powietrza i polepszenia stanu przewietrzania, a tym samym zdjęcie takie jest jednym z najbardziej skutecznych sposobów kontroli.

Zdjęcia depresyjne powinny być przeprowadzane przynajmniej raz na rok. Nadają się one dla kopalń, w których całkowita depresja nie jest mniejsza jak 20 do 25 mm.

Przy wyborze miejsc pomiarów należy kierować się tym, ażeby strata naporu między kolejnymi punktami wynosiła około 10 do 20 mm sł. wody. Liczba punktów nie powinna przekraczać 15 do 20, a to z tego względu, by można było obejść je w ciągu 7 do 8 godz.

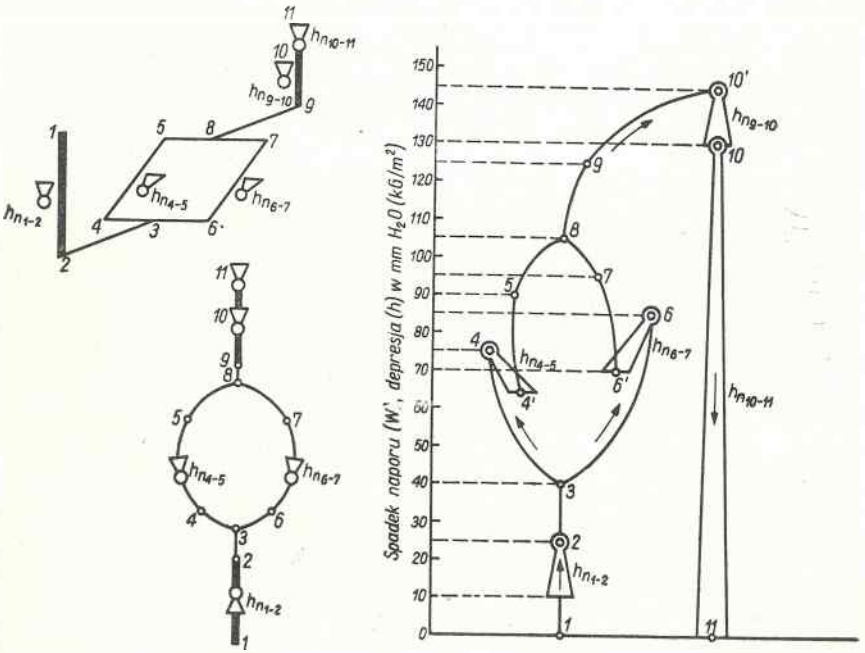
Oprócz stosowania znanych przyrządów do pomiarów depresji (aneroid, statoskop, deprymometr) należy zwrócić uwagę na możliwość wykorzystania do tego celu sieci rurociągów powietrza sprężonego. W dniu pomiaru zatrzymuje się sprężarkę, otwiera się zawór bezpieczeństwa w zbiorniku powietrza i w ten sposób zapewnia się połączenie rurociągu z atmosferą zewnętrzną. W miejscu pomiaru rozłącza się rurociąg, koniec od strony sprężarki zamyka się szczelnie zaślepką zaopatrzoną w cienką (5 mm) rurkę, którą łączy się ze zwykłym manometrem wodnym za pomocą rurki gumowej. Odczyt na manometrze daje bezpośrednio wielkość depresji w danym punkcie kopalni.

Wskazane jest uzupełnienie zdjęcia depresyjnego schematem depresyjnym (potencjalny schemat przewietrzania). Schemat ten (rys. 296) różni się tym od schematu kanonicznego, że pionowe odległości między punktami węzłowymi sieci są proporcjonalne do spadków naporu występujących między tymi punktami. Przy wykreślaniu schematu depresyj-

nego powinny być uwzględniane lokalne depresje cieplne oraz depresje wentylatorów głównych i pomocniczych.

W systemie wentylacyjnym, którego schematy pokazano na rys. 296 *a* i 296 *b* wyznaczono depresję wentylatora głównego $h_{10\text{-}11}$, depresje cieplne $h_{n_{1\text{-}2}}$, $h_{n_{4\text{-}5}}$, $h_{n_{6\text{-}7}}$, $h_{n_{9\text{-}10}}$, oraz spadki naporu między poszczególnymi punktami

Bocznica	Spadek naporu mm H_2O	Źródło depresji	Depresja mm H_2O
1-2	10	$h_{n_{1\text{-}2}}$	15
2-3 3-4 4-5	15 35 25	$h_{n_{4\text{-}5}}$	10
5-8 *3-6* *6-7*	15 45 25	$h_{n_{6\text{-}7}}$	15
7-8 *8-9* *9-10*	10 20 20	$h_{n_{9\text{-}10}}$	25
		$h_{10\text{-}11}$	130



Rys. 296. Potencjalny schemat przewietrzania

Na podstawie tych pomiarów wykreślić można schemat potencjalny (rys. 296 *c*).

Zdjęcie depresyjne i schemat potencjalny są bardzo pomocne przy analizie stabilności prądów w sieci wentylacyjnej, projektowaniu przewietrzania pokładów skłonnych do samozapalenia, likwidacji pożarów za pomocą metod wentylacyjnych, likwidacji wąskich przekrojów oraz rozwiązywaniu wielu innych zagadnień dotyczących sieci wentylacyjnej kopalni.

LITERATURA

(w języku polskim do dnia 1 stycznia 1960 r.)

1. *Barczyk S.:* Depresja cieplna w układzie ciśnienie-temperatura. Zeszyty naukowe Politechniki Śląskiej. Górnictwo nr 1, 1956, str. 53.
2. *Bes W.:* Branie próbek powietrza spoza tam wlotowych. Przegląd Górniczy nr 1, 1958, str. 25.
3. *Borecki M.:* Zasady elektrycznego przeliczania wentylacji kopalń. Przegląd Górniczy nr 7—8, 1952, str. 267.
4. *Budryk W.:* Depresja cieplna. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 11, 12, 1929, str. 291.
5. *Budryk W.:* Naukowe zasady prowadzenia akcji przeciwpożarowej na kopalniach. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 2, 3, 4, 1930, str. 50.
6. *Budryk W.:* Wybuchy w czasie pożarów na kopalniach. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 12, 1930, str. 605.
7. *Budryk W.:* Ruch gazów w szczelinach a pożary podziemne. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 4, 1931, str. 201.
8. *Budryk W.:* Przewietrzanie kopalń, wyd. 1 (litogr.), Kraków 1932.
9. *Budryk W.:* Nomogramy dla obliczania przewietrzania kopalń, Kraków 1933.
10. *Budryk W.:* Zwiększenie ilości powietrza i depresji w kopalni. Technik nr 1, 1933, str. 1.
11. *Budryk W.:* Wspólna praca kilku wentylatorów w normalnych systemach wentylacyjnych. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 3, 1935, str. 69.
12. *Budryk W.:* Przewietrzanie kopalń, wyd. 2 (litogr.), Kraków 1936.
13. *Budryk W.:* Górnictwo, tom I, Katowice 1947.
14. *Budryk W.:* Nowe drogi określenia stanu pożaru w przestrzeni otamowanej. Przegląd Górniczy nr 1, 2, 1945, str. 29.
15. *Budryk W.:* Odwracanie się prądów powietrza w czasie pożarów kopalnianych. Zbiór referatów pt. „Pożary podziemne", Katowice 1947.
16. *Budryk W.:* Wentylatory osiowe dla polskich kopalń węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 12, 1949, str. 1195.
17. *Budryk W.:* Dorobek Polski w światowej nauce wentylacji kopalń i pożarów podziemnych. Zeszyty naukowe AGH nr 1, 1954.
18. *Bystroń H.:* Dobór wentylatora na podstawie krzywej pracy użytecznej. Przegląd Górniczy nr 6, 1952, str. 219.
19. *Bystroń H.:* Parametryczny sposób obliczania sieci wentylacyjnej. Przegląd Górniczy nr 5, 1955, str. 170.
20. *Bystroń H.:* Parametryczny sposób regulacji sieci wentylacyjnej. Przegląd Górniczy nr 12, 1955, str. 436.
21. *Bystroń H.:* Sposób kreślenia kanonicznych schematów przewietrzania. Przegląd Górniczy nr 3, 1956, str. 86.
22. *Bystroń H.:* Przelicznik elektryczny IBG-Bartana do obliczeń sieci wentylacyjnych. Przegląd Górniczy nr 5, 1956, str. 185.
23. *Bystroń H.:* Wyniki badania sieci przewietrzania kopalni Nowa Ruda. Przegląd Górniczy nr 10, 1957, str. 49.
24. *Bystroń H.:* Przepływ powietrza lutniociągiem. Przegląd Górniczy nr 12, 1957, str. 602.
25. *Bystroń H.:* Potencjalny schemat przewietrzania. Przegląd Górniczy nr 2, 1958, str. 73.
26. *Bystroń H.:* Graficzne rozwiązywanie systemów przewietrzania. Przegląd Górniczy nr 5—6, 1958, str. 255.
27. *Bystroń H.:* Sposób uniezależnienia kopalni od wahań ciśnienia powietrza. Przegląd Górniczy nr 10, 1958, str. 511.
28. *Bystroń H.:* Ściśle rozwiązalne systemy przewietrzania. Przegląd Górniczy nr 12, 1958, str. 678.
29. *Bystroń H.:* Przewietrzanie kopalń. Poradnik Górnika tom II, cz. 2, 1959.

30. *Bystroń H.*: Wspólna praca wentylatorów w przekątnych systemach przewietrzania. Przegląd Górniczy nr 7—8, 1959, str. 332.
31. *Bystroń H.*: Wspólna praca głównych i pomocniczych wentylatorów w systemach przewietrzania kopalń. Przegląd Górniczy nr 10—11, 1959, str. 504.
32. *Cis J.*: Tąpania i wyrzuty gazowo-skalne jako skutek dynamicznych obciążeń górotworu. Przegląd Górniczy nr 12, 1958, str. 669.
33. *Cybulski W.*: Badania nad hamowaniem wybuchów pyłu węglowego zaporami z pyłu kamiennego. Przegląd Górniczy nr 5—6, 1948, str. 523.
34. *Cybulski W.*: Badania nad zapoczątkowaniem wybuchu pyłu węglowego otwartym światłem. Przegląd Górniczy nr 5—6, 1948, str. 535.
35. *Cybulski W.*: Badania nad hamowaniem wybuchu pyłu węglowego zaporami z pyłu kamiennego. Biuletyn Instytutu Węglowego Koż. nr 61, 1950.
36. *Cybulski W.*: Uwagi w związku z artykułem inż. St. Kormana pt. „Porównanie sposobów ochronnego stosowania pyłu kamiennego. Przegląd Górniczy nr 12, 1950, str. 635.
37. *Czeczott H.*: Przewietrzanie robót podziemnych w kopalni Saturn. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 1, 2, 7—12, 1905, str. 1, nr 2—4, 16—18, 20, 21, 23, 1907, str. 30, nr 2—8, 10, 12, 14, 16—21, 24, 1908, str. 33, nr 1/5, 1909, str. 1.
38. *Czeczott H.*: Teoria prądów przekątnych. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 1, 4, 5, 8, 10, 14—16, 1910, str. 5.
39. *Czeczott H.*: Teoria prądów przekątnych. Kraków 1927.
40. *Czeczott H.*: Niebezpieczeństwo wentylatorów podziemnych. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 14—15, 1927, str. 425.
41. *Czeczott H.*: Obliczenie wentylacji kopalń w systemach normalnych. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 14—15, 1928, str. 437.
42. *Czeczott H.*: Regulacja za pomocą depresji dodatkowej w systemach normalnych prostych. Kraków 1931.
43. *Czerwenka Z.*: Odpylanie przestrzenne zakładów przeróbczych. Przegląd Górniczy nr 3, 1950, str. 125.
44. *Doborzyński St.*: W sprawie obliczania oporu przekątnych systemów przewietrzania. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 15, 1912, str. 538, nr 17, 1914, str. 772.
45. *Frycz A.*: Zagadnienie wysokich temperatur w głębokich kopalniach węgla. Przegląd Górniczy nr 4, 1959, str. 181.
46. *Hankus E.*: Analiza chemiczna gazów w kopalniach węgla. Przegląd Techniczny nr 50, 1897, str. 820.
47. *Hankus E.*: Wpływ wydzielających się w kopalniach węgla gazów na organizm ludzki i płomień lampy. Przegląd Techniczny nr 49, 50, 1899, str. 839.
48. *Hozer J.*: W sprawie leczenia krzemicy płuc pyłem glinu. Przegląd Górniczy nr 4, 1947, str. 287.
49. *Hozer J.*: Walka z górniczą krzemicą płuc. Przegląd Górniczy nr 3. 1949, str. 320.
50. *Herman S.*: Ruchome sprawdzanie poprawności opylania pyłem kamiennym. Przegląd Górniczy nr 10, 1950, str. 519.
51. *Herman S.*: Porównanie sposobów ochronnego stosowania pyłu kamiennego. Przegląd Górniczy nr 11, 1950, str. 558.
52. *Hruby J.*: Opory dynamiczne powietrza przy urządzeniach wyciągowych. Przegląd Górniczy nr 1—2, 1959, str. 12.
53. *Klisiewicz A.*: Zalecenia Bureau of Mines w niektórych kwestiach bezpieczeństwa kopalń. Technik nr 13, 1930, str. 382.
54. *Klisiewicz A.*: Wnioski i zalecenia dotyczące przewietrzania kopalń węgla wydane przez Bureau of Mines. Technik nr 21, 1930, str. 583.
55. *Kondratowicz H.*: Górnictwo t. II, Warszawa 1918.
56. *Kowalski M.*: Komfort atmosferyczny w małopolskich kopalniach soli. Technik 1931.
57. *Krok E.*: Elektronowe urządzenia do badania pyłów kopalnianych. Przegląd Górniczy nr 9, 1952, str. 340.
58. *Krok E.*: Elektryczne analizatory gazów kopalnianych. Przegląd Górniczy nr 2, 1957, str. 98.
59. *Krupiński B., Bromowicz R.*: Niektóre wytyczne projektowania przewietrzania kopalń. Przegląd Górniczy nr 1, 1957, str. 3.
60. *Krupiński B.*: Zasady projektowania kopalń, cz. I, rozdz. X. Przewietrzanie. Katowice 1957.
61. *Krzyżanowski J.*: Tamy izolacyjne około-szybowe i węzłowe. Tama przenośna Wagnera. Przegląd Techniczny nr 14, 1897, str. 232.
62. *Kulejewski S.*: Osiowe wentylatory kopalniane. Przegląd Górniczy nr 2, 1948, str. 138.

63. *Kurzawa S. i inni:* Prototyp polskiego metanomierza. Przegląd Górniczy nr 7—8, 1954, str. 274.
64. *Litwiniszyn J.:* Zasady wentylacji kopalń. Zbiór referatów pt. „Pożary podziemne". Katowice 1947.
65. *Litwiniszyn J.:* Przewietrzanie w polach odbudowy. Zbiór referatów pt. „Odbudowa górnicza", Katowice 1948.
66. *Litwiniszyn J.:* Temperatura powietrza w pionowych wyrobiskach kopalnianych. Przegląd Górniczy nr 12, 1948, str. 1360.
67. *Litwiniszyn J.:* Wpływ temperatury skał na temperaturę powietrza kopalnianego. Biuletyn Instytutu Węglowego, Komunikat nr 26, 1948.
68. *Litwiniszyn J.:* Stan przewietrzania polskich kopalń węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 4, 1949, str. 410.
69. *Litwiniszyn J.:* Przewietrzanie kopalń. Wiedza Powszechna. Warszawa 1950.
70. *Litwiniszyn J.:* Pomiar wydzielonego ciepła w kopalni jako metoda oznaczania stanu samozagrzewania węgla. Przegląd Górniczy nr 7—8, 1950, str. 370.
71. *Litwiniszyn J.:* Z zagadnień dynamiki przepływu powietrza w kopalnianych sieciach wentylacyjnych. Przegląd Górniczy nr 7—8, 1951, str. 272.
72. *Litwiniszyn J.:* Wpływ oporu uszczelnień wentylatora na przewietrzanie kopalni. Przegląd Górniczy nr 12, 1951, str. 482.
73. *Litwiniszyn J.:* Prądy wsteczne w wyrobiskach. Przegląd Górniczy nr 6, 1952, str. 212.
74. *Lisowski A., Pawłowicz K.:* Notatka o projektowaniu wentylacji w kopalniach węgla. Przegląd Górniczy nr 8, 1959, str. 349.
75. *Malecki J.:* Ostatnie nowości w dziedzinie wykrywania tlenku węgla w powietrzu. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 5, 1936, str. 321.
76. *Matuszewski J.:* Przyrząd do pobierania próbek powietrza spoza tam pożarowych kopalni. Przegląd Górniczy nr 1, 1958, str. 24.
77. *Nowicki R.:* O przyrządach wykazujących w powietrzu kopalnianym obecność gazów wybuchowych (metanu) i tlenku węgla. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 9, 1926, str. 346.
78. *Olpiński W., Muzyczuk J.:* Zastosowanie kontroli składu powietrza kopalnianego do wczesnego wykrywania pożarów. Przegląd Górniczy nr 11, 1958, str. 617.
79. *Olszewski J.:* Wpływ wahań ciśnienia atmosferycznego na wydobywanie się gazów kopalnianych. Przegląd Górniczy nr 11, 1950, str. 584.
80. P.: Wentylacja wtórna w kopalniach za pomocą rurociągów giętkich. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 3, 1930, str. 155.
81. *Parysiewicz S.:* Wysokie temperatury powietrza w kopalniach i sposoby ich zwalczania. Przegląd Górniczy nr 9, 1951, str. 357.
82. *Piekarczyk S., Kostka B.:* Uwagi o przewietrzaniu kopalń rud żelaza. Przegląd Górniczy nr 2, 1957, str. 78.
83. *Poborski Cz.:* Wyrzuty CO_2 i skał w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 7—8, 1957, str. 336.
84. *Poborski Cz.:* Gazy w polskich kopalniach soli. Przegląd Górniczy nr 1—2, 1959, str. 51.
85. *Pogoda W.:* Budowa tam przeciwpożarowych. Katowice 1948.
86. R.: Sprawa nagłego wydzielania się metanu. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 1, 1931, str. 55.
87. *Sałustowicz A.:* Obliczanie oporu ogólnego i regulacji ilości powietrza w złożonych systemach wentylacyjnych. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 6, 1930, str. 287.
88. *Sałustowicz A.:* Regulacja odjemna i mieszana w złożonych systemach wentylacyjnych. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 9, 1930, str. 426.
89. *Sałustowicz A.:* Przewietrzanie kopalń za pomocą kilku szybów wentylacyjnych. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 11, 1931, str. 614.
90. *Sielawa W.:* Występowanie i wybuchy gazu CO_2 w dolnośląskich kopalniach węgla oraz środki zapobiegawcze. Przegląd Górniczy nr 2, 1946, str. 1.
91. *Sielawa W.:* Zagadnienie wybuchów dwutlenku węgla. Przegląd Górniczy nr 7, 1948, str. 730.
92. *Skoczyński A.:* Współczesne poglądy na naturę nagłych wyrzutów węgla i gazu w kopalniach i sposoby ich zwalczania. Przegląd Górniczy nr 10, 1954, str. 330.
93. Stow. Pol. Inż. Górn. i Hut., Techniczny Kalendarz Górniczy, Katowice 1936.
94. *Strusiewicz R.:* Uwagi o przewietrzaniu pokładów węgla skłonnego do samozapalenia. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 9, 1930, str. 449.
95. *Strzeszewski W.:* Wpływ powietrza zapylonego na zdrowie robotników pracujących w kopalniach. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 3, 1937, str. 120.
96. *Strzeszewski W.:* Ujęcie metanu. Przegląd Górniczy nr 9, 1951, str. 362

97. *Tarnowski J.*: Ssące i tłoczące przewietrzanie za pomocą lutni. Archiwum Górnictwa nr 1, 1956, str. 55.
98. *Tarnowski J.*: Przewietrzanie lutniami. Przegląd Górniczy nr 6, 1956, str. 221.
99. *Tarnowski J.*: Określenie gazowości pokładów węgla z własności sorpcyjnych węgla. Przegląd Górniczy nr 2, 1957, str. 83.
100. *Tarnowski J.*: Zasady prowadzenia wentylacji odrębnej i proste metody obliczeń. Przegląd Górniczy nr 5—6, 1958, str. 267.
101. *Tarnowski J.*: Miejsca powstawania nagromadzeń metanu przy wybieraniu ścianowym prowadzonym do granic. Przegląd Górniczy nr 12, 1958, str. 696.
102. *Tarnowski J.*: Prognoza wydzielania metanu do wyrobisk oparta na danych z otworów wiertniczych. Przegląd Górniczy nr 4, 1959, str. 172.
103. *Urban J.*: Automatyczny wskaźnik metanu patent Ringrose. Technik nr 2, 1935, str. 56.
104. *Urban J.*: O niebezpiecznych gazach w kopalniach węgla. Biblioteczka Górnicza. Katowice 1950.
105. *Wilk St.*: Wyznaczanie wielkości depresji naturalnej i wpływ jej na przewietrzanie kopalń. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 10, 1931, str. 523.
106. *Windakiewicz E.*: Solnictwo. Część IV. Kraków 1930.
107. *Wójcik W.*: Walka z nadmiernym ciepłem na kopalni Morro Velho w Brazylii. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 22, 1924, str. 1293.
108. *Zając E.*: Przewietrzanie kopalń. Biblioteczka Górnicza. Katowice 1948.
109. *Zalewski F.*: Kesonowe przewietrzanie chodników. Przegląd Górniczy nr 1, 1954, str. 15.
110. *Zachałowski W.*: Graficzna metoda oznaczania granic zapłonu gazów pożarowych. Przegląd Górniczy nr 12, 1947, str. 889.
111. *Zych W.*: Dobór i praca wentylatora osiowego dla rozwojowej kopalni. Przegląd Górniczy nr 6, 1957, str. 300.
112. *Zyzak J.*: Opis ćwiczeń obrony przeciwgazowej kopalni. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 2, 1938, str. 85.
113. *Żmuda W.*: Pomiar oporu wentylacyjnego bocznic. Przegląd Górniczo-Hutniczy nr 12, 1933, str. 631.
114. *Żyła J.*: Charakterystyka wentylatora jako wskaźnik ekonomii pracy. Technik 1931.

Ważniejsza literatura zagraniczna

115. *Abramowicz Ch.*: Turbulentnyje swobodnyje strui żidkostiej i gazow. Gosenergoizdat 1948.
116. *Baturyn W.*: Promyszlennaja wientilacja. Strojizdat 1948.
117. *Boldizsár T.*: Wpływ wielkości przekroju wyrobiska i prędkości powietrza na wzrost temperatury powietrza w kopalniach. Archiwum Górnictwa nr 4, 1957, str. 197.
118. *Budryk W.*: Le travail de la chaleur — moteur de l'aérage dans les mines. Congrés International des Mines, Liège 1930, str. 307.
119. *Bykow Ł.*: Tieoria wniezapnych wydielenij gaza i osnownyje miery borby s nimi. Mak NII t. 1, DNTWU 1936.
120. *Dzasochow A. Ch. i Dzasochow L. W.*: Rudnicznaja wientilacja i mietody jejo kontrola. Moskwa 1954.
121. *Hinsley F. B.*: Air flow in mines and thermodynamic analysis. Colliery Guardian, 1934, nr 4299—4310 i 1944 nr 4360.
122. *Hinsley F. B.*: Some aspects of deepmine ventilation. Transactions of the Institution of Mining Engineers, lipiec 1944.
123. *Heise F., Herbst F. i Fritsche C. H.*: Bergbaukunde, t. I, Berlin 1957.
124. *Jarowoj I.*: Rukowodstwo po razrabotkie płastow, opasnych po wybrosam ugla i gaza. Ugletiechizdat 1949.
125. *Karpow A.*: Wniezapnyje wydielenija gaza na szachtach centralnogo rejona, Mak NII, t. I, DNWU 1936.
126. *Komarow W., Borysow D.*: Rudnicznaja wientilacija, ONTI 1938.
127. *Ksenofontowa A., Berman L.*: Mietody podsczota koliczestwa wozducha dla prowietriwania rudnikow, cz. I. Akademia Nauk ZSRR 1941.
128. *Ksenofontowa A., Karpuchin W., Charew A.*: Wientilacjonnoje soprotiwlenije gornych wyrabotok. Ugletiechizdat 1950.
129. *Ksenofontowa A. i Woropajew A.*: Prowiertiwanie głuchich wyrabotok w szachtie. Ugletiechizdat 1947.

130. *Pak W. S. i Geier W. G.:* Rudnicznyje wientilatornyje i wodootliwnyje ustanowki. Ugletiechizdat 1955.
131. *Pawłow K.:* Tiechnika biezopasnosti w gornom diele. Mietałłurgizdat 1949.
132. *Peele R.:* Mining Engineers' Handbook, Nowy Jork 1947.
133. *Penman D. i J. S.:* The principles and practice of mine ventilation. Londyn 1947.
134. *Pieczuk I.:* Wientilacja i borba s gazom na szachtach Kuzbassa. Ugletiechizdat 1946.
135. *Prawdienko D.:* Wientilacja i oswieszczenie rudnikow, borba z pożarami i gornospasatielnoje dieło. Ugletiechizdat 1949.
136. *Skoczyński A.:* Rudnicznyj wozduch i osnownoj zakon dwiżenia jego po rudnicznym wyrabotkam. Gornyj Żurnał 1904.
137. *Skoczyński A.:* Rudnicznaja atmosfiera. ONTI 1933.
138. *Skoczyński A., Komarow W., Geskin A. i in.:* Wientilacja rudnikow. ONTI 1933.
139. *Skoczyński A., Komarow W.:* Rudnicznaja wientilacja. Ugletiechizdat 1951.
140. *Stoces B. i Cernik B.:* Bekämpfung hoher Grubentemperatur, Berlin 1931.
141. *Szczerbań A. N., Jagielski A. N.:* Kondicjonirowanie rudnicznogo wozducha. Ugletiechizdat 1956.
142. *Terpigoriew A.:* Rudnicznaja aerologia i biezopasnost, ruda w szachtach. Ugletiechizdat 1949.
143. *Woronin W. i Woronina L.:* Prowietriwanie mietalliczeskich rudnikow posle wzrywnych rabot. Akademia Nauk ZSRR cz. I, 1943, cz. II 1945.
144. *Woropajew A.:* Tiepłowaja diepressja szachtnoj wientilacji. Akademia Nauk ZSRR 1950.

SKOROWIDZ NAZWISK

A

Abramowicz 283
Aitkind 91
Alluard 61
Andrejew 48
Ansell 33
Arens 91
Arnauld 55
Askania 112
Assmann 61
Atkinson 186, 195
d'Aubuisson 176
Audibert 55
August 61

B

Barczyk 221, 236
Becker 55
Beiersdorfer 93
Bernoulli 108
Bes 42, 43
Bing 33
Blaess 196
Borda 188
Borysow 17, 184, 186, 212
Brabbée 110
Bradtke 76
Briart 356
Briggs 15, 36, 45, 46, 55, 198
Broockmann 20
Budryk 149, 157, 163, 267
Bykow 55
Bystroń 165

C

Cadman 36
Capell 245
Carbofer 33
Carnot 188
Casell 105
Cernik 69
Chattok 111
Chesneau 32
Chodot 45, 51
Clapeyron 65, 141
Clarc 186
Clowes 32, 37
Cooke 177, 192
Cornet 55
Coward 31
Cybulski 97, 101
Czeczott 211, 229, 230, 234
Czerepennikow 47
Czernicyn 45, 55
Czernoruk 48
Czerwiński 50

D

Dalton 64, 86, 155
Daniell 61
Della-Santa 33
Devillez 186, 194
Doborzyński 217
Draeger 22
Dzasochow 105

E

Elinson 47
Ettinger 45

F

Fetisow 57
Fleissner 33, 36
Forbes 33
Franke 182
Fuesse 33
Funder 87

G

Geisler 245
Gemüd 91
Geneste-Herscher 244
Geskin 175, 186
Ghysen 55
Girard 176
Graham 20, 45, 46
Greenwald 102, 193
Guibal 194, 195, 245
Gulliford 33
Gurewicz 48

H

Haber 33
Haggard 19
Haldane 14
Hardy 33
Hartwell 31
Hauvet 175

Hay 177
Helmholz 169
Henderson 19
Hill 73, 75
Howarth 102

J

Jagielski 83
Jansen 75
Jarlier 55
Jarowoj 54, 57

K

Kapilasz 30
Karpow 54, 55, 297
Katz 45
Kimura 87
Kochmański 237
Kogut 226
Komarow 119, 123, 175, 184, 186, 255, 338
Krawcow 45
Krawiec 48
Krell 33
Kryczewski 48
Kryworuczko 25
Ksenofontowa 128, 338

L

Laplace 63
Lehman 71
Lidin 28, 45, 47, 51, 54
Litwiniszyn 70, 167, 205
Liveing 33

M

Mac-Luckie 33
Martiensen-Mommerz 33
Mathes 182
Mc Elroy 118, 119, 123, 193
Meissner 33
Mendelejew 175
Mises 188
Murgue 118, 122, 194, 195
Mustel 129, 179, 295

N

Naumow 24
Nelly 33
Newton 169
Nikuradze 178, 179
Nowicki 21

O

Ochwadt 115, 116

P

Palwelew 45
Pelzer 244
Petit 194
Piątkowski 291
Pieczuk 45, 55
Pieler 32, 36, 37
Pitot 108, 110
Poiseuille 176
Prandtl 110, 111
Protodiakonow 163, 216, 219, 314

R

Rapaport 49
Rateau 194, 244, 245
Raux 186
Reynolds 169
Ricateau 175
Rice 102
Richter 179
Richters 45
Ringrose 33
Robinson 107
Romanow 293
Rosen 33, 36
Rössiger 87
Ruff 55
Russel 111

S

Sałustowicz 314
Saussure 61
Schroeter 33
Schultz 106
Sirocco 245
Skoczyński 17, 45, 54, 119, 127, 186, 255
Smith 33
Sprung 62
Statham 192
Stoces 69
Szczerbań 83
Szwyrkow 177, 186, 189, 218

T

Taffanel 97, 100
Tarnowski 295
Teternikow 45

W

Wahlen 111, 114
Weeks 163, 189
Weisbach 189
Weiss 76
Wilk 154
Wilson 33
Woronin 184, 293
Woropajew 162

Ż

Żmuda 310
Żukowski 189
Żurawlew 48, 246

SKOROWIDZ RZECZOWY

A

Adiabata 65
Analiza gazów 40
Anemometry 104, 117
Aneroid 64, 173, 175
Ankylostomiaza 59
Argon 9, 46
Aspirator wodny 43, 90
Atmosfera 9, 63
Aureola 27, 34
Azot 9, 15

B

Barograf 64
Barometr 64, 173
Barometryczny wzór 64, 67
Biologiczna metoda badania CO 20

C

Charakterystyka przewodu 267
— sieci wentylacyjnej 262
— wentylatora 250, 259
Chłodzona strefa 70
Ciąg naturalny (p. depresja naturalna)
Cieplny równoważnik pracy 167
Cieplne warunki pracy 72, 133, 359
Ciepło 165
Ciężar właściwy powietrza 85
Ciśnienie barometryczne 63, 65
— całkowite 110
— dynamiczne 109
— statyczne 63, 109

D

Deflektor 156
Depresja całkowita 140, 157
— cieplna 149, 167
— dynamiczna 140
— naturalna 156, 157, 163, 242, 265
— statyczna 139, 140, 145
— wentylatora 142, 145, 147, 360
Depresjomierz 115
Depresyjne zdjęcia 360
Deprymometr 173, 175
Detektor (p. wskaźnik)
Długość równoznaczna 188, 194
Dwutlenek siarki 10, 24, 45
— węgla 9, 16, 44, 46, 71
Dyfuzja 296
Dyfuzor 189
Dynamiczne podobieństwo 169
Dynamit 15, 16
Dyskomfort pracy 73
Dysza równoznaczna 196

E

Ekshaustor 243
Emanacja 87
Entropia 165
Etan 10
Eżektor parowy 154
— powietrzny 286

F

Fontanna gazowa 15, 16, 27, 57

G

Gaz kopalniany 26, 32
Gazonośność skał 45
Gazoprzenikliwość skał 48
Gazowe kopalnie 32
Gazy kompresorowe 39
— pożarowe 40
Guibal 194
Glistnica górnicza 59
Gnom 33
Gradient geotermiczny 67
— temperatury 64, 66

H

Hel 45, 46, 47, 73
Higrograf 61
Higrometr 61
Hipsometr 64, 173
Hopkalit 20, 23, 25
Hulamit 22

I

Ilość powietrza 124, 312
Indykator (p. wskaźnik)
Interferometr 33
Izentropa (p. adiabata)
Izobara 65, 166
Izochora 65
Izoterma 65, 159

J

Jądro strumienia 282
Jonizacja powietrza 86

K

Kaliber obudowy 181
Kanały wentylacyjne 349
Katastopień 74
Katatermometr 73, 116
Kolorymetryczna metoda 20
Komfort pracy 73
Komin wentylacyjny 153
Kompresja 143
Kondycjonowanie powietrza 11, 73
Kontrola przewietrzania 357
Krzemica płuc 92

L

Laminarny przepływ 176
Lampa acetylenowa 14, 16
— benzynowa 14, 16, 17, 34
— oksymetryczna 15
— wskaźnikowa 32
Lepkość 170, 176
Liczba Reynoldsa 169
— — krytyczna 177
Lutnie wentylacyjne 285, 335

Ł

Łopatki kierujące 192

M

Manometr 111, 173
Mat 14
Metan 10, 26, 33, 44, 46, 94
Mikromanometr 111, 112, 113
Minimetr 112
Miurg 194
Moc wentylatora 148, 253
Mosty wentylacyjne 347
Moździerz pyłowy 102

N

Nagłe wyrzuty gazu 16, 27, 52
Napór 139
Niezależny prąd 302, 306

O

Objętość właściwa 58, 65
Obniżenie temperatury powietrza 79, 81, 82
Obwód główny systemu 224
Odgazowanie pokładu 30, 50
Ogrzewanie powietrza 83
Okno wentylacyjne 190, 198, 343
Opór bocznicy 309
— czołowy 193, 198
— kopalni 322
— właściwy 194
— wypadkowy 199, 200
Opory lokalne 187
Opór ruchu 139
— tarcia 175
Opóźnienie zapalenia metanu 27
Otwór równoznaczny 195, 199, 200, 322
— sprowadzony 261
Oziębianie powietrza 81

P

Palenie 13
Para wodna 10, 57
Piec wentylacyjny 153
Pipety do pobierania prób 40
Politropa 65, 142
Powietrza skład 9
Powietrze ciężkie 14
Praca techniczna 141, 145
Prędkość krytyczna 176, 177
— powietrza 102
Prężność gazów 63
— pary 58, 61, 62
Proch 15, 16
Próbki powietrza 40
Przegroda wentylacyjna 334, 338
Przemiana termodynamiczna 65, 141
Przepływ burzliwy (turbulentny) 176
— regularny (laminarny) 176
Przewietrzanie kombinowane 292
— lokalne 137, 282
— mechaniczne 138
— naturalne 138, 156
— ogólne 137
— pól eksploatacyjnych 330
— robót przygotowawczych 332
— ssące 137, 143, 292, 302
— tłoczące 138, 143, 290, 302, 355
Przybitka pyłowa 98
Psychroaspirator 61
Psychrometr 61
Puch 14
Punkt rosy 60
Pylica 92
Pył kopalniany 89

R

Regulacja systemu 299, 313
— wentylatora 262
Respiracyjny współczynnik 17
Rozmieszczenie szybów 300
Ruch gazów w skałach 48
Rurka kombinowana 110
— Pitota 108, 110
— statyczna 109

S

Schematy przewietrzania 202, 306
Selenu związki 25
Siarkowodór 10, 23, 45
Siarkowy gaz 10, 24
Spadek naporu (p. strata naporu)
Sprawność wentylatora 149
Stała gazowa 58, 155
Statoskop 173, 175
Stopień geotermiczny 67
Strata naporu 139, 148, 170, 181
Strefy opylane 98
— zroszone 100
Strumień powietrza 282
Systemy normalne 201, 206, 223, 230
— przekątne 201, 210, 218, 234
Sylikoza 92

Ś

Śluzy powietrzne 356

T

Tabela schodkowa 207
— strukturalna 205
Tamy przeciwpożarowe 346
— regulacyjne 190, 198, 343
— wentylacyjne 338
Temperament 195
Temperatura efektywna 77
— powietrza 59, 65
— skał 67
— zastępcza 155
Termometr 65
Tlen 9, 13, 44, 46
Tlenek azotu 10, 25, 44
— węgla 10, 18, 44, 47
Turbulentny przepływ 176

U

Ucieczki powietrza 198, 240, 263, 294
Utlenianie 13, 71

W

Warstwa graniczna 282
Wentylacja (p. przewietrzanie)
Wentylatory 148, 243, 323
— lutniowe 288, 335
— podziemne 303, 353
—, wspólna praca 267
Wilgotność bezwzględna 58
— właściwa 58
— względna 59, 60
Wodór 10, 26, 44, 46
Wolumenometr 115
Wskaźniki CH_4 32
— CO 20
— H_2S 24
— NO_2 25
— SO_2 24
Współczynniki oporu 178
— turbulentności 284, 294
Wybuch 13, 20, 28, 93
Wybuchowa mieszanina 19, 23, 28
Wypływ gazu ze skał 49
Wyrzuty gazu i węgla 16, 28, 52

Z

Zamknięcia szybów 356
Zapora pyłowa 100
— wodna 101
Zapylenie powietrza 90
Zasadnicze równanie dla gazów 58, 65
Zdjęcie depresyjne 360
Zmiana kierunku ruchu powietrza w kopalni 151

SPIS TOMÓW DZIEŁA ZBIOROWEGO GÓRNICTWO *)

Tom I	**Zarys górnictwa**	**1949** I wyd.
Tom II	**Złoża i założenie kopalni**	**1960** II wyd. przyg.
Tom III	**Mechanika górnicza**	
	Część 1 Mechanika górotworu	**1955**
	Część 2 Górnicza mechanika techniczna	1962
	Część 3 Wytrzymałość materiałów	przyg.
Tom IV	**Eksploatacja złóż**	
	Część 1 Odkrywkowa eksploatacja złóż	przyg.
	Część 2 Podziemna eksploatacja pokładów węgla	**1952** przyg. II wyd.
Tom V	**Urabianie złóż**	
	Część 1 Urabianie młotkami i wiertarkami	1962
	Część 2 Urabianie wrębiarkami	1963
	Część 3 Urabianie kombajnami	**1957**
	Część 4 Urabianie materiałami wybuchowymi i innymi sposobami	przyg.
Tom VI	**Wykonywanie wyrobisk**	
	Część 1 Głębienie szybów metodą zwykłą z powierzchni	1962
	Część 2 Głębienie szybów metodami specjalnymi	1963
	Część 3 Wykonywanie podszybi	przyg.
Tom VII	**Obudowa wyrobisk**	
	Część 1 Drewno kopalniane i obudowa drewniana	**1957**
	Część 2 Obudowa metalowa	przyg.
Tom VIII	**Podsadzanie wyrobisk**	
	Część 1 Podsadzka płynna	**1950**
	Część 2 Podsadzka sucha	przyg.
Tom IX	**Transport kopalniany**	
	Część 1 Odstawa urobku	**1951**
	Część 2 Przewóz	1961
	Część 3 Przyszybia wyciągów klatkowych i skipowych	**1958**
	Część 4 Wyciągi szybowe	**1957** **1959** II wyd.
	Część 5 Ładowanie urobku	**1953**
Tom X	**Wentylacja kopalń**	**1951** I wyd.
	Część 1 Przewietrzanie wyrobisk	**1961** II wyd.
	Część 2 Wentylatory kopalniane	przyg.
Tom XI	**Pożary i wybuchy w kopalniach**	
	Część 1 Pożary podziemne	**1956**
	Część 2 Wybuchy pyłu i gazów	przyg.
	Część 3 Ratownictwo górnicze	przyg.

*) Rok ukazania się w druku danego tomu lub części podano tłustą czcionką, w wydawaniu zwykłą czcionką, tomy będące w stadium opracowania autorskiego bądź przygotowywane oznaczono skrótem przyg.

Tom XII	**Odwadnianie wyrobisk**	1949
Tom XIII	**Oświetlenie i sygnalizacja**	
	Część 1 Oświetlenie	1956
	Część 2 Urządzenia teletechniczne w podziemiach kopalń	1955
Tom XIV	**Zastosowanie energii w kopalni**	przyg.
Tom XV	**Przeróbka mechaniczna**	przyg.
Tom XVI	**Gospodarka w przemyśle węglowym**	
	Część 1 Projektowanie górnicze	przyg.
	Część 2 Planowanie w górnictwie węglowym	1953
	Część 3 Organizacja pracy w kopalni	1959
Tom XVII	**Miernictwo górnicze**	
	Część 1 Pomiary sytuacyjno-wysokościowe kopalń	1952 przyg. II wyd.
	Część 2 Orientacja kopalń	1950 przyg. II wyd.
	Część 3 Zagadnienia specjalne z geodezji górniczej	1959
Tom XVIII	**Technika bezpieczeństwa w górnictwie**	1953
Tom XIX	**Powierzchniowe budowle kopalniane**	przyg.