



GÓRNICtwo

TOM IV

PROF. DR INŻ. WITOLD BUDRYK

EKSPLOATACJA ZŁÓŻ

CZĘŚĆ 2

PODZIEMNA EKSPLOATACJA
POKŁADÓW WĘGLA



KATOWICE 1952

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE

PROF. DR INŻ. WITOLD BUDRYK

622.834:622.273.2

GÓRNICTWO

TOM IV

Eksploracja złóż

CZĘŚĆ 2

Podziemna eksploatacja
pokładów węgla

KATOWICE 1952

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE

Opiniodawcy: *mgr inż. Jan Sinkowski, mgr inż. Jan Hurysz*
Redaktor naukowy PWT: *mgr inż. Stanisław Gisman*

Książka obejmuje ogół zagadnień związanych z podziemną eksploatacją pokładów węgla. Po szczegółowym zapoznaniu z mechaniką górotworu omówione są systemy wybierania z podaniem praktycznych wskazań co do prowadzenia robót urabiania, odpowiedniej obudowy, transportu i przewietrzania. W końcowej części podane są szczególne warunki eksploatacji pokładów tąpniętych oraz skłonnych do samozapalenia jak i do nagłych wyrzutów gazu, poza tym omówiono eksploatację pod wartościowymi obiektami i zbiornikami wód.

Książka niniejsza jest częścią 2 tomu IV Górnictwa. Pozostałe tytuły tego tomu są następujące: część 1 „Odkrywkowa eksploatacja złóż”; część 3 „Podziemna eksploatacja rud, soli i innych kopalin”; część 4 „Podziemne zgazowanie węgla”.

Książka napisana jest na poziomie magisterskim i przystosowana jest zarazem do potrzeb ruchu. Dzięki temu może służyć do praktycznego użytku inżynierów i techników oraz jako pomoc do nauki w szkołach górniczych.

WSZELKIE PRAWA ZASTRZEZONE

Redaktor techniczny: *mgr M. Franczak*

Korektor: *A. Żydłowiczowa*

Format B5 Ark. druk. 15¹/₂ Nakład 3000 egz. Symbol PWT 71511/G
Rękopis otrzymano: 5. 1. 1952 Papier druk. sat. kl. V, 70, g 70 × 100, Druk ukończono 12. 4. 1952

Drukarnia Techniczna, Bytom, ul. Przemysłowa 2 — L. z. 5 — R-3-13166

SPIS TREŚCI

	Str.
WSTĘP	7
A. PODZIEMNA EKSPLOATACJA W ŚWIECLE MECHANIKI GÓROTWORU	9
I. Stan napięcia w skałach nienaruszonych	9
II. Wpływ wydrążenia wyrobiska w skałach	11
1. Strefa odprężona	12
2. Ciśnienie eksploatacyjne	13
III. Teoria „fali ciśnień“	14
1. Rozkład naprężeń w skałach pod wpływem siły skupionej	14
2. Rozkład naprężeń w skałach pod wpływem równomiernego obciążenia	19
3. Ciśnienie stropu na ścianę wyrobiska	22
4. Wyciskanie spągu	28
IV. Teoria „sklepienia ciśnień“	29
V. Wpływ filarów pozostawionych w pokładzie	33
1. Wpływ pojedynczego filaru	33
2. Wpływ wybrania pokładu pasami	35
VI. Własności mechaniczne skał	36
1. Sprężystość, plastyczność i wytrzymałość	36
2. Faza sprężysta	37
3. Faza plastyczna	39
4. Faza spękań	40
5. Wytrzymałość skał	41
VII. Kierunki najmniejszej wytrzymałości skał	43
1. Teoria powierzchni poślizgu	43
2. Kliważ i poprzeczne spękania	45
3. Wykorzystanie struktury skał przy ich urabianiu	47
VIII. Opanowywanie stropu	49
1. Zachowanie się stropu przy eksploatacji	49
2. Klasyfikacja skał stropowych i spągowych ze względu na eksploatację złóż	53
3. Sposoby opanowywania stropu	53
4. Wpływ kliważu i spękania skał	57
IX. Wpływ eksploatacji podziemnej na powierzchnię	60
1. Krzywa wpływów	60
2. Przebieg obniżenia punktu w czasie	63
3. Kształt profilu brzegu niecki po zatrzymaniu eksploatacji	66
4. Stopień deformacji terenu	67
5. Wpływ prędkości wybierania złoże	69
6. Poziome przesunięcia terenu	71
7. Eksploatacja pod mocnymi skałami	72
X. Pozostawianie filarów ochronnych	75
1. Stosowane normy	75
2. Najmniejsze wymiary filaru ochronnego	76
3. Wyznaczanie filarów ochronnych na podstawie dopuszczalnej wielkości deformacji terenu	78

	Str.
4. Najmniejsza dopuszczalna szerokość chronionego terenu	82
5. Wpływ obecności mocnych skał w stropie pokładów	83
XI. Tapania	85
1. Zjawiska tapani	85
2. Hipoteza tapani	86
3. Tapania stropowe	88
4. Tapania a nagłe wydzielenie gazów	89
5. Tapania w kopalniach górno-śląskich	90
6. Sposoby zwalczania tapani lub ich skutków	91
B. SYSTEMY PODZIEMNEJ EKSPLOATACJI POKŁADÓW WĘGLA	93
I. Roboty przygotowawcze	93
1. Zasady ogólne	93
2. Sposoby prowadzenia wyrobisk przygotowawczych	95
II. Sposoby wybierania przygotowanych części pokładu	100
III. Klasyfikacja systemów wybierania pokładów	103
IV. Górnictwo węglowe w Polsce	104
V. Wybór systemu eksploatacji pokładu	106
1. Grubość pokładu	107
2. Kąt upadu pokładu	109
3. Własności skał otaczających	110
4. Inne czynniki	112
VI. Systemy ścianowe podłużne w pokładach o małym upadzie	114
1. Zastosowanie	114
2. Roboty przygotowawcze	115
3. Wybieranie pokładu systemem ścianowym	116
4. Urabianie	120
5. Obudowa	122
6. Transport urobku	124
7. Przewietrzanie	126
8. Prowadzenie eksploatacji z zawalem	126
9. Prowadzenie eksploatacji z podsadzką suchą	129
10. Prowadzenie eksploatacji z częściowym zawalem	132
11. Prowadzenie eksploatacji z podsadzką płynną	133
12. Systemy ścianowe z nogą	135
13. Organizacja robót i wydajność pracy na ścianie	136
14. Zawaly w przodku ścianowym	139
VII. Systemy ścianowe podłużne w pokładach cienkich o stromym upadzie	140
1. Roboty przygotowawcze i sposób wybierania	140
2. Opanowywanie stropu w pokładach stromych	143
VIII. Systemy ścianowe poprzeczne	146
IX. Systemy filarowe ubierkowe	151
X. Systemy komorowe i komorowo-filarowe	157
XI. Systemy zabierkowe	159
1. Systemy długich zabierek	159
2. Systemy filarowe zabierkowe	165
3. Organizacja robót i wydajność pracy w zabierkach	174
XII. Systemy krótkich (małych) filarów	175
XIII. Systemy eksploatacji pokładów grubych	177
1. Systemy wybierania warstwami	177
2. Wybieranie warstwami równoległymi do utawicenia	179
3. Wybieranie warstwami w poprzek utawicenia	182
4. Systemy komorowe z magazynowaniem węgla	192
5. Wsteczne wybieranie filarów z wyrobisk przygotowawczych	193
6. System tarczowy	194
C. SZCZEGÓLNE WARUNKI EKSPLOATACJI	197
I. Eksploatacja pod wartościowymi obiektami	197
1. Wybieranie z ochroną stropu przed jego opuszczeniem się	198
2. Wybieranie pojedynczych pokładów lub warstw	199

	Str.
3. Równoczesne wybieranie kilku pokładów	201
II. Eksploatacja pokładów pod skałami wodonośnymi	202
1. Niedopuszczenie do powstawania szczelin w stropie	203
2. Osuszanie warstw wodonośnych	204
3. Eksploatacja ziemistych węgli brunatnych w Polsce	205
III. Eksploatacja pokładów tąpniętych	208
1. Odprężenie pokładu	208
2. Czyste wybieranie węgla	209
3. Wybór systemu eksploatacji	209
4. Wybieranie z podsadzką i z zawałem	213
5. Obudowa	213
6. Zabezpieczenie ludzi przed skutkami tępnięć	214
7. Oznaki ostrzegawcze	215
IV. Eksploatacja pokładów skłonnych do nagłych wyrzutów gazu i węgla	215
1. Wybieranie pokładów chroniących	216
2. Czyste wybieranie węgla	217
3. Wpływ systemów wybierania	217
4. Eksploatacja z podsadzką i z zawałem	218
5. Odgazowanie pokładów	218
6. Petryfikacja pokładów węgla	218
7. Strzelanie wstrząsające	219
8. Inne sposoby zabezpieczania ludzi	219
V. Eksploatacja pokładów gazowych	220
1. Wydzielanie się metanu w kopalniach	220
2. Zwalczanie niebezpieczeństwa gazu	221
3. Wpływ systemów wybierania na wydzielanie się gazów	223
VI. Eksploatacja pokładów skłonnych do samozapalenia	226
1. Czyste wybieranie węgla	227
2. Zwalczanie ciśnień	228
3. Podebranie pokładu	229
4. Kierunek wybierania pokładu i usytuowanie dróg powietrznych	229
5. Wymiary pól i ich izolacja	232
VII. Możliwość eksploatacji pokładów podebranych	233
LITERATURA	236

WSTĘP

Eksploatacja górnicza złóż ma na celu wydobycie kopalin użytecznych z miejsc ich występowania.

Zależnie od tego, czy eksploatacja prowadzona jest pod otwartym niebem, czy też za pomocą wyrobisk podziemnych wyróżniamy *eksploatację naziemną*, czyli *odkrywkową* i *eksploatację podziemną*.

Sposób, w jaki wydobywa się kopalinę ze złoża, nosi nazwę *systemu wybierania* lub *systemu odbudowy*.

System wybierania powinien zapewnić bezpieczeństwo i ciągłość pracy przy możliwie najmniejszych kosztach wydobycia i stratach kopaliny użytecznej. Racjonalny system wybierania musi uwzględniać ponadto wygodny i łatwy transport urobku, doprowadzenie możliwie blisko do przodka prądu świeżego powietrza przy zachowaniu z reguły (wyjątki są możliwe) wznoszącego się jego kierunku, dostawę materiałów i podsadzki, doprowadzenie energii, odprowadzenie wody oraz zapobiegać musi pożarom i wybuchom podziemnym, a w przypadku ich powstania ułatwiać zwalczanie. Cele te osiąga się przez przeprowadzenie w złożu po jego udostępnieniu odpowiednich *robót przygotowawczych* ściśle związanych z zastosowanym systemem wybierania. Roboty przygotowawcze mają poza tym na celu przygotowanie złoża lub jego części do eksploatacji.

Eksploatacja złoża — jako zasadnicza czynność wytwórcza — ściśle wiąże się z szeregiem innych pomocniczych robót i czynności górniczych. Dlatego też systemy wybierania złoża musi się rozpatrywać łącznie z następującymi czynnościami:

1. rozplanowanie robót przygotowawczych,
2. kierunek prowadzenia wyrobisk eksploatacyjnych,
3. urabianie złoża,
4. obudowa wyrobisk,
5. transport urobku,
6. przewietrzanie pól eksploatacyjnych,
7. likwidacja wybranych przestrzeni (wywoływanie zawału, podsadzanie),
8. organizacja robót.

Przejawy ciśnienia skał w wyrobiskach eksploatacyjnych mają decydujący wpływ na możliwość zastosowania takiego lub innego podziemnego sposobu wybierania złóż. Przejawy te zależą z jednej strony od stanu napięcia w skałach, z drugiej zaś od charakteru skał, ich wytrzymałości i struktury. Ciśnienie skał może być zjawiskiem niekorzystnym, zagrażającym bezpieczeństwu załogi, ale może również wywierać korzystny

wpływ na wydajność górnika. Toteż dla należytego zrozumienia sposobów eksploatacji podziemnej, jak również sposobów opanowania ciśnień, konieczne jest posiadanie znajomości odpowiednich zasad mechaniki górotworu. Zasady te zostały ujęte w części A niniejszej książki.

Część B obejmuje systemy wybierania pokładów węgla.

W części C omówiono szczególne warunki eksploatacji pokładów węgla, a mianowicie pod wartościowymi obiektami, pod zbiornikami wód, eksploatację pokładów tąpniętych oraz skłonnych do nagłych wyrzutów gazów i węgla, sposoby odgazowania pokładów oraz eksploatację pokładów skłonnych do samozapalenia.

A. PODZIEMNA EKSPLOATACJA W ŚWIETLE MECHANIKI GÓROTWORU

I. STAN NAPIĘCIA W SKAŁACH NIENARUSZONYCH

Ciśnienie na jednostkę poziomej powierzchni w głębi ziemi jest zależne od głębokości. Dla głębokości stosunkowo małych w porównaniu z promieniem kuli ziemskiej, na których możliwa jest eksploatacja złóż, można przyjąć, że ciśnienie to jest równe ciężarowi słupa skał znajdujących się nad daną płaszczyzną. Ciśnienie na jednostkę poziomej powierzchni (naprężenie normalne pionowe)

$$-\sigma_z = \delta \cdot z \quad \text{t/m}^2 = 0,1 \delta \cdot z \quad \text{kg/cm}^2 \quad [1]$$

gdzie: z — głębokość, m

δ — ciężar właściwy skał, t/m^3

znak — oznacza natężenie ciśnące.

Po zróżniczkowaniu otrzymujemy

$$-\frac{d\sigma_z}{dz} = \delta$$

Ciśnienie to w głębi ziemi przenosi się we wszystkich kierunkach powodując trójwymiarowy stan napięcia. Na okoliczność tę zwrócił już dawniej uwagę geolog Heim i przyjął, że już w pewnej głębokości skały znajdują się w stanie „utajonej plastyczności“ powodującej hydrostatyczny stan napięcia. W rzeczywistości jednak w stosunkowo niedużych głębokościach, w jakich prowadzi się eksploatację górnictwem, naprężenia w skałach nie przekraczają na ogół granicy proporcjonalności, a tym samym założenie Heima nie może być tu stosowane. Dla wyznaczenia wielkości naprężeń poprzecznych σ_x i σ_y skorzystamy z wzorów teorii sprężystości.

Rozciąganiu (lub ściskaniu) ciała trójwymiarowego towarzyszy zmniejszenie (zwiększenie) poprzecznych jego wymiarów.

Jeżeli przez λ oznaczymy wydłużenie (skurczenie) ciała o długości l w kierunku działania siły, to wielkością odpowiadającego poprzecznego skurczenia (wydłużenia) jest

$$\mu \cdot \frac{\lambda}{l}$$

przy czym μ jest ułamkiem właściwym o wartości między 0 a 0,5. Nazywamy go liczbą Poissona. Z obliczeń Poissona wynikało, że dla wszystkich ciał izotropowych powinno być μ stałe i równe 0,25. Późniejsze bardzo liczne doświadczenia nie potwierdziły tego wniosku teoretycznego i wykazały, że liczba Poissona jest dla różnych materiałów różna.

Liczba Poissona μ dla różnych materiałów

Materiał	μ	Materiał	μ	Materiał	μ
Szkło	0,25	Nikiel	0,33	Aluminium	0,37
Cynk	0,27	Mosiądz	0,34	Ołów	0,43
Żeliwo	0,28	Miedź	0,35	Kauczuk	0,47
Stal	0,29	Brąz	0,36	Parafina	0,49

Tablica 2

Liczba Poissona μ dla skał

Skała	μ	Źródło
(Wszystkie, średnio)	0,28	Auerbach i Host
Diabaz	0,28	Gutenberg
Piaskowiec (Ohio)	0,26	Gutenberg
Piaskowiec	0,289 — 0,302	Lowens (1933)
Łupek piaszczysty	0,33	Lowens
Łupek ilasty	0,3	Lowens

S. Doborzyński (1905 r.) przyjmuje dla skał 0,25 — 0,33; P. Kühn (1931 r.) 0,1 — 0,2. Ażeby otrzymać wydłużenie lub skurczenie względne w kierunku jednej z osi współrzędnych, np. osi X (wydłużenie względne $d\lambda_x/dx$), należy wziąć pod uwagę nie tylko wydłużenie $\sigma_x/E^1)$ wywołane naprężeniem σ_x , lecz także skrócenia

$$\mu \cdot \frac{\sigma_y}{E} \text{ i } \mu \cdot \frac{\sigma_z}{E}$$

wywołane naprężeniami σ_y i σ_z w kierunku osi Y i Z. E — moduł sprężystości.

Całkowite wydłużenie w kierunku osi X wyrazi się zatem wzorem

$$\frac{d\lambda_x}{dx} = \frac{\sigma_x}{E} - \mu \cdot \left(\frac{\sigma_y}{E} + \frac{\sigma_z}{E} \right) \quad [2]$$

Analogiczne równania otrzymamy dla wydłużeń lub skurczeń w kierunku Y i Z. Po przekształceniu otrzymamy wszystkie trzy równania w postaci

$$\left. \begin{aligned} \frac{d\lambda_x}{dx} &= \frac{1}{E} \cdot [\sigma_x - \mu \cdot (\sigma_y + \sigma_z)] \\ \frac{d\lambda_y}{dy} &= \frac{1}{E} \cdot [\sigma_y - \mu \cdot (\sigma_z + \sigma_x)] \\ \frac{d\lambda_z}{dz} &= \frac{1}{E} \cdot [\sigma_z - \mu \cdot (\sigma_x + \sigma_y)] \end{aligned} \right\} \quad [3]$$

W skałach, które nie znajdują się pod działaniem dodatkowych naprężeń, wielkość λ_x , λ_y i λ_z mogą być tylko funkcjami z, gdyż nie ma żadnego powodu, ażeby miały się one różnić z sobą w dwóch różnych punktach jednej i tej samej płaszczyzny poziomej przy poziomej powierzchni terenu, a wskutek tego

$$\frac{d\lambda_x}{dx} = 0; \quad \frac{d\lambda_y}{dy} = 0; \quad \frac{d\lambda_z}{dz} = f(z)$$

¹⁾ $\sigma = E \cdot \lambda/l$; w danym przypadku $\lambda/l = d\lambda_x/dx$.

Z pierwszych dwóch równań [3] otrzymamy

$$\sigma_x - \mu \cdot (\sigma_y + \sigma_z) = \sigma_y - \mu \cdot (\sigma_z + \sigma_x)$$

$$\underline{\sigma_x = \sigma_y} \quad [4]$$

czyli że ciśnienie pionowe spowodowane siłą ciężkości wywołuje jednakowe naprężenia poziome we wszystkich kierunkach jednej i tej samej płaszczyzny poziomej.

Po wstawieniu [4] do równania pierwszego [3] otrzymamy

stąd

$$\sigma_x - \mu \cdot (\sigma_x + \sigma_z) = 0$$

$$\frac{\sigma_x}{\sigma_z} = \frac{\mu}{1 - \mu} = \frac{1}{\frac{1}{\mu} - 1} \quad [5]$$

W przypadku skał anizotropowych

$$\sigma_x = \frac{\mu_{zx} + \mu_{yx} \cdot \mu_{zy}}{1 - \mu_{yx} \cdot \mu_{xy}} \cdot \frac{E_x}{E_z} \cdot \sigma_z \quad [5a]$$

$$\sigma_y = \frac{\mu_{zy} + \mu_{xy} \cdot \mu_{zx}}{1 - \mu_{xy} \cdot \mu_{yx}} \cdot \frac{E_y}{E_z} \cdot \sigma_z \quad [5b]$$

Dla poziomo zalegających skał, które posiadają anizotropowość tylko w jednym pionowym kierunku ostatnie dwa wzory upraszczają się

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu_{zx}}{1 - \mu_{zy}} \cdot \frac{E_x}{E_z} \cdot \sigma_z \quad [5c]$$

Często bardzo jako stałą Poissona przyjmuje się we wzorach odwrotność μ , a więc $m = 1/\mu$.

Przyjmując $\mu = 0,3$ otrzymamy, że ściskające naprężenia poziome stanowią 0,43 naprężeń pionowych. Nie jest jednak wykluczone, iż na bardzo dużych głębokościach liczba Poissona może się zwiększać, wskutek czego skały musiałyby się stawać coraz bardziej plastyczne (założenie Heima) i podlegać prawom hydrauliki (przy $\mu = \mu_{\max} = 0,5$).

Powyższe rozważania odnoszą się do górotworu, który nie znajduje się pod działaniem dodatkowych naprężeń. W większości przypadków skały uległy dużym odkształceniom w wyniku procesów tektonicznych i zostały pofalowane, a wskutek tego występują w nich zarówno naprężenia rozciągające (w antyklinach), jak i ściskające (w synklinach). Powoduje to, że w obrębie antyklin ciśnienia boczne mogą być mniejsze, w obrębie zaś synklin większe od tych, jakie istnieją w górotworze niezaburzonym.

W skałach luźnych, jak np. piasek, stosunek

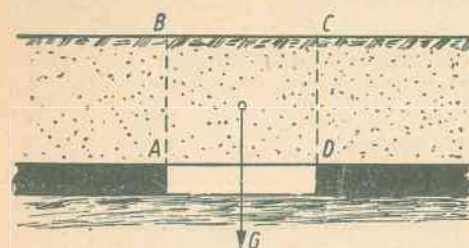
$$\frac{\sigma_x}{\sigma_z} = \frac{1 - \sin \varrho}{1 + \sin \varrho} \quad [5d]$$

gdzie ϱ — kąt tarcia materiału.

II. WPLYW WYDRAŻENIA WYROBISKA W SKAŁACH

Wydrążenie wyrobiska w skałach powoduje zmianę stanu napięcia w rozmaitych punktach skał i to zarówno w bezpośrednim sąsiedztwie z wyrobiskiem, jak i na znacznej od niego odległości, zarówno w samym złożu, jak i w skałach stropowych i spagowych.

Po wydrążeniu wyrobiska w skałach luźnych (np. piasek) słup ABCD (rys. 1) zalegający nad wyrobiskiem będzie dążył do obsunięcia się. Utrzymanie jego jest możliwe tylko przez zastosowanie odpowiednio mocnej obudowy, która wytrzyma ciężar słupa ABCD zmniejszony o wielkość siły tarcia występującej przy jego obsuwaniu się.



Rys. 1. Wyrobisko w skałach luźnych

W przypadku zalegania nad wyrobiskiem skał plastycznych dążą one do jego wypełnienia i zagniecenia, powodując również odpowiednio wysokie ciśnienie na obudowę.

W skałach zwiezłych odznaczających się znaczną wytrzymałością w wielu przypadkach wyrobisko może być zachowane bez zastosowania jakiegokolwiek obudowy na dużej nawet głębokości.

Fakt możliwości utrzymania wyrobisk w odpowiednio mocnych skałach bez jakiegokolwiek ich wzmocnienia na znacznych nawet głębokościach potwierdza praktyka górnicza. Zachodzą przy tym dwa charakterystyczne zjawiska, a to występowanie *strefy odprężonej* oraz *ciśnienia eksploatacyjnego*.

1. STREFA ODPREŻONA

Wskutek zmiany stanu napięcia w skałach, spowodowanej wydrążeniem w nich wyrobiska, powstają w sąsiedztwie tego wyrobiska zwiększone naprężenia zarówno ściskające, jak i rozciągające, które mogą przekroczyć granicę wytrzymałości skał. Tworzą się wtedy w skałach rysy i szczeliny, występują miejscowe pęknięcia i załamania skał, wskutek czego uwalniają się one od zbyt dużych naprężeń i uzyskują możliwość rozprężania się w kierunku pustej przestrzeni. W ten sposób *dookoła utworzonego wyrobiska powstaje strefa odprężona*.

Stopień odprężenia zależy od tego, w jakiej mierze skała straciła łączność z całością górotworu. Dopóki łączność ta pomimo powstania szczelin istnieje, dopóty nie może być mowy o całkowitym odprężeniu skały. W skale nawet spękanej, ale posiadającej łączność z górotworem, występują w dalszym ciągu naprężenia, a wysokość ich decyduje o stopniu odprężenia skały.

Strefa odprężona, a więc pozbawiona naprężeń, przestaje być ogniwem przenoszącym ciśnienie między sąsiadującymi z nią partiami skał.

Powstanie strefy odprężonej w jakimkolwiek miejscu musi wywołać nowy stan napięcia w skałach, który najczęściej prowadzi do dalszego rozszerzenia się sfery odprężonej. W ten sposób z biegiem czasu strefa odprężona zwiększa się. Jak wskazują obserwacje w kopalniach, trwa to przez pewien czas, po czym górotwór stopniowo uspokaja się i wreszcie następuje w nim równowaga. Czas więc w zjawiskach ciśnienia skał odgrywa bardzo ważną rolę.

Skała pozbawiona naprężeń znacznie trudniej poddaje się urabianiu i wymaga większej np. ilości materiałów wybuchowych. Odprężony węgiel nosi w gwarze górniczej nazwę „węgla martwego“.

Po usunięciu węgla ze strefy odprężonej i odsłonięciu warstw będących pod znacznym ciśnieniem („węgiel bujny“) proces ich odprężania ma przebieg intensywny, co ułatwia w znacznej mierze urabianie i zmniejsza zużycie materiałów wybuchowych. Jeżeli odprężanie węgla przebiega prędko, towarzyszy mu pęknięcie i huk zwany „tapaniem“.

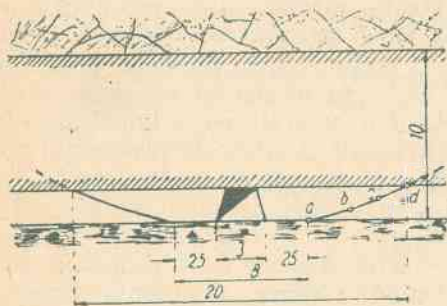
W przodku normalnie posuwającym się węgiel bujny znajduje się zwykle w głębokości 0,5—1 m. Takiej więc grubości jest jednocześnie strefa odprężona w przodku. Po zatrzymaniu przodka strefa ta zwiększa z czasem swą grubość i dochodzi do 3 a czasem nawet do 5 lub 6 m. Tak więc szybki postęp przodka ułatwia urabianie skał.

Odległość, na jaką skały zostają odprężone, nie jest jednakowa we wszystkich kierunkach i jest największa w kierunku pionowym (rys. 2).

Ciekawe pod tym względem obserwacje zostały opisane w r. 1929 przez J. Urbana. Mianowicie podczas prowadzenia chodników wielokrotnie zauważono wyraźną granicę między węglem martwym odprężonym, a bujnym tapanącym. Prowadząc chodnik po spągu pokładu (rys. 3) z pochylni, która istniała już od dłuższego czasu ($1\frac{1}{2}$ roku) i spowodowała odprężenie skał na pewnej przestrzeni, napotkano w najbliższym sąsiedztwie z pochylnią węgiel zgnieciony; w dalszym ciągu prowadzono już chodnik w węglu zdrowym.



Rys. 2. Strefa odprężona



Rys. 3. Granica strefy odprężonej przy spągu pokładu

W punkcie *a* węgiel zaczął tapać od spodu. Pędząc chodnik dalej napotkano węgiel bujny coraz wyżej nad spągami w punktach *b*, *c*, *d*. Granica odprężenia jest linią krzywą, wypukłą na zewnątrz od wyrobiska.

Podobne zjawisko obserwuje się również przy prowadzeniu wyrobisk eksploatacyjnych. Jeżeli przodek będzie się posuwał tak prędko, że węgiel w nim nie zostanie odprężony, urabianie węgla będzie znacznie ułatwione.

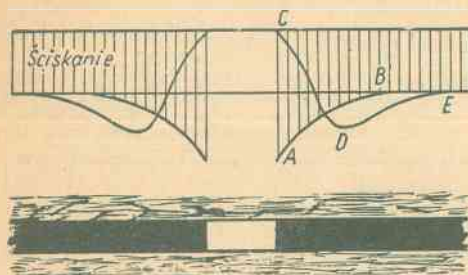
Naprężenia występują tylko w węglu zdrowym posiadającym znaczną sprężystość. W węglu, który częściowo został odprężony, zostają w pewnym stopniu przywrócone własności węgla bujnego, jeżeli zostanie on ponownie ściśnięty przez skały. Jeżeli jednak węgiel jest bardzo spękany, to nawet po ponownym jego sprasowaniu zbita i zgnieciona masa zachowuje się jak węgiel martwy.

2. CIŚNIENIE EKSPLOATACYJNE

Wskutek odprężenia skał dookoła wyrobiska powstają zwiększone naprężenia w partiach otaczających strefę odprężoną. Występujące

w tych miejscach dodatkowe ciśnienie nosi nazwę „ciśnienia eksploatacyjnego“.

Bezpośrednio po wykonaniu wyrobiska zwiększa się ciśnienie na jego obwodzie przy czym maksymalne ciśnienie stropu występuje w ścianach wyrobiska AB (rys. 4). Z chwilą powstania strefy odprężonej skala na obwodzie chodnika przestaje brać udział w przenoszeniu ciśnienia stropu na spąg, a wtedy miejsce największego ciśnienia eksploatacyjnego zostaje przesunięte w głąb ściany CDE (rys. 4) i to tym dalej, im dłuższy czas upłynie od chwili wykonania wyrobiska. Według obserwacji Urbana chodnik po spagu (upad 15°) odpręży w ciągu jednego roku 8 m pokładu węgla w kierunku wzniesienia i 4 m w kierunku upadu; po 16 latach 10 m w kierunku wzniesienia i 6 m w kierunku upadu.



Rys. 4. Rozkład ciśnienia w ścianie wyrobiska

przechodzi w strefę sprężystą. Największe naprężenia występują na granicy strefy plastycznej i sprężystej. W głębi calizny naprężenia sprężyste stopniowo maleją i stają się wreszcie równe pierwotnemu ciśnieniu, jakie panuje w skałach nienaruszonych.

Przy prowadzeniu chodników w strefie ciśnień maksymalnych wywołanych eksploatacją złoża występują silne tąpnięcia; powstają tu liczne szczeliny, co sprzyja w wysokim stopniu powstawaniu pożarów podziemnych wskutek samozapalenia węgla. Poza tym w strefie tej podczas jej odprężania obserwuje się zwiększone wydzielanie się gazu kopalnianego. Urabianie węgla jest w tej strefie najłatwiejsze. A więc dla wykorzystania ciśnienia eksploatacyjnego przy urabianiu należy dążyć, ażeby strefa ciśnień maksymalnych znajdowała się jak najbliżej przodka; należy więc zastosować możliwie duży postęp przodka.

Do wyjaśnienia zjawisk zachodzących w skałach po wykonaniu wyrobiska służą dwie teorie: teoria „fali ciśnień“ i teoria „sklepienia ciśnień“.

Niektórzy autorzy wyróżniają jeszcze trzecią teorię — „płyty wspornikowej“, którą można jednak z powodzeniem włączyć do teorii fali ciśnień.

III. TEORIA „FALI CIŚNIEŃ“¹⁾

1. ROZKŁAD NAPRĘŻEŃ W SKAŁACH POD WPLYWEM SIŁY SKUPIONEJ

Przy wyprowadzeniu rozkładu naprężeń przyjęto, że warstwa sztyw-
na A (rys. 5) spoczywa na sprężystym podłożu B, przy czym złączona jest z podłożem w ten sposób, że w płaszczyźnie zetknięcia się może pojawiać się nie tylko ściskanie (ciśnienia), ale i rozciąganie (ciągnienia). Przyjęto

¹⁾ Teoretyczne ujęcie teorii „fali ciśnień“ zostało podane przez Budryka w r. 1933.

poza tym, że poddanie się podłoża B (ugięcie się warstwy A) jest w dowolnym punkcie proporcjonalne do nacisku ¹⁾

$$q = -k \cdot y \quad [6]$$

gdzie: q — nacisk wywierany przez sprężyste podłoże na warstwę A , odniesiony do jednostki długości,
 y — ugięcie się warstwy A (poddanie się podłoża),
 k — współczynnik oporu właściwego; odwrotność jego

$$c = \frac{1}{k}$$

jest współczynnikiem ścisłości,

znak — (minus) po prawej stronie równania tłumaczy należy tym, że dodatnim naciskom podłoża (skierowanym ku górze) odpowiadają ujemne jego ugięcia y (skierowane w dół).

Im większy jest współczynnik ścisłości c (im mniejsze jest k), tym większe jest ugięcie się warstwy A . Przy podłożu nieściślimym $k = \infty$, $c = 0$.

Jeżeli rozpatrywać będziemy pas o szerokości równej jednostce, to w tym przypadku q wyrażać będzie nacisk na jednostkę powierzchni, czyli naprężenie, które oznaczamy przez σ .

Ponieważ dodatni nacisk podłoża q (skierowany do góry) powoduje naprężenie ściskające σ , które w mechanice przyjmuje się za ujemne (odwrotną umowę spotykamy w podręcznikach fizyki), przeto

$$\sigma = -q = k \cdot y; \quad y = \frac{\sigma}{k} \quad [7]$$

Nazywając przez Q , siłę poprzeczną w dowolnym przekroju mn ²⁾, otrzymamy siłę poprzeczną w sąsiednim przekroju odległym o dx :

$$Q + dQ = Q + q \cdot dx$$

$$\frac{dQ}{dx} = q = -k \cdot y = -\sigma \quad [8]$$

Uwzględniając poza tym, że pochodna momentu zginającego M względem x równa się sile poprzecznej Q

$$\frac{dM}{dx} = Q \quad [9]$$

otrzymamy

$$\frac{d^2M}{dx^2} = \frac{dQ}{dx} = -k \cdot y \quad [10]$$

¹⁾ Takie przyjęcie nie jest zupełnie ścisłe, ale jest najprostsze i zwykle daje wyniki zadowalające.

²⁾ Siła poprzeczna Q działająca w pewnym przekroju belki jest geometrycznie równa wypadkowej wszystkich sił zewnętrznych, działających na lewą część belki odciętą danym przekrojem.

Pod działaniem siły P warstwa A się wygnie, a równanie linii ugięcia będzie

$$\frac{d^2y}{dx^2} = \frac{M}{E \cdot I} \quad [11]$$

gdzie: E — moduł sprężystości skał yA ,
 I — moment bezwładności przekroju;

$$I = \frac{1}{12} \cdot b \cdot h^3 = \frac{1}{12} \cdot h^3 \quad [12]$$

gdyż przyjęty został pas o szerokości $b = 1$.

Różniczkując dwa razy równanie [11] i mając na uwadze [10] otrzymamy

$$\frac{d^4y}{dx^4} = \frac{1}{E \cdot I} \cdot \frac{d^2M}{dx^2} = -\frac{k}{E \cdot I} \cdot y \quad [13]$$

Po wprowadzeniu oznaczenia

$$\alpha = \sqrt[4]{\frac{k}{4 \cdot E \cdot I}} \quad [14]$$

i rozwiązaniu równania różniczkowego [13] otrzymujemy

$$y = C_1 \cdot e^{\alpha x} \cdot \cos \alpha \cdot x + C_2 \cdot e^{\alpha x} \cdot \sin \alpha x + C_3 \cdot e^{-\alpha x} \cdot \cos \alpha x + \\ + C_4 \cdot e^{-\alpha x} \cdot \sin \alpha x \quad [15]$$

Dla wyznaczenia wartości stałych mamy przede wszystkim warunek, że przy $x = \infty$ wartość ugięcia dąży do $y = 0$. Przy $x = \infty$

$$e^{\alpha x} = \infty; \quad e^{-\alpha x} = 0$$

dla spełnienia więc warunku $y = 0$ należy przyjąć $C_1 = C_2 = 0$

$$y = e^{-\alpha x} \cdot (C_3 \cdot \cos \alpha x + C_4 \cdot \sin \alpha x) \quad [16]$$

Dla wyznaczenia stałych C_3 i C_4 posłużą warunki w punkcie działania siły P . Tutaj z powodu symetrii jest styczna pozioma, czyli

$$\left(\frac{dy}{dx}\right)_{x=0} = 0 \quad [17]$$

siła zaś poprzeczna po prawej stronie przybiera dla $x = 0$ wartość $-\frac{1}{2} \cdot P$, czyli z [9] i [11]

$$\left(\frac{d^2y}{dx^2}\right)_{x=0} = -\frac{P}{2 \cdot E \cdot I} \quad [18]$$

Różniczkując 3 razy równanie linii ugięcia [16] otrzymamy

$$\frac{dy}{dx} = -C_3 \cdot \alpha \cdot e^{-\alpha x} \cdot (\cos \alpha x + \sin \alpha x) + \\ + C_4 \cdot \alpha \cdot e^{-\alpha x} \cdot (\cos \alpha x - \sin \alpha x) \quad [19]$$

Z warunku [17] wypływa, że (przy $x = 0$)

$$C_3 = C_4 = C \quad [20]$$

a więc

$$\frac{dy}{dx} = -2 \cdot C \cdot \alpha \cdot e^{-\alpha x} \cdot \sin \alpha x \quad [21]$$

$$\frac{d^2y}{dx^2} = 2 \cdot C \cdot \alpha^2 \cdot e^{-\alpha x} \cdot (\sin \alpha x - \cos \alpha x) \quad [22]$$

$$\frac{d^3y}{dx^3} = 4 \cdot C \cdot \alpha^3 \cdot e^{-\alpha x} \cdot \cos \alpha x \quad [23]$$

Z [18] i [23] mamy

$$4 \cdot C \cdot \alpha^3 = -\frac{P}{2 \cdot E \cdot I}$$

stąd

$$C = -\frac{P}{8 \cdot E \cdot I} \cdot \frac{1}{\alpha^3} \quad [24]$$

Szukane równanie linii ugięcia będzie [16], [20], [24]

$$y = -\frac{P}{8 \cdot E \cdot I} \cdot \frac{1}{\alpha^3} \cdot e^{-\alpha x} \cdot (\cos \alpha x + \sin \alpha x) = -\frac{P}{8 \cdot E \cdot I \cdot \alpha^3} \cdot \eta \quad [25]$$

gdzie

$$\eta = e^{-\alpha x} \cdot (\cos \alpha x + \sin \alpha x) \quad [26]$$

Po wstawieniu $y = \sigma/k$ [7] otrzymamy równanie naprężeń pionowych

$$\sigma = -\frac{P \cdot k}{8 \cdot E \cdot I \cdot \alpha^3} \cdot \eta = -\frac{P}{2} \cdot \alpha \cdot \eta \quad [27]$$

Krzywa ta ma identyczny przebieg jak i krzywa ugięcia [25].

Za pomocą równań [11], [9], [22], [23] łatwo ustawić następujące wzory dla momentu zginającego M i siły poprzecznej Q w dowolnym przekroju:

$$M = -\frac{P}{4 \cdot \alpha} \cdot e^{-\alpha x} \cdot (\sin \alpha x - \cos \alpha x) = \frac{P}{4 \cdot \alpha} \cdot \eta_1 \quad [28]$$

$$Q = -\frac{P}{2} \cdot e^{-\alpha x} \cdot \cos \alpha x = -\frac{P}{2} \cdot \eta_2 \quad [29]$$

gdzie

$$\eta_1 = e^{-\alpha x} (\cos \alpha x - \sin \alpha x) \quad [30]$$

$$\eta_2 = e^{-\alpha x} \cdot \cos \alpha x \quad [31]$$

Tablica 3

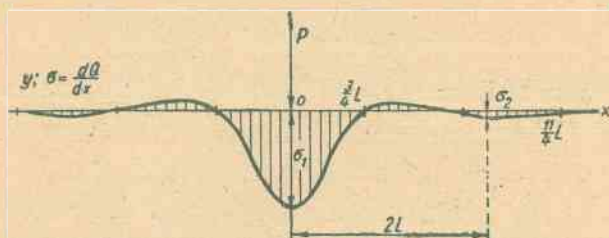
Wartość funkcji η , η_1 , η_2

αx	x	η	η_1	η_2
0,0	0	+ 1,0000	1,0000	+ 1,0000
0,5		+ 0,8231	+ 0,2415	+ 0,5323
$\frac{1}{4}\pi$	$\frac{1}{4}L$	+ 0,6448	0,0000	+ 0,3224
1,0		+ 0,5083	- 0,1108	+ 0,1988
1,5		+ 0,2384	- 0,2068	+ 0,0158
$\frac{1}{2}\pi$	$\frac{1}{2}L$	+ 0,2079	- 0,2079	0,0000
2,0		+ 0,0667	- 0,1794	- 0,0563
$\frac{3}{4}\pi$	$\frac{3}{4}L$	0,0000	- 0,1340	- 0,0670
2,5		- 0,0166	- 0,1149	- 0,0658
3,0		- 0,0423	- 0,0563	- 0,0493
$\frac{4}{4}\pi$	L	- 0,0432	- 0,0432	- 0,0432
3,5		- 0,0389	- 0,0177	- 0,0283
$\frac{5}{4}\pi$	$\frac{5}{4}L$	- 0,0279	0,0000	- 0,0139
4,0		- 0,0258	+ 0,0019	- 0,0120
4,5		- 0,0132	+ 0,0085	- 0,0023
$\frac{6}{4}\pi$	$\frac{6}{4}L$	- 0,0090	+ 0,0090	0,0000
5,0		- 0,0046	+ 0,0084	+ 0,0019
$\frac{7}{4}\pi$	$\frac{7}{4}L$	0,0000	+ 0,0058	+ 0,0029
5,5		0,0000	+ 0,0058	+ 0,0029
6,0		+ 0,0017	+ 0,0031	+ 0,0024
$\frac{8}{4}\pi$	$2L$	+ 0,0019	+ 0,0019	+ 0,0019
6,5		+ 0,0018	+ 0,0012	+ 0,0015
7,0		+ 0,0013	+ 0,0001	+ 0,0007
$\frac{9}{4}\pi$	$\frac{9}{4}L$	+ 0,0012	0,0000	+ 0,0006

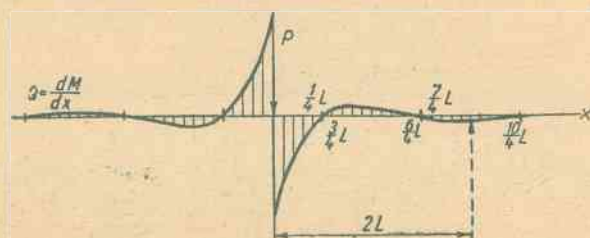
Wszystkie te krzywe [25] do [31] mają kształt falisty (rys. 6, 7, 8); występują tu na przemian ściskania i rozciągania, przy czym długość fali odpowiada zmianie kąta ax o 2π i równa się [15] przy $ax = 2\pi$.

$$x = 2L = \frac{2\pi}{a} = 2\pi \cdot \sqrt[4]{\frac{4 \cdot E \cdot I}{k}} \quad [32]$$

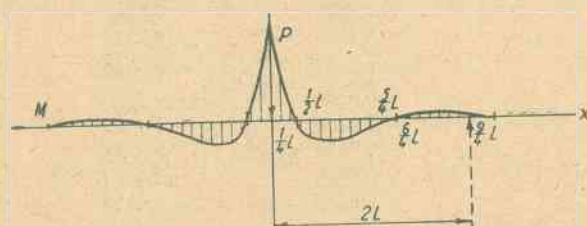
gdzie L — długość półfali.



Rys. 6. Krzywa ugięcia się warstwy A (wzór [25]) oraz występujących w niej naprężeń pionowych (wzór [27])



Rys. 7. Krzywa sił poprzecznych (wzór [29])



Rys. 8. Krzywa momentów (wzór [28])

Wysokość (amplituda) fal maleje szybko w miarę oddalania się od miejsca obciążonego dzięki czynnikowi e^{-ax} .

Stosunek wysokości fali ciśnienia (rys. 6)

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_2} = \frac{1,0000}{0,0019} = 526$$

wobec tego praktycznie przyjąć można, że na odległości równej długości fali naprężenia już zanikają.

Im większa jest sztywność ($E \cdot I$) warstwy A (rys. 5), to znaczy im większy jest moduł sprężystości E i moment bezwładności I (względnie grubość warstwy h), tym mniejsze naprężenia występują na granicy podłoża B [27] i tym większa jest długość fali $2L$ [32].

Im większa jest podatność podłoża (jego ściśliwość), to znaczy im mniejszy jest współczynnik proporcjonalności k , tym mniejsze występują naprężenia i tym większa jest długość fali.

Podatność podłoża może być w pewnym stopniu zwiększona przez wcześniejsze wybranie pokładu niżej leżącego, co pociągnąć musi za sobą zwiększenie długości fali i zmniejszenie naprężeń.

Wobec tego pod wpływem siły P na granicy dwu różnych skał występować będą tym większe naprężenia i tym krótsza będzie fala, im mniejsza jest sztywność skał stropowych i im mniejsza jest podatność skał spągowych. Tak np. przy identycznych warunkach mniejsze naprężenia będą występowały na granicy piaskowca i łupku, gdy ten ostatni zalega w spągu, większe zaś, gdy zalega on w stropie. W pierwszym przypadku otrzymamy falę dłuższą aniżeli w drugim.

Im większa jest grubość warstwy A , tym większy jest jej moment bezwładności I , a więc tym mniejsze naprężenia wywoła siła P [27] i na tym większej przestrzeni one się rozłożą (większa długość fali [32]).

W górnictwie korzystniejsze jest operowanie długością fali $2L$, aniżeli wielkością α [14]. Wstawiając z [32]

$$\alpha = \frac{\pi}{L}$$

do wzorów [27] i [28] otrzymujemy

$$\sigma = -\frac{\pi P}{2} \cdot \frac{\eta}{L} \quad [33]$$

oraz

$$M = \frac{P}{4\pi} \cdot L \cdot \eta_1 \quad [34]$$

2. ROZKŁAD NAPRĘŻEŃ W SKAŁACH POD WPŁYWEM RÓWNOMIERNEGO OBCIĄŻENIA

Dla wyprowadzenia równania naprężeń pionowych występujących pod wpływem jednostajnego obciążenia q na jednostkę powierzchni zastosujemy zasadę superpozycji (zasadę składania skutków działania sił) przyjmując zamiast obciążenia q szereg elementarnych sił skupionych $dP = q \cdot dx$, z których każda działa na długości dx .

W rozpatrywanym przypadku musimy zająć się osobno

1. naprężeniami występującymi pod częścią obciążoną CD (rys. 9) oraz

2. naprężeniami poza tą częścią.

1. Elementarna siła $q \cdot dx_1$ (rys. 9) położona w lewo od przekroju mn spowoduje w tym przekroju naprężenie [27] i [26]

$$\sigma = -\frac{P}{2} \cdot a \cdot e^{-ax} \cdot (\cos ax + \sin ax)$$

gdzie zamiast x należy wstawić x_1 , a $q \cdot dx_1$ zamiast P , a wtedy

$$d\sigma = -\frac{q}{2} \cdot a \cdot e^{-ax_1} (\cos ax_1 + \sin ax_1) dx_1 \quad [35]$$

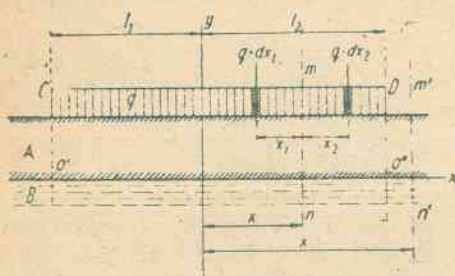
Równanie to ważne jest dla części obciążenia od $x_1 = 0$ do $x_1 = x + l_1$.

W podobny sposób dla sił $q \cdot dx_2$ położonych w prawo od przekroju mn otrzymamy

$$d\sigma = -\frac{q}{2} \cdot a \cdot e^{-ax_2} \cdot (\cos ax_2 + \sin ax_2) \cdot dx_2 \quad [36]$$

Równanie to ważne jest w granicach od $x_2 = 0$ do $x_2 = l_2 - x$.

Całkowite naprężenie w przekroju mn jest równe sumie całek dwóch ostatnich równań w odpowiednich granicach x_1 i x_2



$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot a \cdot \left\{ \left[\frac{-e^{-ax_1} \cdot \cos ax_1}{a} \right]_{x_1=0}^{x_1=x+l_1} + \left[\frac{-e^{-ax_2} \cdot \cos ax_2}{a} \right]_{x_2=0}^{x_2=l_2-x} \right\}$$

Rys. 9. Obciążenie warstwy sztywnej A

skąd

$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot \left\{ 2 - e^{-a(x+l_1)} \cdot \cos a(x+l_1) - e^{-a(l_2-x)} \cdot \cos a(l_2-x) \right\} \quad [37]$$

Przy $l_1 = l_2 = l$ otrzymujemy pionowe naprężenie w środku obciążenia ($x = 0$)

$$\sigma_{x=0} = -q \cdot (1 - e^{-al} \cdot \cos al) \quad [38]$$

Przy $l = \infty$ otrzymujemy $\sigma_{x=0} = -q$, praktycznie jednak wskutek szybkiego zanikania fali wartość tę $\sigma_{x=0}$ osiąga już na długości

$$l = 2L = \text{długość fali}$$

2. Dla przekrojów (np. $m'n'$), położonych w prawo od D poza częścią obciążenia ($-x < l_1$; $x > l_2$) nie posiadamy obciążenia z prawej strony, a wskutek tego

$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot a \cdot \left[\frac{-e^{-ax_1} \cdot \cos ax_1}{a} \right]_{x_1=x-l_2}^{x_1=x+l_1}$$

$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot \left\{ -e^{-a(x+l_1)} \cdot \cos a(x+l_1) + e^{-a(x-l_2)} \cdot \cos a(x-l_2) \right\} \quad [39]$$

Wzorem [37] i [39] można nadać bardziej uproszczony kształt, który będzie zależał od tego, czy długość obciążona ($2l$) jest duża, czy też mała.

a. Przy dużej długości części obciążonej, gdy $2l \geq 4L$ (na odległość $2L$ fala praktycznie zanika), można dla dodatnich wartości x przyjąć, że lewa część obciążenia sięga aż do ∞ , czyli $l_1 = \infty$. Wobec tego dla skał znajdujących się bezpośrednio pod obciążeniem (CD) otrzymujemy z [37]

$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot \left\{ 2 - e^{-a(l_2-x)} \cdot \cos a(l_2-x) \right\}$$

względnie jeżeli początek współrzędnych przyjmujemy w punkcie $0''$ i będziemy dodatnie x liczyli w lewo, należy zamiast $l_2 - x$ przyjąć x i wtedy

$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot \left\{ 2 - e^{-ax} \cdot \cos ax \right\}$$

a po uwzględnieniu [31]

$$\sigma = -\frac{q}{2} (2 - \eta_2) \quad [40]$$

Dla przekrojów poza częścią obciążoną (w prawo od 0''), licząc dodatnie x w prawo, otrzymamy w podobny sposób [39]

$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot e^{-ax} \cdot \cos ax$$

$$\sigma = -\frac{q}{2} \cdot \eta_2 \quad [41]$$

Analogiczne wzory otrzymamy dla lewej krawędzi obciążenia, jeżeli początek współrzędnych zostanie przyjęty w 0'.

Z wzorów [40] i [41] wynika, że przy dostatecznej długości obciążenia ($2l \geq 4L$) naprężenie na jego krawędzi (0' lub 0'') wynosi ($x=0$; $\eta_2=1$)

$$\sigma = -\frac{q}{2} \quad [42]$$

a więc połowę obciążenia.

Wykres naprężeń pionowych dla tego przypadku przedstawiono na rys. 10.

b. Dla przypadku gdy warstwa A obciążona jest na krótkiej przestrzeni, musimy korzystać z wzorów [37] i [39].

Nazywając analogicznie do [31]

$$e^{-a(x+l_1)} \cdot \cos a(x+l_1) = \eta'_2$$

oraz

$$e^{-a(l_2-x)} \cdot \cos a(l_2-x) = \eta''_2$$

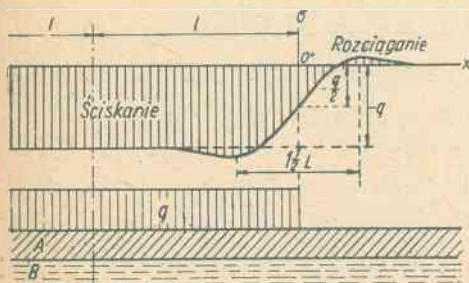
możemy przekształcić wzory [37] i [39] w sposób następujący:

$$[37] \quad \sigma = -q + \frac{q}{2} \cdot \eta'_2 + \frac{q}{2} \cdot \eta''_2 \quad [43]$$

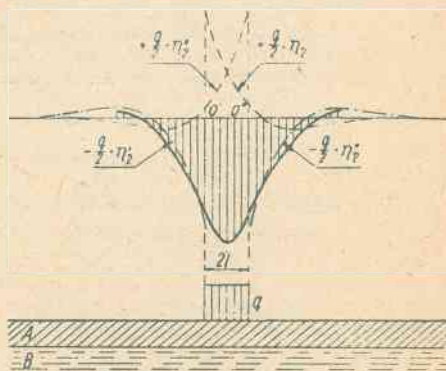
oraz

$$[39] \quad \sigma = \frac{q}{2} \cdot \eta'_2 - \frac{q}{2} \cdot \eta''_2 \quad [44]$$

Składniki po prawej stronie tych równań przedstawiają się w postaci krzywych falistych. Dla ich wykreślenia najkorzystniej jest przyjąć dla fali $1/2 \cdot q \cdot \eta'_2$ początek współrzędnych w punkcie 0' (rys. 9); wtedy zamiast $x+l_1$ należy wstawić x i wyraz $1/2 \cdot q \cdot \eta'_2$ przekształci się na $1/2 \cdot q \cdot \eta_2$.



Rys. 10. Wykres naprężeń pionowych pod wpływem obciążenia rozłożonego na długości $2l$



Rys. 11. Wykres naprężeń pionowych pod wpływem obciążenia rozłożonego na małej długości $2l$

W ten sposób dla wykreślenia fali $1/2 \cdot q \cdot \eta''_2$ należy obrać początek układu współrzędnych w punkcie 0''.

Po sporządzeniu wykresu poszczególnych krzywych składowych wchodzących do wzorów [43] i [44] i po zsumowaniu odpowiednich rzędnych otrzymuje się całkowity wykres krzywej naprężeń (rys. 11).

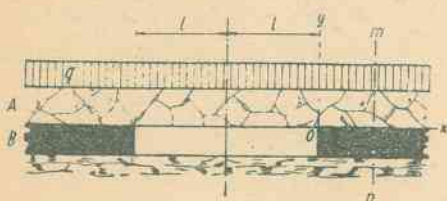
W podobny sposób przez sumowanie rzędnych linii falistych można otrzymać rozkład naprężeń przy obciążeniu zgrupowanym w różnych miejscach skał. Zależnie

od wzajemnego położenia fal niektóre rzędne mogą się sumować z sobą, zwiększając w ten sposób ciśnienie. W innych znowu przypadkach fala może być osłabiona lub może nawet całkowicie zanikać, gdy dla jednej i tej samej odciętej rzędna jednej fali jest dodatnia, drugiej zaś ujemna. Innymi słowami może tu zachodzić zjawisko interferencji fal.

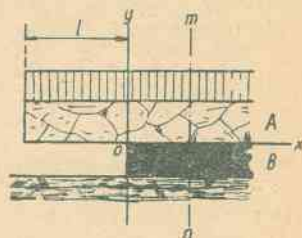
3. CIŚNIENIE STROPU NA ŚCIANE WYROBISKA

Jeżeli w stropie pokładu *B* (rys. 12) zalega sztywna warstwa skały *A*, możemy przyjąć ją jako równomiernie obciążoną (*q*) i spoczywającą na sprężystym podłożu (pokład *B*).

Po wykonaniu w pokładzie wyrobiska o szerokości $2l$ (rys. 12) lub też w przypadku gdy warstwa *A* tworzy wspornik o długości l (rys. 13), wielkość siły poprzecznej na krawędzi ściany (punkt 0) wynosi $q \cdot l$.



Rys. 12. Obciążenie pokładu przy ciągłej warstwie stropowej



Rys. 13. Obciążenie pokładu przy warstwie stropowej stanowiącej wspornik

Przyjmując początek współrzędnych 0 na krawędzi ściany i nazywając przez *p* oddziaływanie podłoża na jednostkę powierzchni, otrzymamy wielkość siły poprzecznej w przekroju odległym od *mn* o *dx*:

$$Q + dQ = Q + p \cdot dx - q \cdot dx$$

(oddziaływanie podłoża *p* skierowane jest ku górze, a więc jest dodatnie, obciążenie *q* — w dół, a więc ujemne).

Analogicznie do [10] otrzymujemy, mając na uwadze [7],

$$\frac{d^2M}{dx^2} = \frac{dQ}{dx} = p - q = -k \cdot y - q = -\sigma - q$$

a po wstawieniu tej wartości do [13]

$$\frac{d^4y}{dx^4} = \frac{1}{E \cdot I} \cdot \frac{d^2M}{dx^2} = -\frac{k}{E \cdot I} \cdot \left(y + \frac{q}{k}\right)$$

względnie dla $q/k = \text{const}$

$$\frac{d^4 \left(y + \frac{q}{k}\right)}{dx^4} = -\frac{k}{E \cdot I} \cdot \left(y + \frac{q}{k}\right) \quad [45]$$

Rozwiązując to równanie w sposób identyczny do rozwiązania równania [13] i mając na uwadze, że przy $x = \infty$ $\sigma = -q$ (napężenie cisnące, a więc ujemne), otrzymujemy w rezultacie analogicznie do [16]

$$y = -\frac{q}{k} + e^{-ax} \cdot (C_1 \cdot \cos ax + C_2 \cdot \sin ax) \quad [46]$$

Dla wyznaczenia stałych C_3 i C_4 mamy warunki:
 1. Jeżeli przez ψ nazwiemy kąt obrotu warstwy A przy $x=0$ (kąt, jaki tworzy w tym punkcie styczna do linii ugięcia z osią x), to

$$\left(\frac{dy}{dx}\right)_{x=0} = \operatorname{tg} \psi \quad [47]$$

2. Przy $x=0$ siła poprzeczna $Q_{x=0} = -q \cdot l$, a więc ([9] i [11])

$$\left(\frac{d^2y}{dx^2}\right)_{x=0} = -\frac{q \cdot l}{E \cdot I} \quad [48]$$

Różniczkując równanie [46] trzy razy otrzymamy:

$$\frac{dy}{dx} = -a \cdot e^{-ax} \cdot [C_3 \cdot (\cos ax + \sin ax) - C_4 \cdot (\cos ax - \sin ax)] \quad [49]$$

$$\frac{d^2y}{dx^2} = +2 \cdot a^2 \cdot e^{-ax} \cdot (C_3 \cdot \sin ax - C_4 \cdot \cos ax) \quad [50]$$

$$\frac{d^3y}{dx^3} = +2 \cdot a^3 \cdot e^{-ax} \cdot [C_3 \cdot (\cos ax - \sin ax) + C_4 \cdot (\cos ax + \sin ax)] \quad [51]$$

Z [47] i [49] po wstawieniu $x=0$ otrzymujemy

$$-C_3 + C_4 = \frac{\operatorname{tg} \psi}{a}$$

z [48] i [50]

$$C_3 + C_4 = -\frac{q \cdot l}{2 \cdot E \cdot I \cdot a^3}$$

stad, po uwzględnieniu (14)

$$C_3 = -\frac{q \cdot l}{4 \cdot E \cdot I \cdot a^3} - \frac{\operatorname{tg} \psi}{2 \cdot a} = -\frac{q \cdot l \cdot a}{k} - \frac{\operatorname{tg} \psi}{2 \cdot a} \quad [52]$$

oraz

$$C_4 = -\frac{q \cdot l}{4 \cdot E \cdot I \cdot a^3} + \frac{\operatorname{tg} \psi}{2 \cdot a} = -\frac{q \cdot l \cdot a}{k} + \frac{\operatorname{tg} \psi}{2 \cdot a} \quad [53]$$

Po wstawieniu do [7] wartości z [46], [52], [53], [26], [30], otrzymujemy *równanie naprężeń pionowych w pokładzie*

$$\sigma = k \cdot y = -q - q \cdot l \cdot a \cdot \eta - \frac{k \cdot \operatorname{tg} \psi}{2 \cdot a} \cdot \eta_1$$

względnie wstawiając $a = \frac{\pi}{L}$ [32]

$$\sigma = -q - \frac{\pi \cdot q \cdot l}{L} \cdot \eta - \frac{k \cdot L \cdot \operatorname{tg} \psi}{2 \cdot \pi} \cdot \eta_1 \quad [54]$$

W podobny sposób otrzymamy z [11] i [50] *równanie momentów*

$$M = E \cdot I \cdot \frac{d^2y}{dx^2} = \frac{q \cdot l \cdot L}{2 \cdot \pi} \cdot \eta_1 - \frac{k \cdot L^3 \cdot \operatorname{tg} \psi}{4 \cdot \pi^3} \cdot \eta \quad [55]$$

i z [9], [11], [51] *równanie sił poprzecznych*

$$Q = E \cdot I \cdot \frac{d^3y}{dx^3} = -q \cdot l \cdot \eta_2 - \frac{k \cdot L^2 \cdot \operatorname{tg} \psi}{2 \cdot \pi^2} \cdot (\eta - \eta_2) \quad [56]$$

Po wykonaniu dostatecznie szerokiego (2 l) wyrobiska strop jego oparty na dwóch caliznach (rys. 12) powoli ugina się, czyli zwiększa się kąt ψ , a wskutek tego zmieniają się warunki ciśnienia na ściany wyrobiska. Ze zwiększaniem się ψ rośnie ciśnienie σ w ścianie i pokład w tym miejscu zostaje zgniatany, co w dalszym ciągu sprzyja zwiększeniu się kąta ψ itd. jednocześnie z tym podporowy moment zginający [55], który przy $\psi=0$ posiada wartość dodatnią, staje się ujemny. W warunkach kopalnianych już przy znikomym ugięciu się stropu moment na krawędzi ściany ($x=0$)

przybiera wartość ujemną. Największa wartość ujemnego momentu zginającego jest nie w samej płaszczyźnie ściany, lecz na pewnej odległości w jej głębi. Ta maksymalna wartość M wzrasta z biegiem czasu w miarę zwiększania się kąta ψ ; stąd wzrastają naprężenia w stropie i w przypadku przekroczenia wytrzymałości sztywnej warstwy A zalegającej w stropie pokładu następuje jej załamanie.

Tak więc w utrzymaniu wyrobisk górniczych wybitną rolę odgrywa czas; im dłużej istnieje wyrobisko, tym trudniejsze jest jego utrzymanie.

W niektórych przypadkach (najlepiej przy giętkim stropie) eksploatację pokładów prowadzi się w ten sposób, że jedna ze ścian (np. prawa, rys. 12) wyrobiska jest urabianym przodkiem, który stale posuwa się naprzód, w ślad zaś za posuwającym się przodkiem podpira się strop (materiałem podsadzkowym, stosami itp.) na pewnej odległości od przodka (rys. 14).

Przyjmijmy odległość tę ($2l$) jako stałą. W tym przypadku im prędzej posuwa się przodek, tym mniejszy jest kąt ψ w przodku i tym mniejsze występują naprężenia w warstwie stropowej. Jeżeli taki przodek zostanie zatrzymany na pewien czas, to wskutek zwiększania się kąta ψ , a więc i momentu oporowego, zwiększają się naprężenia w warstwie stropowej i może nastąpić jej załamanie wzdłuż przodka.



Rys. 14. Wybieranie pokładu z zastosowaniem podsadzki

Podobną rolę odgrywa również podsadzka C (rys. 14). Absolutnie nieściśliwego materiału podsadzkowego górnictwo nie zna. Im większa jest jego ściśliwość, tym więcej ugina się strop, tym większy jest kąt ψ i tym

łatwiej nastąpić może załamanie stropu wzdłuż przodka. Poza tym im większa jest odległość podsadzki od przodka ($2l$), tym większe naprężenia występują w stropie.

Jak z tego wynika, szybki postęp przodka, zastosowanie możliwie szczelnej i małościśliwej podsadzki oraz zachowanie możliwie małej odległości między przodkiem i podsadzką ułatwiają utrzymanie stropu bez jego załamania w czasie wybierania złoża.

Jak wynika z wzoru [54], zwolnienie postępu przodka i zastosowanie nieszczelnej podsadzki (a więc zwiększenie $\tan \psi$), jak również zwiększenie odległości tej ostatniej od przodka ($2l$), które wpływa jednocześnie na tangens ψ , powinny przyczynić się do zwiększenia naprężeń σ w przodku pokładu. Z drugiej jednak strony zwolnienie postępu przodka oraz zwiększenie w nim ciśnienia powodują zgniecenie i odprężenie pokładu. Przy dostatecznie szybkim postępie przodka, kiedy węgiel w nim nie zdąży się odprężyć, szczelność podsadzki i odległość jej od przodka mogą być środkami do regulowania ciśnienia w przodku. A więc dla zwiększenia ciśnienia w przodku należy zmniejszyć szczelność podsadzki lub zwiększyć jej odległość od przodka.

Podobną rolę jak podsadzka odgrywa również obudowa wyrobiska. Przejmując na siebie część obciążenia stropu przyczynia się ona do zmniejszenia q w wyżej wyprowadzonych wzorach.

Przez umiejętne wykorzystanie ciśnienia eksploatacyjnego do urabiania osiąga się zwiększenie wydajności i zmniejszenie do minimum zużycia

materiałów wybuchowych. W poszczególnych przypadkach przez odpowiednie wykorzystanie ciśnienia daje się nawet uniknąć w ogóle użycia materiałów wybuchowych.

Z chwilą gdy nastąpi załamanie stropu, będziemy mieli przy posuwaniu się przodka inne warunki przedstawione na rys. 13, gdzie warstwa stropowa A tworzy *wspornik*.

Dla tego przypadku wartość momentu w płaszczyźnie ściany ($x = 0$) wynosi

$$M_{x=0} = -\frac{q \cdot l^2}{2} \quad [57]$$

Warunek ten umożliwia oznaczenie nieokreślonej dotychczas wielkości kąta ψ we wzorach [54], [55] i [56]. Dla $x = 0 \dots \eta_1 = \eta = 1$, a więc z [55] i [57]

$$M_{x=0} = \frac{q \cdot l \cdot L}{2 \cdot \pi} = \frac{k \cdot L^3 \cdot \operatorname{tg} \psi}{4 \cdot \pi^3} = -\frac{q \cdot l^2}{2}$$

Po obliczeniu z tego równania $\operatorname{tg} \psi$ i wstawieniu do [54], [55], [56] otrzymujemy

$$\sigma = -q \cdot \left(1 + \frac{2 \cdot \pi \cdot l}{L} \cdot \eta_2 + \frac{\pi^2 \cdot l^2}{L^2} \cdot \eta_1 \right) \quad [58]$$

$$M = -q \cdot l \cdot \left[\frac{L}{\pi} \cdot (\eta - \eta_2) + \frac{l}{2} \cdot \eta \right] \quad [59]$$

$$Q = -q \cdot l \cdot \left[\eta_1 - \frac{\pi \cdot l}{L} \cdot (\eta - \eta_2) \right] \quad [60]$$

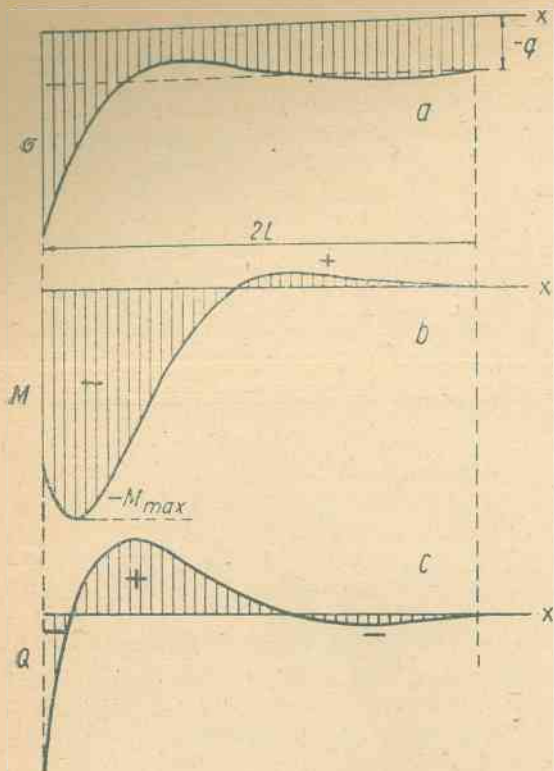
Wykreślone na podstawie tych równań krzywe przedstawiono na rys 15 i 16, przy czym obok siebie zestawiono wykresy dla identycznych warunków w przypadku fali długiej (w stropie piaskowcem) i fali dwa razy krótszej (łupki). Krzywe te posuwają się w miarę postępu eksploatacji, dając ruchomą falę ciśnienia.

Jak widzieliśmy w poprzednich wywodach, *długość fali* $2L$ [32] jest funkcją E , I i k , a więc jest wielkością charakterystyczną zarówno dla skał stropowych, jak i dla samego pokładu. *Jest ona większa w przypadku zalegania piaskowca w stropie pokładu węgla* ($2L = 20$ do 30 do 40 i więcej metrów), a to ze względu na dużą jego sztywność, a *mniej* w przypadku stropu łupkowego ($2L = 12$ do 15 i więcej metrów).

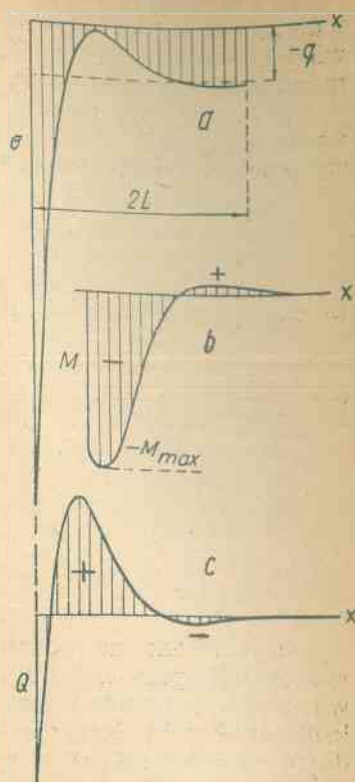
Jak wynika z równań [58], [59] i [60] oraz z wykresów (rys. 15 i 16), *im dłuższa jest fala, tym mniejsze ciśnienie* ($-\sigma$) *występuje w przodku pokładu, ale jednocześnie większy jest maksymalny moment podporowy*. ($-M_{\max}$). Tym się też tłumaczy okoliczność, że urabianie węgla pod stropem łupkowym (fala krótka) *jest łatwiejsze aniżeli pod piaskowcem i wymaga mniejszej ilości materiałów wybuchowych*.

Poza tym skutek dużego ciśnienia w przodku pod łupkiem węgiel zostaje prędzej odprężony, a skutek tego *w celu wykorzystania ciśnienia eksploatacyjnego wskazany jest możliwie szybki postęp przodka, zwłaszcza pod stropem łupkowym*. Pod piaskowcem odprężenie przebiega wolniej, dlatego też możliwe jest tu zwolnienie postępu przodka bez większego uszczerbku dla urabialności węgla.

Wykorzystanie ciśnienia w przodku jako środka ułatwiającego urabianie, stosowane jest głównie przy eksploatacji pokładów mniejszej grubości, gdyż przy wybieraniu pokładów grubych zachodzi niebezpieczeństwo odrywania się brył węgla z górnych części przodka i ścian. Toteż przy eksploatacji pokładów grubych należy unikać nadmiernego ciśnienia względnie wykorzystać je tylko w małym stopniu.

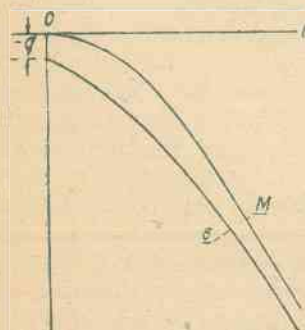


Rys. 15. Wykres naprężeń *a*, momentów *b*, sił poprzecznych *c* przy dużej długości fali ciśnienia



Rys. 16. Wykresy naprężeń *a*, momentów *b* i sił poprzecznych *c* przy małej długości fali ciśnienia

Jeżeli pokłady wybiera się w ten sposób, że warstwa stropowa *A* (rys. 13) tworzy nad przodkiem wspornik, ciśnienie w pokładzie oraz maksymalny moment będą tym większe, im większa jest długość wspornika *l*. Zależność σ [58] i *M* [59] od długości *l* pokazano na rys. 17.



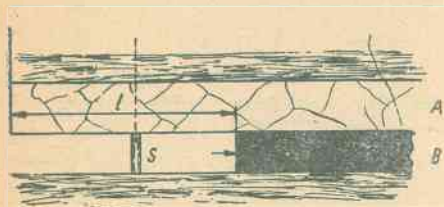
Rys. 17. Wykres zależności σ i *M* od długości *l* wspornika

W miarę zwiększania się *l* zwiększają się naprężenia i w pewnej chwili musi nastąpić załamanie się stropu wzdłuż przodka. Ponieważ zawał sięgający aż do przodka przedstawia duże niebezpieczeństwo dla pracujących w nim ludzi, a z drugiej strony przerywa ciągłość pracy, gdyż do zawalonego wyrobiska dostęp jest niemożliwy, przeto dla uniknięcia zawałów wzdłuż przodka stawia się w pewnej od niego odległości mocną obudowę *S* (stosy, organy), poza którą sztucznie wywołuje się załamanie stropu (jego zarabowanie) i tym samym zmniejsza długość *l* (rys. 18). Ten sposób eksploatacji można

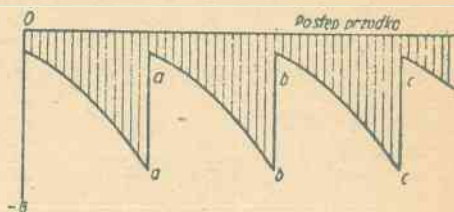
stosować przy niezbyt mocnych skałach stropowych. Przy stropie bardzo

mocnym podpora S zostanie zgnieciona, zawał zaś obejmie całą wybraną przestrzeń aż do przodka.

Takie periodyczne załamania stropu wywołują w przodku nagły spadek ciśnienia ($-\sigma$), które przy dalszym jego posuwaniu się ponownie



Rys. 18. Wywoływanie załamania stropu poza mocną obudową S



Rys. 19. Przebieg ciśnienia w przodku przy okresowym załamaniu się stropu

wzrasta do chwili następnego załamania itd. Przebieg ciśnienia w przodku przy zastosowaniu takiego sposobu wybierania pokładu przedstawiono na wykresie rys. 19, w którym gwałtowne spadki aa , bb , cc odpowiadają chwilom załamania stropu. Mamy więc tu zjawisko odmienne od tego, jakie występuje przy zastosowaniu sposobu wybierania przedstawionego na rys. 14, gdzie przy jednakowej prędkości postępu przodka mamy w nim stałe jednakowe ciśnienie.

Odpowiednio do zmian ciśnienia w przodku (rys. 19) zmieniać się będą warunki urabialności pokładu oraz zużycie materiałów wybuchowych (rys. 20).

Obudowa wyrobiska eksploatacyjnego lub zastosowanie ściślej podszadki, która nie zapobiega załamaniu się stropu, są równoznaczne z odpowiednim zmniejszeniem obciążenia q wspornika l (rys. 13) przy zachowaniu pierwotnego obciążenia q nad pokładem. Usunięcie obudowy, odwrotnie, jest równoznaczne ze zwiększeniem obciążenia wspornika. Na tym właśnie polega sztuczne wywoływanie załamania stropu (jego rabunku) w przestrzeni wybranej lub jej części poza odpowiednio mocną obudową S (rys. 18) przez wyjęcie obudowy (jej wyrabowanie). Innym środkiem do wywołania lub przyspieszenia zawału jest wiercenie otworów w stropie i ich odstrzelanie.

Tak więc załamanie lub zawałenie się stropu w przestrzeni wybranej wywołuje spadek ciśnienia w sąsiedniej caliznie.

W przypadku gdy strop nad wyrobiskiem tworzy wspornik, czas, a więc i prędkość posuwania się przodka, wywierają taki sam wpływ na łatwość utrzymania stropu, jak i w przypadku gdy oparty jest on na dwóch caliznach. Mianowicie z biegiem czasu obudowa wyrobiska jest ściskana, strop coraz bardziej się ugina i wywołuje coraz większy moment podporowy prowadząc w konsekwencji do łatwiejszego załamania stropu.

Środkami do regulowania ciśnienia w przodku, gdy strop tworzy wspornik, są: prędkość postępu przodka i utrzymywanie linii zawału na odpowiedniej odległości od przodka.

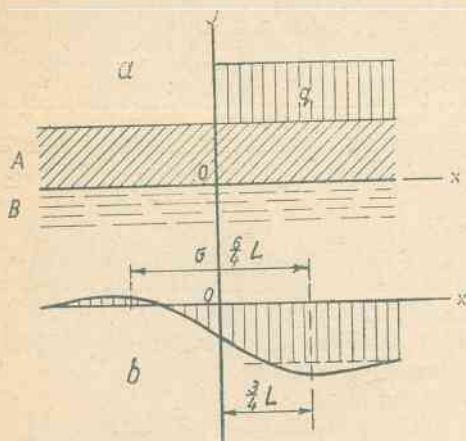


Rys. 20. Zużycie materiału wybuchowego przy okresowym załamaniu się stropu (Urban)

Im większa jest prędkość posuwania się przodka (mniejsze jego odprężenie) i im na większej od niego odległości znajduje się zawał, tym większe ciśnienie występuje w przodku.

4. WYCISKANIE SPĄGU

Przyjmując dla uproszczenia, że na warstwę spągową A (rys. 21a), spoczywającą na sprężystym podłożu B, działa równomierne obciążenie q calizny pokładu, otrzymamy na podstawie [40] i [41] wykres naprężeń pionowych (rys. 21b), analogicznie jak na rys. 10.

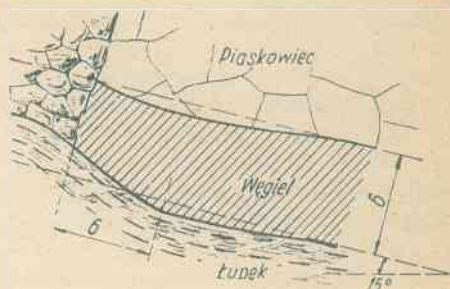


Rys. 21. Naprężenia występujące w spągu pokładu

Naprężenia te wywołują odpowiednie ugięcia warstwy spągowej i jej odkształcenia, które zgodnie z przyjętym założeniem są proporcjonalne do nacisku względnie do występujących naprężeń pionowych [7]. Kształt ugięcia się warstwy spągowej A musi więc być podobny do krzywej naprężeń, co potwierdzają również obserwacje w kopalni (rys. 22). Odkształcenie warstwy spągowej powoduje wgniatanie pokładu do spągu w pewnej odległości ($\frac{3}{4}L$) od krawędzi calizny

i przeciwnie wyciskanie spągu w wyrobisku i na krawędzi calizny.

Odkształcenia spągu są tym większe i tym mniejszą obejmują przestrzeń, im krótsza jest właściwa danym skalom fala. A więc są one większe w przypadku zalegania w spągu pokładu, łupku dzięki pewnej jego plastyczności i mniejsze przy piaskowcu (dłuższa fala). Z kształtu krzywej odkształcenia spągu można wnioskować o długości fali. Tak np. na rys. 22 odległość krawędzi calizny od miejsca największego wciśnięcia pokładu w spąg wynosi około 6 m. Odległość ta w danym przypadku (przy długości obciążenia $2l \geq 4L$) powinna wynosić $\frac{3}{8}$ długości fali ($\frac{3}{4}L$), a wskutek tego mamy tu w przybliżeniu długość fali



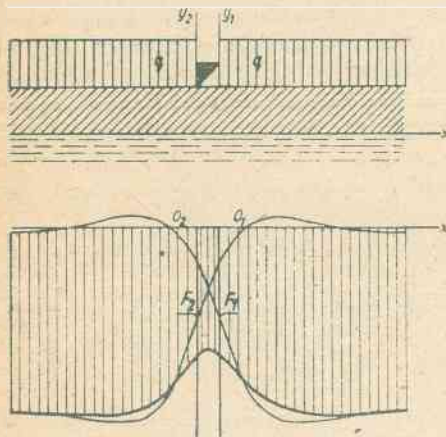
Rys. 22. Wyciskanie spągu w kopalni Modrzejów (Urban)

$$2L = \frac{6 \cdot 8}{3} = 16 \text{ m}$$

Wyciskanie spągu powoduje podniesienie do góry krawędzi calizny, a więc i dźwignięcie w tym miejscu stropu. Przyczynia się ono do zwiększenia skutków ciśnienia stropu na przodek, wlecząc za sobą dolną część pokładu, otwiera szczeliny łupliwości i kruszy węgiel. Wyciskanie spągu

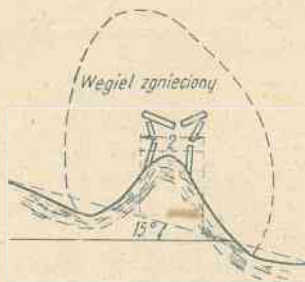
jest więc zjawiskiem sprzyjającym urabialności węgla. Z drugiej jednak strony ułatwia ono jego odprężenie w przodku, a wskutek tego dla wykorzystania zjawiska wyciskania spągu przy urabianiu należy zastosować odpowiednio szybki postęp przodka.

Wyciskanie spągu, zwłaszcza plastycznego, przejawia się również przy prowadzeniu chodników, przy czym zachodzi tu zjawisko sumowania się rzędnych fal ciśnienia F_1 i F_2 , wywołanych caliznami z obu stron chodnika (rys. 23). Analogiczny kształt wykazuje wyciskanie spągu chodników



Rys. 23. Naprężenia występujące w spągu chodnika

w kopalniach (rys. 24). W celu utrzymania chodników zachodzi potrzeba przybrania spągu i przebudowy. Zwykle po jedno- lub parokrotnym przybieraniu skały się uspokajają i chodnik przez dłuższy czas nie wy-



Rys. 24. Wyciskanie spągu chodnika w kopalni Modrzejów (Urban)

maga przebudowy. Jeżeli sposób ten nie skutkuje, wskazane jest drążyć chodnik o większym przekroju i pozwolić mu się zacisnąć do przekroju mniejszego. Przy większej szerokości chodnika wielkość wyciskania spągu jest mniejsza, a wobec tego dla zmniejszenia wyciskania spągu może być wskazane prowadzenie chodnika szerszym przodkiem i częściowe podszalenie go wzdłuż boków.

Jeżeli obok zaciśniętego chodnika drążony jest nowy chodnik, to — jak wykazuje doświadczenie — drugi ten chodnik utrzymuje się zwykle lepiej od pierwszego, trzeci zaś lepiej od drugiego. W ten sposób w drugim lub trzecim chodniku można uniknąć wyciskania spągu.

Oprócz zjawiska wyciskania spągu obserwuje się również jego zsuwanie się w kierunku upadu, wskutek czego narażona jest najbardziej ściana chodnika od strony wzniesienia. Jest to jedna z przyczyn, że zwykle utrzymanie pochyłń jest łatwiejsze aniżeli chodników prowadzonych po rozciągłości.

IV. TEORIA „SKLEPIENIA CIŚNIENIÓW“

Teoria sklepienia ciśnień opiera się na przyjęciu, że dokoła wyrobiska tworzy się rodzaj naturalnego sklepienia, które przenosi ciężar wyżej zalegających warstw na boki wyrobiska, skały natomiast wewnątrz sklepie-

nia są pozbawione naprężeń i z biegiem czasu mogą oderwać się od skał otaczających i całą swą masą obciążyć obudowę wyrobiska. Dlatego też Protodiakonow, jeden ze stronników tej teorii, zaleca przy obliczaniu obudowy przyjmować całkowity ciężar skał wewnątrz sklepienia, którego wysokość według Protodiakonowa zależy od wytrzymałości skał.

Jak wynika z teoretycznych wywodów Sałustowicza (1945), w wielu przypadkach, zwłaszcza przy dużej szerokości wyrobisk, znaczne partie stropu i spągu znajdują się pod działaniem naprężeń rozciągających, na które skały są na ogół mało wytrzymałe, a przeto ich struktura w tych strefach ulega zniszczeniu, kawałki zaś skał odpadają i przekrój wyrobiska przyjmuje samoczynnie inny, bardziej wytrzymały kształt. Jak się okazuje, *najkorzystniejszą formą wyrobiska jest elipsa, której stosunek średnic (pionowej i poziomej) odpowiada stosunkowi odpowiednich naprężeń w skałach nienaruszonych (wzór [5])*

$$\frac{a}{b} = \frac{\sigma_z}{\sigma_x} = \frac{1}{\mu} - 1 = m - 1 \quad [61]$$

Przy zachowaniu tego warunku wielkość naprężeń na całym obwodzie przekroju jest jednakowa i wynosi $\sigma_z + \sigma_x$.

Na małych głębokościach elipsa ta ma kształt wydłużony w kierunku pionowym, gdyż liczba m jest duża; w miarę wzrastania głębokości przybiera ona kształt coraz bardziej zbliżony do koła, gdyż liczba m zdąża do 2 (tzn. $\mu = 0,5$).

Formy pośrednie nie muszą być elipsami, ale wszystkie będą się mieścić między pierwotnym kształtem wyrobiska a wymienioną elipsą. Pierwszą formą elipsy, do przybrania której zdążyć będzie wyrobisko samoczynnie, jest elipsa, w której znikają naprężenia rozciągające w stropie i spągu. Stosunek jej średnic określa równanie

$$\frac{a}{b} = \frac{1}{2} \left(\frac{\sigma_z}{\sigma_x} - 1 \right) = \frac{m - 2}{2} \quad [62]$$

Dla tego przypadku naprężenia cisnące na bocznych ścianach wyrobiska mają wyższą wartość i wynoszą

$$(\sigma_z + \sigma_x) \cdot \frac{m}{m - 2}$$

Jak z powyższego wynika, *wielkość naprężeń na obwodzie wyrobiska nie jest zależna od wielkości przekroju, lecz od jego kształtu.*

Sklepienie otaczające strefę odprężoną powstaje nie tylko dookoła wyrobisk chodnikowych (rys. 2), lecz i dookoła wyrobisk eksploatacyjnych i to zarówno przy wybieraniu pokładu z zawałem, jak i z zastosowaniem podsadzki.

Przy eksploatacji z podsadzką, a więc przy eksploatacji z ugięciem się stropu, nad całą wybraną przestrzenią tworzy się główne sklepienie ABC (rys. 25), obejmujące pierwotną strefę odprężoną, w której powstają spękania skały.

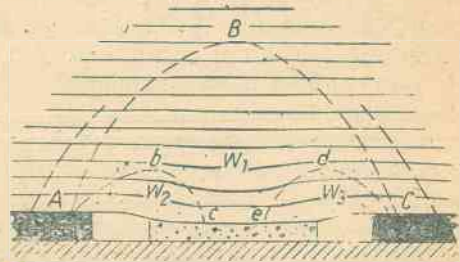
Poza tym każda sprężysta warstwa osiada oddzielnie, między nimi zaś tworzą się puste przestrzenie W (według terminologii niemieckiej próżnie Webera), będące miejscem gromadzenia się gazów w skałach stropowych.

W miarę zwiększania się wybieranej przestrzeni odprężone warstwy skał osiadają na podsadźce i zostają ponownie sprasowane, nabierając ponownie pewnego naprężenia.

W ten sposób pierwotna strefa odprężona stopniowo zanika, powstają natomiast wtórne strefy odprężone Abc i Cde (rys. 25) między przodkiem a ściśniętą podsadzką.

Na wytworzenie strefy odprężonej, a więc i sklepienia, potrzeba pewnego czasu. Przy zwolnieniu postępu przodka skały zostają odprężone na większej przestrzeni, a wobec tego sklepienie sięga dalej w głąb calizny.

W przypadku wybierania z zawalem występuje podobne zjawisko, gdyż zawał przybiera kształt sklepienia (rys. 26) powodując równocześnie tzw. *samopodsadzanie*. Ponieważ odłamki skał zajmują większą objętość aniżeli skała w caliznie, przeto objętość próżni pozostającej między zawaliskiem a sklepieniem będzie mniejsza aniżeli przestrzeń wybrana. Z czasem wskutek obecności tej próżni zawał rozszerza się na większą wysokość, tworząc nowe sklepienie, a przestrzeń objęta zawałem jeszcze bardziej się zwiększa. Trwa to do czasu, kiedy objętość odłamków skały staje się taka sama, jak ob-



Rys. 25. Sklepienie ciśnień nad wyeksploatowaną i podsadzoną częścią pokładu



Rys. 26. Sklepienie ciśnień przy eksploatacji z zawalem



Rys. 27. Zachowanie się skał stropowych przy eksploatacji z zawalem

jętość sklepienia razem z wybranym pokładem. W dalszym ciągu pod wpływem ciśnienia skał nadległych utworzone zawalisko zaczyna być zgniatanie i uszczelniane, a zalegające nad nim skały wyginają się i osiadają.

Największe ugięcie skał jest w bezpośrednim sąsiedztwie z zawaliskiem, toteż tworzą się tu spękania oraz próżnie Webera W (rys. 27). Powodują one, że każda następna warstwa ugina się coraz mniej oraz że wyżej położone spękania i próżnie są coraz mniejsze. Na pewnej wysokości ani spękania, ani próżnie już się nie tworzą, a ugięcie warstw następuje bez zwiększenia objętości, podobnie jak to zachodzi w skałach plastycznych.

Tak więc nad wybranym pokładem (rys. 27) występują 3 strefy:

strefa zawалу Z

strefa spękań S

strefa ugięcia plastycznego U

W przypadku stosowania podsadzki unika się strefy zawalu, występuje tu natomiast strefa spękań i strefa ugięcia. Im szczelniejsza jest podsadzka, tym do mniejszej wysokości sięga strefa spękań.

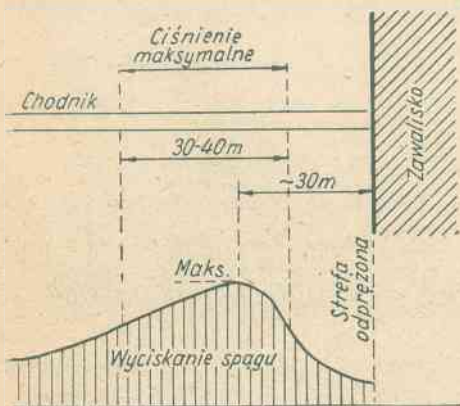
Przy eksploatacji pokładów węgla kamiennego z zawalem łączna wysokość strefy zawalu i spękań wynosi około 8-krotnej grubości pokładu. Przy zastosowaniu podsadzki strefa ugięcia znajduje się na znacznie mniejszej wysokości nad pokładem, a przy wyjątkowo szczelnej podsadzce płynnej można nawet w ogóle uniknąć strefy spękań. Powoduje to, że przy eksploatacji z zawalem tworzy się większa strefa odprężona i bardziej strome sklepienie, ciśnienie zaś eksploatacyjne przenosi się dalej w głąb calizny. Przy eksploatacji z podsadzką sklepienie jest bardziej płaskie, a ciśnienie koncentruje się bliżej przodka.

Wskutek przenoszenia się z biegiem czasu ciśnienia przez sklepienie w głąb calizny (zwłaszcza w przypadku eksploatacji z zawalem) największe ciśnienie w pokładzie występuje nie w bezpośrednim sąsiedztwie z zawalem, lecz w pewnej od niego odległości. Za ilustrację tego zjawiska mogą posłużyć obserwacje przeprowadzone przez Urbana na kopalni Modrzejów.

Przy prowadzeniu chodników w kierunku starych zrobów (rys. 28) obserwowano wyciskanie spągu, które nie było jednakowe na całej długości chodników. Mianowicie w odległości około 30 m od zawaliska wyciskanie spągu było największe, a więc występowało tu największe ciśnienie. Przeciwnie w pobliżu starych zrobów ciśnienie było nawet mniejsze od normalnego.

W strefie odprężonej najbliższej zawaliska węgiel był pokruszony i odgazowany, strop spękany, pokład zgnieciony i zmniejszona jego grubość. W strefie „ciśnięć maksymalnych“ skoncentrowane było ciśnienie sklepienia. Występowały tu częste i silne tąpnięcia z równoczesnym wydzielaniem się metanu i pyłu węglowego, jak również liczne ognie w czasie

W strefie odprężonej najbliższej zawaliska węgiel był pokruszony i odgazowany, strop spękany, pokład zgnieciony i zmniejszona jego grubość. W strefie „ciśnięć maksymalnych“ skoncentrowane było ciśnienie sklepienia. Występowały tu częste i silne tąpnięcia z równoczesnym wydzielaniem się metanu i pyłu węglowego, jak również liczne ognie w czasie



Rys. 28. Ciśnienie w sąsiedztwie starych zawalonych zrobów

sie późniejszej eksploatacji. W miejscach gdzie wskutek sąsiedztwa starych zrobów z dwóch stron sumowały się wywołane przez nie ciśnienia eksploatacyjne, późniejsze wybieranie węgla było bardzo utrudnione i z konieczności zostawiono tu niewybrane części pokładu. Nie było natomiast tępnię zarówno w strefie odprężonej, jak i poza strefą ciśnięć maksymalnych.

Obie teorie — „fali ciśnięć“ i „sklepienia ciśnięć“ — uzupełniają się nawzajem. Można nawet przyjąć, że zjawiska fali i sklepienia występują jednocześnie, przy czym w przypadku eksploatacji złóż zalegających po-

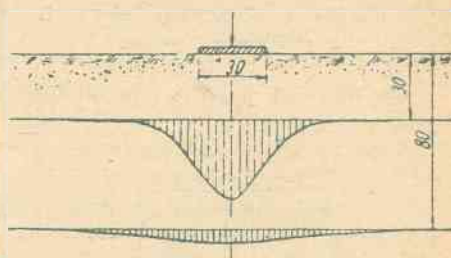
śród skał bardzo mocnych (systemy komorowe), jak również w przypadku eksploatacji z zawałem, gdy ten sięga aż do calizny (np. systemy zabierkowe), przeważają zjawiska sklepienia ciśnień. Jeżeli natomiast eksploatacja prowadzona jest pośród skał uwarstwionych lub plastycznych z ugięciem się stropu nad już wybraną przestrzenią względnie jeżeli pokład wybiera się z zawałem tak, że strop ponad przodkiem tworzy wspornik, wówczas przeważają zjawiska fali ciśnień (systemy ubierkowe).

V. WPLYW FILARÓW POZOSTAWIONYCH W POKŁADZIE

1. WPLYW POJEDYNCZEGO FILARU

Pozostawienie przy eksploatacji resztek pokładu (np. filarów oporowych, filarów ochronnych itp.) powoduje w nich ogromny wzrost naprężeń wskutek sumowania się ciśnień eksploatacyjnych, co w dużym stopniu utrudnia wybieranie tych resztek. Wzrost ciśnienia obserwuje się również i w wyżej leżących niewybranych pokładach, a mianowicie w tych ich częściach, które przypadają poza strefą odprężoną sklepienia. Z drugiej strony pozostawione filary przenoszą wywierany na nie nacisk na leżące pod nimi części górotworu, powodując również nadmierny wzrost naprężeń.

Na rys. 29 wykreślono krzywe ciśnienia dla różnej głębokości na podstawie doświadczeń przeprowadzonych w Pensylwanii z warstwą piasku obciążoną płytą 30×30 cm. Powstaje tu na



Rys. 29. Krzywe ciśnienia na różnej głębokości

rozmaitych głębokościach fala ciśnień o różnej długości. W miarę oddalania się od miejsca obciążonego maleje ciśnienie (amplituda fali) i rozkłada się na większej powierzchni (wzrasta długość fali).

Opierając się na wywodach teoretycznych Sałustowicz przyszedł (1946) do wniosku, że w przypadku pozostawienia długiego filaru, o szerokości AB (rys. 30) miejscem geometrycznym równych naprężeń, zarówno normalnych jak i stycznych, wywołanych przez obciążenie tego filaru jest koło opisane na cięciwie AB , przy czym

największe naprężenie normalne

$$\sigma_{\max} = -q \cdot \frac{\alpha + \sin \alpha}{\pi} \quad [63]$$

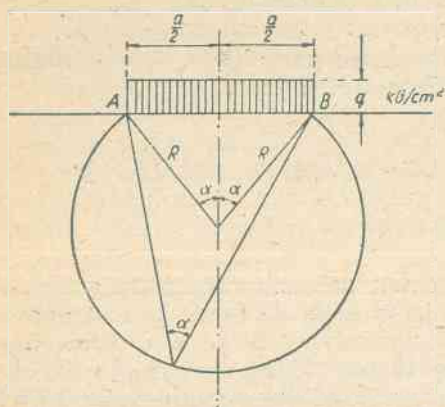
najmniejsze naprężenie normalne

$$\sigma_{\min} = -q \cdot \frac{\alpha - \sin \alpha}{\pi} \quad [64]$$

największe naprężenie styczne

$$\tau_{\max} = q \cdot \frac{\sin \alpha}{\pi} \quad [65]$$

gdzie: q — wielkość jednostajnego obciążenia filaru na jednostkę powierzchni,
 α — wielkość kąta obwodowego opartego na cięciwie AB .



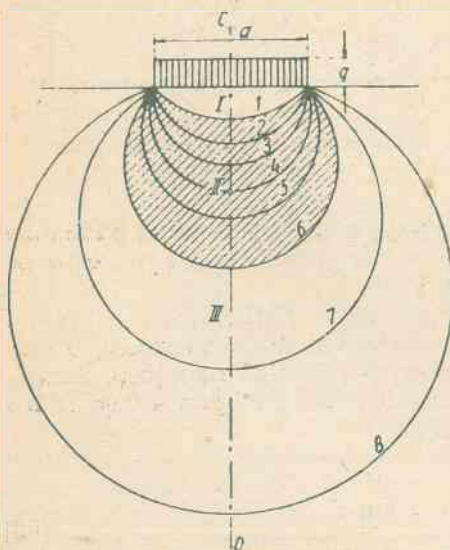
Rys. 30. Miejsce geometryczne równych naprężeń

Jak wynika z rys. 30, promień koła opisanego na cięciwie AB wynosi

$$R = \frac{a}{2 \sin \alpha} \quad [66]$$

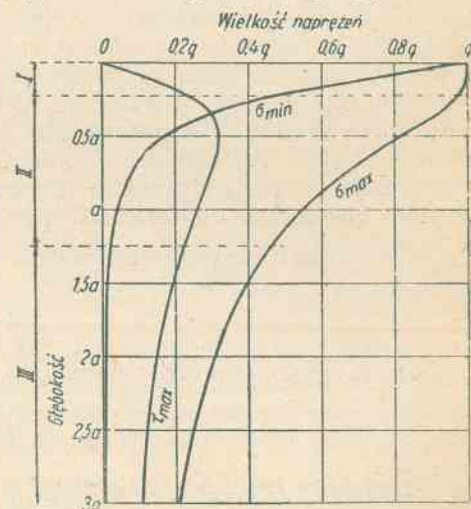
gdzie a — szerokość filaru.

Na rys. 31 wykreślono szereg kół odpowiadających podanym przy tym rysunku wielkościom naprężeń w stosunku do obciążenia q . Przy wykreślaniu tych kół przyjmowano



	1	2	3	4	5	6	7	8
σ_{max}/q	0,975	0,903	0,818	0,707	0,609	0,475	0,326	0,220
σ_{min}/q	0,525	0,298	0,181	0,097	0,058	0,025	0,007	0,002
τ_{max}/q	0,225	0,303	0,318	0,303	0,275	0,225	0,160	0,109

Rys. 31. Koła jednakowych naprężeń



Rys. 32. Rozkład naprężeń w linii pionowej pod środkiem filaru

za α różne wartości od 0 do π i obliczano wielkość promienia R [66] oraz naprężeń normalnych [63], [64] i stycznych. Rozkład naprężeń w linii pionowej CD przechodzącej przez środek filaru widać na rys. 32.

Ze względu na wielkość i wzajemny stosunek naprężeń można pod filarami wyróżnić trzy strefy (rys. 31 i 32):

I strefa położona w najbliższym sąsiedztwie filaru o kształcie odcinka koła, w której występują ze wszystkich stron bardzo duże, ale mało różniące się między sobą ciśnienia normalne.

II strefa o kształcie półksiężyca, w której normalne naprężenia są mniejsze niż w I strefie, a naprężenia styczne najwyższe. Jest to strefa największego wyteżenia materiału powodującego pęknięcia i szczeliny.

III strefa zajmuje resztę obszaru i cechuje się niedużą wartością naprężeń tak normalnych, jak i stycznych.

Dla głębokości przekraczających szerokość filaru a podane wyżej wzory [63] i [65] można znacznie uprościć, przyjmując zamiast $\sin \alpha$ wartość kąta α (w radianach) lub α^0 (w stopniach):

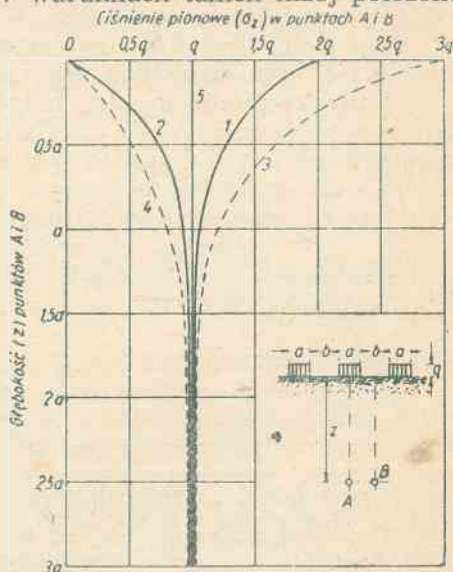
$$\sigma_{\max} = -2q \cdot \frac{\alpha}{\pi} = -q \cdot \frac{\alpha^0}{90} \quad [67]$$

$$\tau_{\max} = q \cdot \frac{\alpha}{\pi} = q \cdot \frac{\alpha^0}{180} \quad [68]$$

2. WPŁYW WYBRANIA POKŁADU PASAMI

W niektórych przypadkach, np. dla utrzymania skał stropowych, wybiera się pokład pasami przy pozostawieniu między nimi filarów oporowych również w postaci pasów. W warunkach takich niżej położone wyrobiska oraz pokłady są narażone na dodatkowe ciśnienia. W dowolnej płaszczyźnie poziomej największe ciśnienia występują wtedy wzdłuż linii pionowych pod środkami filarów, najmniejsze zaś pod środkami pasów wybranych. Odpowiednie naprężenia można obliczyć dla dowolnego rozmieszczenia pasów przy pomocy wzorów Sałustowicza, np. wzorów uproszczonych [67] i [68], i sumy wpływów poszczególnych filarów. W przypadku wybrania pokładu pasami o szerokości b i pozostawienia filarów o szerokości a obciążenia q tych ostatnich skałami wyżej zalegającymi jest $(a+b):a$ razy większe aniżeli obciążenie pokładu nienaruszonego.

Na rys. 33 przedstawiono wykres naprężeń pionowych pod środkami filarów (punkt A) oraz pod środkami pasów wybranych (punkt B) przy stosunkach $a:b=1:1$ (straty przy eksploatacji 50%) oraz $a:b=1:2$ (straty 33%). Jak wynika



Rys. 33. Wykres naprężeń pionowych σ_z pod pokładem wybranym pasami
1 — w punkcie A przy $a:b=1:1$, 2 — w punkcie B przy $a:b=1:1$, 3 — w punkcie A przy $a:b=1:2$, 4 — w punkcie B przy $a:b=1:2$, 5 — w skałach nienaruszonych

z tego wykresu, już na niedużej stosunkowo odległości od pokładu wyeksploatowanego pasami następuje wyrównanie ciśnienia w punktach A i B, czyli zanika wpływ pozostawionych pasów. Za granicę wpływu pozostawionych pasów, jak to wynika z rys. 33, można przyjąć odległość równą 1,5 szerokości filarów przy 50 % strat jako też — 2 — 2,5 szerokości filarów przy 33 % strat.

Tak np. przy odległości 60 m między pokładami wpływ eksploatacji górnego pokładu pasami nie wpłynie na rozkład ciśnienia w pokładzie dolnym, jeżeli szerokość pozostawionych filarów nie przekracza 40 m (przy stosunku $a : b = 1 : 1$), względnie 24 — 30 m (przy $a : b = 1 : 2$). W przypadku pozostawienia filarów o większej szerokości pokład dolny objęty będzie strefami wzmoczonego ciśnienia pod filarami oraz strefami poślizgów i spękań pod wybranymi pasami.

VI. WŁASNOŚCI MECHANICZNE SKAŁ

1. SPRĘŻYSTOŚĆ, PLASTYCZNOŚĆ I WYTRZYMAŁOŚĆ

Gdy na ciało stałe działa układ sił (obciążenie), to pod ich wpływem zmienia ono swą postać geometryczną, czyli odkształca się. Siły zewnętrzne wykonują przy tym pracę zamieniającą się w potencjalną energię odkształcenia. Jeżeli naprężenia wywołane tymi siłami nie przekraczają pewnych wartości (tzw. granicy sprężystości lub granicy proporcjonalności), to po usunięciu obciążenia ciało wraca w większym lub mniejszym stopniu do swej postaci pierwotnej i oddaje nagromadzoną energię. Tę własność ciał nazywamy *sprężystością*.

Stan ciała, przy którym wartość naprężeń nie przekracza granicy sprężystości, określamy jako *fazę sprężystą*.

Po przekroczeniu granicy proporcjonalności materiał ulega odkształceniom nieodwracalnym — trwałym. Następuje to często nawet przy niezmiennym obciążeniu. Jest to *faza plastyczna*.

Gdy odkształcenia plastyczne przekroczą pewną charakterystyczną dla danego materiału wartość krytyczną, zaczyna on pękać lub rozsypywać się. Stan ten w odniesieniu do skał określamy jako *fazę spękania*.

Tak więc, zależnie od stanu naprężeń, wyróżnić należy trzy stany skał:

- fazę sprężystą,
- fazę plastyczną,
- fazę spękania.

Zależność między naprężeniem σ a odkształceniem (λ/l) może być przedstawiona wykreślnie. Dla przypadku najprostszego (ciało idealnie



Rys. 34. Zależność między odprężeniem a odkształceniem u ciał idealnie plastycznych

plastyczne) zależność tę przedstawiono na rys. 34. Od punktu O do A (faza sprężysta) w miarę zwiększania naprężeń wzrastają odkształcenia. Po osiągnięciu naprężenia σ_1 (granica plastyczności, która pokrywa się wtedy z granicą sprężystości) ciało odkształca się z ϵ_1 do ϵ_2 bez zwiększania tego

naprężenia (faza plastyczna); po przekroczeniu odkształcenia ε_2 następuje zniszczenie struktury ciała (faza spękania).

W przypadku skał zależność między σ i λ/l może w większym lub mniejszym stopniu odbiegać od obrazu przedstawionego na rys. 34, niemniej jednak w każdym materiale można wyróżnić granicę wytrzymałości σ_1 , wielkość odkształceń sprężystych ε_1 oraz wielkość odkształceń trwałych od ε_1 do ε_2 . Zależnie od tych wielkości, skały można ująć w trzy następujące grupy:

Skały kruche odznaczające się niską granicą wytrzymałości i minimalną zdolnością odkształcania się; przeważa w nich faza spękania. *Skały plastyczne*, które po przekroczeniu granicy plastyczności mogą podlegać dużym odkształceniom trwałym; na ogół posiadają one niską wytrzymałość; przeważa tu więc faza plastyczna.

Skały mocne; wysoka granica wytrzymałości, większa lub mniejsza zdolność do odkształceń sprężystych i zwykle nieduża zdolność do odkształceń trwałych; przeważa w nich faza sprężysta.

Jedna i ta sama skała, zależnie od warunków, może zachowywać się jako krucha lub jako plastyczna. W warunkach kopalnianych głównymi czynnikami wpływającymi na zachowanie się skał są stan napięcia i prędkość odkształceń. Trójwymiarowy stan napięcia i powolne odkształcanie sprzyjają przejściu materiału w stan plastyczny.

2. FAZA SPREŻYSTA

W fazie sprężystej zależność odkształceń od naprężeń dla wielu ciał jest liniowa. Jest to tzw. prawo Hooke'a (czytaj Huka). Skały na ogół nie odpowiadają temu prawu, toteż w stosunku do nich stosować je można tylko w pewnym przybliżeniu.

Prawo Hooke'a może być wyrażone równaniem

$$\sigma = E \cdot \frac{\lambda}{l} \quad [69]$$

gdzie: σ — naprężenie, kg/cm^2 ,

λ/l — względne odkształcenie ciała o długości l , m,

E — moduł sprężystości (moduł Younga), kg/cm^2 .

Im większy jest moduł sprężystości, tym większa jest siła potrzebna (naprężenia) do wywołania odkształcenia i tym bardziej stromy przebieg ma odcinek OA (rys. 34).

Wartości modułu sprężystości dla różnych skał podano w tablicy 4. Wartości te zależą w dużym stopniu od naprężenia.

Im moduł sprężystości jest większy, tym sztywniejsza jest skała i tym mniej się ugina. Porównując z sobą wartości E różnych skał (tablica 4) widzimy, że w wielu przypadkach łupki posiada większy moduł sprężystości od piaskowca, co nie jest zgodne z obserwacjami w kopalniach węgla, gdzie warstwy łupku zachowują się jako typowo giętkie (według Bärtlinga warstwy łupku mogą się ugiąć bez załamania o 1,94 % swej długości), gdy tymczasem zdolność uginania się warstwy piaskowca jest znikoma. Wskazuje to, że własności skał w warunkach ciśnienia na dole są odmienne aniżeli w warunkach badań laboratoryjnych.

Potwierdzają to do pewnego stopnia również i badania laboratoryjne, z których wynika, że przy niskich naprężeniach łupki posiada wysoki

Skała	E kg/cm ² w tysiącach	Autor
Granit		
przy rozciąganiu przeciętnie	240	Hütte, Bach
przy ściskaniu przeciętnie	300	Hütte, Bach
Piaskowiec		
przy ściskaniu przeciętnie	80	Bach
Marmur		
przy ściskaniu przeciętnie	200	Bach
Skały formacji węglowej przy ciśnieniu $\sigma = 200$ kg/cm ²		
Piaskowiec		
Westfalia	330	Breyer (1929)
Górny Śląsk do uławicenia	510	Müller (1930)
Górny Śląsk ⊥ do uławicenia	380	Müller (1930)
Westfalia do uławicenia	401 — 461	Lowens (1933)
Westfalia ⊥ do uławicenia	401 — 451	Lowens (1933)
Lupek piaszczysty		
Westfalia do uławicenia	329	Lowens (1933)
Westfalia ⊥ do uławicenia	275	Lowens (1933)
Lupek ilasty		
Westfalia do uławicenia	637	Lowens (1933)
Westfalia ⊥ do uławicenia	547	Lowens (1933)
Górny Śląsk ogólnie	600 — 714	Müller (1930)
Górny Śląsk ⊥ do uławicenia	377	Gamba
Węgiel kamienny		
ogólnie	20 — 61	Gamba
Górny Śląsk pokład 504	24	Müller (1930)
Górny Śląsk pokład 507	57	Müller (1930)

moduł sprężystości, jednak wartość jego przy wyższych naprężeniach znacznie maleje. Piaskowiec zachowuje się odwrotnie, stąd zwłaszcza na większych głębokościach moduł sprężystości piaskowca może znacznie przewyższyć moduł sprężystości lupku.

Warunki, w jakich materiał zachowuje się jako ciało sprężyste, zależą od stanu napięcia. W przypadkach prostego jednokierunkowego rozciągania czy ściskania odpowiednie wartości graniczne naprężeń i odkształceń wyznacza się na drodze doświadczalnej (rys. 34). Przy dwu- lub trójwymiarowym stanie napięcia uciekamy się do tzw. hipotez wyteżeń, które określają warunek przejścia z fazy sprężystej do plastycznej bądź na podstawie największego naprężenia normalnego lub stycznego (ścinającego), bądź na podstawie krytycznej wielkości odkształceń, bądź też na podstawie krytycznej wielkości energii odkształcenia. Twórcą zasady tej trzeciej (najnowszej) grupy hipotez jest Huber.

W myśl hipotezy Hubera każde ciało zdolne jest zgromadzić w sobie pewną określoną ilość energii odkształcenia sprężystego, niezależnie od tego, czy ciało znajduje się w jedno-, dwu-, czy też w trójwymiarowym stanie napięcia. Wielkość tej energii krytycznej obliczamy na podstawie próby prostego jednokierunkowego ściskania, gdyż przekroczenie granicy plastyczności da się tu łatwo wyznaczyć.

Materiał znajduje się w fazie sprężystej, jeżeli

$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2 < 2k^2 \quad [70]$$

gdzie: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ — naprężenia główne w trzech do siebie prostopadłych kierunkach,

k — granica plastyczności przy obciążeniu jednokierunkowym (na rys. 34 $k = \sigma_1$).

Jeżeli po wykonaniu wyrobiska naprężenia w skałach nie przekraczają warunku sprężystości [70], największe ciśnienia (naprężenia obwodowe) występują na bocznych ścianach wyrobiska i stopniowo maleją w głębi calizny w miarę oddalania się od ścian. W piętrze i spodzie wyrobiska, zależnie od jego kształtu, występować mogą zarówno ciśnienia, jak i ciągnięcia.

3. FAZA PLASTYCZNA

Są ciała, jak np. granit, marmur, piaskowiec, żelazo lane itp., które przy próbie jednokierunkowego ściskania lub rozciągania nie dadzą się przeprowadzić w stan plastyczny, lecz pękają po przekroczeniu granicy wytrzymałości.

Doświadczenia Karmana z marmurem i piaskowcem dowiodły, iż każde ciało da się przeprowadzić w stan plastyczny, jeżeli poddamy je odpowiednio dużym ciśnieniom w trzech prostopadłych do siebie kierunkach i jeżeli przy tym przynajmniej jedno z naprężeń będzie się różnić od dwóch pozostałych.

Potrzebna do przejścia w stan plastyczny wielkość ciśnienia wszechstronnego oraz różnice ciśnień w trzech prostopadłych do siebie kierunkach są rozmaite dla różnych ciał. Im wielkość wszechstronnego ciśnienia jest większa, w tym doskonalszej postaci występuje faza plastyczna. Jeżeli chodzi o potrzebne różnice ciśnień (przy dostatecznie dużym ciśnieniu wszechstronnym, to spełniać one muszą warunek wypływający z hipotezy Hubera.

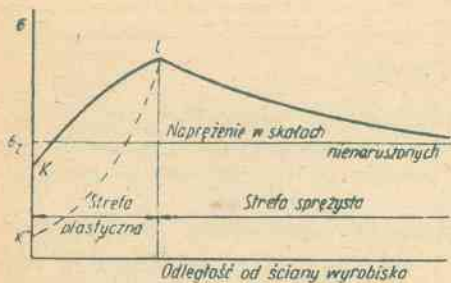
$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2 > 2k^2 \quad [71]$$

W warunkach skorupy ziemskiej istnieją okoliczności sprzyjające przejściu skał w stan plastyczny, gdyż poddane one są dużemu wszechstronnemu ciśnieniu. Jeżeli przy pewnych procesach geologicznych ciśnienie w którymkolwiek kierunku zwiększy się lub zmniejszy, wówczas rozpoczynają się plastyczne odkształcenia i ruch mas skalnych.

Podobne warunki istnieją również w sąsiedztwie wyrobisk górniczych, gdzie występuje trójwymiarowy stan napięcia. Na powierzchni ścian naprężenie prostopadłe do ściany jest równe zero (dwuwymiarowy stan napięcia). W warunkach takich skały kruche będą miały raczej tendencję do pęknięcia aniżeli do przejścia w stan plastyczny. Tendencja ta będzie jednak słabsza aniżeli przy zwykłej próbie ściskania, gdyż tylko jedno naprężenie ma tu wartość zerową, a nie dwa. W głębi calizny natomiast wszystkie trzy naprężenia są różne od zera, wobec czego istnieją warunki bardziej sprzyjające powstaniu fazy plastycznej. Z powyższego wynika, że nawet w skałach kruchych może istnieć na pewnej odległości od wyrobiska strefa plastyczna, podczas gdy w obszarze najbliższym do ścian wyrobiska skała będzie spękana.

Faza plastyczna cechuje się międzycząsteczkowym ruchem materiału wzdłuż pewnych powierzchni poślizgu. Ruch ten odbywa się kosztem nadmiaru energii, która nie może być przez ciało nagromadzona. Nadmiar ten zużywa się na pokonanie oporów wewnętrznych przy plastycznym ruchu masy ciała, który odbywa się w kierunku wyrobiska.

W związku z tym w strefie plastycznej Sałustowicz wyróżnia dwa rodzaje naprężeń: statyczne i dynamiczne, które w sumie dają naprężenia całkowite. Naprężenia całkowite wynikają z warunków równowagi; naprężenia statyczne odpowiadają tej ilości energii, jaka może być przez materiał zgromadzona; naprężenia dynamiczne odpowiadają nadmiarowi energii, który w materiale nie może być nagromadzony i z powodu nierównoważenia powoduje ruch materiału ku środkowi wyrobiska.



Rys. 35. Rozkład naprężeń statycznych w ścianie wyrobiska w obecności strefy plastycznej

zycznej — maleją. Na granicy obu stref, plastycznej (bliżej wyrobiska) i sprężystej (w głębi calizny) naprężenia obwodowe osiągają wartość największą. Linia graniczna między obu strefami jest więc linią maksymalnych naprężeń obwodowych, czyli linią sklepienia ciśnień.

4. FAZA SPEKAŃ

W strefie spekań panuje stan napięcia zbliżony do tego, jaki występuje w masach złożonych z luźnych ziarn, jak np. piasek. W strefie spekań, podobnie jak i w strefie plastycznej naprężenia obwodowe wzrastają w miarę oddalania się od ścian wyrobiska, a wskutek tego naprężenia obwodowe osiągają również i tu najwyższą wartość na granicy strefy sprężystej.

W rezultacie otrzymujemy rozkład naprężeń bardzo podobny do wykresu przedstawionego na rys. 35, przy czym, jak wynika z wywodów Sałustowicza, spadek naprężeń w kierunku ściany wyrobiska jest tym większy, im większy jest kąt tarcia materiału luźnego. Przy dostatecznie dużej wielkości tego kąta ($\varrho > 20^\circ$) krzywa KL (rys. 35) ma kształt wklęsły K'L.

Obszar spekań jest strefą odprężoną, gdyż występujące w nim naprężenia są znacznie niższe od naprężeń obserwowanych w strefie sprężystej. Podobny, jakkolwiek mniejszy spadek naprężeń występuje również i w obszarze plastycznym, a wskutek tego obszar ten można również traktować jako strefę częściowo odprężoną.

5. WYTRZYMAŁOŚĆ SKAŁ

Wytrzymałość skał, podobnie jak i moduł sprężystości waha się w znacznych granicach. Wartości podane w tabelicy 5 odpowiadają wytrzymałości kostkowej. Nie może jednak ulegać wątpliwości, że wytrzymałość tych skał w głębi ziemi, gdzie istnieje trójwymiarowy stan napięcia, jest bez porównania większa.

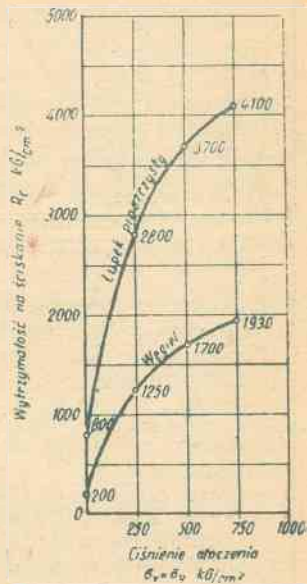
Im wyższe jest ciśnienie otoczenia, tym większa jest wytrzymałość skał, co ilustruje wykres przedstawiony na rys. 36 i sporządzony na podstawie doświadczeń Müllera. Jak wynika z tego wykresu, węgiel, który przy zgniataniu w kostce zwykłym sposobem wykazywał wytrzymałość $R_0 = 200 \text{ kg/cm}^2$, przy ciśnieniu otoczenia 500 kg/cm^2 osiągnął wytrzymałość $R_c = 1700 \text{ kg/cm}^2$; wytrzymałość łupku w tych warunkach wzrosła z 800 do 3700 kg/cm^2 . W ten sposób udowodniono również, że piaskowiec w ośrodku wysokiego ciśnienia wykazuje olbrzymią wytrzymałość na ściskanie.

Jak z powyższego wynika, przy wszelkich rozważaniach w związku z ciśnieniem skał wyprowadzone na drodze laboratoryjnej współczynniki liczbowe nie są miarodajne, mają one jedynie tylko wartość względną przy porównaniu z sobą własności różnych skał.

Jeżeli chodzi o stosunek wytrzymałości skał na ściskanie i rozciąganie, to waha się on w dość szerokich granicach, a mianowicie od 6 do 80. Stosunek wytrzymałości na ściskanie i ścinanie wynosi od 8 do 15.

Reasumując dotychczasowe rozważania, można wysnuć wnioski, że dokoła wyrobiska wytwarzają się w zależności od wielkości ciśnienia oraz mechanicznych własności skał jeden, dwa albo też trzy obszary, a mianowicie:

1. przy małym ciśnieniu nie przekraczającym wytrzymałości skał obszar jest jednolity z materiałem w fazie sprężystej;
2. przy skałach dostatecznie plastycznych i przy ciśnieniu przekraczającym granicę plastyczności wytwarzają się dwa różne obszary: pierwszy w najbliższym sąsiedztwie wyrobiska, gdzie materiał występuje w fazie plastycznej, i drugi, dalszy z materiałem w fazie sprężystej;
3. przy skałach zachowujących kruchość i przy ciśnieniu przekraczającym ich wytrzymałość wytwarzają się dwa obszary: obszar spękania w najbliższym sąsiedztwie wyrobiska i obszar dalszy — sprężysty;
4. przy skałach kruchych, które przy trójwymiarowym stanie napięcia nabierają własności plastycznych, wytwarzają się trzy obszary: w najbliższym sąsiedztwie wyrobiska obszar spękań, następnie obszar plastyczny i w końcu obszar sprężysty.



Rys. 36. Wytrzymałość na ściskanie łupku piaskowatego i węgla w zależności od ciśnienia otoczenia

Wytrzymałość skał

(R_c — na ściskanie, R_r — na rozciąganie, R_g — na zginanie)

Skala	R _c kg/cm ²	R _r kg/cm ²	R _g kg/cm ²	Autor
Granit	450 — 3500	30 — 80	140	
Sjenit	800 — 1600			
Porfir	500 — 3500			
Bazalt	1000 — 5000	100	200	
Lawa bazaltowa	300 — 1500			
Dioryt, diabaz	2000	50		
Trachit, andezyt	700		100	
Gnejs	1600			
Tufy	200 — 1500			
Marmur	500 — 1800	20 — 60		
Wapień	200 — 1600	15 — 60		
Dolomit	do 1300	10 — 30	60 — 180	
Szarowaka	1000			
Piaskowiec				
bardzo mocny	1500 — 2000	} 1/30 R _c — — 1/7 R _c		
mocny	1000 — 1500			
średnio mocny	600 — 1000			
słaby	200 — 600			
Piaskowiec				
Górny Śląsk ⊥ do uławicenia	800			Müller
Górny Śląsk do uławicenia	770			Müller
Górny Śląsk ⊥ do uławicenia		40 — 67		Lowens
Górny Śląsk do uławicenia		20 — 55		Lowens
Lupek				
Górny Śląsk ⊥ do uławicenia	710 — 940			Müller
Górny Śląsk do uławicenia	460 — 670			Müller
Francja	80 — 300			Cordebas
ogólnie			10	Peithner
piaszczysty ⊥ do uławicenia		32 — 35		Lowens
piaszczysty do uławicenia		30 — 40		Lowens
ilasty ⊥ do uławicenia		20 — 30		Lowens
ilasty do uławicenia		13		Lowens
Węgiel				
ogólnie			16	Peithner
Górny Śląsk	34 — 183			
Górny Śląsk	165 — 210			Müller
Francja	50			Morin
USA	30 — 150			} Bureau of Mines
USA antracyt	125 — 400			

Zasięg poszczególnych obszarów zmienia się z biegiem czasu w ten sposób, że obszar plastyczny rozszerza się kosztem obszaru sprężystego, obszar zaś spękań kosztem obszaru plastycznego. Jeżeli obszar plastyczny nie występuje, wówczas obszar spękań rozszerza się kosztem obszaru sprężystego.

Na małych głębokościach, gdzie ciśnienia pionowe i boczne są stosunkowo nieduże, przy przekroczeniu wytrzymałości skał kruchych można spodziewać się wytworzenia się strefy spękań i minimalnej strefy plastycznej, położonej na zewnątrz tej pierwszej. Na dużych głębokościach, gdzie ciśnienia pionowe i boczne są duże, istnieją warunki dla powstawania strefy plastycznej.

VII. KIERUNKI NAJMNIEJSZEJ WYTRZYMAŁOŚCI SKAŁ

Większość skał, z jakimi ma się do czynienia przy eksploatacji złóż, posiada różną wytrzymałość w różnych kierunkach. *Kierunkami najmniejszej wytrzymałości skał są powierzchnie uławicenia oraz powierzchnie poślizgu (kliważu) i spękania skał.* Oderwanie od calizny brył wzdłuż tych płaszczyzn jest najłatwiejsze, toteż kierunki te odgrywają ogromną rolę zarówno przy urabianiu skał, jak i przy utrzymaniu wyrobisk.

Powierzchnie uławicenia (uwarstwienia) występują wyraźnie w skałach osadowych, zwłaszcza na granicy warstw o odmiennym składzie petrograficznym. Spośród skał formacji węglowej cechy uławicenia najwybitniej występują w węglu i w łupkach, a w znacznie mniejszym stopniu w piaskowcach. Okolicznością tą można między innymi wytłumaczyć łatwą zdolność uginania się warstw węgla i łupków i znacznie większą sztywność warstw piaskowców.

Kierunki kliważu i spękania skał noszące potoczną nazwę łupliwości¹⁾ są przeważnie mniej lub więcej prostopadłe do uławicenia pokładów. Na podstawie badań B. Krupińskiego (1923) stwierdzono, że kierunki te:

1. są pochodzenia tektonicznego,
2. tworzą systemy parzyste,
3. w większości przypadków są równoległe do uskoków występujących na danym terenie.

Słuszność tych wniosków potwierdza również teoria.

1. TEORIA POWIERZCHNI POŚLIZGU

Wielkości naprężeń, jakie występują w różnych kierunkach w elemencie ciała plastycznego ściskanego ze wszystkich stron, można przedstawić za pomocą elipsoidy naprężeń, przy czym naprężenia w kierunkach osi elipsoidy (σ_x , σ_y , σ_z) są naprężeniami głównymi.

Przeprowadźmy nasze rozważania w układzie dwuwymiarowym, a mianowicie w dowolnej płaszczyźnie dwóch naprężeń głównych, np. σ_1 i σ_2 , gdzie: σ_1 kg/cm² — naprężenia główne w kierunku osi Y;

σ_2 kg/cm² — naprężenia główne w kierunku osi X.

Przyjmijmy poza tym, że

$$\sigma_1 > \sigma_2$$

Weźmy element powierzchni mn (rys. 37a) prostopadły do płaszczyzny rysunku. Nazwijmy przy tym:

ds — powierzchnię tego elementu,

ϑ — kąt jego nachylenia do osi X,

$dx = ds \cdot \cos \vartheta$ — powierzchnię rzutu elementu na XZ,

$dy = ds \cdot \sin \vartheta$ — powierzchnię rzutu elementu na YZ.

Rozpatrując siły $\sigma_1 \cdot dx$ i $\sigma_2 \cdot dy$ działające z jednej strony elementu mn i rozkładając je, otrzymamy:

składową ścinającą skierowaną w lewą stronę (rys. 37b)

$$\sigma_1 \cdot dx \cdot \sin \vartheta = \sigma_1 \cdot \sin \vartheta \cdot \cos \vartheta \cdot ds$$

oraz skierowaną w przeciwną stronę (rys. 37c)

$$\sigma_2 \cdot dy \cdot \cos \vartheta = \sigma_2 \cdot \sin \vartheta \cdot \cos \vartheta \cdot ds$$

Ścinająca wypadkowa wynosi

$$(\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \sin \vartheta \cdot \cos \vartheta \cdot ds$$

¹⁾ Nie należy utożsamiać pojęcia „łupliwości skał” z łupliwością minerałów, tzn. ze zdolnością dzielenia się tych ostatnich wzdłuż płaszczyzn krystalograficznych.

Ponieważ działać ona będzie na powierzchnię ds , przeto naprężenie ścinające wyniesie

$$\tau = (\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \sin \vartheta \cdot \cos \vartheta \quad [72]$$

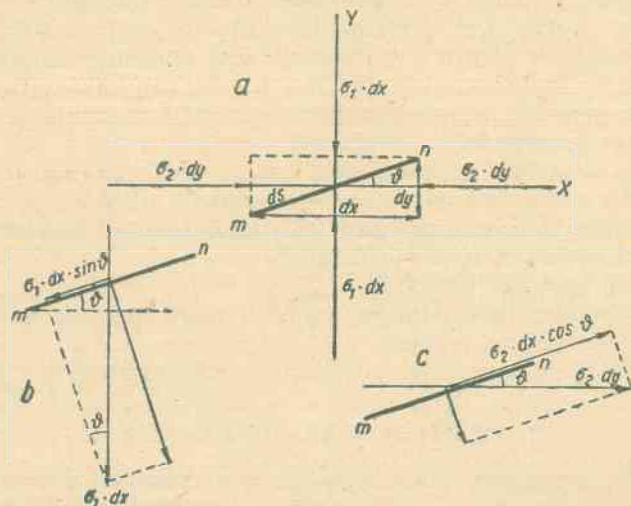
Dla znalezienia τ_{\max}

$$\frac{d\tau}{d\vartheta} = (\sigma_1 - \sigma_2) \cdot (\cos^2 \vartheta - \sin^2 \vartheta) = (\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \cos 2\vartheta = 0$$

skąd

$$\begin{aligned} \cos 2\vartheta &= 0; \quad 2 \cdot \vartheta = 90^\circ \\ \vartheta &= 45^\circ \end{aligned} \quad [73]$$

Analogiczny wynik otrzymamy dla nachylenia mn w przeciwną stronę.



Rys. 37. Naprężenia przy dwuwymiarowym stanie napięcia

A więc największe naprężenia ścinające występują w płaszczyznach nachylonych pod kątem 45° do kierunku naprężeń głównych.

Wstawiając wartość ϑ z [73] do [72], otrzymamy

$$\tau_{\max} = (\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \sin 45^\circ \cdot \cos 45^\circ$$

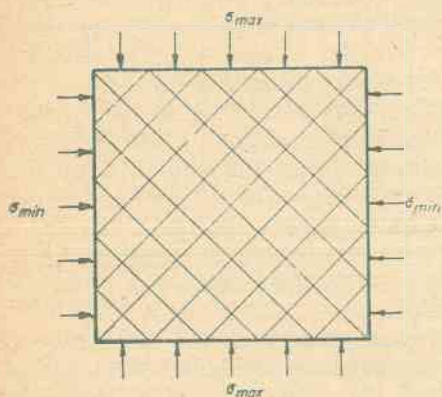
$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}$$

[74]

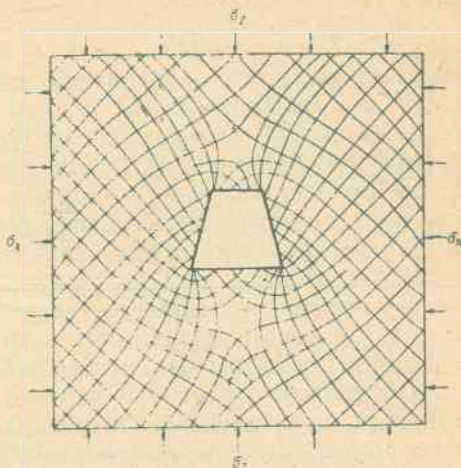
czyli największe naprężenie ścinające jest równe połowie różnicy naprężeń głównych.

Maksymalne τ będzie tym większe, im większa jest różnica $\sigma_1 - \sigma_2$, co zachodzi, gdy σ_1 jest największym naprężeniem głównym, a σ_2 najmniejszym. Tak więc płaszczyzny, w których występują największe naprężenia ścinające, są do siebie prostopadłe i tworzą kąty 45° z kierunkami działania największego i najmniejszego naprężenia głównego (najdłuższa i najkrótsza oś elipsoidy), a linia ich przecięcia się jest równoległa do średniego naprężenia głównego (teoria Mohra). W tych płaszczyznach przede wszystkim zostaje przekroczona granica wytrzymałości ciała, następuje względne przesunięcie się cząstek, a wskutek tego powstają płaszczyzny poślizgu (rys. 38).

Zależnie od warunków działania sił, kierunek naprężeń głównych może być różny w różnych punktach ciała, wskutek czego mogą powstać



Rys. 38. Płaszczyzny poślizgu



Rys. 39. Układ krzywych poślizgu w sąsiedztwie chodnika (według Jerszowa)

nie tylko parzyste płaszczyzny, lecz i krzywe powierzchnie poślizgu, które jednak teoretycznie w każdym punkcie muszą być *prostokątne* do siebie (rys. 39).

2. KLIWAŻ I POPRZECZNE SPEKANIA

Zjawisko powstawania powierzchni poślizgu obserwuje się w przyrodzie. Powierzchnie te tworzą się pod wpływem sił tektonicznych i stanowią kierunki bardzo małej wytrzymałości skał.

Przy powstawaniu powierzchni kliważu (poślizgu) następuje pewne względne przesunięcie się masy skalnej będącej w fazie plastycznej. Ponieważ przesunięcie takie nie może się odbywać jednocześnie w obu możliwych kierunkach poślizgu, mniej lub więcej prostokątnych do siebie, przeto *kliważ* powstaje zawsze w jednym z tych kierunków (tzw. główny kierunek „łupliwości“) i przebiega czasem na długości kilku kilometrów bez większej zmiany azymutu rozciągłości. Drugi, poprzeczny do kliważu kierunek, ujawnia się mniej wyraźnie i to raczej w postaci spękań, które w dalszym ciągu będziemy nazywali *spękaniem poprzecznym* względnie *szczelinowatością poprzeczną*. W wielu przypadkach powstałe w miejscu spękania szczeliny są wypełnione kalcytem lub pirytem grubości do kilku milimetrów.

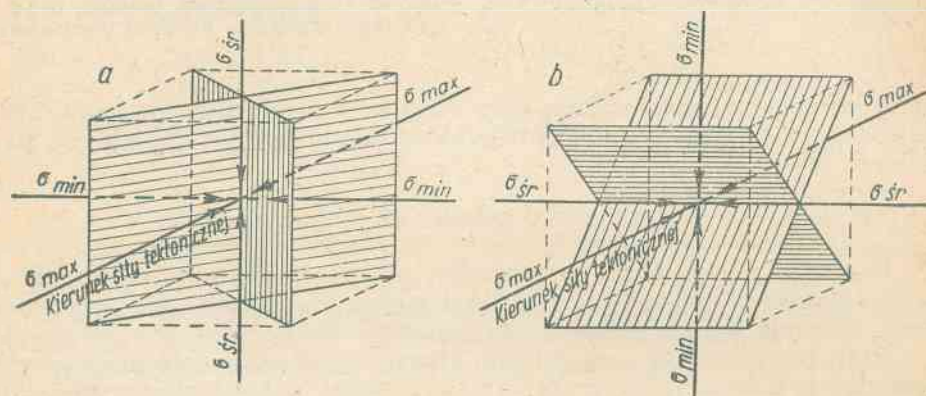
Odległość między sąsiednimi płaszczyznami kliważu jest rozmaita i waha się od kilku milimetrów do kilkunastu lub więcej metrów. W skałach formacji węglowej najmniejszą odległość obserwuje się w pokładach węgla, największą w mocnych piaskowcach, gdzie kliważ jest na ogół mało widoczny. Powoduje to, że zaobserwowana w węglu płaszczyzna kliważu nie zawsze przechodzi do otaczającego ten pokład łupku lub piaskowca, pomimo że kierunki kliważu we wszystkich tych skałach są takie same

w danym miejscu. Zdarza się często, że wzajemna odległość między płaszczyznami kliważu pozostaje na pewnym obszarze mniej lub więcej jednako-
wa i zależna od rodzaju skały.

Im gęściej występuje kliważ, tym mniejszą wytrzymałość ma skała jako całość i tym większy jest jej stopień kruchości. Ponieważ w węglu odległość płaszczyzn podzielnosci może być bardzo mała, przeto wytrzymałość na ściskanie nawet normalnej wielkości kostek węglowych jest znacznie niższa od wytrzymałości łupków i piaskowców i wynosi 50 — 200 kg/cm². Jeżeli jednak do laboratoryjnych badań bierze się kostkę o wymiarze np. 1 cm³ i jeżeli w niej nie występują płaszczyzny kliważu, wówczas wytrzymałość węgla na ściskanie podnosi się do 1000 kg/cm² lub nawet wyżej. Zjawisko to jest o tyle charakterystyczne, że na ogół ze zwiększeniem wymiarów kostki wytrzymałość materiałów wzrasta.

Niezależnie od kliważu i spękań pochodzenia tektonicznego obserwuje się w kopalniach również pęknięcia w ociosach węglowych powstałe w wyniku działania ciśnień eksploatacyjnych.

Obserwacje płaszczyzn kliważu i spękań oraz szczelin uskokowych wykazują, że w większości przypadków są one do siebie równoległe, przy czym odpowiednio do dwóch prostopadłych do siebie płaszczyzn poślizgu



Rys. 40. Kierunki podzielnosci skał

obserwuje się mniej więcej prostopadle do siebie kierunki uskoków. Na podstawie tego faktu można przyjść do wniosku, że przy powstawaniu uskoków wykorzystane były w pierwszym rzędzie płaszczyzny kliważu, a więc musiały one istnieć wcześniej, jeszcze przed powstaniem uskoków.

Pomiary przeprowadzone w polskich kopalniach węgla przez Cisa wykazały, że płaszczyzny kliważu i spękań poprzecznych są zazwyczaj nachylone do uławicenia pokładu pod kątem 70 — 85°, jakkolwiek spotyka się również płaszczyzny o nachyleniu mniejszym, dochodzącym do 20°.

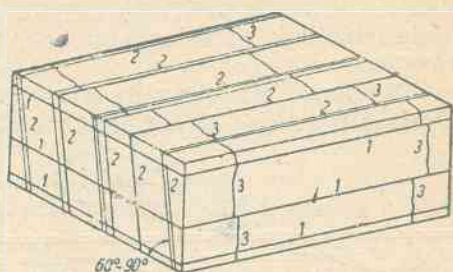
Siły tektoniczne w różnych okresach mogły zmieniać swój kierunek a wskutek tego zachodzi możliwość wtórnych powierzchni kliważu i wtórnych uskoków, które jednak zawsze tworzyć muszą systemy parzyste. Badania mikroskopowe przeprowadzone przez Höhnego nad węglem dolno-śląskim wykazały, że niektóre płaszczyzny kliważu są poprzecinane i przesunięte przez inne, co pozwala wyróżnić kierunki starsze i młodsze.

Na terenie Zagłębia Górno-śląskiego można wyróżnić trzy parzyste systemy kliważu odpowiednio do działania w różnych okresach geologicznych trzech kierunków sił tektonicznych: sudecko-dobruzdzińskiego, wschodnio-sudeckiego i karpackiego. W niektórych kopalniach występuje tylko jeden system, w innych natomiast dwa lub nawet trzy.

Siła górotwórcza, na skutek której powstał kliważ, musiała wywołać w kierunku swego działania największe naprężenia główne σ_{max} (rys. 40), wskutek czego płaszczyzny kliważu muszą być nachylone do tego kierunku pod kątem 45° . Linia przecięcia się tych płaszczyzn musi przebiegać w kierunku równoległym do średniego naprężenia głównego.

W tych więc przypadkach, gdy średnie naprężenie główne $\sigma_{\bar{x}}$ ma kierunek pionowy (rys. 40a), płaszczyzny kliważu i uskoki muszą być prostopadłe do pokładu (jeżeli kliważ powstał w czasie gdy pokład był jeszcze poziomy) lub zbliżone do tego kierunku, co się najczęściej obserwuje w naturze, gdyż naprężenia pionowe σ_z w głębi ziemi są większe od poprzecznych σ_x . Jeżeli z jakichkolwiek przyczyn naprężenie pionowe jest najmniejszym naprężeniem głównym σ_{min} , wówczas płaszczyzny łupliwości i uskoki muszą posiadać rozciągłość prostopadłą do kierunku działania siły tektonicznej (rys. 40b) oraz muszą być nachylone do poziomu pod kątem zbliżonym do 45° . Kliważ i uskoki o takim kierunku spotyka się w naturze znacznie rzadziej.

Na rys. 41 przedstawiono główne kierunki najmniejszej wytrzymałości w skałach osadowych, a więc uławicenie, kliważ i spękania poprzeczne.



Rys. 41. Kierunki najmniejszej wytrzymałości (według Siergiejewa)

3. WYKORZYSTANIE STRUKTURY SKAŁ PRZY ICH URABIANIU

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

Wychodząc z tego założenia należy w miarę możliwości dążyć, ażeby przy prowadzeniu wyrobisk ich strop i spąg (lub ściany w chodnikach poziomych przy stromym upadzie pokładu) utrzymywane były wzdłuż płaszczyzn uławicenia (rys. 42). Prowadzenie wyrobisk w kierunku poprzecznym do uławicenia (rys. 43) wskutek przecinania ławic pociągnąć musi za sobą większe zużycie materiałów wybuchowych.

Urabianie węgla w ścianie przodka, zwłaszcza przy dużej jej długości, jest łatwiejsze, jeżeli płaszczyzny kliważu są do niej równoległe. Dla wyjaśnienia tego należy przyjąć, że przy jednorazowej czynności urabiania (np. odstrzelenie serii lub rzędu otworów) przodek posuwa się o długość b . Oderwanie odpowiedniej ilości urobku (część zakreskowana), jak to wynika z rys. 44, wymaga mniejszego wysiłku przy usytuowaniu

płaszczyzn kliważu równoległe do przodka (rys. 44 a). Poza tym przy równoległym kierunku kliważu do płaszczyzny przodka ciśnienie eksploatacyjne otwiera szczeliny i ułatwia tym urabianie.

Wskutek ciśnienia eksploatacyjnego w przodku oprócz otwierania szczelin kliważu powstają również dodatkowe szczeliny w wyniku działania ciśnienia eksploatacyjnego, zwane krótko *szczelinami eksploatacyjnymi*.

Wielkość otwieranych szczelin świadczy o intensywności *wyciskania węgla z przodka*. Wyciskanie takie przy wyraźnym i dostatecznie gęstym



Rys. 42. Chodnik prowadzony równoległe do ułatwienia

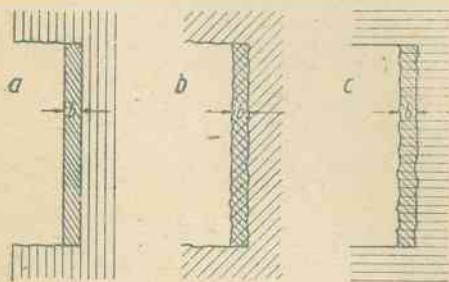


Rys. 43. Chodnik prowadzony w poprzek ułatwienia

(rzędu 20 do 40 cm) kliważu lub spękaniu oraz przy otwieraniu się szczelin do 15 — 20 mm pozwala na łatwe urabianie węgla za pomocą narzędzi ręcznych bez konieczności wykonywania wrębu.

Wyciskaniu węgla z przodka i otwieraniu szczelin sprzyja obecność w stropie skał uginających się (duże ciśnienie) o większej od węgla wytrzymałości, mocny i nie pęczniejący spąg, usytuowanie płaszczyzn kliważu równoległe do przodka, dostatecznie duża jego długość i odpowiednia,

najkorzystniejsza prędkość postępu przodka. Zwykle dla wywołania ruchu węgla w przodku zachodzi potrzeba stosowania podsadzki, gdyż przy ugięciu się stropu występuje w przodku większe ciśnienie aniżeli przy eksploatacji z załazem.



Rys. 44. Przodek ścianowy przy różnym kierunku łupności

Zjawisko wyciskania węgla z przodka obserwuje się nie tylko przy stropie łupkowym, lecz również przy piaskowcowym pod warunkiem, że jest on uwarstwiony i ugina się dostatecznie nad przodkiem, wywierając odpowiednio duże

ciśnienie na węgiel. Przy stropie bardzo mocnym i sztywnym ciśnienie rozkłada się na większej przestrzeni (długa fala ciśnienia), a poza tym węgiel jest tu zwykle znacznie twardszy i nie wykazuje tak wyraźnego kliważu jak pod stropem łupkowym; wobec tego nie obserwuje się tu zjawiska wyciskania węgla.

Praktyczne wykorzystanie wyciskania węgla jest możliwe na głębokościach większych od 100 m i przy spokojnym zaleganiu pokładu, gdyż wszelkie zaburzenia tektoniczne naruszają regularny przebieg wyciskania.

W praktyce górniczej nie poświęca się dotychczas należytej uwagi wykorzystaniu ciśnienia górotworu do urabiania węgla.

VIII. OPANOWYWANIE STROPU

Opanowywanie stropu ma na celu:

1. zapewnienie bezpieczeństwa i ciągłości pracy przez zapobieżenie pełnym lub częściowym zawałom w obrębie roboczej części wyrobisk eksploatacyjnych;
2. wybranie złoża przy możliwie najmniejszych stratach;
3. stworzenie warunków, przy których możliwa jest wydajna praca ludzi i najlepsze wykorzystanie maszyn;
4. najmniejsze zużycie materiałów do obudowy;
5. utrzymanie w dobrym stanie wyrobisk przygotowawczych.

Stosowanie odpowiednich metod opanowywania stropu nosi w języku rosyjskim nazwę „uprawlenie krowlej“ lub „uprawlenie gornym dawleniem“, co w dosłownym tłumaczeniu oznacza „rządzenie stropem“ lub „rządzenie ciśnieniem górotworu“. W języku polskim pojęcie to określa się często jako „kierowanie stropem“, co nie oddaje jednak należycie istotnego znaczenia nazwy rosyjskiej, gdyż nie chodzi tu o takie czy inne kierowanie skałami znajdującymi się w stropie, lecz o panowanie nad ich zachowaniem się. Proponowane inne określenia, jak „regulacja stropu“ lub „gospodarka stropem“ nie wydają się również szczęśliwe. Jako pewną analogię przytoczyć można, że w akcji przeciwpożarowej dążymy do opanowania pożaru, a nie do rządzenia nim względnie kierowania, regulowania lub gospodarowania pożarem.

1. ZACHOWANIE SIĘ STROPU PRZY EKSPLOATACJI

Strop pod względem zachowania się nad wyeksploatowaną przestrzenią można zaliczyć do jednej z trzech grup:

1. *strop giętki* — przy skałach plastycznych lub mocnych o dużej zdolności do odkształceń sprężystych (uginania się);
2. *strop sztywny* — przy skałach mocnych o niedużej zdolności do odkształceń;
3. *strop kruchy* — przy skałach kruchych jak również przy mocnych, ale cienko uławiconych i o wyraźnym a gęstym kłiważu lub spękanii.

Jedną i tę samą skałę, zależnie od warunków, można zaliczyć do różnych grup. Tak np. piaskowce występujące w grubych warstwach zalicza się do grupy drugiej, natomiast piaskowce o wyraźnym i gęsto występującym kłiważu, podobnie jak i większość łupków, mogą stosunkowo łatwo załamywać się i tworzyć zawał, a więc mogą należeć do grupy trzeciej. Dostatecznie mocne łupki oraz cienkie warstwy piaskowców, położone między warstwami łupków na pewnej wysokości nad eksploatowanym pokładem, mogą być zaliczone do grupy pierwszej.

1. Jeżeli *strop pokładu* jest *giętki* i gdy jednocześnie grubość złoża jest mała (np. pokłady węgla o grubości do 0,8 — 1,0 m), skały stropowe mogą się uginać bez poważniejszych spękań, zaciskając po pewnym czasie całkowicie utworzone wyrobisko, przy czym w takim zaciskaniu może

brać udział zarówno strop, jak i wyciskany plastyczny spąg. W rzadkich przypadkach warunki takie daje się uzyskać nawet przy stropie moenym. Tak np. na jednej z kopalń ZSRR przy wybieraniu pokładu grubości 0,3 m bardzo mocny piaskowiec grubości 16 m ugiął się bez załamania i schodził się ze spągiem pokładu w odległości 150 — 200 m od przodka.

Zastosowanie podsadzki umożliwia ugięcie się stropu mniej giętkiego i to nawet w przypadku wybierania pokładów większej grubości. Im dokładniej jest wykonana podsadzka i im lepszy jest materiał podsadzkowy, tzn. im mniejsza jest jego ściśliwość (tablica 6), tym ugięcie się stropu można osiągnąć przy mniej giętkim stropie i przy większej grubości pokładu.

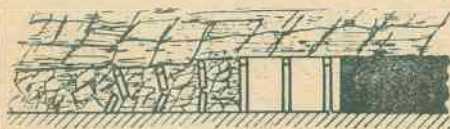
Tablica 6

Ściśliwość podsadzki

Rodzaj podsadzki	Ściśliwość w %
Podsadzka sucha:	
podsadzanie ręczne	40 — 60
podsadzanie maszynowe	20 — 30
podsadzanie pneumatyczne	20 — 30
Podsadzka płynna:	
piasek kwarcowy	5 — 10
żużle wielkopieczowe	do 25
materiał gliniasty	do 30

Przy zastosowaniu podsadzki unika się na ogół strefy zawału. Strefa spękań w bezpośrednim sąsiedztwie z podsadzką może występować lub też nie występuje, zależnie od szczelności podsadzki, ściśliwości materiału, własności skał, grubości złoża i systemu jego wybierania.

Przy dostatecznie dużym postępie przodka unika się w ogóle załamania stropu; jedynie stojaki na pewnej odległości od przodka łamią się, strop zaś łagodnie osiada na podsadzce (rys. 45). Jeżeli jednak przodek zostanie zatrzymany, po pewnym czasie nastąpić może załamanie się stropu wzdłuż jego ściany. Podobną rolę jak podsadzka może spełniać pozostawiona w przestrzeni wybranej mocna obudowa, np. stopy (kaszty).

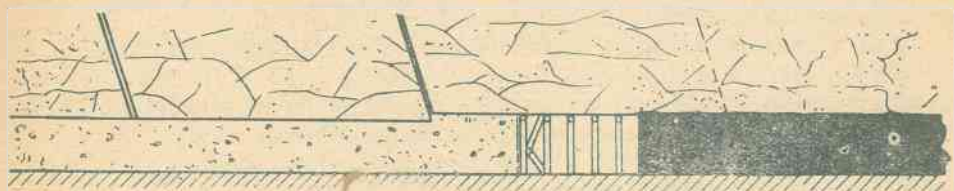


Rys. 45. Ugięcie się stropu nad podsadzką

2. W przypadku załegania w stropie skał mocnych i nie uginających się (strop sztywny) utrzymują się one bez załamania często nawet nad dużą

wybraną przestrzenią. W miarę jednak jej powiększania się musi nastąpić moment przekroczenia wytrzymałości skał, nagłe ich załamanie i osiadanie całą masą. Takie nagłe zawały, obejmujące całą wybraną przestrzeń łącznie z roboczą częścią wyrobiska, przedstawiać mogą bardzo poważne niebezpieczeństwo. Niebezpieczeństwo to zmniejsza się przy zastosowaniu możliwie szczelnej podsadzki, lecz nie zawsze da się go uniknąć, gdyż w niektórych przypadkach skały nie uginają się na wielkość ściśliwości bardzo nawet dobrej oraz szczelnej podsadzki i przy nagłym załamaniu osiadają całą swą masą na podsadzce. Załamania takie, sięgające aż do

przodka, powtarzają się systematycznie w mniej więcej równych odstępach (rys. 46), których wielkość zależna jest od grubości i wytrzymałości skał. Przy skałach stropowych mocnych, lecz uginających się w pewnym stopniu, zastosowanie dobrej podsadzki może całkowicie usunąć to niebez-

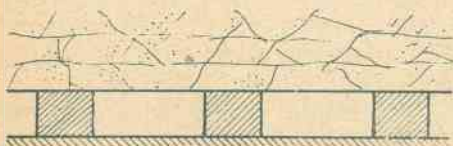


Rys. 46. Załamanie stropu sztywnego

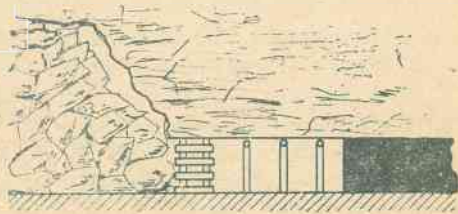
pieczeństwo, wtedy jednak mamy do czynienia z ugięciem się stropu, podobnie jak przy skałach plastycznych (grupa 1).

Obecność mocnych skał umożliwia prowadzenie eksploatacji z ochroną stropu przed jego opuszczeniem się, a to przez pozostawienie odpowiednio mocnych filarów oporowych (rys. 47). Jeżeli jednak skała tworząca złoże jest słaba, zastosowanie tego sposobu wymaga jeszcze dodatkowego podsadzenia wyrobisk między filarami dla ochrony tych ostatnich przed zgnieciem (wytapywaniem boków).

3. W przypadku *kruchych skał* stropowych, które łatwo łamią się na mniejsze bryły, można w ślad za posuwającym się przodkiem powodować systematyczne zawaly w pewnej odległości od przodka przez wyjęcie (wyrabowanie) obudowy tymczaso-



Rys. 47. Eksploatacja z ochroną stropu przed jego opuszczeniem się



Rys. 48. Eksploatacja ścianowa z zawalem stropu

wej po uprzednim jednak zabezpieczeniu przodka za pomocą specjalnie mocnej obudowy (organy, stopy), jak to pokazano na rys. 48.

Niebezpieczeństwo przy tym sposobie wybierania pokładu może zaistnieć wówczas, gdy skały stropowe nie załamują się mniejszymi partiami, lecz gdy zawal obejmuje na raz większy obszar, który ogarnąć może również i przodek mimo jego zabezpieczenia. Dlatego też w przypadku mocniejszych skał dla przyspieszenia zawalu stosuje się oprócz usuwania obudowy ze starych zrobów również wiercenie otworów w stropie i strzelanie.

Przy stropie kruchym zawalisko odgrywa rolę podsadzki (samopodsadzanie wyrobiska) i nad tą strefą zawalu o wysokości równej około 4-krotnej grubości złoża znajdować się będzie strefa osiadania (spękania i ugięcia się).

Jeżeli w niedużej odległości nad strefą zawału kruchych skał stropowych zalega warstwa skały sztywnej, będzie ona zachowywała się tak, jak strop sztywny nad podsadzką, tzn. możliwe będą jej okresowe załamania. Załamania takie odczuwa się w wyrobisku eksploatacyjnym w postaci okresowych wzrostów ciśnienia, które mogą wywoływać łamanie obudowy a nawet lokalne lub całkowite zawały w miejscu pracy.

Jak wykazały doświadczenia, wpływ ewentualnego załamywania się sztywnych warstw stropowych nie jest szkodliwy dla wyrobiska eksploatacyjnego tylko wtedy, gdy warstwy te znajdują się na wysokości nie mniejszej od 6- do 8-krotnej grubości wybieranego pokładu węgla.

W związku z tym przy eksploatacji pokładów węgla wyróżnia się *strop bezpośredni i strop zasadniczy*.

Stropem bezpośrednim nazywamy zespół łatwo rabujących się warstw zalegających bezpośrednio nad pokładem. Warstwy te załamują się w ślad za postępem robót wybierania.

Stropem zasadniczym nazywamy warstwy sztywne zalegające nad stropem bezpośrednim, które załamują się w dłuższych odstępach czasu po wybraniu pokładu na większej przestrzeni. Jeżeli warstwy takie występują tuż nad pokładem, wówczas pozbawiony on jest stropu bezpośredniego i zalega nad nim strop zasadniczy.

Oprócz podanego podziału stropów wyróżnia się tzw. *strop fałszywy*. Jest to cienka warstwa (0,3 — 0,4 m) bezpośredniego bardzo słabego stropu, który trudno jest utrzymać w obrębie przestrzeni roboczej i który łatwo odpada przy urabianiu węgla.

Odpowiednio do podziału stropu na bezpośredni i zasadniczy należy wyróżniać dwie postacie ciśnienia górotworu w wyrobisku eksploatacyjnym:

1. *ciśnienie normalne* wywoływane ciśnieniem stropu bezpośrednio; z ciśnieniem tym mamy normalnie do czynienia w przestrzeni roboczej wyrobisk eksploatacyjnych;
2. *ciśnienie okresowe* wywoływane okresowo warstwami wyższymi, sięgającymi niekiedy aż do powierzchni ziemi.

Stopień skłonności skał do tworzenia zawałów zależy od szeregu takich czynników, jak:

- a. skład petrograficzny: piaskowce i wapienie należą do skał trudno rabujących się, łupki i węgle do łatwo rabujących się;
- b. struktura skał: uławicenie, kłiważ i szczelinowatość zwiększają stopień skłonności do zawałów;
- c. własności mechaniczne (wytrzymałość skał);
- d. wilgotność skał: pod wpływem dłuższego działania wilgoci zwiększa się zdolność do tworzenia zawałów;
- e. wielkość obnażonej powierzchni: zawał łatwiej następuje przy większej powierzchni;
- f. czas: po upływie dłuższego czasu zawał następuje na mniejszej powierzchni obnażonej.

W górnictwie węglowym pokutował mylny pogląd, że skałami skłonnymi do tworzenia zawałów są tylko łupki, zwłaszcza ilaste. Tymczasem, jak uczy doświadczenie, udaje się często wywoływać zawały nie tylko łupków piaszczystych i słabszych piaskowców, lecz nawet i niektórych mocnych piaskowców. Mocne skały stropowe posiadają zdolność tworzenia zawałów w tych przypadkach, gdy wykazują wyraźne uławicenie, gęstą

łupliwość i szczelinowatość. Występowanie kilku systemów łupliwości w wysokim stopniu ułatwia wywoływanie zawałów. Poza tym przy dużych głębokościach eksploatacji (powyżej 600 m) wysokie ciśnienie eksploatacyjne panujące w sąsiedztwie wybranych przestrzeni może się przyczynić do powstawania wtórnych szczelin eksploatacyjnych.

2. KLASYFIKACJA SKAŁ STROPOWYCH I SPĄGOWYCH ZE WZGLĘDU NA EKSPLOATACJĘ ZŁOŻ

Z punktu widzenia panowania nad stropem i wyboru systemu eksploatacji pokładów węgla przyjęta jest następująca *klasyfikacja skał stropowych*:

Klasa I — strop bezpośredni złożony ze skał kruchych łatwo ulegających zawałowi o miąższości większej niż 5-krotna grubość pokładu (W ZSRR stosunek ten wynosi 6 — 8).

Klasa II — strop bezpośredni złożony ze skał kruchych ulegających łatwo zawałowi, ale o miąższości mniejszej aniżeli 5-krotna grubość pokładu.

Klasa III — strop bezpośredni złożony ze skał sztywnych trudno ulegających zawałowi lub też strop zasadniczy nad pokładem złożony z grubej warstwy skał mocnych i nie uginających się.

Klasa IV — skały stropowe mają zdolność uginania się i osiadania na spągu bez załamywania się (skały plastyczne i uwarstwione).

Jeżeli chodzi o *klasyfikację skał spągowych*, to dzieli się je z punktu widzenia możliwości wgniatania do spągu stojaków. Pod tym względem skały spągowe dzielą się na *miękkie i twarde*. Poza tym dla skał stropowych klasy IV sprzyjającą cechą spągu jest jego *zdolność do wyciskania* względnie pęcznienia.

Taki podział skał spągowych może być wystarczający tylko w odniesieniu do pokładów o mniejszym upadzie. W przypadku pokładów stromych należy mieć jeszcze na uwadze zdolność spągu do spełzania. W ten sposób *klasyfikacja skał spągowych przy eksploatacji pokładów stromych* przedstawia się jak następuje:

Klasa I — spąg bezpośredni złożony ze skał słabych mających skłonność do spełzania.

Klasa II — spąg bezpośredni złożony ze skał mocnych nieskłonnych do spełzania.

Klasa III — spąg złożony ze skał plastycznych nieskłonnych do spełzania, ale łatwo wyciskanych do wyrobiska.

3. SPOSOBY OPANOWYWANIA STROPU

Nad zachowaniem się stropu panować można przez:

1. wywoływanie zawału pełnego,
2. wywoływanie zawału częściowego,
3. łagodne uginanie stropu bez stosowania podsadzki,
4. podsadzkę częściową,
5. podsadzkę pełną.

1. *Zawał pełny* (rys. 48) stosuje się przy dużej grubości stropu bezpośredniego (skały klasy I). Strop ten utrzymuje się za pomocą zwykłej obudowy (stojaki i stropnice) tylko nad stosunkowo wąską przestrze-

nią roboczą. Zawały wywołuje się przy systemie ścianowym zależnie od warunków co 1—3 wrębów, co przy długości wrębnika 2 m wynosi 1,8—5,4 m. Zawał wywołuje się za specjalną obudowę (stosy, organy) przez możliwie zupełne usunięcie (wyrabowanie) obudowy z miejsca przeznaczonego do zawałania (zawalonego).

Kolejność i kierunek wyjmowania obudowy powinny być takie, by rabunkarze zawsze znajdowali się pod ochroną nie wyjętej jeszcze obudowy, przy czym kierunek wybijania obudowy wybiera się w zależności od upadu pokładu i kierunku kliważu stropu. Dla ułatwienia pracy i zwiększenia bezpieczeństwa stosuje się specjalne urządzenia do rabowania. Przy wyjmowaniu obudowy pozostawia się kontrolne stojaki, których trzask i łamanie przy nacisku stropu sygnalizuje możliwość niebezpieczeństwa.

Przy stropie dostatecznie kruchym zawał następuje bezpośrednio po wyrabowaniu obudowy. Przy stropie mocniejszym zawał może nastąpić z większym lub mniejszym opóźnieniem. Opóźnienie nawet kilkugodzinne wprowadza duże zamieszanie, nie mówiąc już o opóźnieniu trwającym dobę, dwie lub więcej. Dla przyspieszenia zawału stosuje się często wiercenie otworów w stropie i strzelanie.

Wywoływanie zawałów po każdym wrębie jest naturalnie kosztowniejsze aniżeli co kilka wrębów, utrzymanie jednak większej rozpiętości stropu wzdłuż przodka nie zawsze jest możliwe, gdyż prowadzić może do powstawania w nim szczelin przy samym przodku oraz do przedwczesnych zawałów, na co w dużym stopniu ma wpływ dłuższy czas obnażenia stropu. Z drugiej strony nie dają się wywołać częste zawały (co jeden lub dwa wręby) przy stropie mocniejszym, który może się załamywać tylko przy swoim większym obnażeniu.

Jak z powyższego wynika, częstość zawałów powinna być ściśle dostosowana do wytrzymałości stropu oraz do prędkości posuwania się przodka. Im strop mocniejszy i im szybciej wybiera się pokład, w tym większych odstępach należy wywoływać zawały. Na podstawie doświadczenia stwierdzono, że *najłatwiej panuje się nad stropem, jeżeli regularne zawały przy systemie ścianowym daje się wywoływać w odstępach nie większych od 3 m*. Przy obecnie stosowanej głębokości wrębu około 2 m zawały wywołuje się najczęściej co jeden wręb, a przy wrębie płytszym (1,2—1,3 m) co 2 wręby. Jeżeli zawały następują dopiero po obnażeniu stropu na większej szerokości aniżeli 5 m, panowanie nad stropem jest bardzo trudne.

Najkorzystniejsze warunki przy systemie zabierkowym są wtedy, gdy w czasie wybierania zabierki strop utrzymuje się nad nią bez załamania i gdy po usunięciu obudowy zawał obejmuje całą zabierkę. Panowanie nad stropem jest utrudnione, gdy zawał następuje dopiero po wybraniu kilku zabierek. Z tego względu wymiary zabierki i prędkość posuwania się przodka, a więc i czas istnienia zabierki, należy dostosować do warunków stropowych. Przy stropie bardzo kruchym wymiary zabierki powinny być małe, przy mocniejszym mogą być znacznie większe.

Wywoływanie planowych zawałów wymaga obecności dostatecznie sztywnego i mocnego podparcia stropu na granicy, poza którą wywołuje się zawał, ażeby wzdłuż tej granicy nastąpiło załamanie stropu. Jeżeli stawiana tu specjalna obudowa oporowa będzie podatna lub niedostatecznie wytrzymała, załamanie się stropu może nastąpić wzdłuż calizny. Im strop

jest mocniejszy, tym sztywniejsza powinna być obudowa oporowa. Przy kruchym stropie łupkowym wystarczyć mogą drewniane stopy lub organy (mniej wytrzymałe, ale sztywniejsze od stosów), przy stropie mocniejszym (np. łupek piaszczysty) konieczne jest stosowanie sztywniejszej obudowy stalowej. Obecność miękkiego spągu, do którego wgniatana jest obudowa oporowa, utrudnia lub nawet uniemożliwia prowadzenie robót z zawalem.

Dla należytego panowania nad stropem przestrzeń robocza powinna być z reguły dobrze obudowana. Dotyczy to wszystkich stosowanych sposobów panowania nad stropem, a w szczególności eksploatacji z zawalem.

2. Zawal częściowy wykonuje się najczęściej między pasami podsadzki (rys. 49 i 50), przy czym materiał podsadzkowy otrzymuje się



Rys. 49. Częściowy zawal stropu między pasami podsadzki otrzymanej z przybierki specjalnych chodników c



Rys. 50. Częściowy zawal stropu przy wykorzystaniu dla podsadzki skały z zawalu

bądź z przybierki stropu (rys. 49) lub spągu w chodnikach specjalnie do tego celu prowadzonych w wybranej przestrzeni, bądź też przez wykorzystanie skały z zawalu. Szerokość pasów podsadzki wynosi 4—6 m, odległość zaś między nimi 8—20 m. W rzadszych przypadkach zawal częściowy przeprowadza się między pozostawionymi wąskimi (około 3 m) filarami węglowymi (nogami), jak to pokazano na rys. 51.

Obudową oporową przy wywoływaniu częściowych zawałów są najczęściej stojaki stalowe lub organy. Zawal wywołuje się, podobnie jak i przy zawale pełnym, co 1—3 (rzadziej co 4) wręby. Do wywoływania zawalu między filarami węglowymi przystępuje się po całkowitym wybraniu pasa pokładu szerokości 15—20 m.

Przy częściowym zawale strop bezpośredni rabuje się tylko między pasami podsadzki. Strop zasadniczy nie zawala się a utrzymuje się na sklepieniach opartych na pasach podsadzki. Częściowy zawal stosuje się przy stropie klasy II, przy czym im grubszy jest strop bezpośredni, tym większa może być odległość między pasami podsadzki (wyższe sklepienie).

Szerokość chodników podsadzkowych wynosi 2 — 4 m; przybiera się w nich 0,5 do 1,5 m stropu. Chodniki te w pobliżu przodka ścianowego powinny być obudowane przynajmniej na odległość 2 — 3 odrzwi, które zwykle przenosi się w miarę postępu przodka.

3. Łagodne uginanie stropu bez stosowania podsadzki stosuje się przy eksploatacji pokładów grubości do 0,8 — 1,0 m przy stropach zaliczanych do klasy IV. W miarę postępu przodka dalej od niego znajdujące się stojaki łamią się pod naciskiem stropu, który łagodnie obniża się i schodzi ze spągkiem. Warunkiem powodzenia tego sposobu panowania nad stropem jest ciągły i dostatecznie duży postęp przodka.

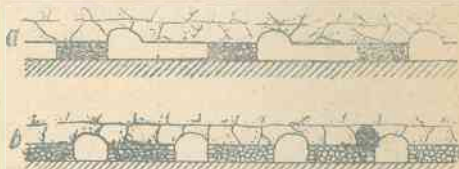


Rys. 51. Częściowy zawal stropu między filarami węglowymi

Zatrzymanie pracy w przodku przez kilka dni może pociągnąć za sobą załamanie stropu wzdłuż calizny.

4. Podsadzka częściowa (rys. 52a) ma na celu utrzymanie skał bezpośredniego i zasadniczego stropu między pasami podsadzki. Materiał podsadzkowy uzyskuje się bądź z przybierki chodników podsadzkowych, bądź też transportuje się go z innych miejsc kopalni. Szerokość pasów podsadzki i odległość między nimi jest tu taka sama jak i przy częściowym zawale stropu.

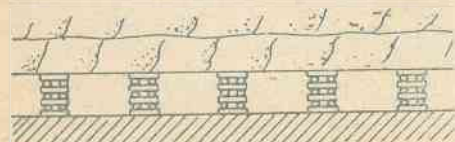
Zasadnicza różnica w panowaniu nad stropem za pomocą częściowej podsadzki i za pomocą częściowego zawalu polega na tym, że przy częściowej podsadźce dobiera się taką odległość między jej pasami, by na tej przestrzeni utrzymał się bez załamania nie tylko strop zasadniczy, lecz i bezpośredni. Przy częściowym zawale odległość ta musi być taka, by można było łatwo wywołać zawal między pasami. Zamiast podsadzki częściowej pozostawia się niekiedy stosy w wyeksploatowanej przestrzeni (rys. 53). Dla zmniejszenia podatności stosów wypełnia się je skałą płonną.



Rys. 52. Podsadzka częściowa a i pełna b

Podsadzkę częściową stosuje się najczęściej przy stropie klasy III.

5. Podsadzka pełna polega na wypełnieniu skałą płonną przestrzeni wyeksploatowanej. Materiał podsadzkowy bądź to uzyskuje się z przybierki chodników podsadzkowych (rys. 52b), bądź też dostarcza się go z innych miejsc kopalni. W pierwszym przypadku podsadzką wypełnia się tylko przestrzeń między chodnikami, samych zaś chodników się nie podsadza. Ilość chodników podsadzkowych i odległość między nimi określa się na podstawie ilości potrzebnej do uzyskania podsadzki, która zależy zarówno od grubości pokładu, jak i wielkości przybierki.



Rys. 53. Pozostawienie stosów w wyeksploatowanej przestrzeni

Podsadzkę pełną stosuje się w tych przypadkach, gdy inne sposoby panowania nad stropem zawodzą. Dzieje się to zarówno przy stropie bar-

dzo słabym, jak i bardzo mocnym, ale szczelinowatym. Przy stropie wyjątkowo sztywnym, który ugina się tylko w małym stopniu, zachodzić może potrzeba stosowania możliwie szczelnej podsadzki (płynnej). Poza tym pełną podsadzkę musimy nieraz stosować w pokładach skłonnych do samozapalenia, w pokładach silnie gazowych, jak również przy wybieraniu pokładów zalegających blisko siebie.

Ze wszystkich rozpatrzonych sposobów panowania nad stropem najtańsze są sposoby, przy których nie stosuje się podsadzki. Tak np. z danych radzieckich wynika, że przy eksploatacji pokładu grubości 1 m zużywa się w odniesieniu do 1000 ton wydobywania na czynności związane z opanowaniem stropu średnio 106 robotnikodniówek przy częściowym podsadzaniu (70% podsadzki), 74 robotnikodniówek przy częściowym zawale (co 2 wręby) i 54 robotnikodniówek przy pełnym zawale (co 2 wręby).

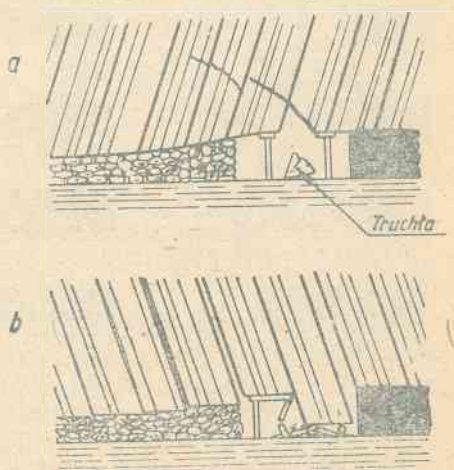
4. WPŁYW KLIWAŻU I SPEKANIA SKAŁ

Jak powiedziano wyżej (rys. 44), dla ułatwienia urabiania węgla należy dążyć do utrzymywania przodka ścianowego w kierunku równoległym do płaszczyzn kliważu (rys. 44a). Inaczej przedstawia się ta sprawa w świetle panowania nad stropem. W większości przypadków kliważ i szczeliny nie są pionowe, lecz nachylone pod kątem 70 — 85°. Zależnie od tego, w którą stronę nachylone są te płaszczyzny w stosunku do przodka, strop będzie się zachowywał rozmaicie.

Przy nachyleniu kliważu w kierunku wyeksploatowanej przestrzeni (tzw. *kliważ leżący*, rys. 54a) powstające szczeliny eksploatacyjne (równoległe do sklepienia ciśnieni) przecinają płaszczyzny kliważu. Jeżeli przecięcie to następuje na niedużej wysokości, to w przestrzeni roboczej odrywa się od stropu podłużny blok skalny. Te tzw. „truchły“ mają zwykle równą powierzchnię od strony zrobów (płaszczyzna kliważu), nierówną natomiast, „przełomową“ powierzchnię od strony calizny.

Jeżeli przodek ścianowy prowadzi się w przeciwnym kierunku (rys. 54b), mamy do czynienia z tzw. *kliważem wiszącym*. W tym przypadku strop nie ugina się i nie załamuje, otwierają się natomiast płaszczyzny kliważu, strop zaś oddziela się wzdłuż tych płaszczyzn i obsuwa do wybranej przestrzeni. Jeżeli przodek ścianowy napotka wyraźnie zaznaczoną płaszczyznę kliważu, może nastąpić nagły zawal pociągający za sobą groźne niebezpieczeństwa dla ludzi pracujących w przodku.

W celu zapobieżenia takim zawałom lub odrywaniu się bloków skalnych ze stropu należy utrzymywać kierunek przodka ścianowego pod



Rys. 54. Leżąca a i wisząca b lupność stropu

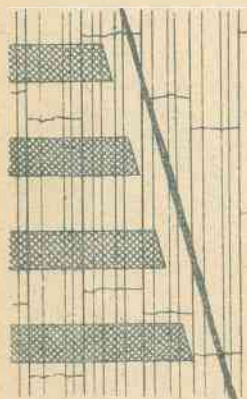
pewnym kątem do kierunku kliważu i to zarówno przy wybieraniu pokładu z zawałem, jak i przy stosowaniu podsadzki (rys. 55), gdyż w warunkach takich podłużne (w kierunku kliważu) bloki stropu podeprą się z jednej strony na caliźnie, z drugiej zaś na obudowie oporowej względnie na podsadzce.

Należy mieć na uwadze, że im większy jest kąt między linią przodka a kierunkiem kliważu, tym trudniejsze jest urabianie węgla. Dlatego też nie należy nadmiernie zwiększać tego kąta i nie przekraczać $30 - 35^{\circ}$.

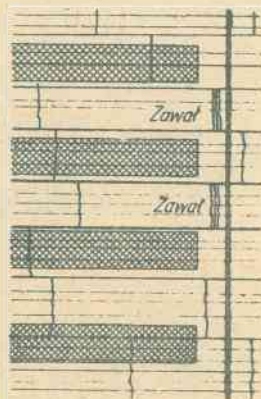
Odmienne zachowuje się strop, gdy kliważ przebiega równoległe do pasów podsadzki (rys. 56). W tym przypadku mogą następować lokalne zawały w przodku, jeżeli tylko dwie sąsiednie płaszczyzny wyraźnego kliważu znajdują się w obrębie niepodszadzonego pasa zrobów i jeżeli przodek napotka wyraźną szczelinę poprzeczną.

Zawałów takich nie da się usunąć przez zmianę kierunku linii przodka, można im natomiast zapobiec przez ukośne usytuowanie pasów podsadzki (rys. 57).

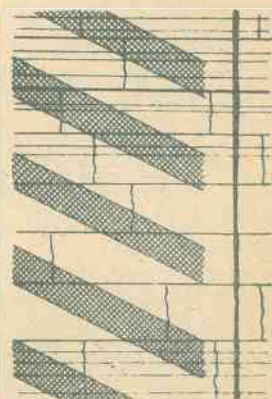
Opierając się na powyższym A. Siergiejew (1950) przychodzi do wniosku, że dla uniknięcia zawałów w przodku nie wystarczy samo tylko



Rys. 55. Usytuowanie przodka ściannowego pod kątem do kierunku kliważu



Rys. 56. Kierunek kliważu równoległy do pasów podsadzki



Rys. 57. Usytuowanie pasów podsadzki skośnie do kliważu

usytuowanie go skośnie do kliważu, lecz również i *pas* podsadzki nie powinny być układane równoległe do kliważu.

Zjawisko podobne obserwuje się również i w chodnikach. Jeżeli kliważ przebiega równoległe do osi chodnika, utrzymanie stropu jest trudne, a chodnik nawet przy mocnym stropie wymaga starannej obudowy. Przy poprzecznym (prostopadłym lub skośnym) kierunku kliważu w stosunku do osi chodnika można go łatwo utrzymać, w wielu przypadkach nawet bez obudowy.

Jak z powyższego wynika, wskutek występowania kliważu strop zachowuje się nad wyrobiskami jak szereg równoległych belek słabo z sobą połączonych. Większą spoistość wykazują takie „belki” w przypadku mocnego piaskowca, w którym normalnie (w stanie nienaruszonym) nie widać nawet kliważu, a który staje się widoczny dopiero w zawałiskach.

Przez odpowiednie usytuowanie wyrobiska eksploatacyjnego względem kliważu można nieraz z powodzeniem panować nad zawałami mocnego stropu zasadniczego, gdy występuje on bezpośrednio nad pokładem, a więc można prowadzić roboty z zawałem, pomimo że przy tego rodzaju stropie zaleca się na ogół stosowanie możliwie szczelnej podsadzki. Ciekawe badania w tym kierunku przeprowadzone były przez J. Gadomskiego (1937), w warunkach gdy nad pokładem grubości 2,4 — 2,6 m zalegała 30- do 40-metrowa warstwa piaskowca wyraźnie uławiczonego, a więc wykazującego w pewnym stopniu kruchość.

Przy usytuowaniu przodka skośnie do kliważu (rys. 58) zawały następowały natychmiast po wyrobowaniu drewna, pod warunkiem że do rabunku przystępowano po upływie 17 dni od chwili poprzedniego zawału i że przodek w tym czasie oddalił się na odległość 11 m od zawaliska. Gdy którakolwiek z tych wielkości była mniejsza, zawał się opóźniał. Tak np. przy zachowaniu takiej samej odległości przodka od zawaliska (11 m) skrócenie czasu trwania wyrobiska z 17 dni do 16 pociągało za sobą opóźnienie zawału o 5—7 godzin; skrócenie natomiast czasu do 14 dni wywoływało 16-godzinne opóźnienie. W przypadku gdyby którakolwiek z tych wielkości została przekroczona, można byłoby się spodziewać przedwczesnego zawału.

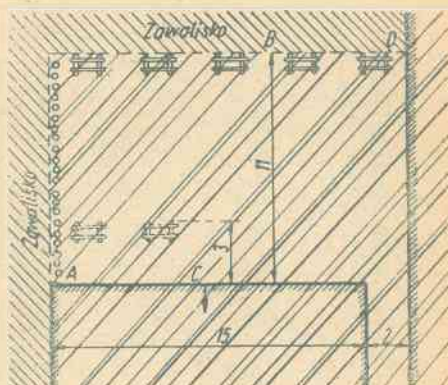
Tak więc dla każdego stropu istnieje optymalna kombinacja czasu trwania wyrobiska i jego wielkości, przy której łatwe jest wywołanie zawału. Zmniejszenie czasu trwania lub wielkości wyrobiska pociąga za sobą opóźnienie zawału, zwiększenie natomiast jednego z tych czynników wywołuje przedwczesny zawał.

Jak wynika z rys. 58, na lewo od linii AB poszczególne „belki“ stropu są podparte tylko stosami i organami. Między liniami AB i CD strop wspiera się z jednej strony na caliznie AC, z drugiej na stosach BD; długość belek jest tu równa a jedna z podpór podatna. Na prawo od CD strop wspiera się na dwóch caliznach, przy czym długość poszczególnych belek stropu maleje w miarę oddalania się od linii CD. W każdej z tych trzech stref obserwuje się odmienne zjawiska:

1. Na lewo od AB strop ugina się najbardziej i łamie obudowę. W strefie tej strop załamuje się nieraz jeszcze przed wyrobowaniem drewna.

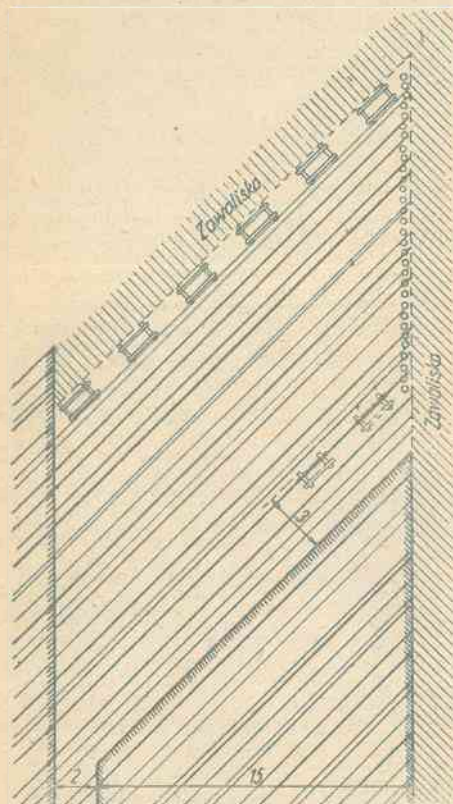
2. Między liniami AB i CD strop utrzymuje się zwykle przez pewien czas po wyrobowaniu obudowy.

3. Część stropu wsparta na dwóch caliznach utrzymuje się jeszcze dłużej, a niekiedy zawał w tej strefie następuje dopiero po przesunięciu się przodka o kilka metrów, obejmując czasami również i przestrzeń roboczą. Okoliczność ta stwarza niebezpieczeństwo i wskazuje na trudność panowania tu nad stropem.



Rys. 58. Eksploatacja z zawałem przy stropie piaskowcowym

Przy usytuowaniu przodka równoległe do kliważu (rys. 59) zawaly następowały natychmiast po wyrabowaniu obudowy i to nawet przy



Rys. 59. Eksploatacja z zawalem przy stropie piaskowcowym

pewnych wahanich rozpiętości obnażonego stropu (od 11 do 13 m) i czasu istnienia wyrobiska (8—9 dni). Zwiększenie odległości przodka od zawaliska do 14 metrów oraz czasu trwania do 11 dni pociągało za sobą przedwczesny zawal (o dwie godziny).

W przodku przedstawionym na rys. 58 po wyrabowaniu drewna następował gwałtowny wzrost nacisku na stopy, a po zawale występowało znaczne jego zmniejszenie.

W przodku natomiast przedstawionym na rys. 59 zarówno przyrost ciśnienia po wyrabowaniu drewna, jak również i odprężenie po zawale były znacznie mniejsze, co daje się wytłumaczyć przede wszystkim tym, że zawal następuje tu wzdłuż kliważu.

Opierając się na powyższych obserwacjach można przyjść do następującego wniosku: przy mocnym stropie najłatwiej jest panować nad zawalami, gdy przodek ścianowy (lub w ogóle dłuższy bok wyrobiska) jest równoległy do kliważu.

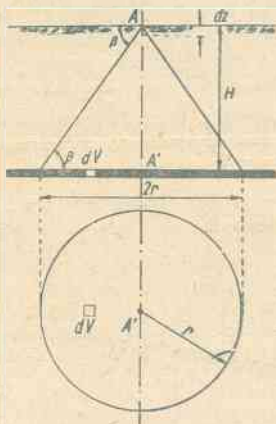
IX. WPŁYW EKSPLOATACJI PODZIEMNEJ NA POWIERZCHNIĘ

1. KRZYWA WPŁYWÓW

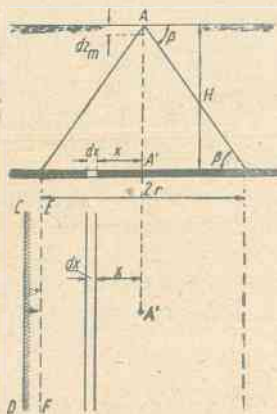
Weźmy pod uwagę punkt A (rys. 60) znajdujący się na powierzchni i rozpatrzmy możliwe wielkości obniżenia tego punktu wywołane eksploatacją poziomego pokładu na głębokości H . Wybranie elementarnej objętości dV pokładu powoduje pewne elementarne możliwe obniżenie dz_m punktu a , przy czym wielkość tego obniżenia maleje ze wzrostem poziomej odległości elementu dV od rozważanego punktu. Gdy odległość ta rośnie nieskończenie, elementarne możliwe obniżenie dz_m dąży do 0.

Największe możliwe obniżenie z_{max} punktu A nastąpi po wybraniu całości pokładu, a więc teoretycznie w granicach od 0 do ∞ we wszystkich kierunkach. Praktycznie osniżenie osiąga wartość z_{max} już po wybraniu pokładu w granicach od 0 do r . Wielkość r nazywamy *zasięgiem wpływów głównych*, a odpowiadający mu kąt β jest *kątem zasięgów wpływów*

głównych. Tak więc można przyjąć, że największe obniżenie z_{\max} wywołane zostaje wybraniem pokładu bezpośrednio pod rozważanym punktem wewnątrz koła o promieniu r równym zasięgowi wpływów głównych. Założenie strefy wpływów w postaci koła przyjęte zostało w nowszych teoriach, spośród których najbardziej znane są teorie Keinhorsta i Balsa. Różnica w samych ujęciach teorii polega jedynie na przyjęciu różnego stopnia oddziaływania poszczególnych elementów dV zależnie od położenia ich we-



Rys. 60. Wpływ wybierania pokładu na obniżenie punktu A położonego na powierzchni

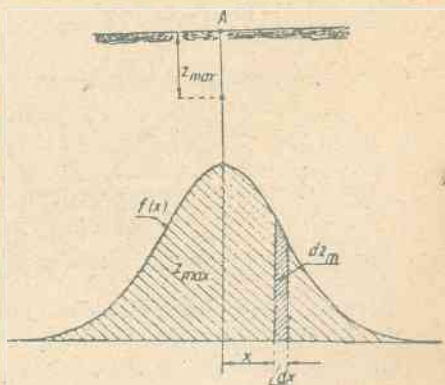


Rys. 61. Wpływ wybierania pokładu długim frontem

wnętrz koła. Bardziej naukowo zostało uzasadnione zagadnienie wielkości wpływów w najnowszej teorii S. Knothego (1950) odnoszącej się do zakładów poziomych lub o małym nachyleniu, gdy pokład wybiera się długim frontem.

Jak długo front eksploatacji CD (rys. 61) znajduje się w odległości od A' większej niż r , wybieranie pokładu nie powoduje znaczniejszych obniżen punkt A ; z chwilą jednak gdy front eksploatacji, zbliżając się do punktu A , minie linię EF , obniżenia punktu A będą szybko rosły. Elementarnemu przesunięciu frontu dx będzie towarzyszyło elementarne obniżenie dz_m punktu A i to tym większe, im mniejsza jest odległość frontu od rozważanego punktu.

Jeżeli na wykresie rys. 62 elementarnemu przesunięciu frontu dx podporządkujemy wielkość obniżenia dz_m równą powierzchni elementarnego prostokąta o podstawie dx , otrzymamy dla każdego położenia frontu prostokąty o różnej wysoko-



Rys. 62. Krzywa wpływów

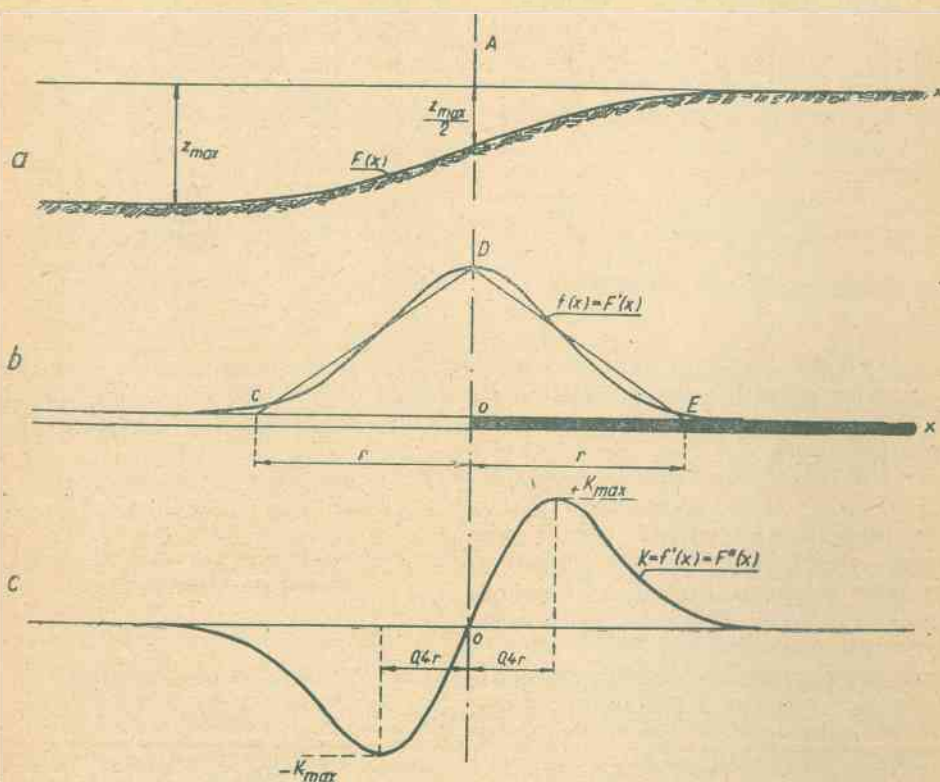
ści, odpowiednio do kształtu krzywej wpływów $f(x)$. Pole zawarte między osią odciętych, krzywą wpływów a dwoma rzędnymi, odpowiadającymi dwóm położeniom frontu, będzie miarą wielkości obniżenia punktu A spowodowanej wybraniem pasa między danymi położeniami frontu. Całkowita powierzchnia pola ograniczonego krzywą wpływów przedstawia największe możliwe obniżenie punktu A w dnie niecki

$$\int f(x) \cdot dx = z_{\max} \quad [75]$$

Wartość z_{\max} zależy od grubości pokładu m oraz od sposobu jego wybierania. Przy eksploatacji z zawalem z_{\max} wynosi średnio $0,7 m$, przy częściowej podsadce suchej około $0,55 m$, przy dobrej podsadce płynnej $0,08 m$ do $0,12 m$.

H. Briggs podaje dla warunków angielskich wzór empiryczny (ważny do głębokości $H < 300 m$)

$$z_{\max} = \frac{m}{1 + 0,045 \sqrt{H}}$$



Rys. 63. Profil brzegu niecki a, krzywa wpływów b i krzywizny niecki c

Można udowodnić (dowód pominięto na tym miejscu), że krzywa wpływów (rys. 63b) jest krzywą różniczkową profilu ostatecznie wykształconej niecki $F(x)$, a więc

$$f(x) = F'(x)$$

[76]

Na podstawie licznych obserwacji niwelacyjnych można przyjść do wniosku, że przy wybieraniu jednego pokładu *krzywa wpływów jest krzywą wykładniczą*, a w szczególności krzywą Gaussa

$$f(x) = z_{\max} \cdot \frac{h}{\sqrt{\pi}} \cdot e^{-h^2 x^2} \quad [77]$$

gdzie h — pewien stały parametr.

Dla ułatwienia rozważań konieczne jest w wielu przypadkach wprowadzenie prostszego kształtu krzywej wpływów.

Jak się okazuje, bez popełnienia większego błędu można zamiast krzywej Gaussa przyjąć równoramienny *trójkąt wpływów CDE* (rys. 63b) o takiej samej wysokości tudzież powierzchni jak krzywa Gaussa. Podstawa tego trójkąta jest równa $2r$, gdzie r jest wielkością zasięgu wpływów głównych.

Przyjmując zamiast krzywej Gaussa trójkąt, otrzymamy zasięg wpływów eksploatacji ograniczony do odcinka *CE*. W rzeczywistości zanim eksploatacja zbliży się do punktu *C*, punkt *A* ulegnie już pewnemu obniżeniu, którego wielkość jest zależna od prędkości postępu frontu i w najniekorzystniejszym przypadku (zatrzymanie frontu w punkcie *C*) nie przekroczy 0,6 % w stosunku do z_{\max} .

2. PRZEBIEG OBNIŻENIA PUNKTU W CZASIE

W teorii swej Knothe oparł się na założeniu, że prędkość osiadania punktu jest wprost proporcjonalna do różnicy między możliwym obniżeniem z_m a wielkością obniżenia z , o jaką punkt już osiadł

$$\frac{dz}{dt} = c \cdot (z_m - z) \quad [78]$$

gdzie: c — współczynnik proporcjonalności,

z_m — możliwe obniżenie w danym punkcie.

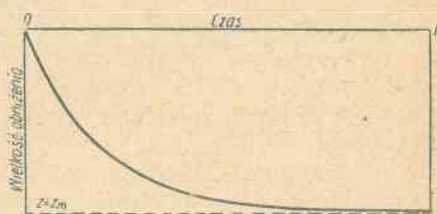
Założenie to pokrywa się z zaobserwowanymi przebiegami osiadania punktów w różnych warunkach, a teoretyczne opracowanie zjawisk osiadania, oparte na powyższym założeniu, jest dostatecznie zgodne z ich rzeczywistym przebiegiem.

Gdyby pokład pod badanym punktem został nagle wybrany, wówczas po scałkowaniu równania [78] otrzymamy

$$z = z_{\max} (1 - e^{-ct}) \quad [79]$$

Przebieg tej krzywej przedstawiono na rys. 64.

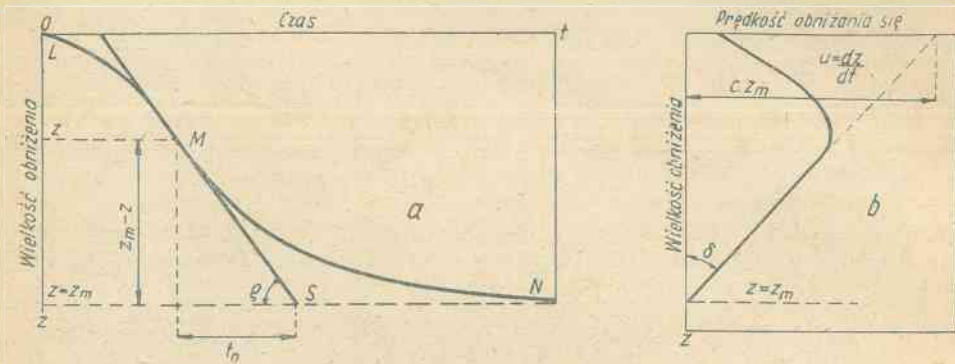
W rzeczywistości front eksploatacyjny przesuwa się w sposób ciągły, a obniżenie punktu rozpoczyna się w chwili zaczęcia wybierania pokładu, kiedy jeszcze wpływ jego na dany punkt jest bardzo mały. W miarę rozszerzania się wybranej przestrzeni wpływ ten wzrasta,



Rys. 64. Przebieg obniżania się terenu przy nagłym wybraniu pokładu

a wskutek tego obniżanie się punktu posiada przebieg odmienny, aniżeli to przedstawiono na rys. 64. Rzeczywisty przebieg krzywej obniżania punktu pokazano na rys. 65a.

Początkowa część LM tej krzywej odnosi się do wpływów zbliżającego się frontu eksploatacji. Mniej więcej od punktu przegięcia się przebieg krzywej MN odpowiada już stanowi, kiedy pas pokładu na całej szerokości zasięgu wpływów głównych ($2r$) został wybrany, a więc warunkom, w jakich obniżenie danego punktu przebiega w myśl równania [78] i [79].



Rys. 65. Rzeczywisty przebieg obniżania się terenu

Dla oznaczenia współczynnika proporcjonalności c wystarczy wykreślić styczną MS w punkcie M przegięcia krzywej lub w innym punkcie poniżej M . Tangens kąta nachylenia tej stycznej wynosi [78].

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{dz}{dt} = c(z_m - z) \quad [80]$$

Ale, jak to wynika z rys. 65a

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{z_m - z}{t_0} \quad [81]$$

Z tych równań otrzymujemy, że stała c jest odwrotnością wartości podstycznej t_0 .

$$c = \frac{1}{t_0} \quad [82]$$

Zwykle na osi odciętych czas odmierza się w latach. W przypadku takim dla warunków wielu naszych kopalń przy przewadze piaskowców otrzymujemy dla c wartość zbliżoną do 0,5 lub też nieco wyższą. Jeżeli skały są już naruszone eksploatacją innych pokładów, wówczas obniżanie się powierzchni ma przebieg szybszy, a więc również i wartość c jest większa (rzędu $c = 1$). Przy przewadze łupków, a zwłaszcza skał plastycznych lub sypkich, wartość c jest znacznie wyższa i dochodzi do 5 lub nawet więcej.

Tangens kąta nachylenia stycznej ($\operatorname{tg} \varphi$) w dowolnym punkcie krzywej wyraża prędkość obniżania się powierzchni w danej chwili.

$$u = \frac{dz}{dt} = \operatorname{tg} \varphi = c \cdot (z_m - z) \quad [83]$$

Prędkość ta, zaczynając od punktu przegięcia M , jest w prostoliniżnej zależności od wielkości obniżenia z (rys. 65b) i z bieżym czasu maleje, przy czym tangens nachylenia tej prostej wynosi

$$\operatorname{tg} \delta = -\frac{du}{dz} = c \quad [84]$$

W trakcie osiadania badanego punktu nie jest zwykle znana wielkość $z_m - z$, na jaką obniży się on jeszcze do chwili uspokojenia ruchów terenu. Tymczasem możliwość przewidzenia tego obniżenia ma w wielu przypadkach doniosłe znaczenie dla praktyki. Jeżeli krzywa obniżenia przeszła już wyraźnie przez punkt przegięcia M , dalszy zaś jej przebieg umożliwia wykreślenie prędkości u (rys. 65b), a więc i określenie wartości $\operatorname{tg} \delta$, możemy obliczyć interesującą nas wartość $z_m - z$ z równań [83] i [84]

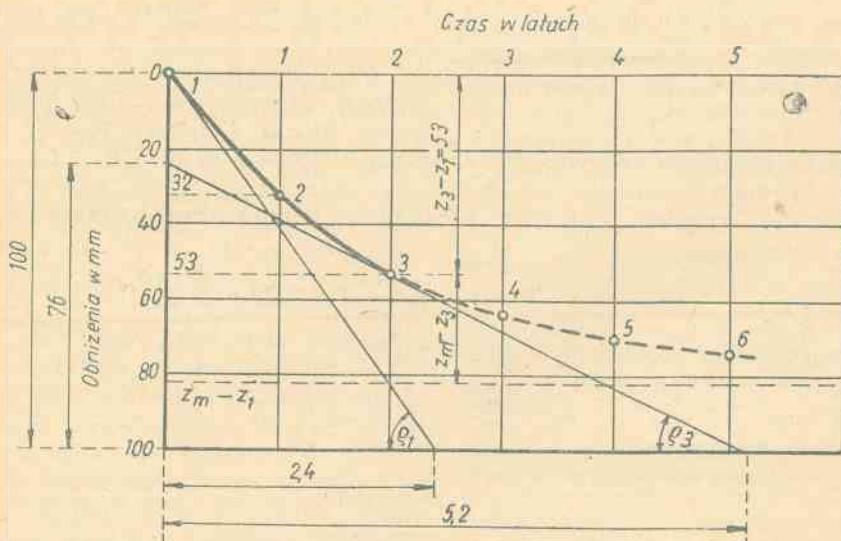
$$z_m - z = \frac{\operatorname{tg} \varrho}{c} = \frac{\operatorname{tg} \varrho}{\operatorname{tg} \delta} \quad [85]$$

Wartość $z_m - z$ można obliczyć również (z mniejszą dokładnością) na podstawie kątów nachylenia ϱ_1 i ϱ_2 stycznych w dwóch punktach krzywej obniżenia poza jej punktem przegięcia M . Jeżeli rzędne tych punktów wynoszą z_1 i z_2 , wówczas [83]

$$\begin{aligned} \frac{z_m - z_2}{z_m - z_1} &= \frac{\operatorname{tg} \varrho_2}{\operatorname{tg} \varrho_1} \\ z_m - z_2 &= (z_2 - z_1) \frac{\operatorname{tg} \varrho_2}{\operatorname{tg} \varrho_1 - \operatorname{tg} \varrho_2} \end{aligned} \quad [86]$$

Przykład. Na rys. 66 na podstawie trzech niwelacji w odstępach rocznych (punkty 1, 2, 3) przedstawiono w mm niekompletny wykres przebiegu obniżenia pewnego punktu na powierzchni.

O ile przypuszczalnie obniży się jeszcze badany punkt, pod warunkiem że dalsza eksploatacja pod nim pokładów nie będzie prowadzona.



Rys. 66. Przykład obliczenia możliwego obniżenia się punktu

Przeprowadzając styczne w punktach 1 i 3, otrzymamy

$$\operatorname{tg} \varrho_1 = \frac{100}{2,4} = 41,7 \quad \operatorname{tg} \varrho_2 = \frac{76}{5,2} = 14,6$$

Przypuszczalna wielkość dalszego obniżenia się punktu [86]

$$z_m - z_3 = 53 \cdot \frac{14,6}{41,7 - 14,6} = 29 \text{ mm}$$

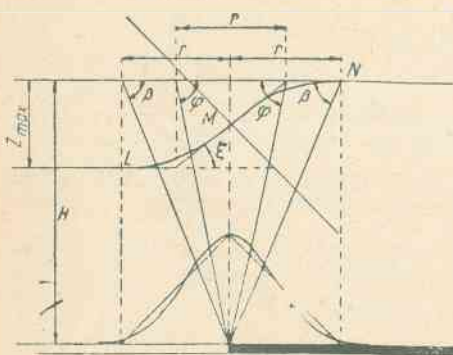
Późniejsze niwelacje (punkty 4, 5 i 6) potwierdziły uzyskany wynik. Wartość współczynnika proporcjonalności c [83]

$$c = \frac{\operatorname{tg} \varrho_2}{z_m - z_3} = \frac{14,6}{2,9} = 0,5$$

Briggs proponuje uważać osiadanie powierzchni za praktycznie ukończone, jeżeli trzy kolejne niwelacje w odstępach miesięcznych wykazują osiadanie poniżej 6 mm. Korotkow proponuje obniżyć tę normę do 2,5 mm.

3. KSZTAŁT PROFILU BRZEGU NIECKI PO ZATRZYMANIU EKSPLOATACJI

Po zatrzymaniu eksploatacji i uspokojeniu ruchów terenu brzeżna część niecki przyjmuje kształt pokazany na rys. 67.



Rys. 67. Kształt profilu brzegu niecki

zarazem wysokością krzywej (lub trójkąta) wpływów (rys. 63b).

Maksymalne możliwe obniżenie dna niecki jest równe powierzchni ograniczonej krzywą wpływów (względnie powierzchni trójkąta wpływów), a więc

$$z_{\max} = r \cdot T = r \cdot \operatorname{tg} \xi = r \cdot z_{\max} \cdot \frac{h}{\sqrt{\pi}} \quad [87]$$

Zasięg wpływów głównych wyniesie zatem

$$r = \frac{z_{\max}}{T} = \frac{z_{\max}}{\operatorname{tg} \xi} = \frac{\sqrt{\pi}}{h} \quad [89]$$

a kąt zasięgu wpływów głównych

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{H}{r} = \frac{H \cdot T}{z_{\max}} \quad [90]$$

Wartość $\operatorname{tg} \beta$ waha się w naszym zagłębieniu od 1,5 do 3,2.

Nadmienić na tym miejscu należy, że przy wyznaczaniu wielkości filarów ochronnych operuje się zazwyczaj w praktyce innym, większym od β kątem zasięgu, nazywanym niekiedy *kątem „bezpośrednich wpływów eksploatacji”*. Wielkość tego kąta jest nieco mniejsza od kąta φ (rys. 67), przy czym, jak to wynika z rysunku,

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{H}{0,5 \cdot r} = 2 \operatorname{tg} \beta \quad [91]$$

Przeprowadzając niwelację terenu przed i po eksploatacji pokładu, można łatwo wykreślić profil niecki osiadania i wyznaczyć zarówno największe obniżenie dna niecki z_{\max} , jak i tangens kąta nachylenia stycznej w punkcie przegięcia brzegu niecki ($T = \operatorname{tg} \xi$). Na podstawie tych wielkości oraz głębokości eksploatacji H łatwo już obliczyć zasięg r i kąt zasięgu β wpływów głównych (wzory [89] i [90]), jak również kąt φ bezpośrednich wpływów eksploatacji [91].

Przykład. Po uspokojeniu się ruchów terenu stwierdzono na podstawie niwelacji $z_{\max} = 0,7$ m, $T = 0,0035$. Głębokość eksploatacji $H = 300$ m.

Zasięg wpływów głównych [89]

$$r = \frac{0,7}{0,0035} = 200 \text{ m}$$

Kąt zasięgu wpływów [90]

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{300}{200} = 1,5$$

$$\beta = 57^\circ$$

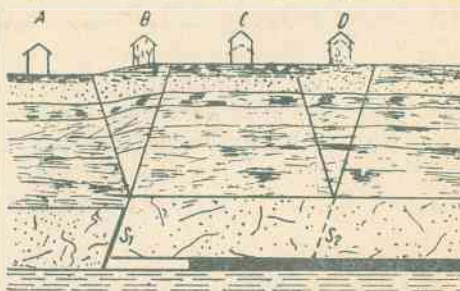
Kąt wpływów bezpośrednich [91]

$$\operatorname{tg} \varphi = 2 \cdot 1,5 = 3,0$$

$$\varphi = 72^\circ$$

4. STOPIEŃ DEFORMACJI TERENU

Jeżeli przy obniżaniu się pewnej części terenu wszystkie jego punkty zachowują niezmiennie względem siebie położenie, wówczas znajdujące się na tym terenie obiekty nie ulegają uszkodzeniu, pomimo że obniżają się lub nawet przechylają w pewnym stopniu razem z terenem. Zjawiska takie występują tylko wtedy, gdy nad eksploatowanym pokładem zalegają bardzo mocne skały (np. piaskowce), które załamują się dużymi blokami (płytami) szerokości 80 — 100, a nawet 200 i więcej metrów (rys. 68). Obiekty znajdujące się na środku takiej płyty nie wykazują w ogóle uszkodzeń. Jeżeli natomiast obiekt znajduje się na krawędzi powstałej niecki, zostaje on niezawodnie uszkodzony lub nawet zniszczony, a to wskutek powstających tu *deformacji terenu* w postaci ugięcia. Jeżeli na skutek deformacji teren zostaje wygięty wypukłością ku górze (część MN na rys. 67), powstają zarówno w nim jak i w obiektach, *naprężenia*



Rys. 68. Osiadanie terenu wskutek eksploatacji pokładów zalegających pod mocnymi skałami

rozciągające (dodatnie); przy wklęsłej deformacji terenu (część LM na rys. 67) powstają *naprężenia ściskające* (ujemne).

Im deformacje terenu są większe, tym większe są również uszkodzenia znajdujących się na nim obiektów. W roku 1948 Kazakowski wysunął myśl określania *wskaźnika deformacji* powierzchni wskutek górniczej eksploatacji za pomocą tangensa *średniego kąta nachylenia brzegu* tworzącej się niecki. Ponieważ średnie nachylenie brzegu niecki nie jest pojęciem dostatecznie określonym i jednoznacznym, przeto Budryk zaproponował (1949) przyjęcie za wskaźnik deformacji wartość T (wzór [87]), a więc tangens kąta *nachylenia stycznej w punkcie przegięcia się niecki*.

Na podstawie obserwacji można przyjąć orientacyjnie, że przy średnich głębokościach eksploatacji (około 300 m) i przy wartościach wskaźnika T poniżej 0,25% ($T = 0,0025$) w domach zwykłych, ale solidnie zbudowanych, uszkodzenia albo w ogóle nie występują, albo powstają tylko nieszkodliwe zarysowania murów. Przy wartościach wskaźnika do 0,6% ($T = 0,006$) uszkodzenia budynków dają się stosunkowo łatwo naprawić. Przy wartościach wskaźnika od 0,6% do 1,0% ($T = 0,006 - 0,01$) uszkodzenia są już poważne, lecz nie grożą jeszcze zniszczeniem budynku. Jeżeli wskaźnik deformacji wynosi 1,0% do 1,5% ($T = 0,01 - 0,015$), konieczne jest uprzednie kotwienie budynku, które jednak już przy wartości wskaźnika około 2% ($T = 0,02$) może nie zabezpieczyć budowli. Liczby te należy traktować jedynie jako orientacyjne i wymagające ewentualnej korekty. Podane wartości T odnoszą się do nachylenia stycznej w niecce już ostatecznie wykształtowanej.

Chcąc dokładniej oznaczyć wielkość deformacji należy jeszcze pójść dalej i za *miarę deformacji terenu* przyjmować wielkość *krzywizny* K (odwrotność promienia krzywizny R).

$$K = \frac{1}{R} = \frac{F''(x)}{\left[1 + F'^2(x)\right]^{\frac{3}{2}}} \quad [92]$$

Analityczne określenie profilu brzeżnej części ostatecznie wykształtowanej niecki (po uspokojeniu się ruchów terenu) jako krzywej całkowitej z krzywej Gaussa [77] pozwala na wyznaczenie K w dowolnym punkcie. Interesuje nas przede wszystkim największa wartość krzywizny K_{\max} oraz miejsce, w jakim ona występuje.

W warunkach eksploatacji podziemnej wartość pierwszej pochodnej $F'(x)$ nie przekracza zwykle 0,03, a wobec tego można ją pominąć w mianowniku równania [92]. Przy równoczesnym uwzględnieniu równania [76] otrzymujemy

$$K = F''(x) = f'(x) \quad [93]$$

Różniczkując dwa razy równanie Gaussa [77] i przyrównując je do zera dla znalezienia maksimum $f'(x)$ otrzymujemy, że w odległościach od punktu przegięcia się brzegu niecki (rys. 63c)

$$x = \pm \frac{1}{h \cdot \sqrt{2}} = \pm 0,4 r \quad [94]$$

występują największe wartości krzywizny

$$K_{\max} = \pm z_{\max} \cdot h^2 \cdot e^{-\frac{1}{2}} \cdot \sqrt{\frac{2}{\pi}}$$

Uwzględniając wzory [89] i [90]

$$K_{\max} = \pm 1,52 \cdot \frac{z_{\max} \cdot \operatorname{tg}^2 \beta}{H^3} \quad [95a]$$

gdzie znak + odpowiada krzywiznie wywołującej naprężenia rozciągające, znak — krzywiznie wywołującej naprężenia ściskające.

Wzór [95a] można poza tym przedstawić w postaci

$$K_{\max} = \pm 1,52 \cdot \frac{T^2}{z_{\max}} = 1,52 \cdot \frac{T \cdot \operatorname{tg} \beta}{H} \quad [95b]$$

Przykład. Dla $z_{\max} = 0,7$, $T = 0,0035$ otrzymamy największą krzywiznę [95b]

$$K_{\max} = 1,52 \cdot \frac{0,0035^2}{0,7} = 26,6 \cdot 10^{-6}$$

najmniejszy promień krzywizny [92]

$$R_{\min} = \frac{1}{26,6 \cdot 10^{-6}} = 37600 \text{ m} = 37,6 \text{ km}$$

Jak wynika z wzoru [95a], wielkość krzywizny, a więc i uszkodzeń obiektów jest tym większa, im większe jest osiadanie terenu z_{\max} , im większy jest kąt zasięgu wpływów β i im mniejsza jest głębokość eksploatacji H . Przy jednej i tej samej wartości wskaźnika T (wzór [95b]) uszkodzenia będą tym większe, im mniejsze jest obniżenie terenu i im płytsza jest eksploatacja. Innymi słowy, dla małych obniżen terenu i małych głębokości eksploatacji powinny być dopuszczalne niższe wartości wskaźnika K_{\max} .

Opierając się na wyżej podanej bezpiecznej wartości $T = 0,0025$, która odnosi się do średniej głębokości eksploatacji (rzędu $H = 300$ m), i biorąc pod uwagę, że tylko w rzadkich przypadkach $\operatorname{tg} \beta$ jest niższe od 1,5 (częściej wynosi 2,0, a niekiedy przekracza nawet 2,5 czy też 3,0), otrzymamy bezpieczną wartość największej krzywizny [95b].

$$K_{\text{bezp}} = 1,52 \cdot \frac{0,0025 \cdot 1,5}{300} = 19 \cdot 10^{-6}$$

lub po zaokrągleniu

$$K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6} \text{ m}^{-1} \quad [96]$$

co odpowiada promieniowi krzywizny $R_{\text{bezp}} = 50$ km.

U w a g a. Podaną bezpieczną wartość krzywizny (względnie promienia krzywizny) należy traktować jedynie jako orientacyjną. Dla ustalenia bezpiecznych warunków eksploatacji pod obiektami zajdzie niewątpliwie potrzeba opracowania na podstawie obserwacji dopuszczalnych wartości K (względnie R) dla różnych kategorii chronionych obiektów.

5. WPLYW PRĘDKOŚCI WYBIERANIA ZŁOŻA

Widoczny przebieg osiadania powierzchni wskutek eksploatacji górniczej trwa zwykle przez czas dłuższy, który w warunkach naszego zagłębia wynosi przynajmniej kilka lat a w rzadkich tylko przypadkach dochodzi do 10 lat (przy dużej grubości pokładu i małej wartości c). Okoliczność ta powoduje, że największe deformacje terenu występują nie

bezpośrednio po wybraniu pokładu, lecz po ostatecznym wykształtowaniu się brzegu niecki.

Dla uniknięcia uszkodzeń obiektu na powierzchni stosuje się pod nim *możliwie szybkie wybieranie pokładu*, tak ażeby brzeg rozszerzającej się niecki przesuwał się w postaci fali możliwie szybko pod chronionym obiektem i ażeby pod nim niecka nie zdążyła się ostatecznie sformować.

Nazywając przez v prędkość posuwania się frontu eksploatacji w metrach na rok (przy danej wartości c w odniesieniu do roku) otrzymamy (dowód pominięto) *największą krzywiznę w rozciąganej części brzegu niecki przy przesuwaniu się frontu pod chronionym obiektem* (Knothe)

$$K'_{\max} = +k \cdot \frac{z_{\max} \cdot \operatorname{tg}^2 \beta}{H^2} \cdot \left(1 - e^{-\frac{c \cdot H}{v \cdot \operatorname{tg} \beta}}\right) \quad [97]$$

gdzie k — współczynnik zależny od prędkości posuwania się frontu; waha się on od 1 (przy $v = \infty$) do 1,52 (przy $v = 0$). Ta największa krzywizna przy kruchych skałach stropowych występuje mniej więcej nad linią frontu eksploatacji.

Największa krzywizna w ściskanej części brzegu niecki występuje w odległości mniejszej od $r = H/\operatorname{tg} \beta$ poza frontem i wynosi

$$K''_{\max} = -k \cdot \frac{z_{\max} \cdot \operatorname{tg}^2 \beta}{H^2} \cdot \left(1 - e^{-\frac{c \cdot H}{v \cdot \operatorname{tg} \beta}}\right)^2 \quad [98]$$

Jak wynika z porównania z wzorem [95a], krzywizna w rozciąganej części niecki posuwającej się jest mniejsza od krzywizny ostatecznie wykształtowanej niecki, najmniejsza zaś jest krzywizna w ściskanej części niecki posuwającej się. Stosunek bezwzględnych wartości krzywizn wynosi

$$K_{\max} : K'_{\max} = K'_{\max} : K''_{\max} = 1 : \left(1 - e^{-\frac{c \cdot H}{v \cdot \operatorname{tg} \beta}}\right) \quad [99]$$

Często dla uniknięcia uszkodzeń rozpoczyna się *wybieranie pokładu bezpośrednio pod chronionym obiektem*, wybierając równocześnie w obie strony. W tym przypadku obiekt znajduje się od razu na dnie niecki i nie występują w nim naprężenia rozciągające. Wielkość naprężeń ściskających jest jednak wtedy duża, mianowicie

$$K'''_{\max} = -2k \cdot \frac{z_{\max} \cdot \operatorname{tg}^2 \beta}{H^2} \cdot \left(1 - e^{-\frac{c \cdot H}{v \cdot \operatorname{tg} \beta}}\right) \quad [100]$$

a więc krzywizna jest tu dwa razy większa od krzywizny w rozciąganej części niecki przesuwałcej się pod obiektem

$$K'''_{\max} : K'_{\max} = 2 \quad [101]$$

Przykład. W jakim stosunku do brzegu niecki ostatecznie wykształtowanej zmniejszy się krzywizna deformacji K'_{\max} , jeżeli front eksploatacji przesuwa się z prędkością 1 m/dobę ($v = 300$ m/rok) oraz 2 m/dobę ($v = 600$ m/rok) przy założeniu, że

$$c = 0,5 \quad H = 300 \text{ m} \quad \operatorname{tg} \beta = 2$$

1. Przyjmując $v = 300$ m/rok, otrzymamy [99]

$$1 - e^{-\frac{0,5 \cdot 300}{300 \cdot 2}} = 1 - e^{-0,25} = 1 - 0,78 = 0,22$$

a więc wskaźnik deformacji będzie stanowił zaledwie 22% ostatecznej wielkości tego wskaźnika.

2. Dla $v = 600$ m/rok

$$1 - e^{-\frac{0,5 \cdot 300}{600 \cdot 2}} = 1 - e^{-0,125} = 1 - 0,88 = 0,12$$

Jeżeli chodzi o wielkość krzywizny w ściskanej części brzegu niecki K''_{\max} , to zmniejszy się ona do kwadratu powyższych liczb, a więc stanowić będzie zaledwie $0,048 K''_{\max}$ względnie $0,014 K''_{\max}$.

Przy wybieraniu pokładu bezpośrednio pod chronionym obiektem rozciąganie w ogóle nie wystąpi, miernikiem natomiast działania ściskającego będzie [101] $K'''_{\max} = 0,44 K''_{\max}$.

Jak z powyższego przykładu wynika, wybranie pokładu przy dostatecznie szybkim przesunięciu się pod chronionym obiektem zmniejsza w wysokim stopniu możliwość powstania uszkodzeń. Najbardziej szkodliwe jest zatrzymanie frontu pod danym obiektem.

6. POZIOME PRZESUNIĘCIA TERENU

Oprócz obniżen terenu z obserwuje się również poziome przesunięcia jego punktów y . Wielkości deformacji pionowych i poziomych zależą oprócz grubości pokładu oraz głębokości jego zalegania również od kąta upadu.

Przy większym upadzie pokładu obniżenie powierzchni jest mniejsze. Na podstawie obserwacji Wyższego Urzędu Górniczego w Dortmundzie zależność ta przedstawia się jak następuje:

Kąt nachylenia pokładu w stopniach	Stosunek wielkości obniżenia do wybranej grubości pokładu	
0	0,4	100 %
10	0,39	98 %
20	0,28	70 %
30	0,26	65 %
40	0,19	48 %
50	0,16	40 %
60	0,12	30 %

Podane obniżenia, sądząc z ich wielkości, odnoszą się przypuszczalnie do przypadku, w którym wybieranie pokładów odbywa się z pełną podszatką suchą.

Przy eksploatacji pokładów o większym nachyleniu przekrój przez nieckę w kierunku poprzecznym do rozciągłości charakteryzuje się asymetrycznym kształtem krzywej osiadania i przesunięciem środka niecki (największego obniżenia) w stronę upadu pokładu.

Jeśli idzie o poziome przesunięcia terenu, to wzrastają one bardzo wyraźnie ze zwiększeniem upadu pokładu i w pokładach stromych są znacznie większe aniżeli obniżenia pionowe.

Powoduje to, że przy eksploatacji pokładów poziomych lub o małym kącie nachylenia uszkodzenia obiektów występują przeważnie wskutek ugięcia się terenu, przy eksploatacji natomiast pokładów stromych niszczące działania wywołują głównie przesunięcia poziome. Zagadnienie wpływu na powierzchnię eksploatacji pokładów stromych nie zostało dotychczas dostatecznie wyjaśnione.

Analiza bogatego materiału eksperymentalnego pozwoliła ustalić ważną różniczkową zależność między pionowymi z i poziomymi y przesuni-

nięciami terenu, a mianowicie (Awierszyn)

$$\frac{dy}{dx} = B \cdot \frac{d^2z}{dx^2}$$

gdzie: $\frac{dy}{dx} = \varepsilon$ — względne przesunięcie punktów terenu w odniesieniu do jednostki długości, czyli poziome jego odkształcenie,

$\frac{d^2z}{dx^2} = F''(x) = K$ — wielkość krzywizny (wzór [93]),

B — pewien współczynnik.

Jak wynika z ostatniego wzoru, poziome odkształcenia terenu (ε) są w przybliżeniu proporcjonalne do wielkości krzywizny, a skutek tego maksymalne działania rozciągające i ściskające przypadają w miejscach największej krzywizny linii osiadania, odkształcenia zaś zerowe w punkcie przegięcia się krzywej osiadania.

Wielkość współczynnika B dla różnych miejscowości Zagłębia Donieckiego waha się od 8 do 20 m (Awierszyn). Z rozważań teoretycznych (Sałustowicz 1952) wynika, że współczynnik B dla punktu występowania największej krzywizny jest wprost proporcjonalny do głębokości eksploatacji H , a wobec tego

$$\varepsilon_{\max} = C \cdot H \cdot K_{\max}$$

gdzie dla wyrobiska o przekroju kołowym wartość współczynnika C w zależności od liczby Poissona μ wynosi

$\mu = 0$	0,2	0,5
$C = 0,12$	0,20	0,25

Przy eksploatacji pokładów poziomych wartość współczynnika C jest przypuszczalnie niższa, przy stromych zaś wyższa od podanych tu wartości.

Ostatni wzór na podstawie [95b] i [90] można przedstawić w postaci

$$\varepsilon_{\max} = 1,52 C \cdot H \cdot \frac{T \cdot \operatorname{tg} \beta}{H} = 1,52 C \cdot T \cdot \operatorname{tg} \beta = 1,52 C \cdot \operatorname{tg} \beta \cdot \frac{z_{\max}}{H}$$

Przykład. Eksploatacja pokładu węgla prowadzona jest pod rurociągiem wodnym zmontowanym z rur długości 10 m. Przy jakiej wartości wskaźnika deformacji T wysunięcie rur z muf nie przekroczy 10 mm = 0,01 m, jeżeli $C = 0,20$, $\operatorname{tg} \beta = 2$?

Względne przesunięcie punktów terenu na długości 1 m wynosi

$$\varepsilon_{\max} = \frac{0,01}{10} = 0,001$$

z ostatniego wzoru otrzymuje się

$$0,001 = 1,52 \cdot 0,20 \cdot T \cdot 2$$

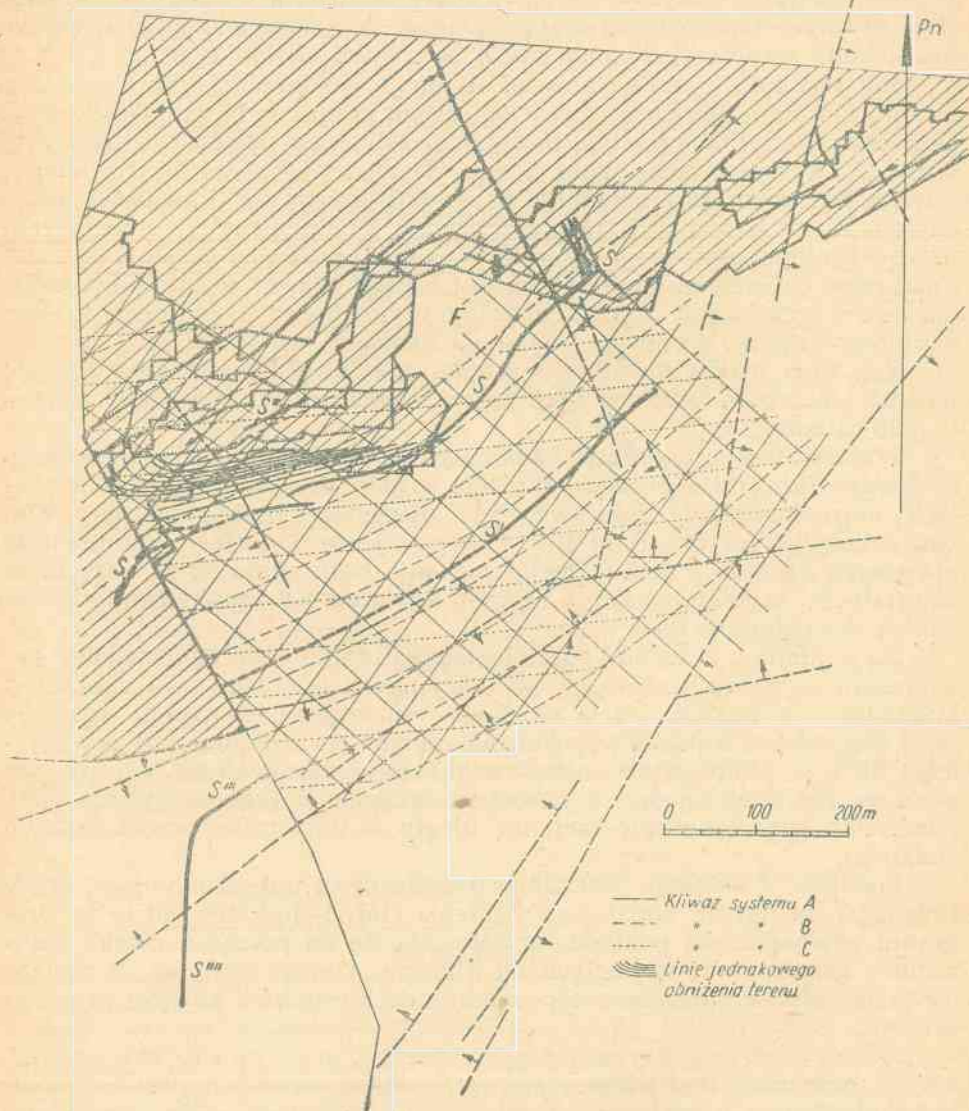
$$T = \frac{0,001}{1,52 \cdot 0,20 \cdot 2} = 0,00165 = 0,165\%$$

7. EKSPLOATACJA POD MOCNYMI SKAŁAMI

W razie zalegania w stropie pokładu skał bardzo mocnych załamują się one okresowo nad wybraną przestrzenią (rys. 68), przy czym wykonywane są w pierwszym rzędzie płaszczyzny kliważu na długości setek metrów. Powoduje to, że brzeg niecki w takich przypadkach nie jest

równoległy do granic eksploatacji pokładu, lecz do kierunków kłiważu, jak to pokazano na rys. 69.

Na terenie tym występują trzy parzyste systemy kłiważu A, B i C, przy czym kąt nachylenia płaszczyzn kłiważu należących do systemu A



Rys. 69. Osiadanie powierzchni oraz tworzenie się szczelin na terenie zachodniej części kopalni M

(najbardziej wyraźnego) wynosi średnio około 86° , płaszczyzn zaś kłiważu systemu B — 60° ; kłiważ systemu C jest znacznie mniej wyraźny.

Wskutek eksploatacji w północnej części kopalni powstała szczelina S, od której na północ teren wybitnie się obniża. Oprócz tej szczeliny,

która w r. 1935 występowała bardzo wyraźnie na całej jej długości, zaczęła się zarysowywać następną szczelina S' . Poza tym zauważono na powierzchni ślady dawniej powstałych szczelin S'' , S''' i S'''' . Szczeliny S , S' , S'' i S''' są do siebie równoległe i odpowiadają kliważowi systemu B. Przebieg szczelin wskazuje na to, że skały na danym terenie (grube warstwy mocnych piaskowców) mają skłonność do załamywania się większymi blokami w postaci długich pasów szerokości około 120 m.

Jak wynika z rys. 69, zarówno osiadanie powierzchni, jak i szczeliny na niej nie mają przebiegu równoległego do granic wybierania pokładów, przy czym szczeliny powstają nawet nad calizną w postaci większych filarów F o wymiarach około 150 m. Dowodzi to dużej wytrzymałości i zwięzłości skał, które załamują się wzdłuż płaszczyzn kliważu i przechylają się w stronę wybranej przestrzeni. Załamanie się i przechylenie bloków skalnych następuje nie tylko w pobliżu krawędzi eksploatacji, lecz i nad samą calizną, czego dowodem jest okoliczność, że w miejscu powstania nowej szczeliny S' obserwowane było poważne wydzwignięcie krawędzi bloku do góry, dochodzące do około 20 cm.

Tak więc *grube warstwy mocnych i zwięzłych skał załamują się wzdłuż płaszczyzn kliważu, przy czym załamanie to sięga często daleko w głąb calizny.*

Wniosek ten potwierdzają badania W. R. Crane'a, które oparte zostały na bardzo dużej ilości obserwacji (około 30 000), przeprowadzonych w skałach najrozmaitszego typu (wapienie, piaskowce, łupki, kwarcyty, diabazy, dioryty, porfiry, rudy itp). Obserwacje te wykazały wybitną rolę płaszczyzn kliważu i poprzecznego spękania skał: około 90 % wszystkich powstałych i zaobserwowanych szczelin wykazało zgodność z tymi kierunkami z dokładnością do 1° .

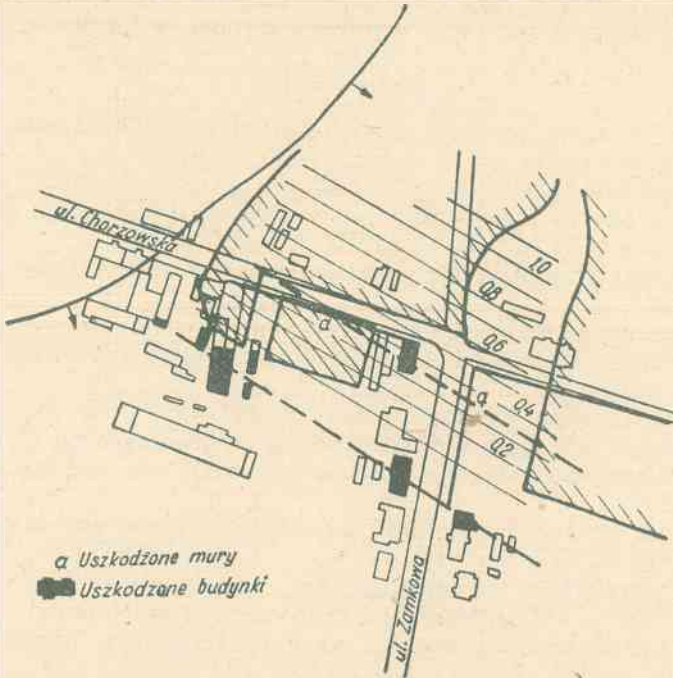
Na południowy wschód od omawianego terenu (rys. 69) osiadanie powierzchni w różnych okresach niwelacyjnych zmieniało swój charakter. Mianowicie w początkowych okresach osiadanie powierzchni zgadzało się z kierunkami kliważu i spękań należącymi do systemu A (kątem nachylenia 86°), w późniejszym natomiast okresie dominować zaczyna na tym obszarze kierunek zgodny z kliważem systemu B (kątem nachylenia 60°), pomimo że granice eksploatacji nie uległy w tym czasie poważniejszym zmianom.

Podobne obserwacje poczynione zostały przez autora niniejszej pracy również i na innych kopalniach Zagłębia Górnego-śląskiego, gdzie po wybraniu pewnej części pokładu kształtowała się na początku niecka obniżenia o granicach równoległych do kliważu jednego systemu, a następnie zmieniała swoje granice odpowiednio do kierunków kliważu drugiego systemu.

Obserwacje te pokrywały się z obserwacjami Crane'a, który twierdzi, że *załamanie skał odbywa się na początku według najbardziej stromych płaszczyzn, a następnie przechodzi do płaszczyzn o coraz mniejszym kącie nachylenia do poziomu.*

Przy eksploatacji pod grubymi i mocnymi skałami uszkodzenia budynków na powierzchni obserwuje się wyłącznie niemal wzdłuż linii załamania skał, za dowód czego mogą służyć obserwacje pokazane na rys. 70, gdzie mniejsze lub większe uszkodzenia obiektów na powierzchni występują wzdłuż 2 linii równoległych do płaszczyzn kliważu odległych od siebie o 80 m. Budynki między tymi liniami pomimo przechylenia całego

terenu nie uległy żadnym uszkodzeniom. Położenie tych linii odpowiada strefom niebezpiecznym B i D na rys. 68.

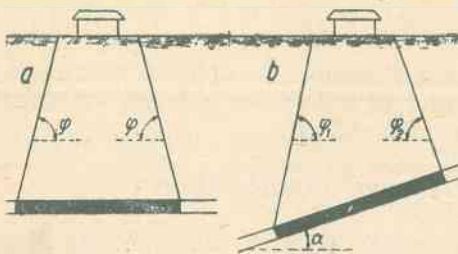


Rys. 70. Występowanie uszkodzeń górniczych wzdłuż linii osiadania terenu

Jeżeli linia załamania skał na swym przebiegu napotyka na uskoku, zostaje zwykle w tym miejscu przzerwana i nie przenosi się poza uskoku, jak to widać we wschodniej części szczeliny S—S na rys. 69.

X. POZOSTAWIANIE FILARÓW OCHRONNYCH

1. STOSOWANE NORMY



Rys. 71. Kąty zasięgu wpływów przyjęte przy wyznaczaniu filarów ochronnych

Dla ochrony obiektów na powierzchni, jak również wyrobisk podziemnych znajdujących się nad eksploatowanym pokładem, stosuje się w górnictwie powszechnie pozostawianie filarów ochronnych, wyznaczonych na podstawie przyjętych wielkości kątów zasięgu wpływów eksploatacji. Wielkości tych kątów (rys. 71) zależą od rodzaju skał i są na ogół inne w kierunku rozciągłości φ , upadu φ_1 i wzniosu φ_2 .

Często przy wyznaczaniu filarów ochronnych stosuje się stare *normy* podane przez *Wyższy Urząd Górniczy w Dortmundzie*. Według tych norm kąt zasięgu dla skał formacji węglowej wynosi w kierunku rozciągłości i upadu

$$\varphi = \varphi_1 = 75^\circ$$

w kierunku wzniosu wielkość tego kąta zależy od kąta nachylenia pokładu, a mianowicie:

$$\text{przy } \alpha = 0 - 15^\circ \quad \varphi_2 = 75^\circ$$

$$\text{przy } \alpha = \text{powyżej } 15^\circ - 35^\circ \quad \varphi_2 = 90^\circ - \alpha \text{ (prostopadle do pokładu)}$$

$$\text{przy } \alpha \text{ powyżej } 35^\circ \quad \varphi_2 = 55^\circ$$

Dla marglu przyjmuje się poza tym $\varphi = 70^\circ$, dla piasków i kurzawek $\varphi = 40^\circ - 30^\circ$.

Tymczasowa instrukcja polska (1949) opracowana przez Komisję Miernictwa Górniczego i Szkód Górniczych przy Głównym Instytucie Górnictwa przyjmuje:

1. W warstwach dyluwialnych $\varphi = 45^\circ - 50^\circ$ we wszystkich kierunkach; dla warstw z kurzawką φ w granicach od 6° do 45° .
2. W warstwach trzeciorzędowych $\varphi = 60^\circ$ we wszystkich kierunkach.
3. W warstwach triasowych $\varphi = 65^\circ - 70^\circ$ we wszystkich kierunkach.
4. W warstwach karbońskich przy poziomym zaleganiu pokładu $\varphi = 75^\circ - 85^\circ$, zależnie od miejscowych warunków.
5. W warstwach karbońskich nachylonych, przy upadzie pokładu od 0° do 45°

$$\varphi = 75^\circ - 85^\circ$$

$$\varphi_1 = \varphi + (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha}{45^\circ}$$

$$\varphi_2 = \varphi - \alpha + (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha}{45^\circ}$$

6. W warstwach karbońskich przy upadzie pokładu przekraczającym 45°

$$\varphi = 75^\circ - 85^\circ$$

$$\varphi_1 = 90^\circ - (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha - 45^\circ}{45^\circ}$$

$$\varphi_2 = \alpha - (90^\circ - \varphi) \cdot \frac{\alpha - 45^\circ}{45^\circ}$$

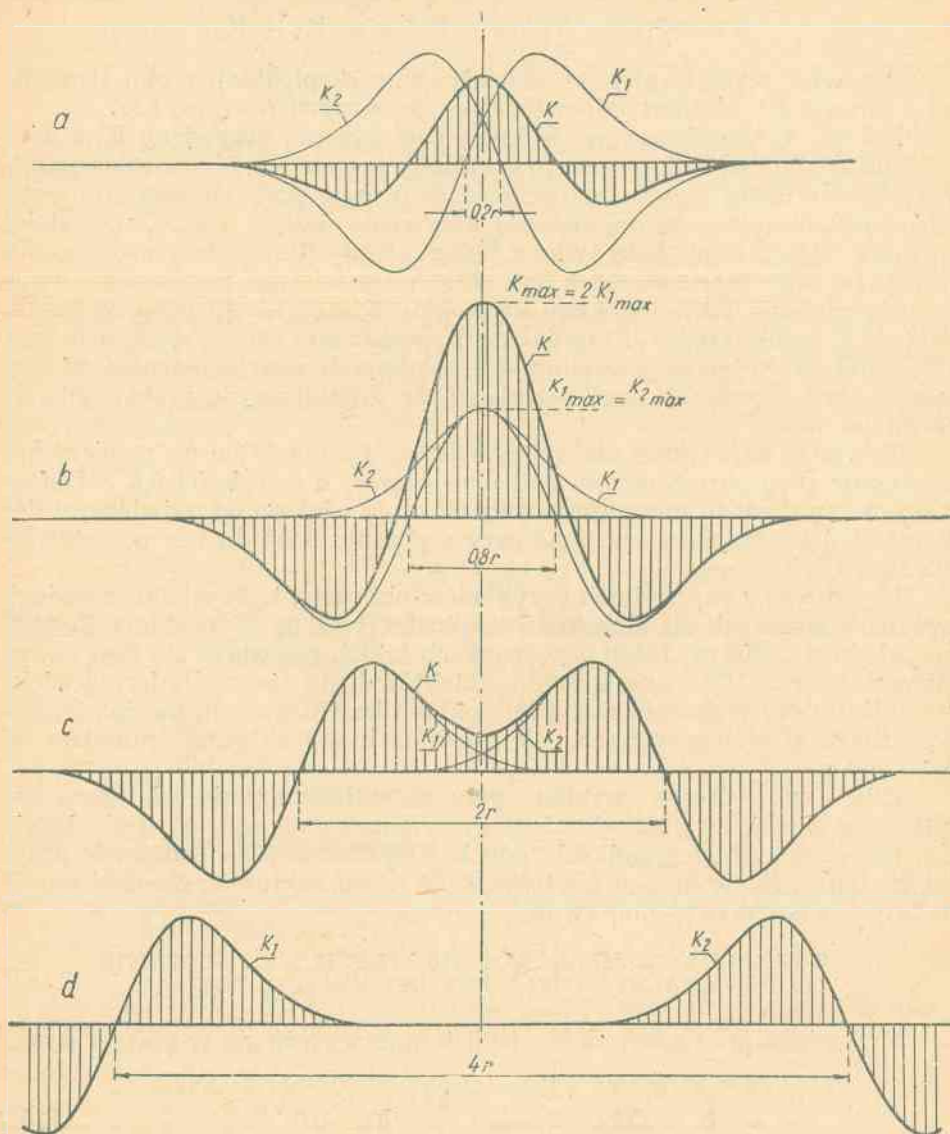
Niezależnie od tego należy dookoła chronionego obiektu wyznaczyć pas ochronny od powierzchni o szerokości od 0 do 50 m, zależnie od wrażliwości (czułości), wartości i przeznaczenia obiektu.

2. NAJMNIEJSZE WYMIARY FILARU OCHRONNEGO¹⁾

Jeżeli filar ochronny przedstawia się w postaci długiego wąskiego pasa, wówczas punkty położone na powierzchni nad tym filarem znaj-

¹⁾ Rozdział ten i następne zostały opracowane przez Budryka w r. 1951.

dują się pod działaniem wybierania pokładu z obu stron filaru ochronnego. Oddziaływania te sumują się z sobą, a wskutek tego całkowite ob-



Rys. 72. Wielkości deformacji terenu przy różnej szerokości filaru ochronnego
 r oznacza zasięg wpływów głównych

nizienie $F(x)$ w dowolnym punkcie będzie się równało sumie obniżień $F_1(x)$ i $F_2(x)$ wywołanych wybiciem pokładu tak z jednej, jak i z drugiej strony filaru

$$F(x) = F_1(x) + F_2(x)$$

Wielkość deformacji terenu w każdym punkcie określa się, jak to wynika z poprzednich rozdziałów, wielkością krzywizny [93]

$$K = F''(x) = F_1''(x) + F_2''(x) = K_1 + K_2$$

Tak więc przez wzajemne oddziaływanie eksploatacji z obu stron filaru sumują się również odpowiadające jej krzywizny (rys. 63c).

Na rys. 72 przedstawiono wykresy sumarycznej krzywizny K , a więc i wielkości deformacji terenu przy różnej szerokości filaru ochronnego. Przy bardzo małej jego szerokości (rys. 72a) największa sumaryczna krzywizna jest mniejsza od największej krzywizny brzegu niecki, powstałej wskutek wybrania pokładu tylko z jednej strony filaru. Przy zwiększaniu szerokości tego filaru do $0,8 r$ (rys. 72b) wzrasta K_{\max} do wartości dwukrotnie większej od największej krzywizny brzegu niecki przy wybraniu pokładu z jednej strony. Przy dalszym zwiększeniu szerokości filaru (rys. 72c) wielkość krzywizny w punktach położonych nad jego środkiem maleje, a przy szerokości przekraczającej $2r$ zmniejsza się praktycznie do zera (rys. 72d).

Tak więc *największe niebezpieczeństwo dla obiektów na powierzchni występuje przy pozostawieniu pod nimi filarów o szerokości $0,8 r$* . Deformacja terenu jest tu przynajmniej dwukrotnie większa od największej deformacji, jaka mogłaby wystąpić przy wybraniu pokładu bez pozostawienia filaru ochronnego.

W jednym z poprzednich przykładów obliczona była wielkość zasięgu wpływów głównych dla głębokości eksploatacji 300 m. Wynosi ona dla tego przykładu $r = 200$ m. Jeżeli w warunkach takich pozostawi się filar o wymiarach $0,8 r = 160$ m, uszkodzenia obiektów będą niewspółmiernie większe aniżeli przy wybraniu pod nimi pokładu bez filaru ochronnego. Szerokość filaru w tych warunkach nie powinna być praktycznie mniejsza od $2r = 400$ m.

Jak z powyższego wynika, *przy za małych wymiarach filaru (nie tylko nie chroni on obiektów, lecz przeciwnie, potęguje ich uszkodzenia i to nawet w tych przypadkach, gdy był wyznaczony na podstawie przyjętych norm. Rację bytu mają tylko duże filary ochronne*. Na okoliczność tę dotychczas nie zwrócono uwagi.

3. WYZNACZANIE FILARÓW OCHRONNYCH NA PODSTAWIE DOPUSZCZALNEJ WIELKOŚCI DEFORMACJI TERENU

Krzywizna jako miara deformacji terenu wyraża się w postaci wzoru [93], [77]

$$K = f(x) = 2z_{\max} \cdot \frac{h^2}{\sqrt{\pi}} \cdot hx \cdot e^{-h^2 x^2} \quad [102]$$

We wzorze tym przyjęto dodatni kierunek x w stronę calizny, licząc od granicy, do której wybrany został pokład. Warunkowi temu odpowiada dodatnia wartość K (działanie rozciągające).

Wstawiając do tego wzoru wartość h z [89]

$$h = \frac{\sqrt{\pi}}{r}$$

otrzymamy

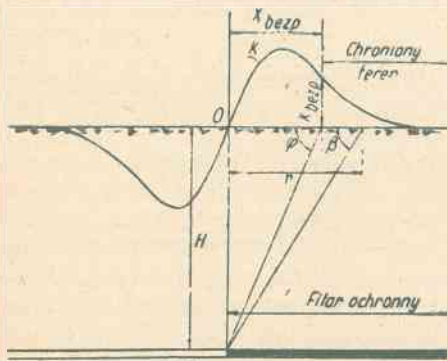
$$K = 2 z_{\max} \cdot \frac{\sqrt{\pi}}{r^2} \cdot \sqrt{\pi} \cdot \frac{x}{r} \cdot e^{-\pi \frac{x^2}{r^2}}$$

$$\frac{K}{2\sqrt{\pi}} \cdot \frac{r^2}{z_{\max}} = \sqrt{\pi} \cdot \frac{x}{r} \cdot e^{-\pi \frac{x^2}{r^2}} \quad [103]$$

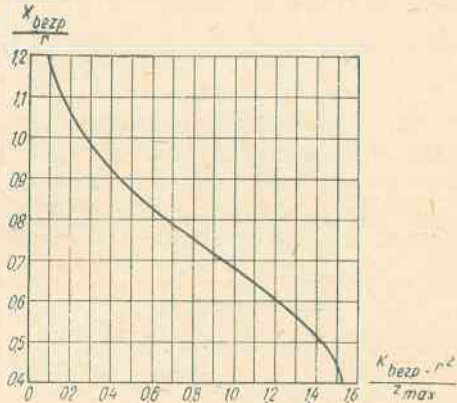
Znając bezpieczną wartość K , którą oznaczymy przez $K_{\text{bezp}} = 1/R_{\text{bezp}}$, możemy dla różnych wartości x_{bezp}/r określić z wzoru [103] odpowiadające im r^2/z_{\max} , gdzie r zgodnie z wzorem [90] wynosi

$$r = \frac{H}{\text{tg } \beta} \quad [104]$$

Jeżeli granica chronionego na powierzchni pasa (rys. 73) będzie oddalona (w planie) od granicy wybranego pokładu o odległość nie mniejszą od x_{bezp} , wówczas obiekty znajdujące się na tym pasie nie zostaną uszkodzone. Na tej zasadzie wskazane jest wyznaczanie racjonalnej wielkości filaru ochronnego.



Rys. 73. Wyznaczenie bezpiecznego filaru ochronnego przy wybieraniu jednego pokładu



Rys. 74. Wykres do wyznaczania wielkości filaru ochronnego

Dla ułatwienia obliczania wartości x_{bezp}/r , zależnie od $K_{\text{bezp}} \cdot r^2/z_{\max}$ podana została poniższa tabelka oraz wykres rys. 74

$\frac{K_{\text{bezp}} \cdot r^2}{z_{\max}}$	0,083	0,156	0,272	0,443	0,674	0,943	1,216	1,432	1,528
$\frac{x_{\text{bezp}}}{r}$	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4

Przykład. Pokład o grubości $m = 5$ m zalega na głębokości $H = 300$ m. Na podstawie pomiarów niwelacyjnych terenów sąsiednich wyznaczono (według wzoru [90]) $\text{tg } \beta = 2,0$. Należy obliczyć x_{bezp} przy wybieraniu pokładu z zawalem ($z_{\max} = 0,7 \cdot 5 = 3,5$), jak również przy zastosowaniu podsadzki płynnej ($z_{\max} = 0,1 \cdot 5 = 0,5$), przy założeniu, że $K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6}$ (dopuszczalny promień krzywizny $R = 50$ km).

$$[104] \quad r = \frac{H}{\text{tg } \beta} = \frac{300}{2} = 150 \text{ m}$$

a. Wybieranie z zawalem

$$\frac{K_{\text{bezp}} \cdot r^2}{z_{\text{max}}} = \frac{20 \cdot 10^{-6} \cdot 150^2}{3,5} = 0,129$$

Z wykresu rys. 74 znajdujemy

$$\frac{x_{\text{bezp}}}{r} = 1,135 \quad x_{\text{bezp}} = 1,135 \cdot 150 = 170 \text{ m}$$

Odpowiada temu

$$\text{tg } \varphi = \frac{H}{x_{\text{bezp}}} = \frac{300}{170} = 1,77$$

$$\varphi = 60^{\circ}30'$$

b. Wybieranie z podsadzką płynną

$$\frac{K_{\text{bezp}} \cdot r^2}{z_{\text{max}}} = \frac{20 \cdot 10^{-6} \cdot 150^2}{0,5} = 0,9$$

Z wykresu rys. 74 mamy dla tej wartości

$$\frac{x_{\text{bezp}}}{r} = 0,715 \quad x_{\text{bezp}} = 0,715 \cdot 150 = 107,3 \text{ m}$$

czemu odpowiada

$$\text{tg } \varphi = \frac{300}{107,3} = 2,8$$

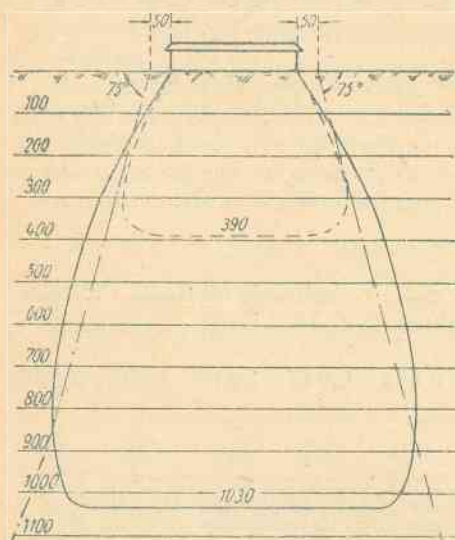
$$\varphi = 70^{\circ}$$

Jak z powyższego przykładu wynika, filar ochronny przy zastosowaniu podsadzki płynnej wypada znacznie mniejszy aniżeli przy wybieraniu pokładu z zawalem.

Przeprowadzając podobne obliczenia dla różnych głębokości zalegania tego samego pokładu otrzymamy różną szerokość filaru ochronnego,

jak to pokazano na rys. 75. Z rysunku tego wynika, że przy wybieraniu z zawalem (linia ciągła) szerokość filaru ochronnego zwiększa się wraz z głębokością, ale tylko do głębokości 800 m. Po przekroczeniu tej głębokości szerokość filaru maleje, a na głębokości poniżej 1030 m filar ochronny nie jest potrzebny. Przy zastosowaniu natomiast podsadzki płynnej (linia przerywana) szerokość filaru zwiększa się do głębokości 300 m, następnie maleje i przy głębokości powyżej 390 m filar ochronny staje się niepotrzebny.

Wykreślając (rys. 75) dla danych warunków szerokość filaru w myśl stosowanych norm i przyjmując nawet najmniejszy kąt zasięgu $\varphi = 75^{\circ}$ oraz szerokość pasa ochronnego 50 m widzimy, że filar taki będzie wystarczający przy wybieraniu pokładu z podsadzką płynną. Jeżeli natomiast dany pokład będzie wybierany z za-



Rys. 75. Potrzebna szerokość filaru ochronnego przy wybieraniu jednego pokładu o grubości 5 m z zawalem (linia ciągła) lub z podsadzką płynną (linia przerywana)

wałem na głębokości od 140 do 860 m, wymiary tak wyznaczonego filaru ochronnego będą za małe.

Przy eksploatacji pod chronionym obiektem kilku pokładów należy mieć na uwadze, ażeby suma deformacji wywołanych wybieraniem każdego z tych pokładów nie przekraczała deformacji dopuszczalnej, a więc musi być zachowany warunek

$$K' + K'' + K''' + \dots = K_{\text{bezp}} \quad [105]$$

W wyborze wartości K' , K'' , \dots nie jesteśmy poza tym niczym skrupowani, a wobec tego możliwa jest tu nieskończenie duża ilość rozwiązań, z których można dobrać bardziej korzystne, np. ze względu na zmniejszenie strat węgla.

Przykład. Dla obiektów zajmujących powierzchnię 200×200 m w terenie o wartości $\text{tg } \beta = 2$ wyznaczyć filary ochronne w dwóch pokładach. Pokład I grubości 5 m, wybieranie z zawałem ($z'_{\text{max}} = 0,7 \cdot 5 = 3,5$), głębokość zalegania $H' = 400$. Pokład II grubości 2 m, wybieranie z zawałem ($z''_{\text{max}} = 0,7 \cdot 2 = 1,4$), zalega na głębokości $H'' = 600$ m.

Zasięgi wpływów głównych wynoszą w danym przypadku [104]

$$r' = \frac{400}{2} = 200 \quad r'' = \frac{600}{2} = 300$$

Przyjmując $K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6}$ przeprowadzimy obliczenia przy trzech założeniach [105]:

- | | |
|-----------------------------|----------------------------|
| 1) $K' = 5 \cdot 10^{-6}$ | $K'' = 15 \cdot 10^{-6}$ |
| 2) $K' = 8,5 \cdot 10^{-6}$ | $K'' = 11,5 \cdot 10^{-6}$ |
| 3) $K' = 15 \cdot 10^{-6}$ | $K'' = 5 \cdot 10^{-6}$ |

$$1) \quad \frac{K' \cdot r'^2}{z'_{\text{max}}} = \frac{5 \cdot 10^{-6} \cdot 200^2}{3,5} = 0,057$$

wartości tej odpowiada (rys. 74)

$$\frac{x}{r'} = 1,24$$

a więc

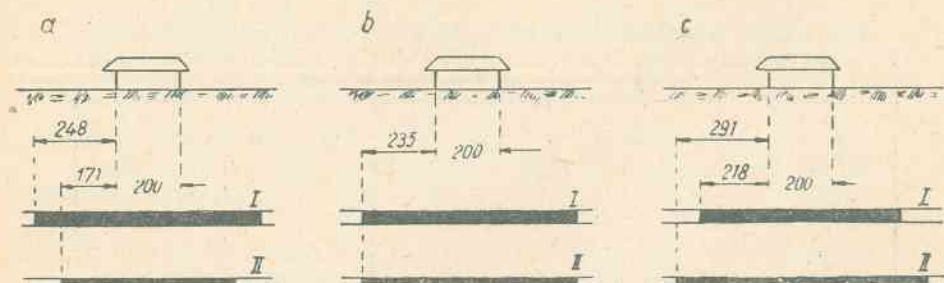
$$x' = 1,24 \cdot 200 = 248$$

$$\frac{K'' \cdot r''^2}{z''_{\text{max}}} = \frac{15 \cdot 10^{-6} \cdot 300^2}{1,4} = 1,28$$

$$x'' = 0,57 \cdot 300 = 171$$

Filar ochronny w pokładzie wyższym jest tu większy aniżeli w pokładzie niższym (rys. 76a). Straty węgla w filarach ochronnych wynoszą

$$5 \cdot (200 + 2 \cdot 248)^2 + 2 \cdot (200 + 2 \cdot 171)^2 = 3\,000\,000 \text{ m}^3$$



Rys. 76. Wyznaczenie filarów ochronnych dla dwóch zakładów

$$2) \quad \frac{K' \cdot r'^2}{z'_{\max}} = \frac{8,5 \cdot 10^{-6} \cdot 200^2}{3,5} = 0,097$$

Z rys. 74

$$x' = 1,18 \cdot 200 = 236$$

$$\frac{K'' \cdot r''^2}{z''_{\max}} = \frac{11,5 \cdot 10^{-6} \cdot 300^2}{1,4} = 0,78$$

$$x'' = 0,78 \cdot 300 = 234$$

Oba filary wypadły o jednakowych wymiarach. Straty węgla (rys. 76b)

$$5 \cdot (200 + 2 \cdot 236)^2 + 2 \cdot (200 + 2 \cdot 234)^2 = 3\,150\,000 \text{ m}^3$$

$$3) \quad \frac{K' \cdot r'^2}{z'_{\max}} = \frac{15 \cdot 10^{-6} \cdot 200^2}{3,5} = 0,17$$

$$x' = 1,09 \cdot 200 = 218$$

$$\frac{K'' \cdot r''^2}{z''_{\max}} = \frac{5 \cdot 10^{-6} \cdot 300^2}{1,4} = 0,32$$

$$x'' = 0,97 \cdot 300 = 291$$

Filar ochronny w pokładzie dolnym jest większy aniżeli w pokładzie górnym. Straty węgla wynoszą (rys. 76c)

$$5 \cdot (200 + 2 \cdot 218)^2 + 2 \cdot (200 + 2 \cdot 291)^2 = 3\,250\,000 \text{ m}^3$$

Tak więc najmniejsze straty węgla otrzymaliśmy dla danego przykładu projektując filary ochronne zgodnie z rys. 76a.

Podany sposób wyznaczania filarów ochronnych wskazane jest stosować w przypadkach, gdy chodzi o *ochronę wyjątkowo czułych obiektów*. Jeżeli budowla na powierzchni jest mniej wrażliwa na deformację terenu (np. koleje, drogi), wskazane jest stosować większe wartości K_{bezp} . Wymiary filarów ochronnych wypadną przy tym znacznie mniejsze. Na razie brak danych doświadczalnych dotyczących K_{bezp} dla różnych kategorii obiektów.

W tabelicy 7 podano zależność między $r/\sqrt{z_{\max}}$ a x_{bezp}/r , dla przypadku gdy $K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6}$ (czyli $R_{\text{bezp}} = 50 \text{ km}$), a więc w odniesieniu do obiektów wyjątkowo czułych na deformacje.

4. NAJMNIEJSZA DOPUSZCZALNA SZEROKOŚĆ CHRONIONEGO TERENU

Przy małej szerokości chronionego terenu wpływy wybierania z obu stron filaru ochronnego sumują się z sobą w sposób pokazany na rys. 72. Wychodząc z założenia, by w środku chronionego pasa terenu deformacje

Tabela 7

Wyznaczenie wielkości filaru ochronnego oraz najmniejszej szerokości b_{\min} chronionego terenu dla $K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6}$ w środku terenu tudzież $K_{\text{bezp}} = 24 \cdot 10^{-6}$ po jego bokach

$\frac{r}{\sqrt{z_{\max}}}$	64	88	117	149	184	217	247	268	276
$\frac{x_{\text{bezp}}}{r}$	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4
$\frac{b_{\min}}{r}$	0,27	0,27	0,28	0,30	0,33	0,37	0,43	0,56	0,73

w żadnym przypadku nie przekraczały K_{bezp} , a na jego brzegach np. $1,2 \cdot K_{\text{bezp}}$ (jeżeli pozwalają na to obiekty), można na podstawie wykresu rys. 74 obliczyć najmniejszą dopuszczalną szerokość chronionego pasa (b_{min}) terenu. Wyniki obliczeń dla $K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6}$ (czyli $R = 50$ km) w środku terenu i $1,2 \cdot K_{\text{bezp}} = 24 \cdot 10^{-6}$ (czyli $R = 42$ km) po bokach terenu podano w tabelcy 7.

Przykład posługiwania się tablicą 7. Dla danych wartości $H = 300$, $\text{tg } \beta = 2$, $z_{\text{max}} = 3,5$ otrzymamy

$$r = \frac{300}{2} = 150$$

$$\frac{r}{\sqrt{z_{\text{max}}}} = \frac{150}{\sqrt{3,5}} = 80,2$$

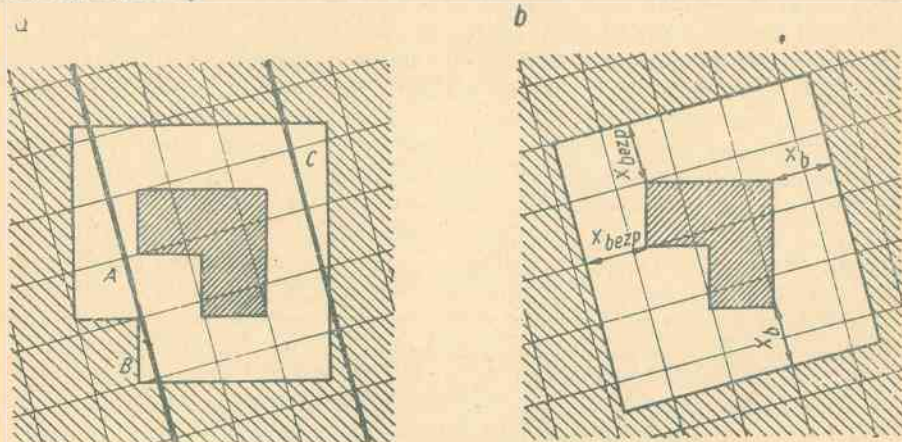
Z tablicy 7 przez interpolację znajdujemy

$$\frac{x_{\text{bezp}}}{r} = 1,137 \quad x_{\text{bezp}} = 1,137 \cdot 150 = 170 \text{ m}$$

$$\frac{b_{\text{min}}}{r} = 0,27 \quad b_{\text{min}} = 0,27 \cdot 150 = 40 \text{ m}$$

5. WPŁYW OBECNOŚCI MOCNYCH SKAŁ W STROPIE POKŁADÓW

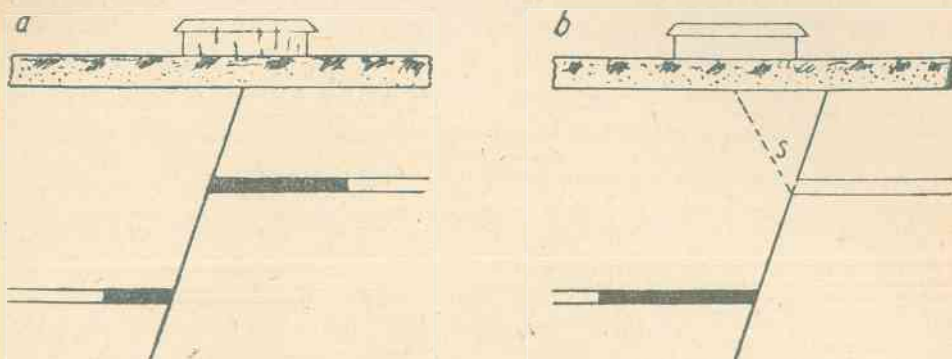
Jak widzieliśmy wyżej (rys. 69), mocne skały stropowe załamują się niemal wyłącznie wzdłuż płaszczyzn kliważu lub poprzecznych spękań, przy czym załamania te nie mają na ogół przebiegu równoległego do granic eksploatacji pokładów i tworzą się nie tylko nad wybraną przestrzenią, lecz i nad całą.



Rys. 77. Niewłaściwe a i poprawne b wyznaczenie filaru ochronnego w obecności mocnych skał

Jeżeli granice filaru ochronnego nie będą równoległe do kierunków kliważu i spękań (rys. 77a), załamanie skał może nastąpić nad pozostawionym filarem, zostaną zgniecione kliny pokładu A, B i C, chroniony zaś obiekt zostanie uszkodzony. Dla uniknięcia tego należy granice filaru ochronnego w pokładzie wyznaczyć równoległe do panujących na danym terenie kierunków kliważu, spękań i uskoków, jak to pokazano na rys. 77b,

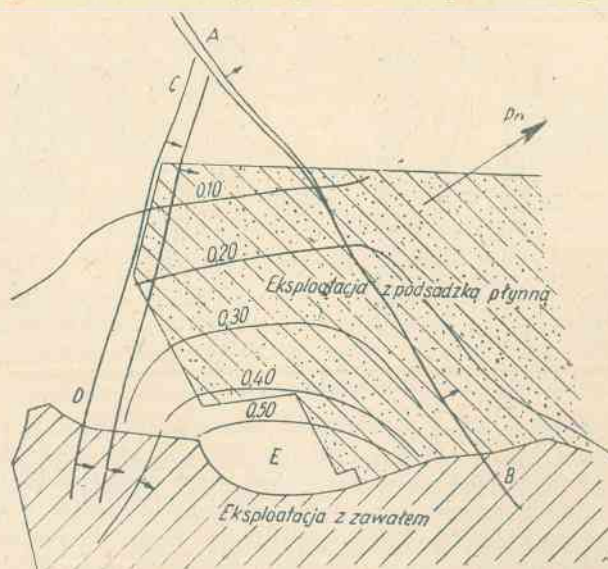
starając się nawet w miarę możliwości ograniczyć eksploatację do uskokuw przebiegających w sąsiedztwie chronionego obiektu. Jak uczą bowiem obserwacje, załamanie skał nie przedłuża się na ogół poza istniejące uskoki.



Rys. 78. Wpływ uskokuw na powierzchnię

Jeżeli pod chronionym obiektem znajduje się wychód uskoku (rys. 78a), istnieje duże niebezpieczeństwo uszkodzenia tego obiektu, gdyż pozostawienie niedużej szerokości pasa pokładu wzdłuż uskoku nie potrafi zapobiec osiadananiu mocnych skał wzdłuż uskoku. *Usytuowanie obiektu na powierzchni w zasięgu wpływów uskoku jest zawsze niekorzystne i zagraża uszkodzeniem nawet wówczas, gdy eksploatację prowadzi się jeszcze daleko od granic filaru ochronnego.*

W znacznie korzystniejszej sytuacji znajduje się obiekt, jeżeli wychodnia uskoku przebiega w pewnej od niego odległości (rys. 78b). W tym przypadku wybranie nawet części pokładu bezpośrednio pod chronionym



Rys. 79. Wpływ eksploatacji na powierzchnię

obiektem może nie spowodować uszkodzeń względnie uszkodzenia te przy powstaniu wtórnej szczeliny S mogą być stosunkowo nieduże.

Przy eksploatacji pod mocnymi piaskowcami obniżeniu powierzchni nie zapobiegają nie tylko półwyspy i kliny pokładu (rys. 77a), lecz nawet całe filary ochronne, o ile ich wymiary nie są dostatecznie duże.

Na rys. 79 pokazano osiadanie powierzchni wskutek wybrania pokładu systemem z podsadzką płynną. Jak z planu tego wynika, obniżenie powierzchni objęło przede wszystkim klin terenu między uskokami AB i CD , gdzie utworzyła się niecka, której najniższy punkt przypadł nawet nad pozostawionym filarem E szerokości 100 m. Gruba warstwa piaskowca stropowego nie uległa załamaniu na tym terenie, lecz tylko przechyliła się w kierunku starych zrobów wybranych systemem z zawalem. Znajdujące się na tej płycie budynki nie uległy najmniejszym nawet uszkodzeniom. Niebezpieczeństwo uszkodzenia mogło na tym terenie zagrażać tylko obiektom położonym bezpośrednio na wychodniach szczelin uskokowych.

XI. TĄPANIA

1. ZJAWISKA TĄPAŃ

W dawnych latach, gdy eksploatacja prowadzona była na głębokości do 100 m, wszystkie chodniki, nawet o dużych wymiarach poprzecznych, doskonale się utrzymywały. Na głębokości 100 — 200 m na ogół nie zauważano również większych zmian. Dopiero po przekroczeniu głębokości 200 m zwrócono uwagę na charakterystyczne zjawiska występujące w węglu i w skałach. Świeżo wykonane chodniki zaczęły się nagle zawalać, przy czym nie wytrzymywała często najbardziej nawet staranna obudowa z grubego drewna lub żelaza. Intensywność tych zjawisk gwałtownie wzrastała się w miarę przechodzenia z robotami w głąb ziemi. Ze ścian i piętra wyrobisk w miejscach, które zdawałoby się są zupełnie wytrzymałe, w jednej chwili z trzaskiem odpadają bryły węgla; często w jednej chwili bywa wyciśnięty spód chodnika na kilkadziesiąt centymetrów, a czasami cały chodnik zostaje nagle zawalony lub zagnieciony i przestaje istnieć; filary węglowe o wymiarach kilkudziesięciu metrów zostają nagle rozsądzone. Towarzyszy temu potężny huk i odczuwa się wstrząsy ziemi nawet na powierzchni i w miejscach znacznie odległych od kopalni.

Takie nagle przejawy występujących w skałach naprężeń noszą w górnictwie nazwę *tąpań*. Skała tych zjawisk jest niezmiernie szeroka od nieznacznych pęknięć warstewek węglowych do olbrzymich wstrząsów obejmujących nawet setki kilometrów kwadratowych terenu i przypominających trzęsienie ziemi.

Duże tąpania rozpoczęte w jednym miejscu mogą przenieść się w ciągu kilku sekund lub minut na inne miejsca i ogarnąć całe pole eksploatacyjne, rozsadzając i odrywając ogromne masy węgla, niszcząc obudowę, tamy i uzbrojenie wyrobisk, przyczyniając się tym do bardzo poważnych katastrof górniczych, wskutek których traci życie nieraz większa ilość ludzi.

Zjawiska takie występują na terenie Zagłębia Górnio-śląskiego w tak ostrej i groźnej postaci, jaka na ogół nie jest znana w innych zagłębiach węglowych świata, co tłumaczy się obecnością w stropie wielu naszych

eksploatowanych pokładów wyjątkowo mocnych i grubych piaskowców. Zauważono bowiem, że duże tąpnięcia występują w pokładach węgla, nad którymi zalegają piaskowce.

2. HIPOTEZA TĄPAŃ

Tąpnięcia należą do rzędu zjawisk, które do ostatnich czasów nie zostały definitywnie wyjaśnione przez naukę i których nie potrafimy jeszcze skutecznie zwalczać.

Na podstawie licznych prac badawczych, przeprowadzonych w Polsce po roku 1946 przez specjalne komisje przy Głównym Instytucie Górniczym (Komisja Systemów Wybierania Złóż oraz Komisja Ciśnień i Tąpnięć) można wysunąć przytoczoną niżej hipotezę tąpnięć (Budryk, 1950).

Przy zgniataniu w prasie kostek twardego węgla obserwuje się zjawisko, że w chwili przekroczenia jego wytrzymałości ($165 - 200 \text{ kg/cm}^2$) następuje nagle zburzenie struktury węgla w postaci pewnego rodzaju „eksplozji“ badanej kostki, któremu towarzyszy jej rozsypanie się i rozrzucenie na boki z dużą siłą odłamków węgla. Zjawisko to jest laboratoryjnym odtworzeniem na małą skalę tąpnięć, które w postaci wyjątkowo groźnej występują w kopalniach.

Nadmienić należy, że nie wszystkie materiały i skały, a nawet i nie wszystkie węgle, zachowują się w podobny sposób. Np. kostka betonowa z chwilą przekroczenia jej wytrzymałości zostaje rozgnieciona w sposób spokojny, bez opisanego zjawiska „eksplozji“. Podobnie zachowują się również niektóre skały. Tak więc *nie wszystkie skały skłonne są do tąpnięć* i również nie wszystkie węgle zostają rozgniatane z objawami tego zjawiska. Szczególnie podatne do tąpnięć są węgle z naszych pokładów grupy siódłowej i rudzkiej, w których to grupach geologicznych występują bardzo grube warstwy mocnych piaskowców.

Tąpnięć mogą ulegać tylko skały mogące zgromadzić w sobie dużą ilość energii, która w chwili przekroczenia wytrzymałości zostaje nagle wyzwolona. Warunkowi temu odpowiadają węgle mocne o wysokiej granicy wytrzymałości i dużej stosunkowo zdolności do odkształceń sprężystych. Węgły takie występują w przyrodzie między sztywnymi warstwami skał mocnych. W przypadku zalegania pokładów węgla między giętkimi warstwami łupków o znacznej plastyczności struktura węgla zostaje naruszona już w czasie ruchów tektonicznych; staje się on kruchy i zatraca w mniejszym lub większym stopniu własności sprężyste.

Jak z powyższego wynika, *tąpnięcia następują w chwili przekroczenia wytrzymałości węgla skłonnego do nagromadzenia w sobie dużej ilości energii.*

Zjawiska tąpnięć tylko w rzadkich przypadkach występują na głębokości mniejszej niż $250 - 300 \text{ m}$, a więc na głębokości, gdzie naprężenia w skałach nienaruszonych nie przekraczają $70 - 75 \text{ kg/cm}^2$, czyli tam, gdzie naprężenia te są $2,5 - 3$ razy mniejsze od wytrzymałości węgla. W warunkach takich dla spowodowania tąpnięć muszą wchodzić w grę wysokie dodatkowe naprężenia, rzędu $100 - 130 \text{ kg/cm}^2$. Takie dodatkowe naprężenia występować mogą w postaci uderzenia w chwili *załamania się bardzo grubych warstw mocnych piaskowców stropowych.*

Przy większych głębokościach eksploatacji dla wywołania tąpnięć wystarczy już mniejsze uderzenie, jakie powstaje przy *załamaniu się cień-*

szych piaskowców. Poza tym w czasie tworzenia się pofałdowań górotworu przy skałach sztywnych, jakimi są piaskowce, powstają w niektórych miejscach *dotatkowe naprężenia w złożu*, które mogły się zachować do obecnych czasów, jeżeli w czasie pofałdowania piaskowce nie uległy spękaniu i uskokom. Tego rodzaju dotatkowe naprężenia przy skałach bardziej plastycznych lub kruchych (łupki ilaste) muszą być siłą rzeczy znacznie mniejsze.

Okoliczności te powodują również, że tąpnięcia występują głównie, przynajmniej na mniejszych i średnich głębokościach, przy stropie piaskowcowym.

Dalszymi przyczynami przekroczenia granicy wytrzymałości węgla w eksploatowanym pokładzie jest *wybieranie resztek pól względnie prowadzenie eksploatacji pod lub nad filarami węglowymi pozostawionymi w innych pokładach*, gdyż w takich miejscach występować mogą poważne nawet dotatkowe naprężenia w węglu.

Na głębokości większej od 550 — 600 m (ciśnienie skał 140 — 150 kg/cm²), a więc tam, gdzie dla wywołania tępnięć wystarczy zwiększenie naprężenia ściskającego o 30 — 50 kg/cm², tąpnięcia w naszych pokładach występują z reguły, poza nielicznymi tylko wyjątkami. Dotatkowe naprężenia tego rzędu mogą być wywołane samym tylko *wzrostem ciśnienia wskutek eksploatacji*. To ciśnienie eksploatacyjne jest większe przy systemach filarowych i komorowych, mniejsze zaś przy systemach ścianowych. Dlatego też ze względu na możliwość uniknięcia tępnięć wybieranie systemami ścianowymi jest bezpieczniejsze niż filarowymi. Przy systemach z ugięciem się stropu występują na ogół większe naprężenia w caliznie aniżeli przy wybieraniu pokładu z zawałem, toteż w tym ostatnim przypadku łatwiej jest uniknąć tępnięć.

W naszym zagłębiu węglowym obserwuje się co pewien czas *wstrząsy tektoniczne*, obejmujące na raz obszary do kilkuset km². Nie wchodząc w wyjaśnienia przyczyn takich wstrząsów i ewentualnego wpływu na nie daleko posuniętej eksploatacji górniczej na terenie Zagłębia Górnego-śląskiego, stwierdzić jedynie należy, że wstrząsy takie atakują przede wszystkim najsłabsze miejsca w kopalniach i przyczyniają się do chwilowego zwiększenia w nich naprężeń do granicy wytrzymałości węgla oraz do wywołania tępnięć.

Na jeszcze większych głębokościach, gdzie naprężenia w węglu zbliżają się nawet normalnie do granicy jego wytrzymałości, tąpnięcia mogą wskutek osłabienia pokładu przez przeprowadzenie w nim mniej lub więcej gęstej *sieci wyrobisk przygotowawczych*, a nawet przez przeprowadzenie *pojedynczego tylko chodnika*.

W tych miejscach, gdzie naprężenia w węglu niedużo odbiegają od granicy wytrzymałości, tępnięcie może nastąpić w trakcie *wykonywania wrębu, strzelania* a nawet przy *uderzeniu kilofem w caliznę*.

W górnictwie polskim przyjęto ujmować wszystkie tąpnięcia w trzy grupy: *tąpnięcia stropowe, tąpnięcia tektoniczne i tąpnięcia węglowe*. Do tępnięć stropowych zalicza się te, które wywołane zostały załamaniem piaskowca stropowego i powstałym przez to uderzeniem (udar krowli, coup de terrain). Tąpnięcia tektoniczne wywołane są wstrząsami tektonicznymi. Do tępnięć węglowych zalicza się wszystkie pozostałe postacie, a więc wywołane w pierwszym rzędzie istnieniem wysokich naprężeń w samym pokładzie węglowym.

Skutki tapani stropowych są tym groźniejsze, im głębiej zalega pokład oraz im grubszy i mocniejszy jest pokład piaskowca. Przy dużej jego grubości tapania występują trudniej i rzadziej (większa odległość między kolejnymi powstającymi szczelinami), ale jednocześnie siła uderzenia i skutki tapani są większe. Tapania tego rodzaju obejmują zwykle kilka wyrobisk i powtarzają się wzdłuż linii równoległych, mających przebieg w kierunku płaszczyzn kłiważu. Odległość tych równoległych linii jest tym większa, im grubsza jest warstwa załamującego się piaskowca. W warunkach Zagłębia Górno-śląskiego dochodzi do 100 i więcej metrów.

Wzdłuż powstającej w stropie szczeliny następują w wyrobiskach zawały węgla, a często i wydzwigiwania spągu, pociągające za sobą zniszczenie obudowy i samego wyrobiska oraz wypadki z ludźmi. Załamania takie nie ograniczają się tylko do przestrzeni wybranej, lecz sięgają również w głąb calizny na odległość nawet kilkudziesięciu metrów od linii urabiania. Wzdłuż takiego pęknięcia zawalają się wyrobiska na pewnej szerokości pasa (np. 20 m). Poza tym pasem z obu jego stron na szerokości do 20 — 30 m zostaje załamana obudowa, a często również spąg bywa znacznie wyciśnięty. Jeżeli w stropie pokładu występuje bezpośrednio piaskowiec, to zwykle nie wykazuje on jakichkolwiek naruszeń i utrzymuje się bez widocznego obniżenia nad zawalonym wyrobiskiem.

Jeżeli nad jakimkolwiek miejscem wyrobiska nastąpi już pęknięcie piaskowca, to przy dalszym jego pękaniu lub osiadaniu wskutek późniejszego wybierania pokładu skutków tapani w tym miejscu albo w ogóle się już nie odczuwa, albo mają one znacznie łagodniejszy przebieg. Właściwie natomiast tapania przenoszą się dalej w głąb pokładu.

Raz zapoczątkowana szczelina w piaskowcu przedłuża się w kierunku kłiważu w miarę postępu eksploatacji, przy czym obecność dość grubych nawet filarów oporowych nie może zapobiec załamaniu stropu.

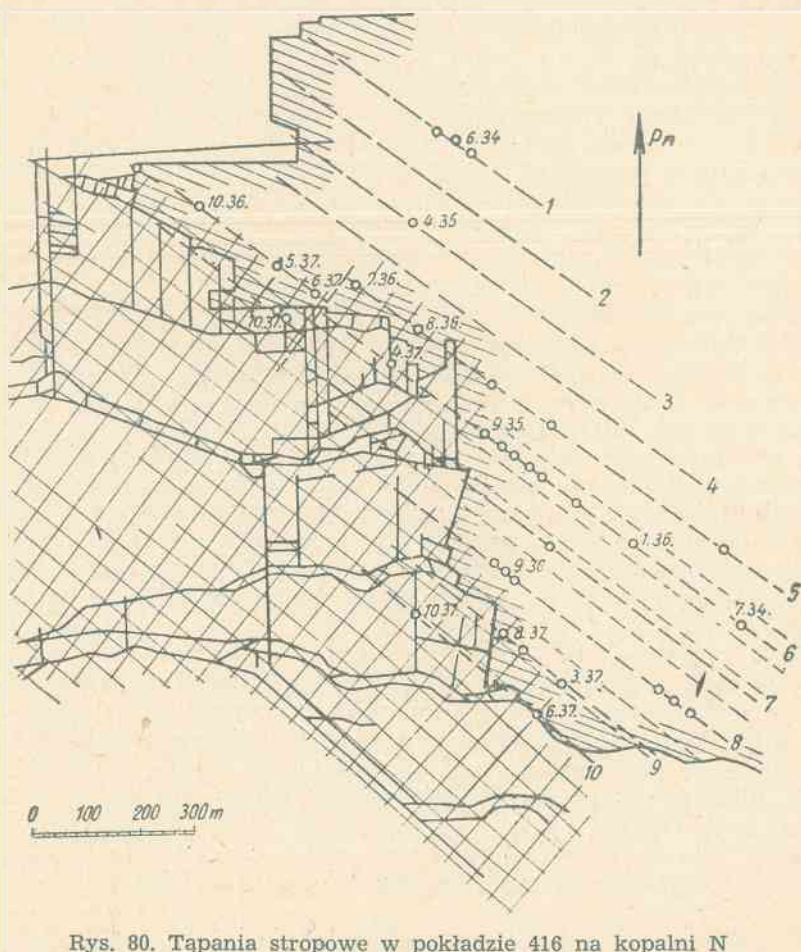
Takiej regularności w rozmieszczeniu i kierunku posuwania się tapani nie obserwuje się w przypadkach tapani węglowych. Poza tym tapania te mogą kilkakrotnie powtarzać się w jednym i tym samym miejscu, zanim będący pod dużym naprężeniem filar węglowy nie zostanie całkowicie zgnieciony.

Najgroźniejsze skutki tapani stropowych obserwuje się w kopalni w tych przypadkach, gdy gruba warstwa piaskowca zalega bezpośrednio nad wybieranym pokładem względnie w niedużej od niego odległości. W przypadku załamania się warstwy piaskowca zalegającego w znacznej odległości od pokładu skutki tapani są już znacznie mniejsze i to nawet wtedy, gdy odczuwane są na powierzchni w postaci trzęsienia ziemi.

Jeżeli nad załamującym się piaskowcem zalega inna, grubsza od niego warstwa mocnego piaskowca, to załamania tego grubego a mocnego piaskowca będą następowały rzadziej, np. po każdym drugim załamaniu się piaskowca pierwszego. Jeżeli natomiast górny piaskowiec jest cieńszy, wówczas załamanie pierwszej warstwy piaskowca musi pociągnąć za sobą załamanie się w krótkim czasie warstwy wyższej lub kolejno po sobie kilku warstw wyższych.

Na rys. 80 podano fragment pokładu 416 na kopalni N, na którym oprócz kierunków kłiważu i spekań zostały oznaczone (kółkami) miejsca dużych tapani w ciągu kilku lat. Zebrany materiał dla sporządzenia tego

planu nie był bynajmniej zupełny, gdyż kopalnia nie prowadziła przed wojną dokładnej ewidencji wszystkich tapani, nie mniej jednak widać tu zupełnie wyraźną równoległość rozmieszczenia miejsc tapani do wykreślonych linii kliważu. Poza tym odległość między liniami tapani jest mniej



Rys. 80. Tapania stropowe w pokładzie 416 na kopalni N

więcej jednakowa i wynosi w danym przypadku około 80 m. Widoczne jest tu poza tym zjawisko powstawania pęknięć piaskowca nie tylko nad przestrzenią eksploatowaną, lecz również nad calizną w odległości przekraczającej nawet 30 m od wybranej części pokładu.

4. TAPANIA A NAGŁE WYDZIELENIE GAZÓW

Zjawiskiem, które ma dużo wspólnego z tapaniem, jest nagłe wydzielenie gazów (CO_2 lub CH_4) z węgla. Zjawisko to starano się już od dawna wyjaśnić działaniem zawartego w węglu gazu, przypisując mu zasadniczą rolę przy wyrzucie węgla. Nie doprowadziło to jednak do celu.

Już dawniej zauważono w kopalniach francuskich, że nagłe wydzielania gazów zdarzają się w pokładach ze stropem piaskowcowym, skłonnych do tapani. Karpow zwrócił uwagę już w r. 1933, że na kopalniach Zagłębia Donieckiego obok nagłych wydzieleni gazów występowały tapania. W swej pracy z r. 1938 Jarlier podając teorię nagłych wydzieleni opartą na fali ciśnienia nadmienia, że zjawiska te cechuje podobieństwo do tapani. Audibert jest zdania (1942), że przygotowanie węgla do wyrzutu następuje w wyniku tapani, sam zaś wyrzut jest następstwem działania gazu.

Przeprowadzając przegląd wszystkich wysuniętych dotychczas hipotez nagłych wyrzutów węgla i gazu, można zauważyć w ostatnich czasach wyraźną zmianę poglądów na zjawisko nagłych wydzieleni w kierunku przypisywania głównej roli ciśnieniu skał i związanym z nim naprężeniom w węglu. Stąd już tylko jeden krok, by zjawisko nagłych wydzieleni, a przynajmniej jego zapoczątkowanie całkowicie podporządkować tapaniom; analogia jest tu bowiem bardzo duża.

Zarówno jedno, jak i drugie zjawisko zdarza się głównie pod stropem piaskowcowym. Oba te zjawiska występują na głębokościach większych niż 200 m. Ze zwiększeniem głębokości częstość i intensywność zjawisk wzrasta gwałtownie. Wcześniejsze wybranie sąsiedniego pokładu (tzw. chroniącego lub ochronnego) przyczynia się do usunięcia zarówno tapani, jak i nagłych wyrzutów, wybieranie natomiast resztek pól lub wybieranie pod filarami pozostawionymi w innym pokładzie prowadzi niezawodnie do tapani i wyrzutów gazu. Najnowsze badania wykazały, że drażnienie otworów wyprzedzających, którym dawniej przypisywano olbrzymią rolę, nie zapobiega nagłym wyrzutom gazu, podobnie jak nie zapobiega tapaniom. Zarówno tapania, jak i nagłe wydzielania zdarzają się przeważnie w robotach przygotowawczych.

Jeżeli węgiel pokładu, w którym występują tapania, zawiera w sobie dużo gazu, to musi się on nagle wydzielić z substancji węglowej w chwili zniszczenia struktury węgla wskutek tapania, przyczyniając się do daleko posuniętego jego sproszkowania. Przy powolnym natomiast zgniataniu węgla będziemy obserwowali odprężenie się węgla i wzmożony wpływ gazu bez towarzyszących nagłemu wydzieleniu zjawisk dźwiękowych oraz fali powietrznej.

5. TAPANIA W KOPALNIACH GÓRNO-ŚLĄSKICH

Na podstawie ankiet przeprowadzonych w latach 1947, 1948 i 1949 przez Komisję Systemów Wybierania Złóż oraz na podstawie kartoteki tapani prowadzonej przez Główny Instytut Górnictwa od roku 1948 można odtworzyć następujący obraz tapani w naszych kopalniach:

W kopalniach Górnego Śląska większość tapani, gdyż 90 — 95 %, przypada na pokłady należące do tzw. *warstw siodłowych*, tzn. pokłady oznaczone numerami od 501 do 510. Reszta tapani (5 — 10 %) występuje w pokładach 408 — 419 należących do *warstw rudzkich*. W innych warstwach geologicznych tapania są zjawiskami bardzo rzadkimi i są wywołane tylko specjalnymi warunkami eksploatacyjnymi.

Pokłady wymienionych warstw zalegają pośród skał, w których występują bardzo grube, kilkudziesięciometrowe warstwy *mocnych piaskowców*, których załamanie się podczas eksploatacji węgla pociąga za sobą bardzo groźne tapania.

Niebezpieczne tapania rzadko tylko występują u nas na głębokości poniżej 300 m, natomiast we wszystkich kopalniach eksploatujących pokłady siodłowe na głębokości powyżej 550 — 600 m tapania występują z reguły poza nielicznymi tylko wyjątkami.

Tapania występują głównie w pokładach grubych. W pokładach cieńszych od 1,7 — 2,0 m na ogół nie obserwuje się u nas poważniejszych tapani, natomiast przy grubości powyżej 5 — 6 m liczba pokładów tających przekracza 40 % liczby pokładów eksploatowanych.

Ogromny wpływ na tapania wywiera stosowany system eksploatacji: 80 % tapani przypada na system filarowe, 20 % na ścianowe. Ciekawe jest, że podsadzka nie tylko nie zabezpiecza przed tapaniami, lecz nawet przyczynia się do zwiększenia ich liczby; 70 % wszystkich tapani przypada u nas na eksploatację z podsadzką płynną, 30 % na eksploatację z zawalem skał stropowych, pomimo że z pokładów grubych (powyżej 3 m) wydobywamy mniej więcej taką samą ilość węgla systemem z podsadzką płynną jak i z zawalem. Zjawisko to można wytłumaczyć zarówno niedokładnym wykonaniem podsadzki, jak i tym, że przy podsadźce występują w caliznie większe ciśnienia aniżeli przy wybieraniu pokładu z zawalem.

Około 90 % tapani przejawia się w chodnikach i tylko 10 % w wyrobiskach eksploatacyjnych (w zabierkach i ścianach).

Jak z powyższego wynika, tapania występują u nas głównie w chodnikach kopalń głębokich (powyżej 300 m), przy eksploatacji grubych pokładów węgla (powyżej 2 m) zalegających pośród grubych i mocnych piaskowców. Tapaniom sprzyja filarowy system eksploatacji (dużo chodników). Podsadzka płynna nie zapobiega tapaniom. W przyszłości, w miarę przechodzenia na coraz głębsze poziomy, niebezpieczeństwo tapani będzie wybitnie wzrastało.

6. SPOSOBY ZWALCZANIA TAPANI LUB ICH SKUTKÓW

Środki zapobiegające tapaniom i nagłym wydzielaniom gazów względnie ich skutkom zostały opracowane przez praktykę niezależnie od siebie. W niektórych przypadkach pokrywają się one z sobą, niektóre jednak ze stosowanych środków w pokładach skłonnych do nagłych wydzieleni nie były dotychczas wypróbowane dla unikania tapani i odwrotnie. Połączenie z sobą tych środków zarówno w jednym, jak i drugim przypadku, mogłoby się przyczynić do polepszenia warunków bezpieczeństwa.

1. Najskuteczniejszym środkiem do kompletnego usunięcia tapani i nagłych wyrzutów jest uprzednie wybranie innego pokładu (chroniącego, czyli ochronnego), jeżeli zalega on w odległości nie większej jak 50 — 60 m od pokładu tającego. Sposób ten jest na terenie naszego zagłębia powszechnie i dobrze znany, mimo to dotychczas nie był on należycie oceniany przez kopalnie eksploatujące pokłady tające.

2. Wszystkie pokłady należy wybierać możliwie czysto bez pozostawiania jakichkolwiek resztek (filarów), gdyż pod lub nad takimi filarami występują niezawodnie w innych pokładach groźne tapania. Zasadę tę lekceważyło dotychczas wiele kopalń i dlatego też poważna ilość tapani (około 10 %) występuje wskutek nieprawidłowej eksploatacji w latach ubiegłych.

3. Pokłady tające należy wybierać planowo przy zachowaniu możliwie równego frontu eksploatacyjnego, gdyż eksploatacja chaotyczna pro-

wadzi do powstawania narażonych na duże ciśnienia i tąpnięcia półwyspów, których wybranie w większości przypadków staje się niemożliwe. Tępań z tego powodu jest u nas około 25%.

4. Przy eksploatacji pokładów tąpających należy zmniejszyć do minimum ilość chodników, a więc unikać przede wszystkim filarów systemów wybierania (tzw. systemu śląskiego), gdyż wymagają one przeprowadzenia dużej ilości wyrobisk chodnikowych, w których mamy 90% tępań. Z powodu nadmiernego rozcięcia pokładów chodnikami występuje u nas około 50% tępań.

5. Przy wybieraniu pokładów bez podsadzki konieczne jest wywoływanie możliwie częstych i pełnych zawałów. Jest to jeden z najbardziej skutecznych sposobów zwalczania tępań. Trudność pod tym względem mają kopalnie przy wybieraniu grubych pokładów węgla pod bardzo mocnym piaskowcem. W takich warunkach konieczne jest stosowanie możliwie szczelnej podsadzki.

6. Przy eksploatacji tąpających pokładów węgla na dużych głębokościach (powyżej 600 m) oraz w miejscach występowania dużych ciśnień (wybieranie resztek pokładu, eksploatacja pod lub nad pozostawionymi filarami w pokładach sąsiednich) należy zwolnić postęp przodka, by następowało powolne odprężanie pokładu.

7. W pokładach tąpających należy stosować obudowę żelazną, zwłaszcza łuki stalowe, gdyż, jak wykazało doświadczenie, nawet po zagnieceniu chodnika pozostaje zwykle przy takiej obudowie pewna przestrzeń, umożliwiająca wyjście dla ludzi, którym odcięta została droga.

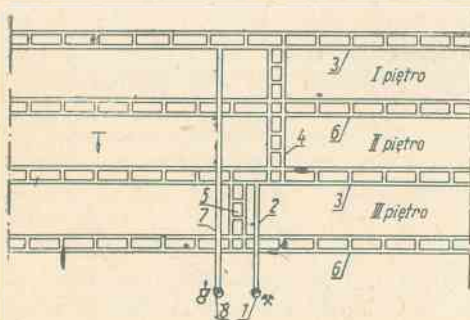
8. W pokładach tąpających wskazane jest wypróbowanie tzw. strzelania wstrząsającego, po usunięciu ludzi z miejsca niebezpiecznego. Polega ono na jednoczesnym odstrzeleniu większej ilości otworów z silniejszymi aniżeli zwykle ładunkami. Sposób ten umożliwia panowanie nad tąpnięciami i wywoływanie ich wtedy, gdy jest to dla kopalni najbardziej odpowiednie, tzn. gdy ludzie są usunięci do miejsca bezpiecznego. Jeżeli po strzelaniu wstrząsającym nie nastąpi tąpnięcie, jest to dowodem, że naprężenia w węglu jeszcze znacznie odbiegają od naprężeń granicznych i że istnieje duże prawdopodobieństwo, że przez całą dniówkę, do chwili następnego strzelania, można mniej więcej bezpiecznie przebywać w przodku. Sposób ten okazał się bardzo skuteczny w kopalniach z nagłymi wyrzutami węgla oraz gazu i jest w tych kopalniach właściwie jedynym najpewniejszym środkiem zabezpieczenia ludzi. Gdyby sposób ten okazał się równie skuteczny w kopalniach tąpających, można byłoby uniknąć większości wypadków z ludźmi spowodowanych tąpnięciami.

B. SYSTEMY PODZIEMNEJ EKSPLOATACJI POKŁADÓW WĘGLA

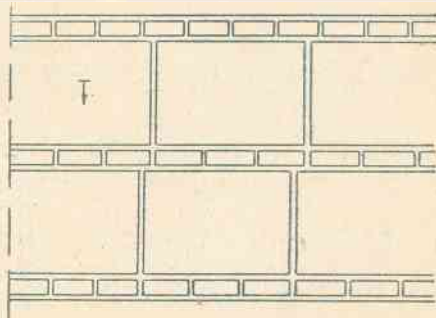
I. ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE

1. ZASADY OGÓLNE

Rzadko tylko wybieranie pokładu można rozpocząć bezpośrednio po jego udostępnieniu bez dodatkowych robót górniczych. Zwykle trzeba w nim przeprowadzić chodniki, co nazywa się *robotami przygotowawczymi*. Mają one na celu połączenie wyrobisk eksploatacyjnych z miejscami udostępnienia pokładu, utworzenie łatwego dojścia do miejsc pracy i transportu z nich urobku, doprowadzenie świeżego powietrza i odprowadzenie zużytego, dostawę materiałów i podsadzki, doprowadzenie energii, odpływ wody itd. Zależnie od warunków roboty przygotowawcze można



Rys. 81. Podział poziomy na piętra
1 — szyb wydobywczy, 2 — przecznica przewozowa, 3 — chodniki podstawowe, 4 — pochylnia przewozowa, 5 — upadowa, 6 — chodniki piętrowe, 7 — przecznica wentylacyjna, 8 — szyb wentylacyjny



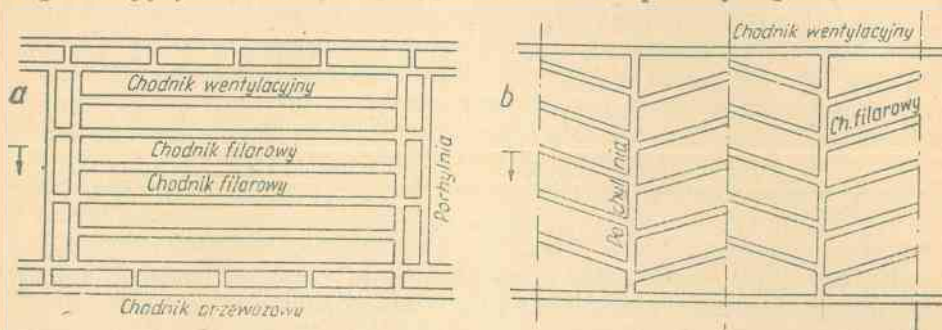
Rys. 82. Podział pięter na pola pochylniane

przewodzą albo jednocześnie z wybieraniem pokładu, albo też znacznie nimi wyprzedzać roboty eksploatacyjne.

Pierwszą pod względem kolejności wykonania robotą przygotowawczą jest uzyskanie połączenia między szybem wydobywczym zglębionym do niższego poziomu a szybem wentylacyjnym doprowadzonym zwykle do poziomu wyższego. Połączenie to ma na celu uzyskanie w możliwie najkrótszym czasie obiegu powietrza przez kopalnię. Po wykonaniu tego połączenia za pomocą głównej pochylni przewozowej (rys. 81) pokład udostępnia się w różnych punktach jego wysokości pochyłej licząc od po-

ziomu wydobywczego do wentylacyjnego. Od tej pochylni można już teraz prowadzić w odpowiednich odległościach od siebie (np. co 100, 200 lub więcej metrów) *chodniki piętrowe* lub *pośrednie*; te drugie w przypadku gdy odległość między chodnikami piętrowymi jest zbyt duża.

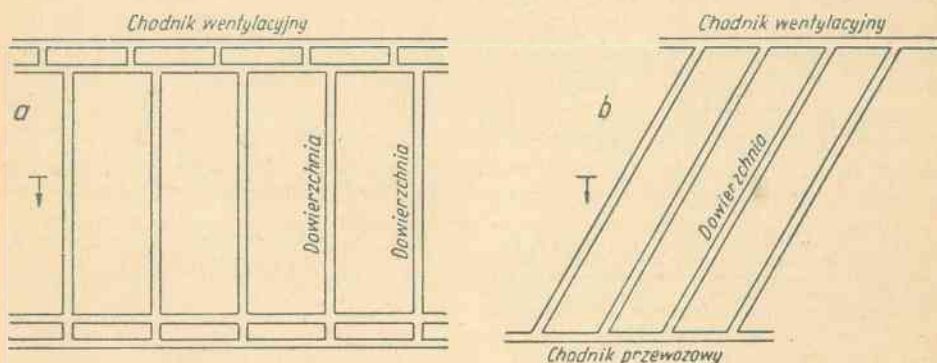
Przy niektórych ścianowych systemach wybierania podział pokładu na piętra jest już wystarczający dla przystąpienia do właściwych robót eksploatacyjnych. W innych przypadkach trzeba poza tym przeprowadzić



Rys. 83. Filary podłużne
a — normalne, b — przekątne

dodatkowy podział pięter lub podpięter *na pola pochylniane* czyli *na pola eksploatacyjne* (odbudowy) za pomocą *pochylni połowych* (rys. 82). Chodniki piętrowe i pośrednie oraz pochylnie stanowią *główne roboty przygotowawcze*.

Oprócz tych głównych robót przygotowawczych zachodzi przy niektórych systemach konieczność dalszego podziału pól pochylnianych na



Rys. 84. Filary poprzeczne
a — normalne, b — przekątne

mniejsze odcinki, czyli filary o szerokości 10 — 30 m. *Filary podłużne* (rys. 83) otrzymuje się przez przeprowadzenie w polu *chodników eksploatacyjnych (filarowych)* (rys. 83), *filary poprzeczne* natomiast przez połączenie chodników piętrowych lub pośrednich za pomocą *dowierzchni* (rys. 84). Chodniki eksploatacyjne i dowierzchnie zalicza się do *drugorzędnych robót przygotowawczych*.

W rzadszych przypadkach filary te, tzw. *długie*, dzieli się na jeszcze mniejsze odcinki, na *filary krótkie* (rys. 85).

Zależnie od tego, czy kierunek chodników eksploatacyjnych i do-wierzchni jest zgodny z kierunkiem rozciągłości względnie upadu złoża, czy też nachylony jest do tych kie-runków pod pewnym kątem, wyróż- nia się *filary normalne* (rys. 83a i 84a) i *przekątne* (rys. 83b i 84b).

Jak z powyższego wynika, *robo- ty przygotowawcze mają na celu pod- dział pokładu na mniejsze lub więk- sze części (bloki) o kształcie zbliżo- nym do prostokąta lub równoległo- boku.*

Ze względu na skrócenie czasu istnienia i zmniejszenie kosztów utrzymania wyrobisk chodnikowych nie przeprowadza się na raz wszyst- kich robót przygotowawczych, lecz tylko te, które są niezbędne dla każ- dego stadium eksploatacji. Powoduje to, że w czasie wybierania pokładu prowadzi się stale roboty przygotowawcze. Przy należyтым rozplanowaniu tych robót stosunek ilości urobku otrzymanego z robót przygotowawczych i wybierania pozostaje mniej więcej stały w okresie pełnego wydobywania kopalni.

W dawniejszych czasach chodniki w polskich kopalniach węgla, a zwłaszcza chodniki eksploatacyjne, drażono o wymiarach możliwie du- żych. Miało to na celu osiągnięcie większej wydajności robotnika na ro- botach przygotowawczych. Z biegiem czasu, w początkach bieżącego stu- lcia, następuje zmiana poglądów na cel robót przygotowawczych: dąży się do możliwie szybkiego ich prowadzenia, przenosząc główny ciężar wy- dobywania na właściwe roboty eksploatacyjne. W konsekwencji wymienio- nego poglądu następuje redukcja do minimum poprzecznego przekroju chodników.

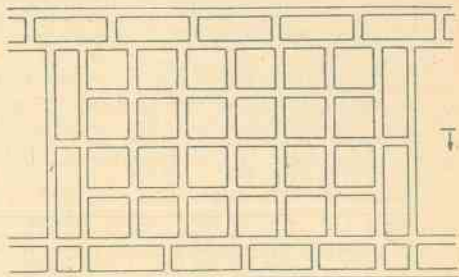
W ostatnich czasach, gdy przy drażeniu chodników znajduje coraz większe zastosowanie mechanizacja, mamy ponowny zwrot w kierunku zwiększenia wymiarów chodników, a przed wszystkim ich szerokości.

2. SPOSOBY PROWADZENIA WYROBISK PRZYGOTOWAWCZYCH

Wyrobiska przygotowawcze można prowadzić pojedynczo lub podwój- nie. W tym drugim przypadku prowadzi się jednocześnie dwa wyrobiska równoległe w małej od siebie odległości (10 — 20 m), które łączy się z sobą przecinkami co 30 — 40 m.

Zaletą systemu *pojedynczych wyrobisk przygotowawczych* w złożu, jest mniejsza ilość robót chodnikowych, w których wydajność pracy gór- nika jest mniejsza, a zużycie materiałów wybuchowych na tonę urobku w porównaniu z robotami wybierania większe. Poza tym z robót chodni- kowych otrzymuje się urobek drobniejszy, a więc w przypadku węgla mniej wartościowy.

Wadą chodników pojedynczych jest trudniejsze ich przewietrzanie, wymagające dodatkowych urządzeń wentylacyjnych (przegrody, lutnie,

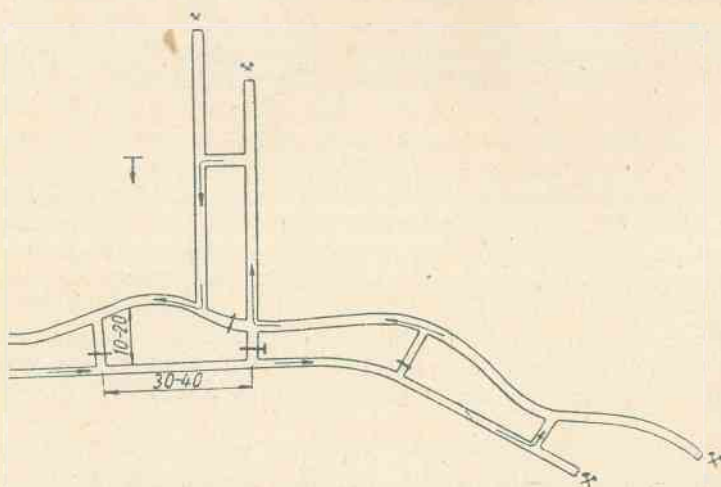


Rys. 85. Filary krótkie

inżektory, wentylatory lokalne). Jeżeli jednak urabianie skały w przodku chodnika odbywa się za pomocą powietrznych wiertarek, wrębiarek lub młotków mechanicznych, zużyte w nich powietrze sprężone jednocześnie wykorzystuje się do przewietrzania przodka, co umożliwi prowadzenie pojedynczego chodnika na dużą odległość. Ze względu na przerwy w przewietrzaniu tego drugiego sposobu powinno się unikać w kopalniach gazowych.

System *podwójnych wyrobisk przygotowawczych* stosuje się najczęściej przy prowadzeniu bardzo długich chodników. Wadą jego jest większa ilość robót chodnikowych. Do zalet tego systemu należy zaliczyć możliwość przewietrzania przodków bez zastosowania dodatkowych urządzeń wentylacyjnych (rys. 86), lepsze wykorzystanie sił roboczych, możliwość otrzymania w okresie robót przygotowawczych większego wydobycia kopalni, poza tym możliwość uniknięcia w chodniku przewozowym gwałtownych skrętów przy złożu pofałdowanym.

W czasie prowadzenia podwójnych chodników jeden z nich (na rys. 86 chodnik dolny) służy za drogę dojścia do przodka, do przewozu urobku,



Rys. 86. Podwójne wyrobiska przygotowawcze

do doprowadzenia świeżego powietrza itd. Chodnik ten w okresie prowadzenia robót przygotowawczych pełni więc rolę chodnika przewozowego, przy czym transport urobku odbywa się w kierunku przeciwnym ruchowi powietrza.

Drugi chodnik równoległy jest pomocniczy i służy do odprowadzenia powietrza (wentylacyjny względem pierwszego), przy czym kierowane jest ono do niego przez ostatnią przeczynkę (rys. 86). Odległość między przeczynkami uzależniona jest od możliwości pracy w przodkach, w których wymiana powietrza odbywa się przez dyfuzję i wynosi najczęściej 30 — 40 m.

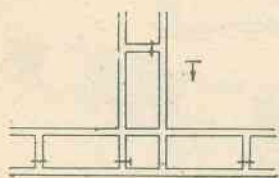
Z chwilą przystąpienia do wybierania pokładu przeznaczenie obu chodników może ulec zmianie: mogą np. oba służyć do przewozu lub oba być wentylacyjne.

Oba przodki chodników równoległych draży się zwykle jedną obsadą i gdy w jednym odbywa się urabianie, to w drugim ładowanie, przez co lepiej wykorzystuje się siły robocze i otrzymuje większe wydobycie bez uszczerbku dla prędkości prowadzenia robót przygotowawczych.

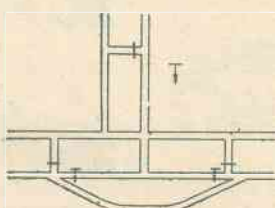
Jeżeli przodek chodnika pomocniczego wyprzedza przodek przewozowego (o 20—40 m, rys. 86), to po napotkaniu znaczniejszej nieregularności w zaleganiu złoża (np. fałdy) kierunek chodnika przewozowego można odpowiednio skorygować dla uniknięcia jego gwałtownych skrętów lub (w przypadku pochylni) zmian upadu, a to przez oddalenie lub zbliżenie chodnika do spągu pokładu względnie przez częściowe prowadzenie go w kamieniu. W tym przypadku chodnik pomocniczy spełnia więc rolę chodnika poszukiwawczo-badawczego.

Pochylnia przewozowa musi mieć połączenie z chodnikiem przewozowym. Pochylnię pomocniczą (objazdową, schodową), służącą do ruchu ludzi, można doprowadzić zarówno do chodnika przewozowego (rys. 87), jak i do pomocniczego (rys. 86).

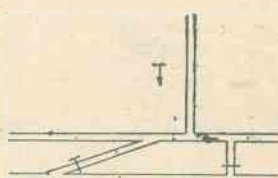
Dla bezpieczeństwa ruchu pod pochylnią przewozową w chodnikach poziomych rozszerza się chodnik w tym miejscu i stawia się zawarcie z drewna lub muru, albo też wykonuje się w pokładzie lub skale stropowej objazd (rys. 88), który umożliwia jednocześnie przeprowadzenie po-



Rys. 87. Połączenie pochylni z chodnikiem transportowym



Rys. 88. Objazd pod pochylnią



Rys. 89. Dojazd do pochylni

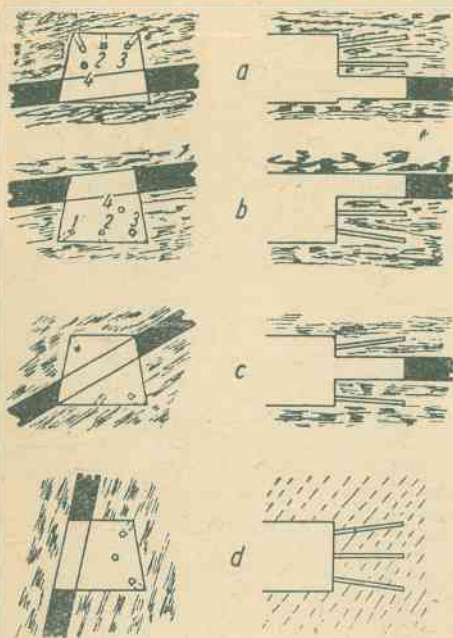
wietrza chodnikiem przewozowym z pominięciem pochylni. Przy małym upadzie pokładu lub w razie prowadzenia w pokładzie grubym równoległych chodników na jednym poziomie (np. po spągu i pod piętnem pokładu) pochylnia może być doprowadzona tylko do chodnika pomocniczego, który z przewozowym łączy się za pomocą skośnej przecinki, tzw. dojazdu (rys. 89).

Wysokość chodników przewozowych nie powinna być mniejsza od 1,80 m, licząc od główki szyny, a w przypadku stosowania elektrowozów przewodowych nie mniejsza jak 2,20 m. Szerokość chodnika określa się na podstawie szerokości elektrowozu lub wozu (zależnie od tego, co jest szersze); odstęp między wozami w chodnikach dwutorowych, jak również odległość ich od obudowy z jednej strony chodnika powinny wynosić nie mniej jak 0,25 m, z drugiej zaś strony 0,70 m dla umożliwienia przejścia ludziom.

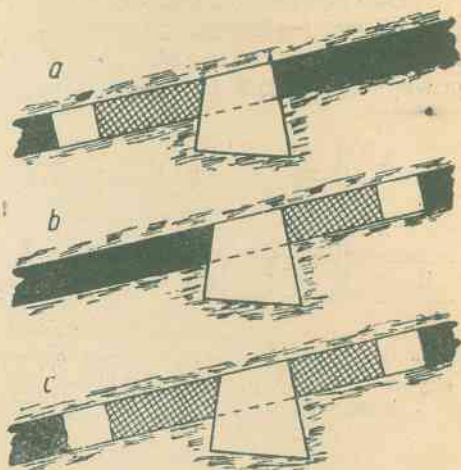
Poprzeczne wymiary chodników jak i najmniejsze odstępstwa od środków przewozowych i innych urządzeń podane są w normie PN/G-52201 „Chodniki w kopalniach węgla“ opublikowanej w Przeglądzie Górniczym nr 12/1950 r.

W pokładach cienkich prowadzi się chodniki z *przybierką* spągu lub stropu, przy czym urobioną skałę można albo wywozić z chodnika, albo też umieszczać obok niego. W przypadku pierwszym chodnik drąży się wąskim przodkiem, w drugim przodkiem szerokim.

Przy prowadzeniu chodnika *wąskim przodkiem* o przybierce stropu czy też spągu decyduje wytrzymałość tych skał, kąt upadu pokładu oraz łatwość ładowania wozów z przodków eksploatacyjnych za pomocą przenośników. W pokładach o małym upadzie (rys. 90a i 90b) najczęściej stosuje się przybierkę spągu (decyduje tu głównie łatwość ładowania wozów); w pokładach o średnim upadzie (rys. 90c) przybiera się zarówno strop, jak i spąg (najmniejsze roboty kamienne); w pokładach stromych (rys. 90d) stosuje się z reguły przybierkę spągu.



Rys. 90. Chodniki z przybierką



Rys. 91. Chodniki kieszeniowe

Otwory strzałowe w węglu wierce się na pomocą wiertarek pracujących z ręki; po odstrzeleniu węgla wierce się otwory w kamieniu (często za pomocą wiertarek na kolumnach) i odstrzelują. Na rys. 90 podano przykłady *obwiertów*, tj. rozmieszczenie otworów w kamieniu przy prowadzeniu chodnika jednotorowego o przekroju około 6 m². Przy wielkości przybierki poniżej 1 m nie wierce się otworów nr 4 (rys. 90a i 90b). Głębokość otworów dochodzi obecnie do 3—4 m, a nawet i do 5 m.

Wydawanie skały na powierzchnię przy drażeniu chodnika wąskim przodkiem jest kosztowne, dlatego też przy eksploatacji pokładów cieńszych od 1,3 m wskazane jest prowadzić chodniki *szerokim przodkiem* z umieszczeniem skały z przybierką w wyrobisku tworzącym się obok chodnika. Są to tzw. *chodniki kieszeniowe*.

Podsadzkę można umieszczać poniżej chodnika (rys. 91a), powyżej niego (rys. 91b) lub z obu stron (rys. 91c). Podsadzki zwykle nie doprowadza się do calizny i pozostawia się tu przestrzeń nieposadzoną szeroko-

kości 1,5 — 2 m, która służy do przewietrzania przodka, odpływu wody itp. Dla komunikowania się z tym chodniczkiem łączy się go z chodnikiem przewozowym przecinkami takiej samej szerokości.

Kamień w kawałkach zajmuje większą objętość aniżeli w całości. Znając współczynnik zwiększenia objętości kamienia k , tzw. współczynnik rozluźnienia, można łatwo obliczyć łączną szerokość przodka l ; wynosi ona (rys. 92)

$$l = a + x + b$$

Jeżeli wysokość chodnika wynosi h , grubość zaś pokładu m , to z 1 mb chodnika otrzymujemy skały z przybierki

$$V = k \cdot a \cdot (h - m) \quad \text{m}^3$$

Pozwala to na podsadzenie $x \cdot m \quad \text{m}^2$ wyrobiska na długości 1 m, a więc

$$x \cdot m = k \cdot a \cdot (h - m)$$

$$x = \frac{k \cdot a \cdot (h - m)}{m}$$

$$l = a + b + k \cdot \frac{a \cdot (h - m)}{m} \quad [106]$$

gdzie: a — szerokość prowadzonego chodnika,

h — jego wysokość,

b — szerokość chodnika zapodsadzkowego ($b = 1,5$ do 2 m),

m — grubość pokładu,

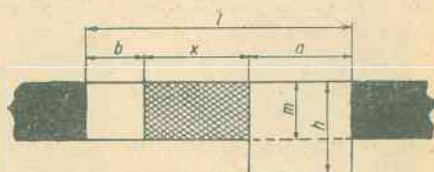
k — współczynnik rozluźnienia, który, zależnie od kształtu kawałków skały, ich wielkości i staranności podsadzania, może wynosić 2 do 2,5 (czasami i więcej).

Przykład. $a = 3 \text{ m}$ $h = 2 \text{ m}$ $b = 1,5 \text{ m}$ $m = 1$ $k = 2,5$
Z wzoru [106] otrzymujemy

$$l = 3 + 1,5 + 2,5 \cdot \frac{3 \cdot (2 - 1)}{1} = 12 \text{ m}$$

Gdy w pokładzie znajdują się przerosty, które można pozostawić na miejscu, łączna szerokość przodka musi być odpowiednio większa. Jeżeli grubość tych przerostów stanowi 0,4 — 0,5 grubości całego pokładu, to prowadzenie chodnika szerokim przodkiem przestaje mieć rację bytu, ponieważ sam tylko przerost dostarczy tyle materiału, ile go potrzeba do podsadzenia wyrobiska, skałę zaś z przybierki trzeba by wydawać na powierzchnię.

Urabianie węgla w chodniku prowadzonym szerokim przodkiem odbywa się zwykle przy użyciu maszyny wrębowej; do transportu urobku używa się przenośników. W miarę posuwania się przodka węglowego wyrobisko obudowuje się tak jak zwykle wyrobisko ścianowe. Podsadzanie przeprowadza się w ten sposób, że wzdłuż obu chodników (przewozowego i zapodsadzkowego) układa się z grubszych kawałków skały suche mury grubości 0,5 — 1 m, przestrzeń zaś między nimi szczelnie wypełnia się pozostałą skałą.

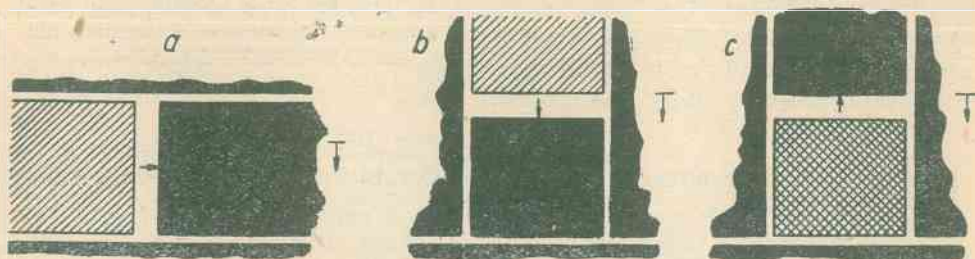


Rys. 92. Obliczenie łącznej szerokości przodka w pokładzie przy prowadzeniu chodnika kieszeniowego (według wzoru [106])

II. SPOSOBY WYBIERANIA PRZYGOTOWANYCH CZĘŚCI POKŁADU

Po wykonaniu robót przygotowawczych przystępuje się do wybierania poszczególnych części pokładu (pól, filarów) otoczonych wyrobiskami chodnikowymi.

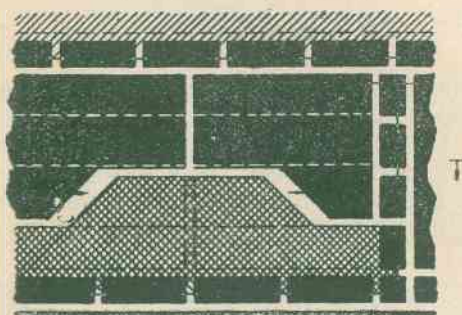
W warunkach najkorzystniejszych pola lub filary wybiera się *sposobem ubierkowym*. Sposób ten polega na tym, że przodek eksploatacyjny zajmuje całą szerokość przygotowanego bloku pokładu i posuwa się w kierunku jego długości. Wybieranie pokładu prowadzone w kierunku rozciągłości (rys. 93a) nosi nazwę *podłużnego*, w kierunku zaś upadu (rys. 93b)



Rys. 93. System ubierkowy

lub wzniesienia (rys. 93c) — *poprzecznego*. W ślad za posuwającym się przodem wybrana przestrzeń likwiduje się, czy to przez jej zawalenie, czy też podsadzenie.

Uwierkowy sposób wybierania cechuje przede wszystkim ciągłość robót i minimalne straty eksploатовanego złoża i pod tym względem można uważać go za najkorzystniejszy. Toteż wybieranie sposobem ubierkowym powinno się stosować we wszystkich przypadkach, jeżeli tylko inne względy nie stoją temu na przeszkodzie. Systemy ubierkowe w zastosowaniu do wybierania całych pól, a więc o szerokości (długości) przodka 50 — 100 do 200 i więcej metrów noszą nazwę *systemów ścianowych*, w zastosowaniu zaś do wybierania filarów — nazwę *systemów filarowych ubierkowych* (szerokość przodka wynosi do 30 m).

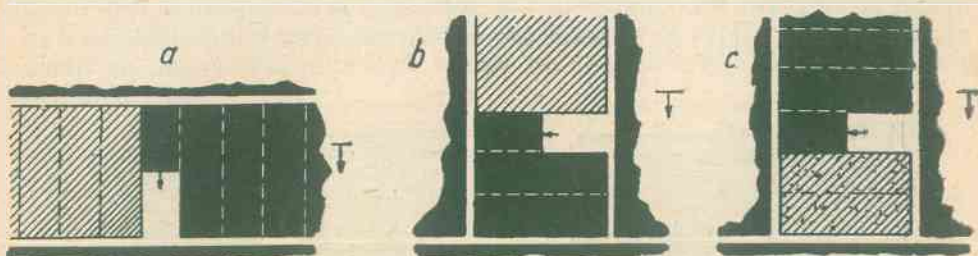


Rys. 94. Wybieranie pokładu pasami

Pewną odmianą systemów ubierkowych jest *wybieranie pokładu pasami* (rys. 94). Różni się on tym od systemów ścianowych, że przodek zajmuje nie całą wysokość pochyłą pola, lecz tylko jej część, różnica zaś z systemami filarowymi ubierkowymi polega na tym, że nie przeprowadza się tu dodatkowego podziału pola na filary.

Jeżeli warunki eksploatacji uniemożliwiają lub utrudniają wybieranie pokładu na ubierkę, stosuje się *zabierkowy sposób wybierania*. Polega on na wybieraniu przygotowanej części złoża węższymi odcinkami (rys. 95) o szerokości 4 — 8 m. Powstałe w ten sposób wyrobisko nosi na-

zwę zabierki. Wyróżnia się tu również systemy: *podłużny* (rys. 95a) i *poprzeczny* (rys. 95b i c). Do wybierania następnego odcinka (zabierki) przystępuje się zwykle po zlikwidowaniu (zawaleniu lub podsadzeniu) poprzedniego. W rzadszych przypadkach prowadzenie przodka następnej

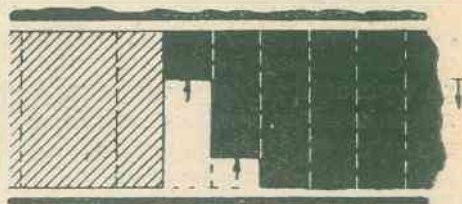


Rys. 95. System zabierkowy

zabierki rozpoczyna się jeszcze przed całkowitym wybraniem zabierki poprzedniej (rys. 96), przez co otrzymuje się *schodowe* rozmieszczenie przodków.

Różnica między systemami zabierkowymi oraz wybieraniem pokładu pasami (rys. 94) polega głównie na tym, że w tym drugim przypadku w ślad za posuwającym się przodkiem likwiduje się wyrobisko, gdy tymczasem zabierkę likwiduje się dopiero po całkowitym jej wybraniu.

Jak z powyższego wynika, nazwy „system podłużny“ i „system poprzeczny“ odnoszą się nie do kierunku posuwania się przodka, lecz do kierunku wybierania przygotowanej części pokładu. Jeżeli wybieranie to odbywa się w kierunku rozciągłości, mówimy o systemie podłużnym, jeżeli w kierunku upadu lub wzniesienia, mowa jest o systemie poprzecznym. Systemy zabierkowe w zastosowaniu do wybierania całych pól bez ich rozcięcia na filary noszą nazwę *systemów długich zabierek* (powyżej 30 — 40 m), w zastosowaniu zaś do wybierania filarów nazywają się *systemami filarowymi zabierkowymi* (długość zabierek do 20 — 30 m).



Rys. 96. Prowadzenie dwóch zabierek równocześnie

System zabierkowy nie odznacza się taką ciągłością robót, jak system ubierkowy, gdyż po wybraniu jednej zabierki przystępuje się do wybierania następnej, a więc do nowego cyklu robót.

Co się tyczy strat złoże, to w przypadku, gdy następną zabierkę prowadzi się w bezpośrednim sąsiedztwie z poprzednio wybraną i zlikwidowaną, straty są bardzo małe, podobnie jak i przy systemie ubierkowym.

Prowadzenie jednak robót w bezpośrednim sąsiedztwie z podsadzką, a zwłaszcza obok zawału jest utrudnione, a poza tym obcy materiał łatwo dostaje się do urobku i zanieczyszcza go. Dla uniknięcia tych niedogodności pozostawia się od strony wybranej przestrzeni małej grubości (około

- I. *Systemy ubierkowe*
 - A. Ścianowe
 - B. Filarowe ubierkowe
 - C. Wybieranie pokładu pasami
- II. *Systemy zabierkowe*
 - A. Systemy długich zabierek
 - B. Filarowe zabierkowe
- III. *Systemy komorowe*
 - A. Komorowo-filarowe
 - B. Komorowe właściwe

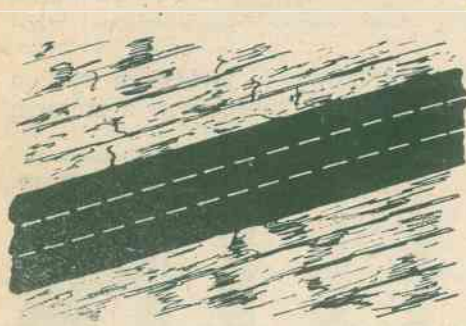
Poza tym podziałem wszystkie wymienione systemy mogą być w odmianie:

- 1. podłużnej i 2. poprzecznej,
- a. normalnej i b. przekątnej.

Wybieranie pokładu może odbywać się bez podsadzki lub z podsadzką.

Systemy ubierkowe i zabierkowe można prowadzić bez nogi lub z nogą.

Eksploatacja bardzo grubych pokładów wymaga ich podziału na warstwy bądź to równoległe do uławicenia (rys. 104), bądź też w po-



Rys. 104. Podział pokładu na warstwy równoległe do uławicenia

Rys. 105. Podział pokładu na warstwy w poprzek uławicenia

przek uławicenia, przy czym w tym ostatnim przypadku warstwy mogą być poziome (rys. 105a) lub pochyle (rys. 105 b).

Wybieranie poszczególnych warstw odbywa się jednym z wyżej podanych systemów.

IV. GÓRNICTWO WĘGLOWE W POLSCE

Węgiel kamienny w Polsce eksploatuje się na terenie dwóch zagłębi: Górno-śląskiego i Dolno-śląskiego.

Nasze górnictwo węglowe należy do czołowych w świecie i ma swoją długą już tradycję. Kopalnie w polskich zagłębiach węglowych zaliczyć należy do dużych jednostek technicznych dających od 400 tysięcy do ponad dwóch milionów ton wydobycia rocznie.

Wszystkie kopalnie prowadzą eksploatację podziemną, przy czym największa ilość węgla z Zagłębia Górno-śląskiego pochodzi z głębokości 335 m, z Zagłębia Dolno-śląskiego z głębokości 565 m. Głębokość eksploatacji pokładów węgla na Górnym Śląsku dochodzi obecnie do 800 m, na Śląsku Dolnym do 600 m.

Większość wydobycia naszego węgla z Zagłębia Górno-śląskiego, gdyż około 52 %, pochodzi z pokładów należących do siodłowych warstw geologicznych (pokłady nr 501 — 510), około 26% z warstw rudzkich (pokłady nr 401 — 419), reszta wydobycia (22 %) rozdziela się mniej więcej jednakowo na pokłady młodsze i starsze.

Grubość eksploatowanych pokładów waha się w granicach od 0,4 m do 22 m. Średnia grubość pokładów eksploatowanych w Zagłębiu Górno-śląskim wynosi 3 m, w Dolno-śląskim 1,4 m. Eksploatowane pokłady młodszych warstw geologicznych, jak również warstw rudzkich, mają grubość od 0,7 do 6 m; grubość pokładów warstw siodłowych waha się od 1 do 22 m; pokłady warstw brzeźnych (najstarszych) odznaczają się najmniejszą grubością od 0,4 do 3 m.

Nachylenie pokładów waha się od 0 do 90° a są nawet pokłady przewalone powyżej 90°. Średni upad pokładów na Górnym Śląsku wynosi około 7°, na Dolnym Śląsku 17°. Większość wydobycia, gdyż około 90 %, pochodzi z pokładów o małym nachyleniu (poniżej 25°); udział w wydobyciu pokładów o średnim nachyleniu (25° — 45°) wynosi około 8%, pokładów zaś stromych (powyżej 45°) zaledwie 2%.

Tak więc zarówno pod względem grubości pokładów, jak i ich upadu, różnorodność warunków eksploatacji jest u nas ogromna i rzadko tylko spotykana w innych zagłębiach świata, niemniej jednak przeważa u nas wybitnie eksploatacja pokładów o małym nachyleniu.

Większość pokładów węgla (59 %) w Zagłębiu Górno-śląskim wybiera się systemami z zawalem. Oprócz tego znaczną produkcję (27%) uzyskuje się przy zastosowaniu podsadzki płynnej, mniejszą natomiast rolę odgrywa u nas podsadzka sucha (14%).

Obecnie (1947) w Zagłębiu Górno-śląskim stosuje się następujące systemy wybierania:

Systemy ubierkowe

ścianowy z zawalem	18 %	produkcji
ścianowy z podsadzką suchą	14 %	produkcji
ścianowy z podsadzką płynną	8 %	produkcji
filarowy ubierkowy (z zawalem)	2 %	produkcji

Systemy zabierkowe

z zawalem	38 %	produkcji
z podsadzką płynną	19 %	produkcji

Inne systemy 1 % produkcji

Na Dolnym Śląsku dominującym systemem wybierania jest system ścianowy (z zawalem i z podsadzką suchą).

Systemy ścianowe stosuje się głównie przy wybieraniu pokładów cienkich (z zawalem i z podsadzką suchą) oraz bardzo grubych (wybieranie warstwami z podsadzką płynną). Pokłady o grubości od 4 do 6 m tylko w bardzo nielicznych przypadkach (3 — 4 %) wybiera się systemami ścianowymi, co tłumaczy się tym, że z jednej strony eksploatacja takich pokładów systemami ścianowymi na całą ich grubość jest trudna nawet przy użyciu podsadzki płynnej, z drugiej zaś, że grubość ich jest jeszcze za

mała, by eksploatować je na dwie warstwy. Poza tym pokłady o grubości od 4 do 6 m szczególnie korzystnie jest wybierać systemami zabierkowymi.

Na ogół biorąc, przy eksploatacji pokładów grubości od 2,1 do 7,8 m przeważają zabierkowe systemy wybierania, przy eksploatacji zaś pokładów cieńszych od 2,1 m i grubszych od 7,8 m systemy ścianowe.

Pokłady grube powyżej 8 m wybiera się u nas z reguły warstwami; z pokładów grubości 6—8 m tylko 33 % produkcji uzyskuje się wybieraniem warstwami, natomiast 67 % wybieraniem na całą grubość pokładu.

Przy eksploatacji większości naszych pokładów węgla wybiera się na całkowitą jego grubość od spągu do stropu, niemniej jednak powyżej 20 % węgla wydobywa się z pokładów, w których pozostawia się w stropie warstwę węgla od 0,1 do 1,0 m grubości, a nawet i więcej. Główną przyczyną zostawiania warstwy węgla w stropie jest dążenie do uniknięcia zanieczyszczenia urobku skałą płonną oraz do zwiększenia bezpieczeństwa pracy przy eksploatacji pokładów grubych. Pozostawianie węgla w stropie zdarza się głównie (w 80 %) przy systemach zabierkowych.

Należy mieć na uwadze, że w latach dawniejszych niemal 100 % wydobycia pochodziło z wybierania systemem filarowym zabierkowym z zawałem (tzw. systemem śląskim). System ten stopniowo, ale stale wypierają inne, bardziej racjonalne systemy.

Mając na uwadze, że system śląski pociąga za sobą ogromne straty węgla, które wynoszą kilkadziesiąt procent i sięgają nawet 70 %, oraz to, że system ścianowy z zawałem rozwiązany jest dla pokładów grubości do 2,5 m a nawet do 3 m, z podsadzką suchą do 2—2,5 m, pokłady zaś grubsze od 2,5—3 m mogą być z powodzeniem wybierane systemem ścianowym lub zabierkowym przy zastosowaniu podsadzki płynnej, należy dojść do wniosku, że po dostarczeniu kopalniom potrzebnej ilości piasku system śląski — jako przeżytek — zostanie u nas zarzucony, a jeżeli będzie stosowany w przyszłości, to tylko w wyjątkowych i rzadkich przypadkach.

Innych systemów, jak np. systemów ścianowych z nogą, obecnie już prawie zupełnie się nie stosuje; systemy filarowe ubierkowe biorą obecnie udział tylko w 2 % produkcji.

Jak z powyższego wynika, w górnictwie polskim mają przyszłość tylko właściwe systemy ścianowe (bez nogi) z zawałem, z podsadzką suchą i płynną oraz systemy zabierkowe z podsadzką płynną, a przy eksploatacji pokładów bardzo grubych wybieranie ich warstwami z podsadzką płynną. Na te sposoby będzie w dalszym ciągu zwrócona główna uwaga.

Poza tym w związku z ogromnym rozwojem mechanizacji urabiania i ładowania węgla zająć może w obecnym czasie potrzeba wprowadzenia w niektórych warunkach systemów komorowo-filarowych, których dotychczas u nas nie stosowano.

V. WYBÓR SYSTEMU EKSPLOATACJI POKŁADU

Racjonalny system wybierania pokładów węgla powinien odpowiadać kilku wymaganiom. Powinien on dawać:

1. zapewnienie bezpieczeństwa pracy,
2. możliwie najwyższą wydajność pracy i najniższe koszty wydobycia,
3. najmniejsze straty węgla.

Na wybór systemu wpływają następujące czynniki:

1. grubość pokładu,
2. kąt upadu,
3. własności skał, zwłaszcza stropowych,
4. rodzaj i stopień zmechanizowania robót,
5. struktura pokładu,
6. skłonność węgla do samozapalenia,
7. występujące ciśnienie i skłonność do tapania,
8. występowanie gazu,
9. zaleganie pod wartościovymi obiektami lub zbiornikami wody,
10. występowanie w stropie i spągu pokładu warstw wodonośnych.

Przy ustalaniu ogólnych wytycznych dla wyboru systemu decydują przede wszystkim trzy pierwsze czynniki, a mianowicie grubość pokładu, kąt upadu i własności skał stropowych, częściowo poza tym rodzaj i stopień zmechanizowania. Pozostałe czynniki odgrywają rolę głównie przy opracowaniu szczegółów systemu i dlatego w tej części na czynniki te będzie zwrócona mniejsza uwaga, czynniki te będą natomiast uwzględnione szerzej w trzeciej części niniejszej pracy.

1. GRUBOŚĆ POKŁADU

Ze względu na grubość pokłady węglowe dzieli się na cienkie, średniej grubości i grube.

Do *pokładów cienkich* zalicza się pokłady, w których nie mieści się chodnik normalnych wymiarów i roboty przygotowawcze musi się prowadzić z przybierką spągu lub stropu, tzn. pokłady grubości do 1,5 m. Do *pokładów średniej grubości* zalicza się pokłady 1,5 — 3,5 m, w których nie zachodzi potrzeba przybierania spągu lub stropu i które można eksploatować na raz na całą ich grubość najbardziej racjonalnymi systemami. Do *pokładów grubych* zalicza się pokłady, w których możliwe jest jednoczesne prowadzenie chodników zarówno po spągu, jak i pod stropem lub w środku pokładu, jeden nad drugim, a więc pokłady grubości równej przynajmniej podwójnej wysokości normalnego chodnika, tzn. powyżej 3,5 m. Racjonalna eksploatacja pokładów grubych wymaga podziału ich na warstwy.

Ażeby możliwa była normalna praca w przodku, najmniejsza wysokość wyrobiska eksploatacyjnego nie powinna być mniejsza od 40 — 42 cm, a więc przy eksploatacji pokładów takiej grubości można jeszcze uniknąć konieczności wykonywania przybierki w przodkach eksploatacyjnych.

W wyjątkowo korzystnych warunkach (mocny strop, nie pęczniejący spąg, możliwość utrzymania stropu za pomocą samych tylko stojaków bez stropnic) udaje się prowadzić roboty eksploatacyjne bez przybierki, nawet przy grubości pokładu 30 cm. W przypadkach takich w przodku mogą być zatrudnieni tylko robotnicy wyjątkowo szczupłej budowy.

Do obowiązków górnika należy dokładne skontrolowanie przodka przed przystąpieniem w nim do pracy oraz odbicie i oberwanie brył, które wskutek powstałych szczelin zagrażają niebezpieczeństwem oderwania się od calizny.

Przodek o wysokości 1,5 m do 2 m, a więc w pokładach cienkich i częściowo średniej grubości, jest łatwo dostępny w każdej chwili do skontrolowania przez górnika. Jeżeli natomiast szczeliny takie powstaną już

po oberwaniu skał w czasie pracy w przodku, mogą być one niezauważone przy przodku większej wysokości.

Szczeliny powstają przede wszystkim w obecności wysokiego ciśnienia w przodku, a więc przy wykorzystaniu ciśnienia eksploatacyjnego do ułatwiania urabiania skał. Wypływa stąd wniosek, że *ciśnienie wykorzystywać można tylko w pokładach cienkich i częściowo średniej grubości, w pokładach grubych, przeciwnie, należy unikać ciśnienia w przodku.*

Ciśnienie eksploatacyjne, jak to wynika z teorii fali ciśnienia, da się wykorzystać przede wszystkim przy właściwych systemach ubierkowych (bez nogi). A więc *właściwe systemy ubierkowe nadają się przede wszystkim do wybierania pokładów cienkich i częściowo średniej grubości (do 2 m).* Możliwe jest tu zastosowanie zarówno systemów z ugięciem się stropu, jak i z jego zawaleniem.

Im grubszy jest pokład, tym niebezpieczniejsze staje się duże ciśnienie w przodku i tym większa zachodzi konieczność jego zwalczania.

Zwalczanie ciśnienie w przodku można przez zastosowanie sztywniejszej i wytrzymałszej obudowy, jaką jest np. obudowa stalowa, przy równoczesnym utrzymywaniu linii zawału możliwie blisko przodka. Tym się też tłumaczy, że z chwilą wprowadzenia obudowy stalowej do *systemów ścianowych z zawałem* udało się z powodzeniem stosować ten system do *pokładów grubości 2,5 m.* Czyni się poza tym próby dalszego podniesienia tej górnej granicy. Na razie na przeszkodzie temu stoi brak odpowiedniej lekkiej, ale wytrzymałej konstrukcji stalowych stojaków (tzw. stalaków) większej długości.

Innym sposobem zwalczania ciśnienia eksploatacyjnego w przodku jest zastosowanie możliwie szczelnej podsadzki. Ze względu na dużą ścisłość podsadzki suchej (tablica 6) i trudność ręcznego układania jej na większą wysokość, za graniczną grubość pokładów, które można wybierać *systemem ścianowym z podsadzką suchą,* należy przyjąć 2 m. Przy zastosowaniu natomiast *podsadzki płynnej* granica ta może być podniesiona do 3, a nawet do 4 m.

Przy wybieraniu pokładów grubych (ponad 4 m) ciśnienie eksploatacyjne trzeba starannie zwalczać. Polega to na zastosowaniu systemów zabierkowych i wywoływaniu zawałów lub podsadzeniu zabierek bezpośrednio po ich wybraniu. Tak więc *najodpowiedniejszymi systemami dla grubych pokładów węgla są systemy zabierkowe z zawałem przy stropie łupkowym, z podsadzką przy piaskowcowym.* Ponieważ wielkość ciśnienia w przodku zależna jest również od prędkości jego posuwania się, przeto w przypadku pokładów grubych, w celu zmniejszenia ciśnienia na ogół wskazane jest *zwolnienie prędkości wybierania.*

W celu utrzymania stropu nad zabierką zostawia się w niej nogę od strony starych zrobów. *Gdy pokład nie jest gruby i jeżeli skały stropowe łatwo się rabują w sąsiedniej wybranej już części oraz jeżeli szerokość zabierki jest mała,* to w tym przypadku ciśnienie w zabierce jest nieduże i strop można utrzymać na samej tylko obudowie (organy), a więc *zabierki mogą być prowadzone w bezpośrednim sąsiedztwie z zawałiskiem (zabierki bez nogi).* W innych warunkach konieczne jest stosowanie *zabierek z nogą* (rys. 98). Przy wybieraniu z podsadzką strop może się na niej opierać, a wtedy zamiast nogi wystarczy pozostawienie mniejszej grubości płotu (rys. 97).

Ponieważ prowadzenie bardzo wysokich przodków połączone jest zawsze z dużym niebezpieczeństwem i ponieważ dostarczanie na dół drewna długości powyżej 7—8 m jest niemożliwe, wskutek czego pokładów jeszcze grubszych nie można wybierać na całą ich grubość, przeto zarówno dla ułatwienia pracy, jak i dla zmniejszenia strat węgla przy eksploatacji stosuje się *podział pokładów grubych na warstwy* grubości odpowiadającej pokładom średnim (2,5 ÷ 4 m).

Po wybraniu jednej warstwy przystępuje się do wybierania warstwy następnej. Mamy więc tu warunki *odpowiadające pokładom średniej grubości*.

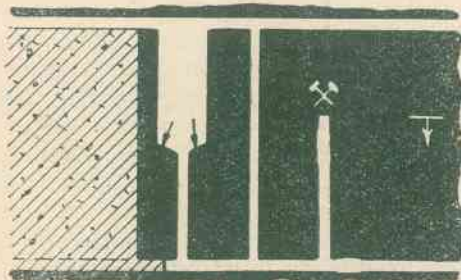
2. KĄT UPADU POKŁADU

Pod względem wielkości kąta upadu pokładów dzieli się je na pokłady:

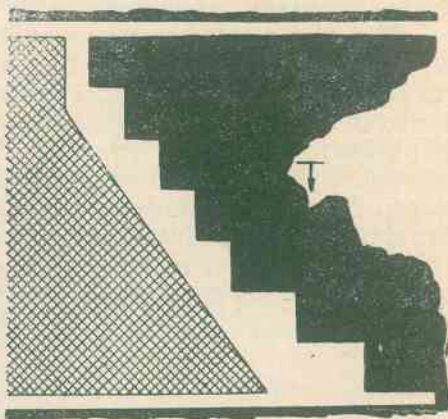
poziome i prawie poziome o nachyleniu do 5°	
słabo nachylone	— powyżej 5° do 30°
silnie nachylone	— powyżej 30° do 45°
stromo	— powyżej 45°

Przy upadzie małym oderwany kawałek węgla lub skały pozostaje na spągu, przy większych natomiast upadach stacza się on po spągu pokładu i może pociągnąć za sobą wypadki z ludźmi i wybicie obudowy. Poza tym przy stromym upadzie pokładów zawał może wywoływać nie tylko strop pokładu, lecz również jego spąg.

Ze względu na możliwość staczania się urobku i wybijania przezeń obudowy należy *przy upadzie większym od 25—30° unikać prowadze-*



Rys. 106. System zabierkowy podłużny przy większym upadzie pokładu



Rys. 107. Przodek schodowo-stropowy

nia przodków w kierunku wzniesienia, a gdy to konieczne, odpowiednio wzmocnić obudowę oraz przytwierdzić do dolnej części stojaków balle na pewną wysokość nad spągami w celu zatrzymania staczającego się urobku.

Przy prowadzeniu przodka w kierunku rozciągłości urobek przy większym upadzie stacza się wzdłuż przodka, co jest niebezpieczne dla ludzi pracujących niżej w tym przodku, wobec tego przy większym upadzie należy *unikać długich przodków prowadzonych w kierunku rozciągłości*.

Mając na uwadze te okoliczności, należy dojść do wniosku, że przy większych upadach pokładu najodpowiedniejsze są systemy zabierkowe (wąski przodek) poprzeczne (posuwanie się przodka w kierunku rozciągłości), jak to pokazano na rys. 95b i 95c.

W systemach zabierkowych podłużnych przy większym nachyleniu pokładu przodek powinien posuwać się w kierunku upadu, co wymaga uprzedniego wykonania przecinki w osi zabierki (rys. 106) dla transportu urobku do chodnika niższego. Poza tym można tu stosować systemy filarowe ubierkowe podłużne przy małej długości przodka (rys. 93a) lub też wybieranie pokładu pasami (rys. 94).

W przypadku zastosowania systemu ścianowego podłużnego dla ochrony pracujących ludzi przodek w pokładach stromych musi być ustępliwy, zwykle schodowo-stropowy (rys. 107).

Przy stosowaniu podsadzki należy ją tak umieszczać lub zabezpieczać, ażeby nie zsuwała się przy większym upadzie pokładu.

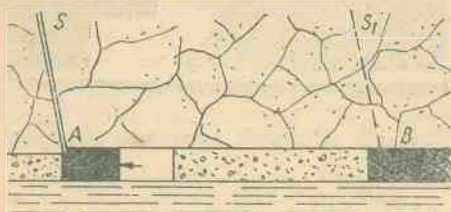
3. WŁASNOŚCI SKAŁ OTACZAJĄCYCH

Właściwy system ścianowy można stosować zasadniczo przy każdym rodzaju skał stropowych pod warunkiem użycia odpowiedniego sposobu panowania nad stropem, a więc przy skałach stropowych klasy I (rozdział A VIII b) — wybieranie z zawałem, klasy II — zawał częściowy, klasy III — wybieranie z podsadzką i klasy IV — uginanie się stropu, jeżeli grubość pokładu nie przekracza 0,8 — 1,0 m.

Pod tym względem na największe trudności natrafia się przy stropie wyjątkowo sztywnym klasy III i przy większej grubości pokładu. W warunkach takich dla uniknięcia systematycznych i groźnych załamania stropu konieczne jest użycie wyjątkowo szczelnej i starannie wykonanej podsadzki płynnej.

Jak wykazały obserwacje (Bromowicz, 1950) w warunkach Górno-śląskiego Zagłębia Węglowego sztywne piaskowce mogą ugiąć się o 14 cm. Przyjmując, że ściśliwość wyjątkowo dobrej i starannie wykonanej podsadzki płynnej można obniżyć do 5%, należy dojść do wniosku, że pod wyjątkowo sztywnymi piaskowcami możliwa jest eksploatacja systemem ścianowym lub w ogóle ubierkowym przy grubości pokładu lub warstwy do 3 m. Przy gorszej podsadźce płynnej granica ta musi być odpowiednio obniżona. Przy skałach stropowych innych klas grubość pokładu wybranego systemem ścianowym może być większa, w praktyce jednak nie przekracza się zwykle grubości 4 m.

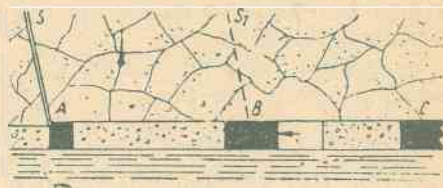
Pod stropem bardzo sztywnym eksploatację pokładu systemem ścianowym z podsadzką płynną można również pomyślnie rozwiązać w przypadku prowadzenia przodka w kierunku wybranej przestrzeni, pod warunkiem że długość wybieranych odcinków pola będzie odpowiednio dobrana. Mianowicie jeżeli (rys. 108) odległość AB jest mniejsza od rozpiętości, przy której utrzymuje się piaskowiec bez załamania, będąc oparty



Rys. 108. System ubierkowy w kierunku wybranej przestrzeni przy odpowiedniej odległości AB

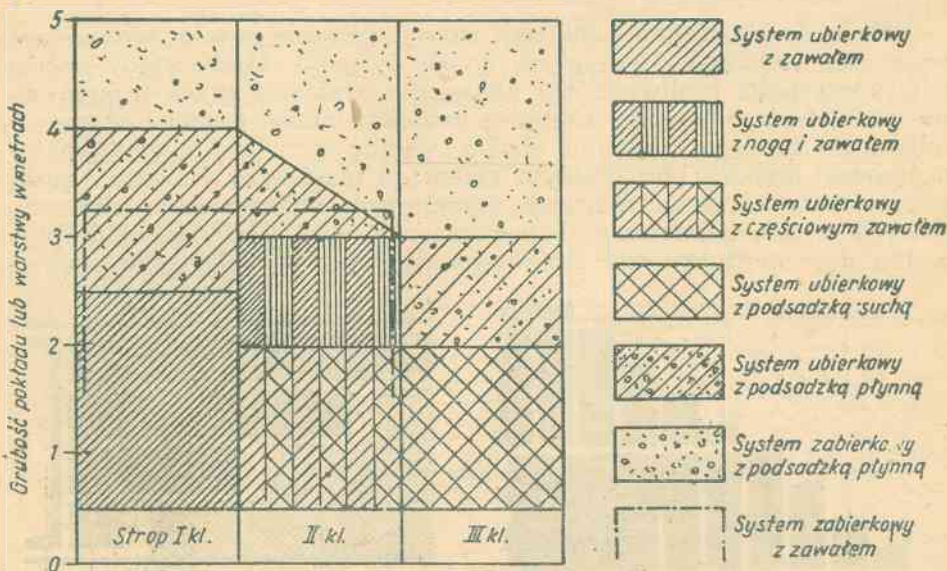
na dwóch podporach A i B, i jeżeli przy tym odległość ta jest większa od długości wspornika, przy którym następuje załamanie płyty piaskowca opartej na caliznie B, wówczas zbliżając się przodkiem do starych podszadzonych robót i zarzucając jego prowadzenie, z chwilą gdy na nodze A odczuwać się będzie nadmiernie duże ciśnienie, możemy się spodziewać, że po pewnym czasie noga ta zostanie zgnieciona i strop załamie się wzdłuż calizny S_1 , a więc nad podsadzką, co nie zagraża ani ludziom, ani robotom.

Jeżeli odległość AB obierze się za dużą, załamanie stropu zasadniczego nastąpi w trakcie prowadzenia ściany jeszcze przed jej dojściem do punktu A. Przy za małej odległości AB strop na tej przestrzeni w ogóle się nie załamie, stworzy jednak duże niebezpieczeństwo dla następnej ściany zaczętej z punktu C, gdyż załamanie może nastąpić, zanim noga B nie zostanie dostatecznie wybrana (rys. 109).



Rys. 109. System ubierkowy w kierunku wybranej przestrzeni przy za małej odległości AB

Wypośrodkowanie tych odległości w praktyce jest trudne.



Rys. 110. Wybór systemu eksploatacji pokładów węgla o małym upadzie

Przy stropie klasy II i grubości pokładu do 3 m można z powodzeniem stosować system ubierkowy z nogą i z zawalem, gdyż w przypadku tym (rys. 51) mamy właściwie do czynienia z częściowym zawalem stropu między sąsiednimi nogami.

We wszystkich tych przypadkach, gdy nie można wprowadzić systemu ścianowego lub filarowo-ubierkowego, stosuje się systemy zabierkowe.

Przy stropie bardzo kruchym lub przy dużej grubości pokładu utrzymanie zabierki przez dłuższy czas jest utrudnione, toteż w przypadku takim należy stosować system filarowo-zabierkowy (mała długość zabierki), przy stropie mocniejszym zaś system długich zabierek lub system komorowo-filarowy.

Systemy długich zabierek z podsadzką płynną stosuje się przy grubości pokładu nie przekraczającej 4—5 m, systemy komorowo-filarowe z zawałem przy pokładzie do 2,5 m.

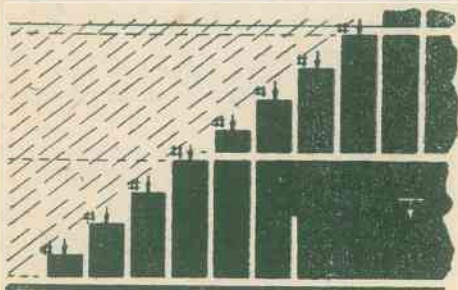
Przy skałach stropowych wyjątkowo słabych (piaski, gliny), jak to jest np. przy eksploatacji węgla brunatnych, stosuje się systemy krótkich filarów.

Dla ułatwienia wyboru systemu eksploatacji pokładów węgla można korzystać z wykresów załączonych na rys. 110.

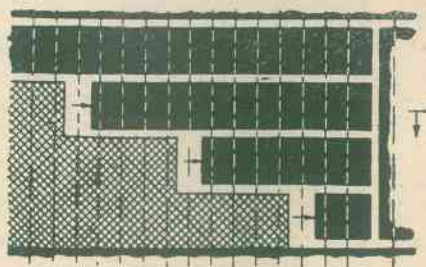
4. INNE CZYNNIKI

Gdy pokład przecięty jest gęstą siecią uskoków lub jeżeli jest bardzo pofałdowany, zastosowanie systemów ścianowych może być utrudnione ze względu na małe wymiary poszczególnych części pokładu lub nieregularny kształt pól. W przypadkach takich nawet przy wybieraniu pokładów cienkich zachodzi może konieczność zastosowania systemów filarowych.

Przebieg płaszczyzn łupliwości złoże i szczelinowatości stropu może wywierać decydujący wpływ na wybór systemu. Może wtedy chodzić o wykorzystanie łupliwości dla ułatwienia urabiania przez utrzymywanie równoległego do niej kierunku przodka; może również zależeć na uniknięciu łatwego załamania stropu wzdłuż przodka, a wtedy należy usytuować przodek pod pewnym kątem do płaszczyzn kliważu; można poza tym wykorzystać kierunek najmniejszej wytrzymałości skał stropowych w celu łatwiejszego panowania nad zawałami. Tak np. w przypadku dość mocnych skał stropowych tym łatwiej można wywoływać



Rys. 111. Rozmieszczenie linii przodków równoległe do kliważu



Rys. 112. Uniknięcie załamania stropu wzdłuż przodka przy równoległym do niego kierunku kliważu

zawały w kierunku równoległym do łupliwości i panować nad nimi im na większej długości strop będzie się załamywał. Wobec tego wskazane może być rozmieszczenie większej ilości przodków wzdłuż linii równoległej do kliważu (rys. 111). Przy takim rozmieszczeniu unika się również niepożądanego załamania się stropu nad samym przodkiem, gdyż jest on w tym

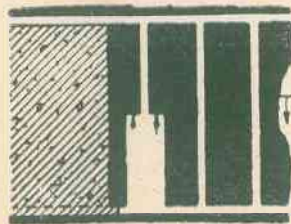
miejscu oparty na dwóch caliznach, położonych względem siebie pod kątem prostym.

W tym więc przypadku przodek ustępliwy lub system filarowy jest korzystniejszy od zwykłego ścianowego.

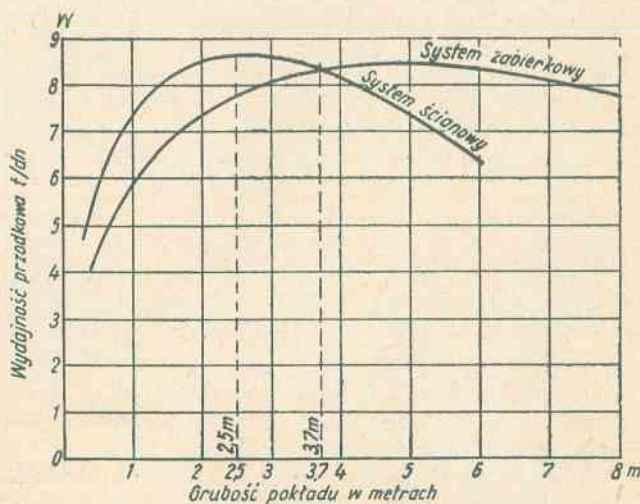
Innym sposobem uniknięcia załamania się stropu wzdłuż przodka przy równoległym nawet jego kierunku do szczelinowatości stropu jest jednocześnie zmniejszenie długości przodków i zastosowanie podsadzki (rys. 112).

Przez takie rozwiązanie każda szczelina będzie obnażona tylko na małej długości, a strop będzie się opierał z jednej strony na caliznie, z drugiej zaś na podsadze.

Stopień mechanizacji wpływa również na wybór systemu. Tak np. jeżeli za pomocą będących do dyspozycji środków nie można przewieźć urobku otrzymanego z długiej ściany, wskazane będzie zastąpienie jej przez kilka przodków mniejszych i przejście w ten sposób do systemu filarowego. Jeżeli przewóz w chodnikach eksploatacyjnych odbywa się w wozach, korzystniejszy jest normalny system wybierania (chodniki eksploatacyjne prowadzi się tylko z bardzo małym wzniesieniem, rys. 83a); w przypadku zastosowania przenośników wstrząsanych, których wydajność znacznie się zwiększa przy nadawaniu im określonego upadu, wskazany jest system filarowy przekątny (rys. 83b). Przy systemie filarowym poprzecznym (rys. 84a)



Rys. 113. Prowadzenie zabierki w obecności metanu



Rys. 114. Wydajność przodka przy systemach ścianowym i zabierkowym

w celu zmniejszenia spadku na dowierzchniach i uniknięcia nadmiernego kruszenia urobku w rynnach wskazany może być również system przekątny (rys. 84b).

Nie tylko jednak transport urobku, ale każda niemal czynność przy wybieraniu złoża, jak sposób urabiania, ładowania, rodzaj podsadzki, przewietrzanie itp. zdecydować może o wyborze systemu. Bardzo też często dostosowuje się system do posiadanych środków. W wielu przypadkach jakaś pozornie nic nie znacząca zmiana w systemie może być bardzo korzystna dla kopalni, w innych znowu przypadkach nieduża zmiana może być powodem nawet bardzo poważnych utrudnień.

Przy obecności metanu należy stosować systemy z możliwie najmniejszą ilością ślepych przodków, zwłaszcza prowadzonych w kierunku wzniesienia, gdzie zwykle zbiera się metan. Pod tym względem np. systemy zabierkowe podłużne nie są odpowiednie, chcąc zaś je stosować, należy jeszcze przed rozpoczęciem zabierki wykonać w jej osi przecinkę dla odpływu gazu (rys. 113).

Względy wydajności załogi mogą również zadecydować o wyborze systemu. Tak np. jeżeli grubość pokładu jest mniejsza od 3,7 m, większą wydajność załogi przodkowej otrzymuje się przy systemie ścianowym, powyżej zaś tej grubości większą wydajność uzyskuje się przy systemach zabierkowych (rys. 114).

VI. SYSTEMY ŚCIANOWE PODŁUŻNE W POKŁADACH O MAŁYM UPADZIE

1. ZASTOSOWANIE

Systemy ścianowe podłużne z zawałem stosuje się obecnie przy wybieraniu pokładów grubości do 2,5 m pod stropem klasy I. W ostatnich czasach czyniono próby rozszerzenia zakresu stosowania tego systemu do pokładów grubości 3 m, a nawet i większej. System ścianowy przy użyciu podsadzki suchej ogranicza się zwykle do pokładów mniejszej grubości (do 2 m), a to ze względu na trudność ręcznego układania podsadzki na większą wysokość oraz uzyskania na miejscu materiału podsadzkowego przy pokładach grubszych. Systemy ścianowe z podsadzką płynną stosuje się głównie przy wybieraniu pokładów grubych warstwami. Grubość warstw waha się w granicach od 1,5 do 4 i więcej metrów, przy czym najczęściej stosuje się warstwy 3,5-metrowe.

Nadmienić należy, że pokłady mniejszej grubości eksploatowane są niemal wyłącznie systemami podłużnymi, gdy tymczasem przy wybieraniu pokładów grubych z podsadzką płynną przeważają systemy poprzeczne.

Długość przodka ścianowego dochodzi w naszych kopalniach do 400, a nawet i więcej metrów. Średnie długości przodków wynosiły u nas w ostatnich latach:

przy wysokości wyrobiska 0,6 — 1,5 m długość ściany 170 m

przy wysokości wyrobiska 1,5 — 2,5 m długość ściany 125 m

przy wysokości wyrobiska 2,5 — 3,0 m długość ściany 100 m

przy wysokości wyrobiska 3,0 — 4,0 m długość ściany 60 m

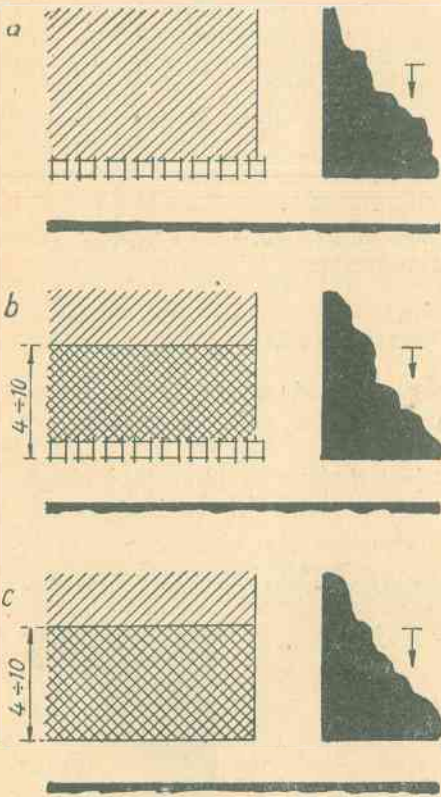
Ze wszystkich systemów wybierania węgla właściwe systemy ścianowe (bez nogi), a zwłaszcza systemy ścianowe z zawałem, wykazują najwięcej zalet. Dlatego też we wszystkich tych przypadkach, gdy możliwe jest ich zastosowanie, należy oddać im pierwszeństwo przed innymi systemami.

Do zalet systemów ścianowych należy zaliczyć:

1. najmniejsze straty substancji węglowej w złożu,
2. dużą koncentrację wydobywania, przekraczającą nawet 1000 ton dziennie z jednego przodka,
3. zmniejszenie ilości pożarów dzięki czystemu wybieraniu węgla,
4. zmniejszenie niebezpieczeństwa tapania.

2. ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE

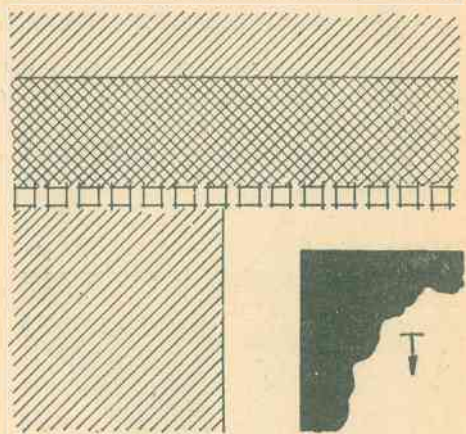
Główne chodniki przewozowe prowadzi się na ogół systemem chodników podwójnych, chodniki natomiast rozdzielcze (ścianowe) drąży się niemal wyłącznie pojedynczo. Przy transporcie urobku przenośnikami nadaje się chodnikowi prostolinijny kierunek przynajmniej na długości ciągu przenośnika przewidzianego dla jednego napędu. Chodniki ścianowe mają na ogół wymiary mniejsze od głównych chodników przewozowych, a mianowicie od $2 \times 1,8$ do $4,5 \times 2,5$, średnio $3 \times 2,3$. W pokładach grubych eksploatowanych z podsadzką płynną, wysokość chodników dochodzi nawet do grubości wybieranej warstwy.



Rys. 115. Utrzymanie chodnika ścianowego obok wybranej przestrzeni

W pokładach cienkich obudowa chodników jest przeważnie (w 70%)

likwidacja chodnika nadścianowego w miarę posuwania się przodka ścianowego



Rys. 116. Likwidacja chodnika nadścianowego w miarę posuwania się przodka ścianowego

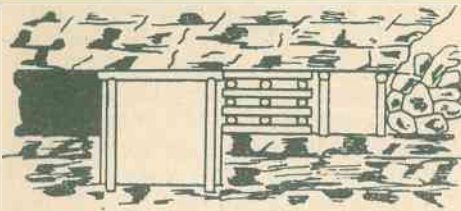
stalowa (łuki stalowe), w pokładach natomiast grubych przy wybieraniu z podsadzką płynną dotychczas stosuje się wyłącznie obudowę drewnianą.

Przy wybieraniu systemem ścianowym z zawalem zachodzi konieczność zabezpieczenia chodników ścianowych od strony zawaliska. Zabezpieczenie to osiąga się:

- za pomocą samych tylko stosów drewnianych (rys. 115a) stawianych jeden obok drugiego i wypełnionych skalą płoną; wymiary stosów wahają się od 1×1 do 2×2 ;
- za pomocą stosów drewnianych i pasa podsadzki suchej szerokości 4—10 m, najczęściej 6—8 m (rys. 115b);
- za pomocą samego tylko pasa podsadzki (rys. 115c).

Gdy chodnik górny (nadścianowy) likwiduje się z postępem ściany, wtedy się go nie zabezpiecza lecz zawala (rys. 116).

Szerokość pasa podsadzki daje się tym większą, im grubszy jest pokład. W tych przypadkach gdy chodzi o odsunięcie chodnika od zawaliska i zmniejszenie nacisku stropu na stosy, zabudowuje się stojakami i podłużnymi stropnicami drewnianymi pas szerokości 2 m poza stosami (rys. 117). Ma to znaczenie przede wszystkim wtedy, gdy chodnik wykonany jest z przybierką spągu, w którym zalega słaby łupek. Stojaki te (łamacze) jako mniej podatne przejmują na siebie główny nacisk stropu w chwili jego załamania się.



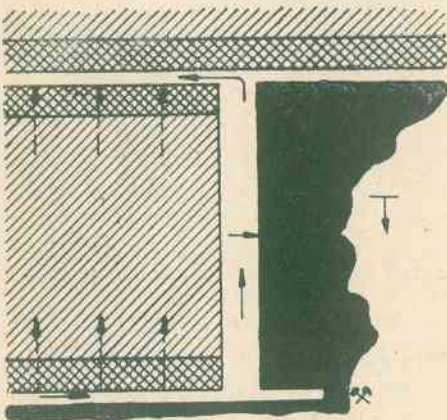
Rys. 117. Odsunięcie chodnika od zawaliska

Korzystniejsze warunki utrzymania chodnika uzyskuje się wtedy, gdy strop obok niego zawala się w kierunku stromym.

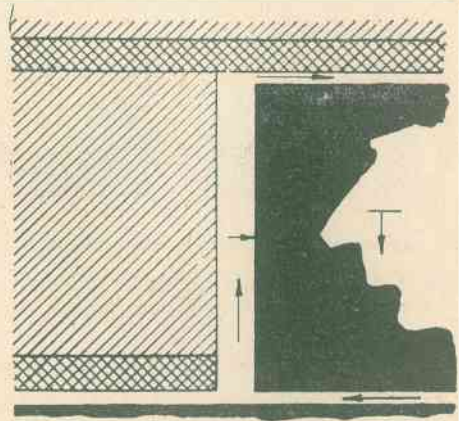
3. WYBIERANIE POKŁADU SYSTEMEM ŚCIANOWYM

Przy zastosowaniu systemu ściannego pokład wybierać można *od miejsca udostępnienia do granic* („do pola“) albo *też od granic* („od pola“).

Zaletą systemu wybierania *od granic* jest możliwość przystąpienia do eksploatacji niemal bezpośrednio po udostępnieniu pokładu i uzyskaniu



Rys. 118. Wybieranie systemem ściannym w kierunku do granic



Rys. 119. Wybieranie systemem ściannym od granic

połączenia z szybem wentylacyjnym, przez co *skraca się do minimum okres robót przygotowawczych*, gdyż prowadzenie chodników odbywa się tu jednocześnie z posuwaniem się przodka ściannego (rys. 118). Przy wybieraniu *od granic do miejsca udostępnienia* (rys. 119) chodniki trzeba przeprowadzić wcześniej, a więc upłynąć musi dłuższy okres czasu, zanim będzie można przystąpić do wybierania pokładu.

Przy wybieraniu do granic, gdy zaleganie pokładu nie jest znane lub jeżeli w eksploatawanej partii występują uskoki większe od grubości pokładu, chodnik podścianowy powinien wyprzedzać ścianę o 30 — 50 m; ułatwia to również umieszczenie urządzeń transportowych pod ścianą. Często jednak chodnik podścianowy nieco tylko wyprzedza ścianę lub nawet włącza się do przodka ścianowego (rys. 120), przy czym powstaje on przy odpowiednim przybraniu spągu i podsadzeniu.

System do granic posiada jednak szereg wad. Chodnik górnego piętra (lub podpiętra), który służy za wentylacyjny dla piętra dolnego, musi istnieć przez cały czas wybierania tego dolnego piętra, gdy tymczasem przy wybieraniu od granic można go niezwłocznie likwidować w ślad za postępowaniem eksploatacji. Poza tym przy wybieraniu do granic chodnik ten jest położony między starymi zrobami z obu jego stron. Wskutek tego w wielu przypadkach utrzymanie chodnika jest trudniejsze, a koszty jego konserwacji są tym większe, im grubszy jest pokład. Zdarzają się jednak warunki zalegania, np. w skałach plastycznych i o dużym panującym ciśnieniu, kiedy utrzymanie chodnika między pasami podsadzki jest łatwiejsze aniżeli w całości.

Konieczność utrzymania przez długi czas chodnika wentylacyjnego zmusza niekiedy do pozostawienia obok niego filarów oporowych i to nawet wtedy, gdy przy wybieraniu od granic można się bez nich z powodzeniem obejść. Poza tym o ile przy systemie od granic wybranie filarów

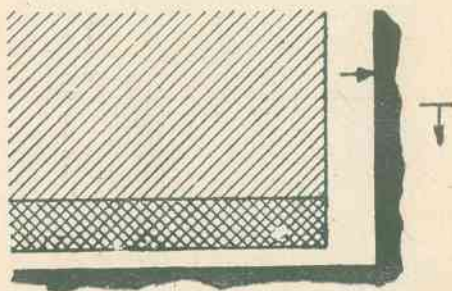
jest w wielu przypadkach możliwe w czasie prowadzenia ściany, o tyle przy wybieraniu do granic późniejsze wybranie filarów jest bardzo utrudnione, a w wielu przypadkach nawet wykluczone. Pociąga to za sobą *większe straty minerału użytecznego*. Filary te będą musiały być tym grubsze i tym większe będą straty, im grubszy jest eksploatawany pokład.

Przy wybieraniu do granic między chodnikiem dolnym — transportowym, przez który płynie powietrze świeże a górnym — wentylacyjnym, przez który płynie powietrze zużyte, znajdują się stare zroby, toteż filary oporowe przy chodnikach będą również więcej lub mniej zgniecione i splekane, i to tym bardziej, im grubszy jest pokład, a więc nieuniknione będą tu większe ucieczki powietrza i *gorsze warunki przewietrzania*.

Obecność rozgniecionych filarów oporowych przy wybieraniu pokładów węgla jest jedną z najważniejszych przyczyn *pożarów podziemnych* wskutek samozapalenia węgla. Pożary takie powstają głównie w pokładach grubszych, podczas gdy w pokładach cienkich są one rzadkością.

Jak z powyższego wynika, ujemne strony wybierania od szybu do granic występują tym wyraźniej, im grubszy jest pokład, a zacierają się tym bardziej, im pokład ten jest cieńszy; dlatego też *wybranie od miejsca udostępnienia do granic może być stosowane przy eksploatacji pokładów cienkich*.

W ostatnich czasach wybieranie pokładów systemami ścianowymi do granic wybitnie przeważa nad wybieraniem od granic i to nawet w przy-



Rys. 120. Włączenie chodnika do przodka ścianowego

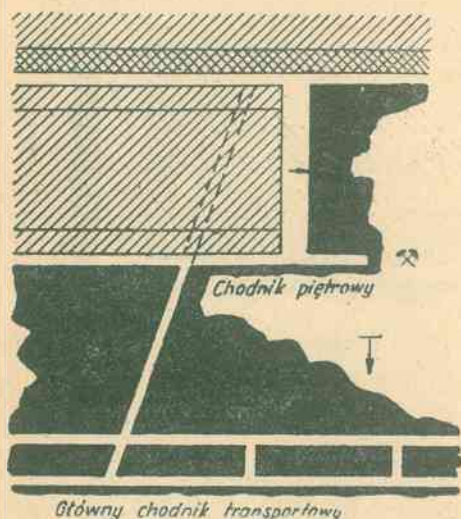
padkach eksploatacji grubych pokładów węgla z podsadzką płynną. Poddyktowane jest to głównie możliwością uzyskania wydobycia w najkrótszym czasie.

Niekiedy dla przyspieszenia eksploatacji pierwsze piętro wybiera się w kierunku granicy i w tym czasie drąży się chodnik w następnym piętrze, które będzie już eksploatowane od granicy.

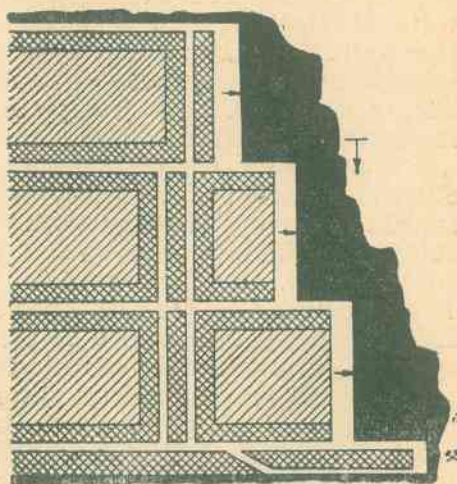
Przy eksploatacji pokładów skłonnych do samozapalenia jak również w przypadku występowania kurzawki w skałach bocznych i konieczności uprzedniego jej odwodnienia (np. przy węglach brunatnych) wybieranie systemem ścianowym powinno być prowadzone od granic.

Piętra z reguły wybiera się zaczynając od wyższych. Przy prowadzeniu eksploatacji z podsadzką płynną często odstępuje się od tej zasady.

Gdy zachodzi konieczność skrócenia długości transportu w chodniku piętrowym i nawiązania go do głównego chodnika przewozowego, należy



Rys. 121. Połączenie głównego chodnika transportowego z podścianowym chodnikiem piętrowym



Rys. 122. Podział na podpiętra przy wybieraniu do granic

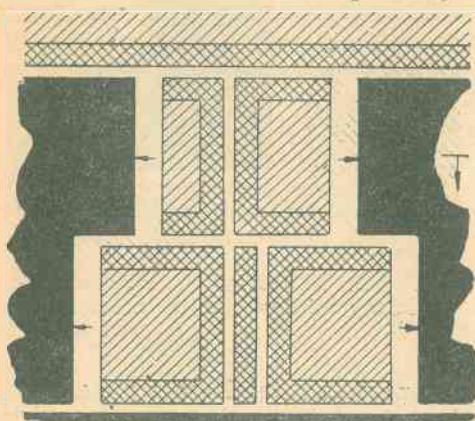
to wykonać za pomocą pojedynczych pochylni usytuowanych skośnie do przyszłego frontu ścianowego (rys. 121), aby przy wybieraniu niższego piętra można było łatwo pochylnię tę przejść przodkiem ścianowym.

Jeżeli wysokość pochyła piętra jest duża, zachodzi może potrzeba podziału go na podpiętra i równoczesnego prowadzenia kilku ścian. Przy wybieraniu do granic urobek opuszcza się na chodnik piętrowy przez pochylnie utrzymywane w przestrzeni wyeksploatowanej (rys. 122). Obok pochylni transportowej wykonuje się zwykle równoległą do niej pochylnię schodową. W przypadkach takich nie zachodzi potrzeba prowadzenia wyprzedzających chodników pośrednich, natomiast niższy przodek ścianowy powinien tu wyprzedzać wyższy o 20 — 30 m. W miarę posuwania się przodków ścianowych wzrasta długość chodników pośrednich, a w związku z tym wzrastają również koszty utrzymania tych chodników i transportu w nich urobku. Dlatego też gdy przodki ścianowe posuną się o 200 — 300 m,

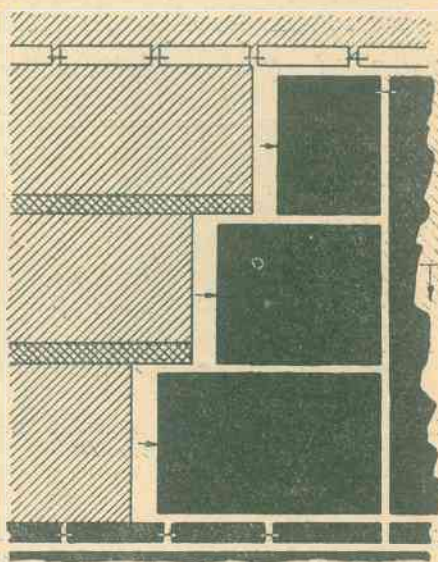
zakłada się następną pochylnię. Z jednej pochylni można prowadzić również *dwuskrzydłowe* wybieranie systemem ścianowym (rys. 123).

Przy wybieraniu od granic pochylnie połowe przeprowadza się co 500 — 600 m, przy czym przodki ścianowe w podpiętrach wyższych (rysunek 124) wyprzedzają przodki niższe.

Przy eksploatacji pokładów o małym upadzie i podziale ich na dwa podpiętra stosować można *system ścian podwójnych* o froncie ustępliwym lub w jednej linii ze wspólnym chodnikiem transportowym między ścianami a dwoma chodnikami wentylacyjnymi, względnie ze wspólnym (środkowym) chodnikiem wentylacyjnym i dwoma chodnikami transportowymi.



Rys. 123. Dwuskrzydłowe wybieranie systemem ścianowym



Rys. 124. Podział na podpiętra przy wybieraniu od granic

Obecnie zamiast podziału na podpiętra dąży się raczej do zakładania *długich ścian pojedynczych*.

Ma to następujące *zalety*:

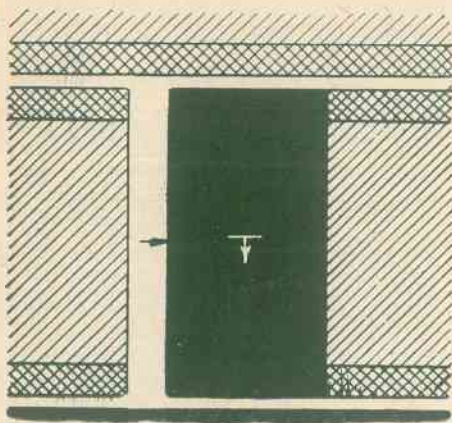
1. Wydobyć z całego pola kieruje się do jednego punktu załadunkowego, przy czym ułatwiony jest nadzór.
2. Zmniejsza się do minimum ilość wyrobisk chodnikowych, a więc i koszty ich utrzymania.
3. Unika się pośrednich ogniw transportu (chodniki rozdzielcze i pochylnie).
4. Upraszcza się przewietrzanie pola.

Oprócz tych zalet długie ściany mają również i swoje *wady*:

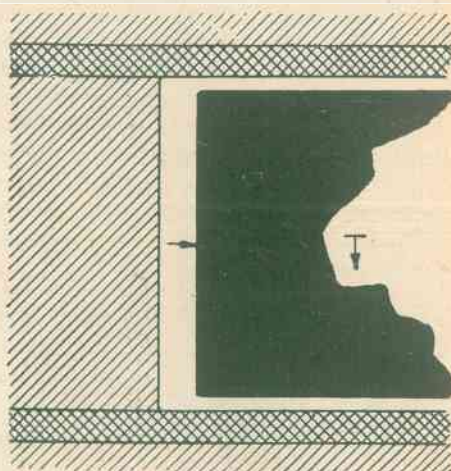
1. Może zachodzić potrzeba urządzenia przynajmniej jednego dodatkowego wyjścia ze ściany (chodnika uciezkowego).
2. Trudniejsze jest poruszanie się ludzi i dostawa materiału.
3. Transport urobku wzdłuż ściany odbywa się za pomocą kilku przenośników umieszczonych szeregowo. Zatrzymanie jednego z nich, zwłaszcza dolnego pociąga za sobą zatrzymanie robót na całej ścianie; poza tym nie jest godna polecenia konieczność posiadania większej ilości silników.

4. Konieczność doprowadzenia do jednego przodka dużej ilości kabli elektrycznych do maszyn wrębowych, do napędów przenośników i do wiertarek nie jest wskazana w kopalniach gazowych.

Należy unikać prowadzenia ściany w kierunku starych zrobów (rys. 125), gdyż filar węglowy między ścianą a zrobami będzie narażony



Rys. 125. Niebezpieczne zbliżanie się ścianą do starych zrobów



Rys. 126. Niekorzystne prowadzenie ściany między starymi zrobami

na duże ciśnienie i trudności utrzymania przodka. Jeżeli zaistnieje taki przypadek, należy raczej zatrzymać ścianę i resztę węgla wybrać, o ile można, innym sposobem.

Unikać należy również prowadzenia ściany między wybranymi piętrami (rys. 126), gdyż i w tym przypadku występować muszą zwiększone ciśnienia w polu roboczym.

4. URABIANIE

Węgiel urabia się za pomocą młotków mechanicznych, wrębiarek i materiałów wybuchowych oraz strugów jako też innych maszyn do urabiania.

Węgiel odbija się za pomocą młotków w tych przypadkach, gdy jest bardzo miękki (kruchy) lub gdy ze względu na stan stropu pokładu albo wydzielanie się metanu nie można prowadzić robót strzelniczych. Stosowanie młotków może być wskazane również przy obecności w pokładzie przerostów dla odbicia od nich węgla.

Wykonanie wrębu odbywa się za pomocą ciężkich wrębiarek przeznaczonych do pracy w długich przodkach. Wręb wykonuje się w większości przypadków przy spągu pokładu. Jeżeli na pewnej wysokości nad spągkiem znajduje się przerost, który wskazane jest usunąć przez umieszczenie w nim wrębu, wręb można wykonać w środku pokładu. Wrębie nie wzdłuż przodka rozpoczyna się bądź to z chodnika podścianowego, bądź też ze ściany po wykonaniu początkowego wrębu i umocowaniu wrębownika pod kątem 90° do osi maszyny. Wręb wykonuje się z reguły

przy jeździe maszyny w górę i tylko przy bardzo małym upadzie można go wykonać przy jeździe w dół.

Najkorzystniejsza głębokość wrębu zależy od struktury węgla w pokładzie oraz od rodzaju skał stropowych i spągowych. Głęboki wręb (2,2 — 2,3 m) należy stosować przy stropie mocniejszym i przy węglach dużej i średniej twardości, które nie osiadają po podwrebieciu. Przy mniejszej wytrzymałości stropu i przy węglu o średniej lub małej twardości, który łatwo osiada i zaciska wręb, należy stosować głębokość wrębu nie większą od 1,8 do 2 m przy równoczesnym podkładaniu do wrębu klocków (klinów) w celu zabezpieczenia wrębniaka przed zaciśnięciem i uzyskania lepszych wyników przy strzelaniu (rys. 127). Przy węglu z wybitnym kłiważem jak również przy słabym i sypkim stropie głębokość wrębu powinna być mniejsza (1,5 m). Stosowanie wrębów o głębokości mniejszej od 1,5 m nie jest wskazane.



Rys. 127. Umieszczenie klocków we wrębie

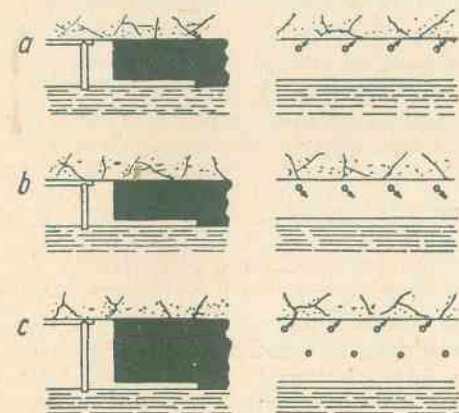
Oprócz własności samego węgla na głębokość wrębu wywiera również wpływ grubość eksploatowanego pokładu. Im pokład jest grubszy, tym wyraźniej przejawia się dążność do stosowania głębszych wrębów. W warunkach Zagłębia Górno-śląskiego średnia zależność między grubością pokładu m a głębokością wrębu b w metrach może być wyrażona wzorem

$$b = 1,6 + 0,2 m \quad [107]$$

W ciągu jednej zmiany wrębniarka może wykonać około 100 m wrębu włączając w to również czas potrzebny na opuszczanie maszyny. Przy większej długości ściany zachodzi potrzeba umieszczenia 2 lub więcej wrębniarek.

Przy eksploatacji pokładów grubości 3 m i więcej z podsadzką płynną nie stosuje się wrębu.

Po wykonaniu wrębu prowadzi się zwykle roboty strzelnicze. Otwory

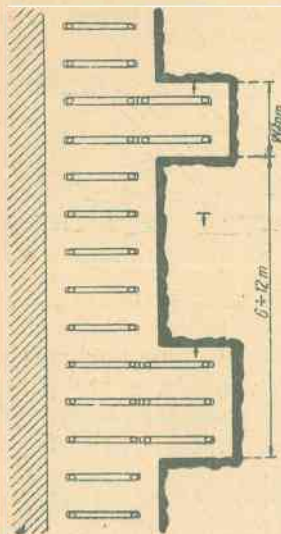


Rys. 128. Rozmieszczenie otworów strzałowych

strzałowe wierce się za pomocą wiertarek przeważnie elektrycznych, przy czym w pokładach cienkich otwory umieszcza się w jednym rzędzie w odległości około 100 — 200 mm od stropu (rys. 128a, b). Przy stropie mocnym otwory kieruje się ku górze pod kątem $5 — 10^\circ$ (rys. 128a), a przy słabym lub w obecności stropu fałszywego wskazane jest kierować je nieco w dół (rys. 128b). W pokładach średniej grubości otwory rozmieszcza się w dwa rzędy (rys. 128c).

Odległość między otworami zależy od twardości węgla: przy węglach bardzo twardych i antracytach odległość ta wynosi 2 — 3,5 m, przy mniej

twardych 1,2—1,5 m. Głębokość otworów przyjmuje się zwykle o 100—200 mm mniejszą od głębokości wrębu. Ładunek materiału wybuchowego w każdym otworze nie przekracza 150—200 g, a czasami jest znacznie mniejszy.



Rys. 129. Wybieranie przodka ścianowego odcinkami przy zastosowaniu włomów

Urabianie węgla przez jego odstrzelenie na całej długości przodka ścianowego stwarza niebezpieczeństwo nadmiernego osiadania stropu w przestrzeni roboczej i jego osłabienie. Dla uniknięcia tego w kopalniach polskich przodek ścianowy dzieli się na odcinki (6—12 m), w których urabianie rozpoczyna się od wykonywania włomu na głębokość wrębu i szerokość nie większą jak 2,5 m (rys. 129). Po zabudowaniu włomu dalsze urabianie węgla odbywa się w kierunku wzniesienia.

Zużycie materiałów wybuchowych wynosi średnio 50—100 g/t.

W ostatnich czasach do urabiania węgla i ładowania w przodkach ścianowych wprowadzono maszyny zespołowe, tzw. kombajny, które pracują dobrze w węglach miękkich, występują tu jednak trudności utrzymania stropu wzdłuż przodka. W węglach średniej twardości pracują one wydajniej tylko w warunkach występowania w przodku ciśnienia pomagającego w urabianiu węgla. Przy zastosowaniu urabiarzy udaje się zwiększyć postęp przodka do

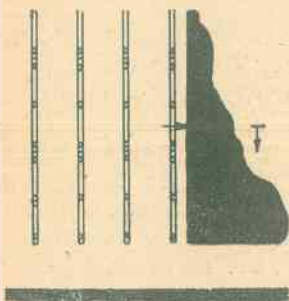
4—5 m na dobę. Wskutek wykluczenia robót strzelniczych przy tym sposobie urabiania stan stropu bezpośrednio w miejscu pracy polepsza się.

5. OBUDOWA

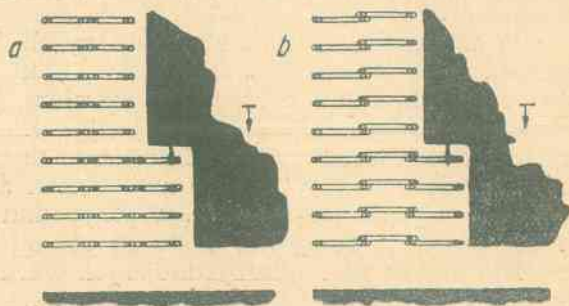
W miarę posuwania się przodka wyrobisko musi być obudowane za pomocą stropnic podpartych stojakami. W początkowym okresie wprowadzania do górnictwa węglowego systemu ścianowego stropnice długości 4—6 m podpierano 3 do 4 stojakami i umieszczano równoległe do przodka (rys. 130). Ten kierunek stropnic w wielu przypadkach, a zwłaszcza przy głębokości wrębu powyżej 1,3 m, okazał się niewłaściwy, gdyż zwykle przy osiadaniu stropu tworzą się w nim szczeliny równoległe do przodka. W warunkach takich o wiele lepiej spełnia rolę obudowa z prostopadłym do przodka kierunkiem stropnic (rys. 131). Obecnie w naszych zagłębiach kierunek stropnic przy wybieraniu pokładu z zawałem jest wyłącznie prostopadły do przodka (tzw. obudowa poprzeczna). Przy podsadzce suchej spotyka się zarówno prostopadły, jak i równoległy kierunek stropnic, a przy podsadzce płynnej wyłącznie kierunek równoległy do przodka.

Stojaki ustawia się w liniach prostych równoległych do przodka i w odstępach 1,0—2,0 m. W ten sposób powstają wolne od obudowy pasy („pola obudowy”), w których odbywa się ruch ludzi i transport urobku. Dla przejścia maszyny wrębowej wzdłuż przodka konieczna jest wolna przestrzeń 0,8—1 m niezabudowana stojakami („pole robocze”).

Prócz tego po wykonaniu wrębu zostaje strop niepodparty na szerokości równej głębokości wrębu (średnio 1,8 m), co łącznie daje niezabudowany pas szerokości 2,6 — 2,8 m. Pociągać to może za sobą powstawanie szczelin w stropie. Dla uniknięcia takich możliwości w ślad za posuwającą się wrębiarką stawia się stojaki wzdłuż przodka, a przy stropie słabszym stojaki powinny się znajdować również i przed wrębiarką. Dla przejścia wrębiarki stojaki się usuwa, a po jej przejściu ponownie się je stawia.



Rys. 130. Obudowa równoległa do przodka, tzw. podłużna



Rys. 131. Obudowa prostopadła do przodka, tzw. poprzeczna

Przy wybieraniu z *zawatem* obudowa powinna być *szttywna*, ale jednocześnie z tym musi pozwalać na pewne swe skrócenie pod wpływem ciśnienia przy zachowaniu potrzebnej wytrzymałości.

Przy wybieraniu z *podszatką* i łagodnym uginaniem się na niej stropu obudowa powinna być *podatna*, tzn. powinna umożliwiać znaczniejsze zmniejszenie swej wysokości pod wpływem ciśnienia przy równoczesnym zachowaniu niezbędnej wytrzymałości.

Tablica 8

Wymiary kopalniaków według normy
PN
Kopalniaki D — 95001

Rodzaj	Długość m	Stopniowanie	Srednica w cienkim końcu cm	Stopnio- wanie
Stojaki norma- lne	0,80 — 0,90 1,00 — 7,00 7,25 — 12,00	co 5 cm co 25 cm	12 — 18	co 1 cm
Stojaki grube	1,00 — 7,00 7,25 — 12,00	co 5 cm co 25 cm	19 — 24	co 1 cm
Stropnice	1,80 — 1,90 2,00 — 7,00 7,25 — 8,00	co 5 cm co 25 cm	7 — 12	co 1 cm
Króciaki	0,80 0,90 1,00 — 1,75	co 10 i 25 cm	6 — 11	co 1 cm

Grubość *stojaków drewnianych* powinna być dostosowana do ich długości, a więc i do grubości pokładu.

Kopalniaki powinny być suche, gdyż drewno wilgotne ma znacznie mniejszą wytrzymałość (około 50%), a poza tym przy nacisku stropu łamie się bez trzasku, a więc nie ostrzega robotników przed zbliżającym się niebezpieczeństwem zawału.

Najczęściej stosowana w naszych kopalniach długość stropnic drewnianych wynosi 2,2 m przy obudowie prostopadłej do przodka i 4 m przy równoległej.

W ostatnich latach do obudowy wyrobisk ścianowych zastosowano na szeroką skalę *stojaki stalowe* („stalaki“), które szczególnie dobrze nadają się przy wybieraniu pokładów z zawałem, a to zarówno ze względu na znaczną ich sztywność, jak i dużą wytrzymałość. Długość stropnic żelaznych waha się w naszych kopalniach od 2 do 3 m i najczęściej wynosi 2,2 m.

Odległość między stropnicami wynosi średnio około 1 m. Stropnice podparte są na 2 stojakach, a w przypadku większego ciśnienia daje się trzeci stojak w odległości około 30 cm od stojaka ze strony zawałiska.

Dla uzyskania najkorzystniejszych warunków pracy na ścianie zaleca się stosować na całej jej długości obudowę jednolitego typu.

Przy obudowie równoległej do przodka stropnice umieszcza się zawsze w jednej linii (na styk), przy obudowie natomiast prostopadłej do przodka spotykamy zarówno stropnice na styk, jak i zachodzące na siebie około 0,3 m, przy czym przeważa ten drugi sposób obudowy (rys. 131b).

Powierzchnia odsłoniętego stropu przypadająca na jeden stojak waha się:

przy wybieraniu z zawałem od 0,5 do 1,3, średnio 1,0 m²,

przy wybieraniu z podsadzką suchą od 0,6 do 1,9, średnio 1,2 m²,

przy wybieraniu z podsadzką płynną od 1,1 do 2,5, średnio 1,8 m².

Zużycie drewna na ścianach wynosi średnio około 25 m³ na 1000 ton wydobyć; zużycie stojaków stalowych średnio 3 sztuki na 1000 ton.

6. TRANSPORT UROBKU

Transport urobku przy systemie ścianowym podłużnym odbywał się dawniej *ręcznie* w sankach lub taczkach. Dziś sposoby te, jeżeli są stosowane, to tylko w kopalniach małych i prymitywnie urządzonych.

Mechanizacja transportu urobku wzdłuż ściany datuje się od chwili wynalezienia przez polskiego inżyniera R. Riegera (późniejszego profesora Akademii Górniczej w Krakowie) *przenośników wstrząsanych* (patenty: austriacki, niemiecki, francuski, belgijski, angielski i amerykański, 1907 do 1910). Znalazły one szerokie zastosowanie przy eksploatacji cienkich pokładów dopiero około roku 1920, a w pokładach grubszych nawet później.

Przenośniki wstrząsane pracują najlepiej przy upadzie od 6° do 20°. Powyżej 25° (samoczynne zsuwanie się urobku), jak i przy wzniesieniach do 3° praca rynien jest już utrudniona. Na jeden napęd może pracować 60 — 70 mb rynien, rzadziej 80 — 100 mb.

Wydajność rynien ułożonych poziomo dochodzi do 30 — 50 ton na godzinę. Przy upadzie wydajność ta znacznie się zwiększa, a mianowicie przy nachyleniu 5° jest dwa razy, a przy 15° trzy razy większa.

Przenośnik wstrząsany składający się z ogniów (rynien) długości 3 (do 4) m umieszcza się wzdłuż przodka, nie bliżej jednak jak w przed-

ostatnim polu obudowy, gdyż wzdłuż przodka musi być wolne miejsce do urabiania i przejścia maszyny wrębowej.

Przy małym postępie przodka (1,0 — 1,4 m/dobę) przenośnik wstrząsany przekłada się co drugie pole, przy większym postępie przekłada się go codziennie o jedno pole. Przekładki dokonuje się zwykle ręcznie zaczynając od dołu przenośnika. Przy przekładaniu rynien wypada na jedną robotnikodniówkę 10 — 15 m rynien.

Oprócz przenośników wstrząsanych do odstawy urobku wzdłuż ściany znalazły zastosowanie *przenośniki taśmowe* o szerokości 650 mm i wydajności około 70 ton na godzinę. Umożliwiają one transport urobku zarówno w kierunku upadu, jak i wzniesienia (do 18 a nawet i 25°). Dla ułatwienia przekładki ściane przenośniki składają się z przesł długości 1,5 — 2 m.

Szersze zastosowanie znalazły te przenośniki do transportu urobku w chodnikach oraz w pochylniach i upadowych.

Przenośniki zgrzeblowe mają szereg zalet zarówno w porównaniu z przenośnikami wstrząsanymi, jak i taśmowymi, wskutek czego w ostatnich czasach stosuje się je coraz szerzej w kopalniach węgla.

Zasadniczymi zaletami przenośników zgrzeblowych są:

1. mała wysokość, a więc i łatwość ładowania;
2. możliwość odstrzelenia węgla bezpośrednio na przenośnik zabudowany pod ociosem ściany, przy czym samoczynnie ładuje się znaczna część urobku (do 40% i więcej);
3. możliwość wykorzystania przenośnika (typu pancernego) jako toru dla wrębiarki;
4. możliwość przekładki (przesuwania) przenośnika bez rozbierania go na części;
5. możliwość zastosowania przy spągu pofałdowanym;
6. możliwość odstawy urobku zarówno na dół, jak i do góry, pod kątem 30°;
7. łatwiejsze przenoszenie i przedłużanie aniżeli przenośników taśmowych.

Długość poszczególnych ciągów przenośników dochodzi do 100, a nawet i 150 m; wydajność do 60 — 100 t/godz. Przy przekładaniu wypada na 1 robotnikodniówkę około 7 m przenośnika.

W pokładach bardzo cienkich odstawa wzdłuż przodków ściannych odbywa się za pomocą *zgarciarek* (skreperów).

Ładowanie urobku z przenośnika do wozów może się odbywać bezpośrednio przy ścianie, gdzie wozacy (ciskacze) podstawiają wozy pod przenośnik. W tym przypadku punkt załadowania wozów przesuwają się wraz z postępowaniem ściany.

Dla ułatwienia ładowania chodnik podścianowy powinien być prowadzony z przybierką spągu (rys. 132). Znacznie korzystniej jest, zwłaszcza przy dużym wydobyciu z pola, jeżeli punkt ładowania jest stały. W tym celu zarówno w chodniku podścianowym, jak i w pochylni prowadzącej do głównego chodnika przewozowego urządza się odstawę za pomocą prze-



Rys. 132. Ładowanie urobku pod ścianą z przenośnika do wozów

nośników taśmowych, załadowanie zaś wozów odbywa się w chodniku głównym.

7. PRZEWIETRZANIE

Przewietrzanie przy ścianowym systemie podłużnym jest na ogół bardzo dobre: powietrze dopływa do ściany chodnikiem dolnym (podścianowym), przepływa wzdłuż przodka w bezpośrednim jego sąsiedztwie i przez chodnik wentylacyjny (nadścianowy) odprowadzane jest do szybu wydechowego (rys. 119). Przy eksploatacji do granic wskutek nieuniknionych ucieczek powietrza przez stare zroby (rys. 118) przewietrzanie jest na ogół gorsze aniżeli przy eksploatacji od granic.

Przodek ścianowy, rzecz naturalna, można przewietrzać tylko jednym prądem powietrza; rozgałęzienie prądu i niezależne przewietrzanie każdego odcinka ściany jest tu nie do pomyślenia. Przepisy górnicze przewidują maksymalną ilość ludzi, jaka może być zatrudniona w jednym prądzie. Tak np. przepisy obowiązujące na Górnym Śląsku przed wojną przewidywały maksymalnie 100 osób w kopalni niegazowej i 80 w gazowej; przepisy w Zagłębiu Dąbrowskim — 150 w niegazowych i 100 w gazowych; w Krakowskim OUG kopalnie gazowe kategorii I — 100 ludzi, kategorii II — 70; nowe przepisy polskie — 130 w niegazowych i 100 — w gazowych.

Okoliczność ta ogranicza zastosowanie zbyt długich ścian wymagających zbyt dużej obsady.

Oprócz maksymalnej dopuszczalnej obsady ściany trzeba również uwzględnić możliwość doprowadzenia przepisanej ilości powietrza w odniesieniu do ilości zatrudnionych ludzi lub wielkości wydobycia ze ściany przy zachowaniu przepisanej prędkości powietrza w chodnikach i w wyrobisku ścianowym.

8. PROWADZENIE EKSPLOATACJI Z ZAWALEM

(Opracowano wspólnie z mgr-em inż. A. Zyzakiem)

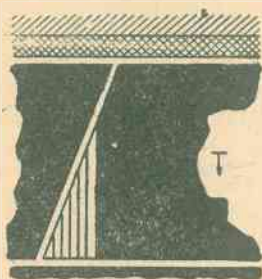
Większość zawałów przestrzeni roboczej przy systemie ścianowym i związanych z nimi wypadków zdarza się w chwili pierwszego zarobowania się stropu w uruchomionej ścianie. Przebieg pierwszego zawału ma poza tym decydujący wpływ na przebieg zawałów następnych, dlatego też na ten *pierwszy zawał* należy zwracać szczególną uwagę i zastosować jak najdalej idące środki ostrożności.

Trudności wywołania pierwszego zawału polegają na tym, że w początkowym okresie wybierania ściany strop jest oparty na dwóch podporach, gdy w późniejszym rozwoju eksploatacji mamy już do czynienia z pewnego rodzaju wspornikiem, który załamuje się znacznie łatwiej.

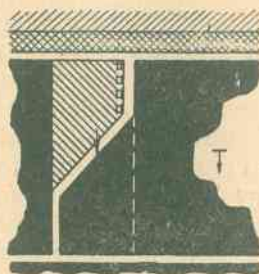
Strop spoczywający na dwóch podporach ma dążność do załamania się nad calizną, gdzie występuje największy moment zginający, toteż dla utrzymania przestrzeni roboczej konieczne jest obudowanie jej wyjątkowo *szttywną i wytrzymałą obudową* oraz *ograniczenie stosowania wrębu* lub przynajmniej jego klinowanie. Niezależnie od tego w początkowym okresie dużą trudność przedstawia wywołanie zawału wzdłuż długiej linii prostej równoległej do frontu ściany. Ażeby trudność tę pokonać, należy rozpocząć wybieranie krótszym przodkiem i w miarę uzyskiwania zawałów *stopniowo wydłużać front ściany*.

Na rys. 133, 134 i 135 pokazano kilka następujących sposobów uruchamiania ściany:

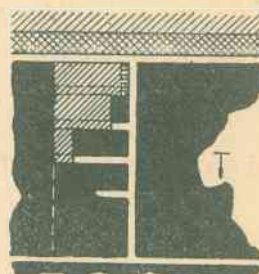
1. Ścianę rozpoczyna się od dowerzchni przeprowadzonej pod pewnym kątem do kierunku frontu ściany (rys. 133). Pierwszy zawał wywołuje się w chwili gdy przodek ścianowy nie jest jeszcze długi. Przez wydłużanie przodka zasięg zawału stopniowo się powiększa.
2. Pełny zawał wzdłuż przyszłego frontu ściany uzyskuje się przez wybranie pasa pokładu wzdłuż dowerzchni granicznej przodkiem mniejszej długości (rys. 134). Szerokość tego pasa musi jednakże być wystarczająca (15 — 30 metrów) dla wywołania pełnego zawału.
3. Wywołanie pierwszego pełnego zawału uzyskać można również przez wybranie pierwszego pasa systemem filarowym (z zawałem) (rys. 135).
4. Dalszym sposobem uruchamiania ściany jest rozpoczęcie wybierania pokładu z zastosowaniem pasów podsadzkowych do czasu rozpoczęcia osiadania stropu zasadniczego, tzn. po odsunięciu frontu ścianowego na odległość 40 — 50 m.



Rys. 133. Rozpoczęcie ściany od skośnej dowerzchni



Rys. 134. Rozpoczęcie ściany przez wybranie pasa przodkiem mniejszej długości



Rys. 135. Rozpoczęcie ściany przez wybieranie pasa systemem filarowym z zawałem

Jest zrozumiałe, że w okresie uruchamiania ściany wydobycie z pola będzie niższe.

Przy *dwuskrzydłowym wybieraniu* (rys. 123) drugą ścianę można rozpocząć dopiero po uzyskaniu pełnego zawału na pierwszej.

Przy wybieraniu z zawałem oprócz opisanej wyżej zwykłej obudowy przestrzeni roboczej stawia się wzdłuż przodka na granicy zawału *obudowę specjalną*, tzw. *oporową*, która powinna być w miarę możliwości sztywna, choć mimo to przy chwilowym wzroście ciśnienia, jakie występuje podczas załamania się stropu, powinna się nieco poddawać, by nie uległa załamaniu.

Przy drewnianej obudowie przestrzeni roboczej rolę obudowy oporowej spełnia najczęściej *rzęd stosów* o wymiarach najczęściej 1×1 m. Odległość między stosami wynosi od 1 do 1,5 m. Stosy ze zwykłych okrągłaków nie nadają się do tego celu ze względu na swoją dużą ściśliwość. Wypełnienie stosów skalą płonną zwiększa ich sztywność, ale utrudnia ich rozbieranie i przenoszenie, toteż stosy takie mogą być używane tylko tam,

gdzie pozostają na stałe, np. wzdłuż chodników. Stosy jako obudowa oporowa muszą być przenośne a równocześnie odznaczać się większą sztywnością. Wykonuje się je z *twardego* (dębowego) *drewna kantowego* (rys. 136) i dokładnie klinuje pod stropem pokładu. Klinowanie to powinno być wykonane również z drewna twardego, gdyż miękkie ulega nadmiernemu zginięciu przy nacisku stropu i zwiększa tym podatność obudowy, co niekorzystnie wpływa na zachowanie się stropu w polu roboczym. Dla ułatwienia rozbierania stosów używa się stalowych belek wywalających, po dwie na każdy stos, ułożonych na dolnej parze belek, lub trzech rzędów szyn kolejowych, z których środkowy wybija się a wówczas stos się rozsypuje.



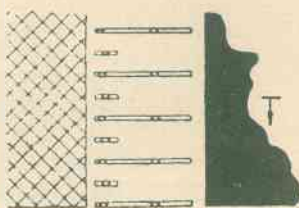
Rys. 136. Obudowa oporowa ze stosów dębowych

W rzadkich przypadkach obudowę oporową wykonuje się z jednego lub z dwóch rzędów stojaków drewnianych umieszczonych blisko siebie, tzw. *organów*.

Szerokie zastosowanie w górnictwie węglowym znalazły *stosy stalowe* z odcinków starych (czasami nowych) szyn kolejowych długości 0,6 — 1,50 m. Stosy takie są znacznie sztywniejsze od dębowych. Jeżeli stos ma kształt prostokątny, dłuższe odcinki szyn układa się równoległe do przodka, krótsze prostopadłe do niego. Dla ułatwienia rozbierania stosu pierwszą szynę ułożoną na parze szyn spągowych daje się czasami o 25 — 30 cm dłuższą od pozostałych. Przy większych nachyleniach i grubościach pokładów użycie stosów z szyn staje się niebezpieczne.

Przy stosowaniu stalowej obudowy w polu roboczym rolę obudowy oporowej wzdłuż linii zawалу spełniają *dotychczasowe stojaki stalowe*, tzw. *organowe* czyli *łamacze* (rys. 137); obudowa taka odznacza się dużą sztywnością. Organy stalowe bardzo dobrze zabezpieczają pole robocze tylko w przypadku dobrego spągu pokładu. Na spągu miękkim organy wciskają się weń, dlatego odpowiednie są tu stosy dębowe lub z szyn. Normalnie wystarcza postawienie między stojakami zwykłej obudowy jednego dodatkowego stojaka organowego z krótką stropnicą. Przy stropie mocniejszym i konieczności strzelania dla wywołania zawalu daje się dwa dodatkowe stojaki organowe.

W miarę posuwania się przodka ścianowego należy *wywoływać zawalę* poza obudową oporową, w miarę możliwości nie rzadziej aniżeli co 3 m, przy czym zawal powinien następować bezpośrednio po wyrabowaniu obudowy za nową linią zrobów. Dążyć należy do tego, by zawal wywoływano codziennie, zwłaszcza przy obudowie drewnianej, która w wielu przypadkach nie wytrzy-



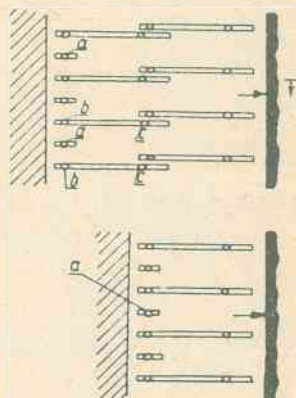
Rys. 137. Obudowa oporowa ze stojaków stalowych

muje dłuższego stale zwiększającego się nacisku stropu. Dłużej trwający nacisk przyczynia się również do zgniatania i rozpadania się stosów nawet z dobrze wyżarzonych szyn. Zarówno front ściany, jak i linia zawału muszą mieć kierunek prostolinijny, gdyż w przeciwnym razie zwiększa się ciśnienie w polu roboczym i trudniejsze jest wywoływanie dalszych zawałów.

Przy dostatecznie szybkim postępie przodka, codziennym rabowaniu obudowy i utrzymywaniu prostej linii zawału unika się znacznie większych ciśnień na obudowę w polu roboczym i uzyskuje się najbezpieczniejsze warunki pracy.

Wywoływanie zawałów polega na przenoszeniu obudowy oporowej oraz całkowitym usunięciu (wyrabowaniu) stojaków i stropnic z pasa, w którym wywołuje się zawał. Zawał wywołuje się najczęściej przez zespoły składające się z 3 rabunkarzy, którym wyznacza się odcinki ściany długości 13 — 25 m (średnio 15 m). Przenoszenie organów i rabowanie obudowy na każdym odcinku prowadzi się z dołu do góry w następującej kolejności (rys. 138):

1. przestawienie stojaka organowego *a* na nową linię zawału,
2. postawienie zamiast niego stojaka drewnianego (krzyża) między stropnicami obudowy (czynności tej czasami się nie wykonuje),
3. usunięcie stojaków *b* spod stropnicy od strony zawału,
4. usunięcie stojaka *c* od strony przodka oraz stropnicy,
5. podcięcie stojaka drewnianego (punkt 2) oraz wywołanie zawału.



Rys. 138. Wywołanie zawału

Jeżeli przy stropie mocniejszym zawał nie następuje w ślad za wyrabowaniem każdej stropnicy, przestawia się kilka organów i wyrabowuje kilka stropnic (np. 3 — 4), a następnie wywołuje się zawał. W przypadkach takich zachodzi zwykle potrzeba uprzedniego zabudowania na granicy rabowanego odcinka (od góry) stropnicy na 3 drewnianych stojakach, a to dla uniezależnienia zawałów w sąsiednich odcinkach.

Jeżeli strop jest tak mocny, że dla wywołania zawału wymaga strzelania, czynność tę poprzedza wyrabowanie obudowy na całej długości ściany.

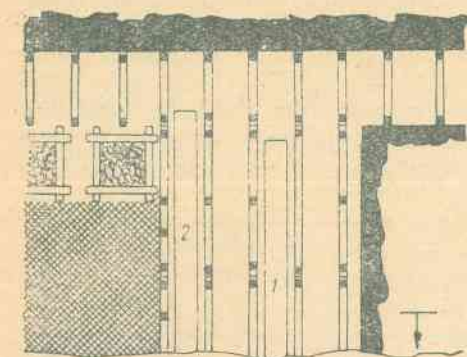
9. PROWADZENIE EKSPLOATACJI Z PODSADZKĄ SUCHĄ

(Opracowano wspólnie z mgrem inż. S. Kokotem)

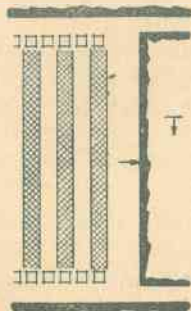
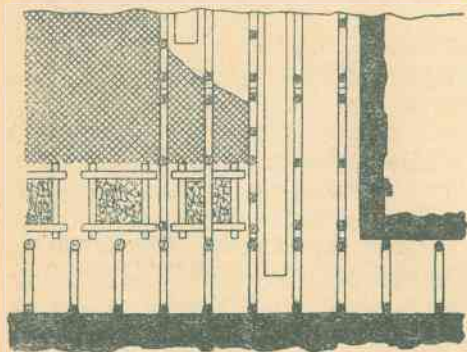
System ścianowy z ugięciem się stropu z nielicznymi tylko wyjątkami wymaga stosowania podsadzki. Im cieńszy jest pokład i im giętszy jest strop, tym mniej szczelna może być podsadzka. Najmniej szczelna i najbardziej ściśliwa jest podsadzka sucha częściowa (rys. 52a). Większą szczelność i mniejsze ugięcie się stropu uzyskuje się przy podsadce pełnej otrzymanej na miejscu z chodników podsadzkowych (rys. 52b), a największą szczelność przy podsadce pełnej dostarczanej z zewnątrz

pola, zwłaszcza przy zastosowaniu maszynowego lub pneumatycznego sposobu podsadzania.

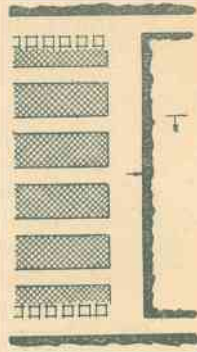
Jeżeli materiał podsadzkowy pochodzi z zewnątrz pola, dostarcza się go do ściany chodnikiem górnym, skąd w większości przypadków transportuje się go wzdłuż ściany za pomocą przenośnika wstrząsanego. Przy wykonywaniu pełnej podsadzki podsadza się zwykle jednocześnie dwa pola obudowy (rys. 139). Przed podsadzaniem pasą stawia się od strony ociosu dodatkowe stojaki i ewentualnie rozpina się na nich siatkę drucianą. Przy podsadzce częściowej dostarczanej z zewnątrz pola podsadzane pasy są równoległe do frontu ściany (rys. 140). Zamiast podsadzki kopalnie niekiedy stosują pozostawianie w wybranej przestrzeni stosów pełnych lub wypełnionych skalą płonną (rys. 53). Kaszty te stawia się zazwyczaj w szachownicy.



Rys. 139. Pełna podsadzka sucha dostarczana z zewnątrz pola (1 — przenośnik wstrząsany węglowy, 2 — przenośnik podsadzkowy)



Rys. 140. Częściowa sucha podsadzka dostarczana z zewnątrz pola

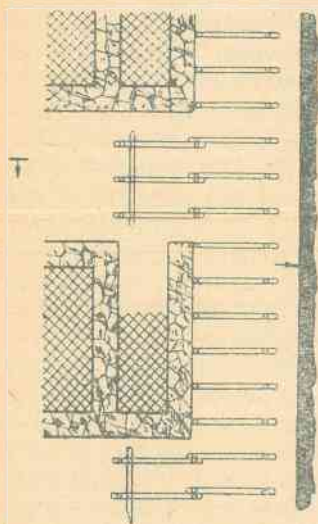


Rys. 141. Podsadzanie pasami prostopadłymi do frontu ściany

W większości przypadków kamień na podsadzkę uzyskuje się na miejscu z przybierki stropu lub (rzadziej) spągu w chodnikach ślepych, pozostawianych w podsadzce (rys. 52), przy czym w naszych kopalniach częściej stosuje się podsadzkę częściową (rys. 52b) w postaci pasów prostopadłych do przodka (rys. 141). Szerokość chodników ślepych waha się w naszych kopalniach od 3 do 6 m, najczęściej 4 m; szerokość pasów podsadzki od 5 do 10 m. Podsadzka taka (rys. 52b) nazywa się u nas niewłaściwie podsadzką częściową.

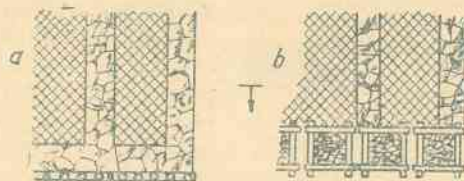
Pasy podsadzki układa się ręcznie, przy czym dla ułatwienia używa się przy układaniu kamienia z chodnika podsadzkowego znajdującego się powyżej pasa. Wykonanie pasa zaczyna się od ułożenia suchego muru z grubego kamienia od strony niżej leżącego chodnika podsadzkowego. Podobne suche mury układa się starannie również od strony przodka ścia-

nowego i wyższego chodnika podsadzkowego (rys. 142), przestrzeń zaś między tymi murami wypełnia się dokładnie kamieniem dowolnej wielkości. Dla zabezpieczenia pasa podsadzki przed jego obsunięciem się stawia się wzdłuż dolnego muru organy (przy upadach mniejszych) lub stopy (przy większych), jak to pokazano na rys. 143.



Rys. 142. Wykonanie pasów podsadzkowych

Podsadzkarze zatrudnieni przy układaniu pasów powinni być zabezpieczeni przed oberwaniem się stropu odpowiednią obudową chodników podsadzkowych. W tym celu miejsce urabiania kamienia w stropie chodnika wskazane jest utrzymywać w większej odległości od przodka ścianowego aniżeli miejsce układania kamienia (rys. 142). Normalnie chodnik podsadzkowy wyprzedzony jest przez pas podsadzki o jedno pole obudowy. Wyciąganie ze-strzelonego kamienia powinno się odbywać za



Rys. 143. Zabezpieczenia pasa podsadzkowego przed obsunięciem

pomocą haków dostatecznej długości, a wejście do chodników podsadzkowych powinno być zakazane dla ludzi.

W przypadku urabiania kamienia podsadzkowego w spągu chodników, jak również przy urabianiu go w stropie pokładów o niedużym upadzie, pasy podsadzkowe i chodniki podsadzkowe utrzymuje się w jednakowej odległości od ściany. Kamień w spągu pokładu urabia się tylko przy zbyt mocnym stropie oraz w obecności metanu.

Przy wybieraniu z podsadzką suchą należy przestrzegać następujących zasad, którymi są:

1. dokładność wykonania podsadzki,
2. utrzymywanie jej jak najbliżej przodka (jednak nie dalej jak 4 — 5 m),
3. dostatecznie prędki postęp przodka,
4. urabianie węgla bezpośrednio po wykonaniu wrębu.

Aby pasy podsadzkowe należycie spełniały swoje zadanie, powinny być wykonane z grubego kamienia. Wolne przestrzenie między pojedynczymi grubymi kawałkami kamienia wypełnia się materiałem drobnym.

Zmniejszenie postępu przodka podobnie jak i utrzymywanie podsadzki w większej od niego odległości i przedwczesne wykonanie wrębu powoduje większe obniżenie stropu oraz mniejsze zużycie materiału do podsadzania, co ze swej strony przyczynia się do dalszego zwiększenia ugięcia się stropu i możliwości tworzenia się w nim szczelin i załamania wzdłuż przodka.

Przy przestrzeganiu powyższych zasad krzywa ugięcia się stropu pokładu będzie miała przebieg pokazany na rys. 144a. Punkt przegięcia K tej krzywej znajduje się nad podsadzką, strop zaś nad przestrzenią roboczą ma kształt wypukły, a więc występować w nim będą naprężenia ściskające. Tego rodzaju ugięcie się stropu jest najkorzystniejsze, gdyż istniejące w nim splekane części zostaną zaklinowane.



Rys. 144. Różne rodzaje ugięcia się stropu

Przy większej ściśliwości podsadzki lub przy utrzymywaniu jej w większej odległości od przodka, jak również przy niedostatecznie prędkim postępie przodka linia ugięcia się stropu przybiera kształt pokazany na rys. 144b. Punkt przegięcia K krzywej znajduje się tu nad przestrzenią roboczą i na przestrzeni KB strop zwrócony jest wygięciem ku dołowi, a więc występują tu naprężenia rozciągające, co stwarza sprzyjające warunki dla wypadania ze stropu poszczególnych kawałków skały.

Jeżeli do powyższych warunków dołączy się jeszcze przedwczesne wykonanie wrębu, punkt przegięcia K może przesunąć się nawet nad caliznę (rys. 144c), co stwarza jeszcze bardziej niekorzystne warunki i możliwość załamania się stropu wzdłuż frontu ścianowego.

Możliwy jest jeszcze czwarty typ krzywej ugięcia się stropu (rys. 144d), który może powstać po zatrzymaniu przodka przy dostatecznie szczelnej podsadzce, ale przy nadmiernie podatnej lub wciskającej się w spąg obudowie. Występują tu trzy punkty przegięcia stropu K_1 , K_2 i K_3 , przy czym w stropie między punktami K_1 a K_2 występują naprężenia rozciągające.

10. PROWADZENIE EKSPLOATACJI Z CZĘŚCIOWYM ZAWAŁEM

System ścianowy z pasami podsadzki i częściowym zawałem stropu (rys. 49 i 50) ma w kopalniach polskich tylko podrzędne znaczenie, znalazł natomiast szerokie zastosowanie w kopalniach angielskich. W kopalniach tych dąży się do unikania jakichkolwiek robót przygotowawczych; często chodników w ogóle się nie drąży, a całe wydobycie otrzymuje się z przodków ścianowych prowadzonych od szybu do granic i tworzących jeden długi front, dochodzący do 900 m (rys. 145).

W ślad za posuwającą się ścianą układa się prostopadłe do niej pasy dokładnie wykonanej podsadzki z większych kawałków kamienia oraz wypełnia puste miejsca między nimi materiałem drobnym. Materiał na podsadzkę bierze się z zawału, który wywołuje się między pasami podsadzki. Szerokość pasów podsadzki wynosi 4—5 m, a odległość między nimi 8—20, a nawet do 40 m. Im grubsza jest warstwa łatwo rabującego się stropu bezpośredniego, tym wyższe może być sklepienie między pasami podsadzki i tym większa może być odległość między nimi.

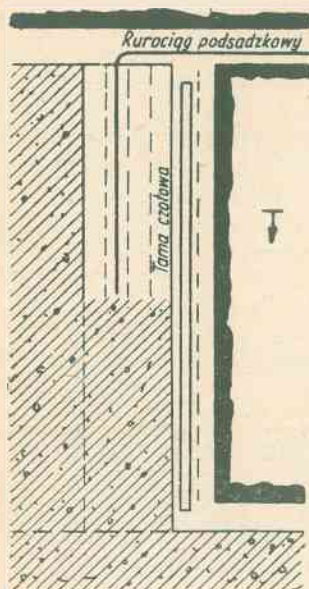
Jeżeli zawał następuje łatwo, prędkość posuwania się przodka może być duża; w gorszych warunkach postęp będzie musiał być mniejszy.

Zadaniem pasów podsadzkowych jest stworzenie dostatecznego podparcia dla stropu zasadniczego i uniknięcie jego załamania, czemu sprzyja dokładne wykonanie tych pasów i obecność między nimi zawalu, który rozpiera pasy podsadzki i utrudnia rozgniatanie ich na boki.

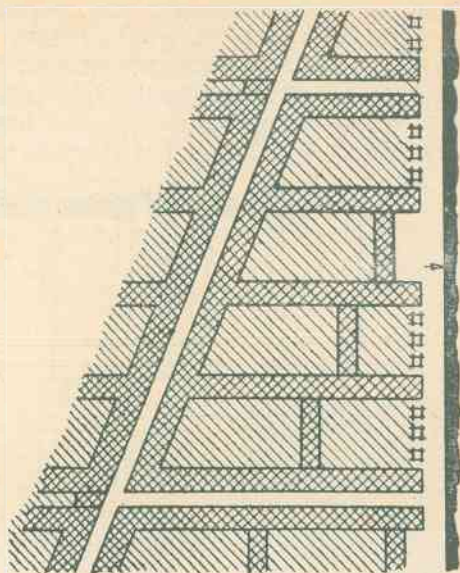
Na granicy zawalu stosuje się obudowę oporową ze stojaków stalowych lub stosów.

11. PROWADZENIE EKSPLOATACJI Z PODSADZKĄ PŁYNNĄ

Zastosowanie przy systemie ścianowym podsadzki płynnej wymaga w pierwszym rzędzie możliwie tanich i łatwych do wykonania długich tam podsadzkowych. Tamy takie budowane z desek lub płótna zostały po raz pierwszy zastosowane w Zagłębiu Górno-śląskim w r. 1924; od tego też czasu datuje się rozwój systemów ścianowych w pokładach grubych. Tama taka nie jest zbyt mocna i spełniać może swoje zadania tylko



Rys. 146. System ścianowy podłużny z podsadzką płynną



Rys. 145. Wybieranie pokładu w kopalniach angielskich z zastosowaniem częściowego zawalu

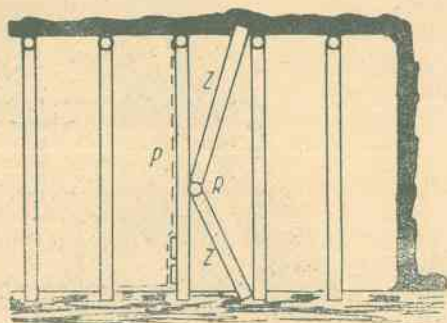
wtedy, gdy wodę, która znacznie zwiększa parcie materiału podsadzkowego na tamę, odprowadza się w czasie podsadzania. Możliwe jest to przy dobrym materiale podsadzkowym, który łatwo się osadza i z którego woda łatwo się odsąca.

Tamy płócienne (z płótna jutowego) mogą służyć przez krótki czas i dlatego stosuje się je tylko jako tamy czołowe służące do odgrózdzenia podsadzanej przestrzeni od strony przodka ścianowego.

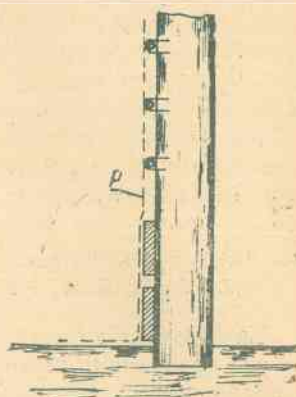
Z chwilą gdy przodek ścianowy posunie się na pewną odległość od podsadzki (przy mocnym stropie 6 — 10 m), buduje się wzdłuż niego w odległości około 3 m nową tamę, przestrzeń zaś między tamami wypełnia się podsadzką płynną (rys. 146).

Przy budowie tamy podsadzkowej między stojakami obudowy stawia się dodatkowo słupy w odległości 0,5 do 0,8 m od siebie. W przypadku wybierania warstwy wyższej (nad podsadzką) słupy te wkopuje się do piasku na głębokość 0,5 do 0,7 m, dając pod nimi podkłady z desek lub połowice. Stojaki mające stanowić szkielet tamy wzmacniają się od strony przodka

ryglami *R* i zastrzałami *Z* (rys. 147) lub też rygle razem ze stojakami przymocowuje się za pomocą starych wyżarzonych lin do stojaków znajdujących się wewnątrz przestrzeni przeznaczonej do podsadzania. Na słupach tamy od strony podsadzki (rys. 148) przybijają się klamerkami w kształcie litery *U* druty o średnicy 2 — 3 mm (ze starych lin) co 15 do



Rys. 147. Tama podsadzkowa



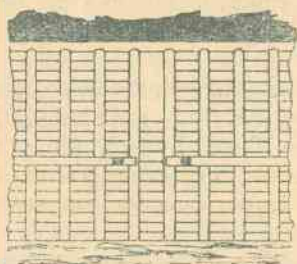
Rys. 148. Przytwierdzenie płótna do słupów tamy

20 cm, na które daje się rzadkie płótno jutowe *P*. W dolnej części tamy płótno jest przybite do desek.

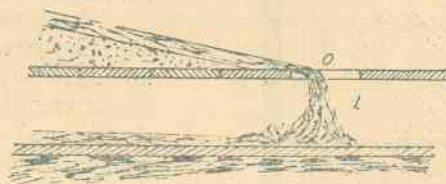
Tamy z desek można stosować zarówno jako tamy czołowe (wzdłuż przodka), jak również i wtedy, gdy chodzi o zachowanie chodnika w podsadzce.

Przy budowie tam czołowych na jedną robotnikodniówkę wypada 8 do 10 m² tamy; w przypadku stawiania mocniejszej tamy, np. tamy bocznej (wzdłuż chodnika w podsadzce) wydajność ta zmniejsza się do 4 m² na dniówkę.

Odprowadzanie wody spoza tamy odbywa się częściowo przez płótno i nieszczelności w tamie, co jednak jest niewystarczające i dlatego pozostawia się w tamie tzw. „okna” (rys. 149) szerokości 0,5 do 0,6 m, które w miarę podnoszenia się podsadzki zabija się krót-



Rys. 149. Okno w tamie do odprowadzania wody



Rys. 150. Odprowadzanie wody przez lutnie

kimi kawałkami desek. Innym sposobem odprowadzania wody są drewniane lutnie pochyle *L* (rys. 150) ułożone na spodzie wyrobiska z otworami *O* (okienkami), które zabija się w miarę podnoszenia się poziomu

podszadzki. W górnej części ściany lutnię pochyłą łączy się z pionową, zwaną „kominem“.

Rurociąg podszadzkowy doprowadza się górnym chodnikiem (nadścianowym). Obsługa przy podszadzaniu składa się zwykle z dwu ludzi. Wydajność podszadzania wynosi najczęściej 400 — 500 m³ na zmianę.

12. SYSTEMY ŚCIANOWE Z NOGĄ

W tych przypadkach gdy warunki stropowe nie pozwalają na stosowanie właściwego (bez nogi) systemu ścianowego z zawalem ze względu na zbyt mocny strop, który nie zawala się nawet przy rabowaniu obudowy co trzy wręby i gdy kopalnia chce uniknąć stosowania podszadzki, pokład przy stropie średnio mocnym może być wybierany z nogą systemem ścianowym z zawalem.

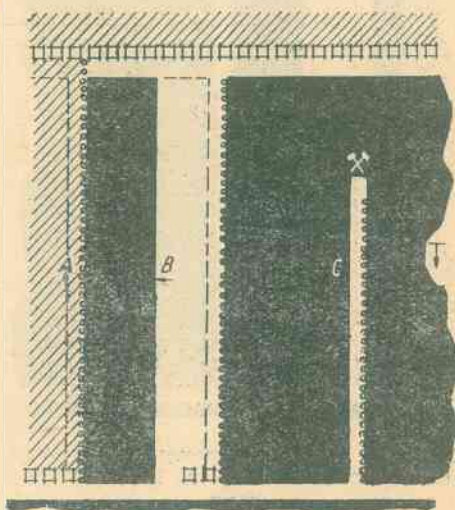
System ten wymaga przeprowadzenia dodatkowych robót przygotowawczych, a mianowicie dowierzchni ścianowych, od których rozpoczyna się prowadzić przodek ścianowy. System ścianowy z nogą stosuje się w dwóch odmianach, a mianowicie przodek można prowadzić:

1. w kierunku zawaliska,
2. w kierunku calizny.

Przy prowadzeniu przodka ścianowego w kierunku zawaliska (rys. 151) odległość między sąsiednimi dowierzchniami musi być stosunkowo nieduża (15 — 20 m), a to ze względu na konieczność komunikowania się z przodkiem przez wyrobisko o znacznych wymiarach względnie przez chodnik obok tego wyrobiska; wobec tego musi on być należycie zabezpieczony za pomocą stosów. Niezależnie od tego zawal w poprzednio wybranym odcinku musi nastąpić możliwie wcześniej po rozpoczęciu wybierania nowego odcinka, gdyż w przeciwnym razie niebezpiecznie jest zbliżać się do niepełnego zawaliska. Pociąga to za sobą duże straty węgla. Jeżeli zawal w odcinku A następuje przed wybraniem odcinka B, grubość pozostawionej nogi zmniejsza się do 1,5 — 2 m. Dla zmniejszenia strat węgla stawia się wzdłuż przyszłej nogi rząd organów.

Jeżeli dla wywołania systematycznych zawalów konieczna jest większa odległość między dowierzchniami (np. 20 — 25 m), korzystniejszy jest system ścianowy z nogą N grubości około 3 m przy prowadzeniu przodka w kierunku calizny (rys. 152)

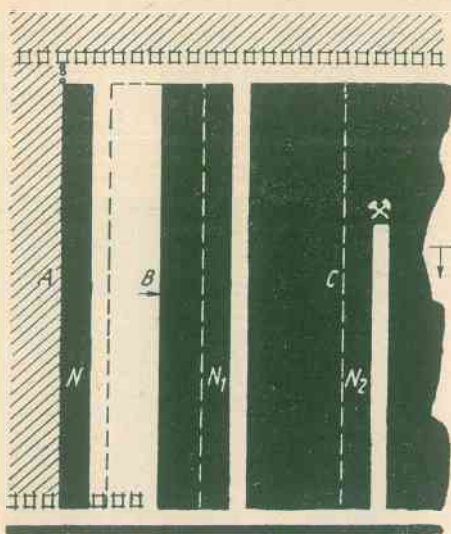
W obu przypadkach odległość między dowierzchniami powinna być tak dobrana, ażeby z jednej strony bezpieczeństwo pracy w wybranym odcinku było zapewnione, z drugiej zaś ażeby po wybraniu jednego odcinka i przejściu na drugi oraz po wyrabowaniu obudowy z tego pierwszego (ewentualnie po strzelaniu stropu) zawal w nim mógł nastąpić, zanim



Rys. 151. System ścianowy z nogą przy prowadzeniu przodka w kierunku zawaliska

przodek w odcinku drugim nie posunie się zbyt daleko. Im skały stropowe są mocniejsze, tym większa musi być odległość między dowerzchniami, ale i tym grubsza musi być noga.

Przy stropie łupkowym łatwo rabującym się odległość dowerzchni musi być mała; pociąga to za sobą dużą ilość robót przygotowawczych i duże straty węgla, wobec czego omawiany system nie jest korzystny. Pomimo to system ten pod nazwą „systemu brzeszczańskiego“ był stosun-



Rys. 152. System ścianowy z nogą przy prowadzeniu przodka w kierunku calizny

kowo szeroko stosowany w naszych kopalniach w początkowym okresie wprowadzania u nas systemów ścianowych nawet pod stropem łatwo rabującym się, gdyż jest on mniej kłopotliwy i wymaga mniejszego doświadczenia, aniżeli system ścianowy bez nogi. Obecnie system ścianowy z nogą został prawie zupełnie wyparty przez systemy ścianowe bez nogi.

Gdy w stropie zalega mocny piaskowiec, odległość między dowerzchniami musi być duża (80 — 100 m) i dla bezpieczeństwa pracy w przodku należy w ślad za posuwającym się przodkiem w kierunku wybranej przestrzeni (eksploatacja w przeciwnym kierunku nie jest w tym przypadku uzasadniona) jednocześnie podsadzać wyrobisko. System taki można zalecać przy wybieraniu pokładów grubych z podsadzką płynną w przypadku stropu wyjątkowo

sztynnego, który nie ugina się nawet na wielkość ściśliwości piasku. Jeżeli odległość między dowerzchniami będzie tak dobrana, że w czasie wybierania pola strop spoczywający na dwu podporach utrzymywać się będzie bez załamania, a po wyeksploatowaniu pola, a więc po usunięciu jednej podpory załame się na granicy calizny i podsadzki, unikniemy systematycznych zawałów stropu nad przodkiem ścianowym.

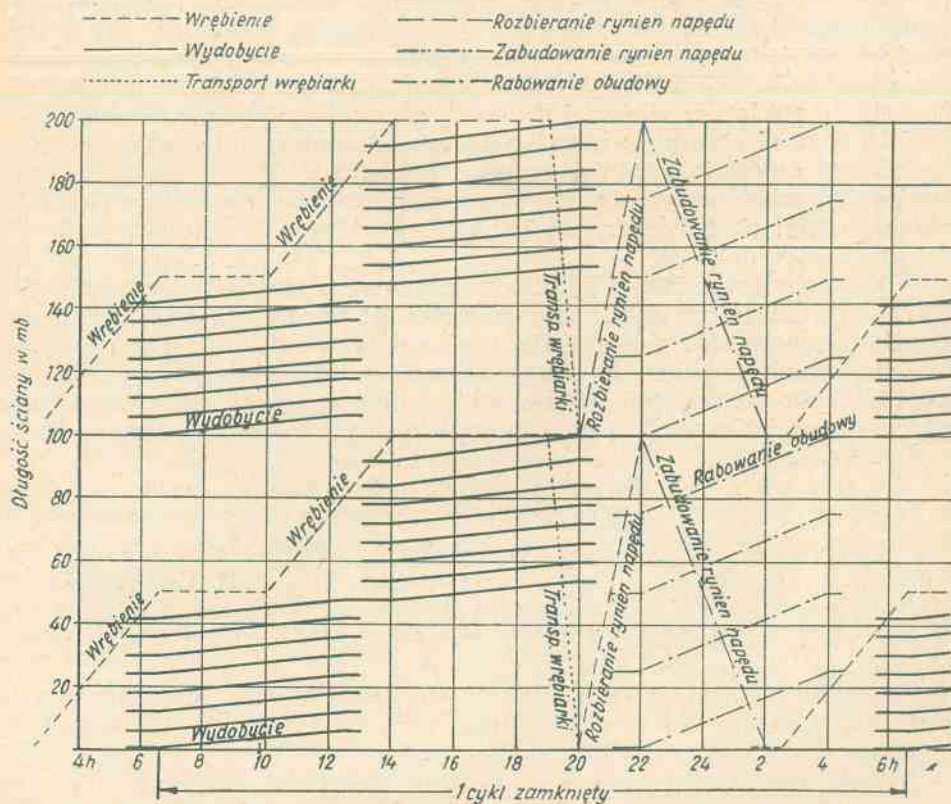
13. ORGANIZACJA ROBÓT I WYDAJNOŚĆ PRACY NA ŚCIANIE

Przy wybieraniu systemem ścianowym wyróżnia się pięć głównych grup czynności:

1. *Urabianie i zabezpieczenie miejsca pracy.* Należą tu: wykonanie wrębu, wiercenie otworów, strzelanie, urabianie ręczne i młotkami mechanicznymi oraz obudowa przodka.
2. *Odstawa urobku.* Zalicza się tu ładowanie do przenośników, obsługę i drobne naprawy urządzeń transportowych.
3. *Przekładanie rur powietrznych, kabli i urządzeń transportowych.*
4. *Czynności mające na celu panowanie nad stropem,* a więc wywoływanie zawałów lub wykonywanie podsadzki.
5. *Dostawę materiałów,* a przede wszystkim drewna.

Czynności te należy tak zorganizować, ażeby w ciągu doby, tzn. trzech zmian, cały cykl robót był wykonany, gdyż taka organizacja robót daje najlepsze wyniki przez uzyskanie równomiernego wydobywania i należyte wykorzystanie urządzeń maszynowych.

Pojęcie cyklu w odniesieniu do ściany w pokładzie cienkim można określić jako zespół czynności od jednego wrębu do drugiego. Jeżeli w ciągu doby (3 zmian) wykonuje się jeden cykl robót, to pracę taką nazywamy *jednocyklową*, jeżeli cykl robót wykonuje się w ciągu dwóch zmian — *połtoracyklową*. Czasami udaje się w ciągu doby wykonać dwa cykle lub



Rys. 153. Harmonogram czynności przy ścianowym systemie wybierania z zawalem

nawet więcej. Zdarza się jednak, przy gorszej organizacji, że na wykonanie jednego cyklu trzeba czterech zmian (praca $3/4$ -cyklowa), sześciu zmian ($1/2$ -cyklowa) lub nawet więcej.

Po wykonaniu robót wchodzących w zakres jednego cyklu przodek posuwa się o jeden tzw. *zabior*, bądź to na głębokość wrębu (np. 1,8 m), bądź też o jedno pole obudowy (przy urabianiu za pomocą młotków mechanicznych o 0,8 do 1,1 m). Przy prowadzeniu robót przygotowawczych przodek posuwa się w ciągu jednego cyklu na głębokość otworów strzałowych przy uwzględnieniu współczynnika ich sprawności.

Przy wybieraniu pokładów grubych z podsadzką płynną cykl obejmuje wymienione wyżej czynności, ale bez podsadzania, które wykonuje się okresowo co kilka dni, zależnie od szerokości pasa. W czasie podsadzania, które zależnie od długości ściany, szerokości pasa i wydajności urządzenia podsadzkowego trwa 6 do 24 godzin, robót w przodku zwykle się nie prowadzi.

Organizację robót przedstawia się wykreślnie za pomocą tzw. *harmogramu* (rys. 153), gdzie na osi odciętych odmierza się czas pracy, a na osi rzędnych długość przodka ścianowego, licząc od dolnego chodnika (podścianowego).

Robotnicy zatrudnieni przy urabianiu i ładowaniu węgla pracują wzdłuż przodka, ich ilość więc zależy od długości ściany. W kopalniach polskich na jednego człowieka zatrudnionego w samym przodku ścianowym przypada najczęściej 3—5 m ściany, przy czym dolna granica odnosi się do pokładów większej grubości, górna do pokładów cienkich.

Wydajność obsady w przodku ścianowym zależy od organizacji pracy, stopnia zmechanizowania, grubości pokładu, długości ściany, zastosowanego sposobu panowania nad stropem, warunków naturalnych (ciśnienie, charakter skał, dopływ wody itd.) i w różnych kopalniach waha się w szerokich granicach.

Dla zorientowania się, jak duży wpływ na wydajność wywierają niektóre czynniki, przytoczymy wyniki uzyskane ze szczegółowej analizy systemów ścianowych z większej ilości kopalń za rok 1948. W przytoczonych w dalszym ciągu wzorach uwzględniono średnią wydajność obsady na węglu (W ton na robotnikodniówkę); największe wydajności były wyższe od tych średnich o 33 %, a w poszczególnych przypadkach nawet o 50 %.

Wpływ grubości pokładu m

$$W = 10,7 \cdot \sqrt{m} - 3,3 \text{ m} \quad [108 \text{ a}]$$

Bliższa analiza tego wzoru wykazuje, że przy zwiększaniu grubości pokładu wydajność na początku wzrasta (rys. 114), osiągając największą wartość przy $m = 2,5$ m, a następnie maleje. Tak więc przy zastosowaniu systemu ścianowego *największą wydajność przodkową uzyskuje się w pokładach grubości około 2,5 m.*

Wzór ten odnosi się zarówno do pokładów mniejszej grubości, w których wykonywany jest wręb głębokości 2 m, jak i do pokładów grubszych wybieranych z podsadzką płynną bez wrębu.

Wydajność robotnika przy większej *głębokości wrębu* (b metrów) jest na ogół większa. Dla uwzględnienia tego czynnika należy w przypadku stosowania wrębu i pełnego cyklu robót na dobę korzystać z wzoru

$$W = k \cdot (10,7 \cdot \sqrt{m} - 3,3 \text{ m}) \quad [108 \text{ b}]$$

gdzie

$$k = 0,86 + 0,07 \cdot b \quad [109 \text{ a}]$$

Przy niepełnym *cyklu* robót na dobę wydajność obsady jest niższa i w przybliżeniu odpowiada takiej wydajności, jaką uzyskuje się przy głębokości wrębu równej postępowi przodka na dobę (x metrów). Tak więc przy postępie przodka $x < b$ wartość współczynnika k jest mniejsza i wynosi

$$k = 0,86 + 0,07 \cdot x \quad [109 \text{ b}]$$

Przykład. Jaka jest średnia wydajność na węglu w pokładzie grubości $m = 1,5$, przy głębokości węgla $b = 2$ m i postępie ściany $x = 1,2$ m/dobę? Współczynnik k (wzór [109b])

$$k = 0,86 + 0,07 \cdot 2 \cdot 0,6 = 0,944$$

Wydajność [108b]):

$$W = 0,944 \cdot (10,7 \cdot \sqrt{1,5} - 3,3 \cdot 1,5) = 7,7 \text{ ton na dniówkę.}$$

Przy pełnym cyklu robót na dobę ($x = b = 2$) otrzymamy wyższą wydajność, a mianowicie

$$W = 8,2 \text{ ton na dniówkę.}$$

Wydajność całej obsady ściany łącznie z wszystkimi pracami pomocniczymi w stosunku do wydajności obsady na węglu (100 %) przedstawia się średnio jak następuje:

	1947 r.	1948 r.
przy wybieraniu z zawałem	54 %	54 %
przy wybieraniu z podsadzką suchą	42 %	47 %
przy wybieraniu z podsadzką płynną	60 %	56 %

Jak z tego wynika, największy wpływ robót pomocniczych na obniżenie średniej wydajności na ścianie przejawia się przy wybieraniu z podsadzką suchą.

Jeżeli chodzi o pokłady cienkie, poniżej 1,3 m, to największą wydajność całej obsady ściany otrzymuje się przy długości ściany w granicach od 220 — 300 m.

Dla uniknięcia spadku wydobywania w czasie likwidacji ścian muszą być w odpowiednim czasie przeprowadzone roboty przygotowawcze dla ścian następných.

Gdy wydobywanie ze ściany zostaje zatrzymane wskutek zawału lub innych przyczyn, zastępuje się ją ścianą zapasową.

Ściany zapasowe (rezerwowe) i przylegające do nich chodniki powinny być całkowicie przygotowane i wyposażone do uruchomienia każdej chwili.

Wydobywanie węgla, niezbędne do utrzymania przodków zapasowych w stanie pełnej gotowości, włącza się do ogólnego planu wydobywania kopalni i zależy od warunków prowadzi okresowo lub stale.

Przy stałym obsadzeniu ścian zapasowych wydobywanie z nich nie powinno przekraczać 30 % średniego wydobywania z takich samych ścian czynnych.

Jeżeli wydobywanie to jest większe od 30 %, wówczas ściany nie uważa się za zapasową. Jeżeli przodek zapasowy znajduje się w normalnej eksploatacji dłużej aniżeli 15 dni, zalicza się go do przodków czynnych.

14. ZAWAŁY W PRZODKU ŚCIANOWYM¹⁾

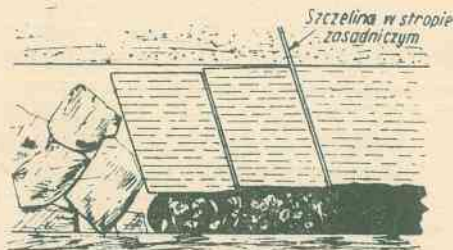
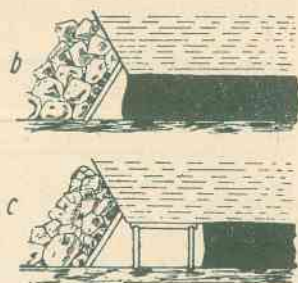
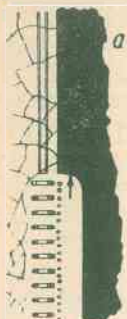
Przy nieodpowiednio dobranym i nieprawidłowo przeprowadzanym sposobie panowania nad stropem, jak również przy wadliwej obudowie przestrzemi roboczej możliwe są zawały wzdłuż przodka ścianowego.

W przypadku powstania takiego zawału zachodzi potrzeba doprowadzenia ściany do stanu, w którym możliwe jest kontynuowanie normalnych robót eksploatacyjnych.

¹⁾ Według B. W. Bokija, Gornoje dzieło, 1949.

Jeżeli strop obniżył się znacznie wzdłuż przodka zaciskając i częściowo zawalając przestrzeń roboczą, należy przede wszystkim przedsięwziąć środki w celu niedopuszczenia do rozprzestrzenienia się zawału na ścianie, przez wzmocnienie obudowy i postawienie w razie potrzeby stosów.

Przebudowę ściany w części zawalonej rozpoczyna się z dołu do góry, usuwając stopniowo zawałisko, wykonując dokładną obudowę z odrzwi i wyjmując spod zawału urządzenia transportowe i inne. Rów-



Rys. 154. Przebudowa zawalonej ściany

Rys. 155. Załamanie się stropu nad calizną

nocześnie z tym prowadzi się obok zawału chodnik na szerokość jednego pola obudowy (rys. 154a).

Przy większych zawałach obudowuje się przodek od strony zawałiska skośnymi stojakami (rys. 154b), pod osłoną których prowadzi się chodnik w węglu obok zawału i obudowuje go odrzwiami (rys. 154c).

Czasami strop bywa naruszony w głębi calizny, przy czym węgiel ulega zgnieceniu (rys. 155). W przypadkach takich nie należy prowadzić chodnika bezpośrednio obok zawałiska (niebezpieczeństwo nagłego zawału), lecz odstąpić od niego na pewną odległość i prowadzić nową powierzchnię ścianową, łącząc ją co 5 — 6 m z zawałiskiem dla obiegu powietrza.

Przy likwidowaniu zawału ściany należy prowadzić roboty bez przerwy, stosując możliwie duży postęp przodka.

VII. SYSTEMY ŚCIANOWE PODŁUŻNE W POKŁADACH CIENKICH O STROMYM UPADZIE

1. ROBOTY PRZYGOTOWAWCZE I SPOSÓB WYBIERANIA

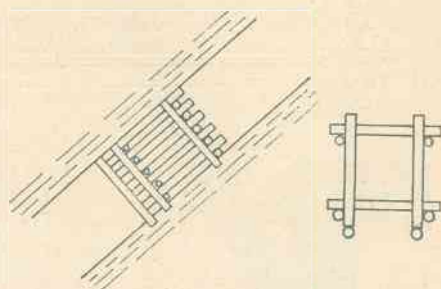
(Opracowano wspólnie z mgrem inż. Z. Kowalczykiem i mgrem inż. W. Nowakowskim)

Przy eksploatacji pokładów stromych prowadzi się zwykle podwójne chodniki, przy czym nad chodnikiem przewozowym pozostawia się zwykle niewybrany filar grubości 8 — 10 m. Filar taki pozostawia się również i pod chodnikiem wentylacyjnym, jeżeli eksploatację prowadzi się z zawałem w kierunku do granic. Przy eksploatacji od granic, jak również przy stosowaniu podsadzki, można nie pozostawiać filaru pod chodnikiem wentylacyjnym.

Front ściany może być normalny (prostopadły do rozciągłości) lub przekątny, prostoliniowy lub ustepliwý. Długość frontu nie przekracza zwykle 80 — 100 m. Obudowa w pokładach stromych jest z reguły podłużna, tzn. równoległa do frontu ściany. Przy mocniejszych skałach bocznych podpira się zwykle stropnicę długości około 2,7 m trzema stojakami. Przy słabym stropie i spągu oraz nachyleniu pokładu powyżej 60° stosuje się obudowę ramową, tzn. obudowuje się nie tylko strop, lecz również spąg pokładu. Przy spągu spełzającym stosuje się taką obudowę nawet przy upadzie 45° , a w przypadku pojawienia się wody na ścianie także przy skałach bardziej zwięzłych. Przy węglu słabym obudowuje się (opina się) ociosy węglowe.

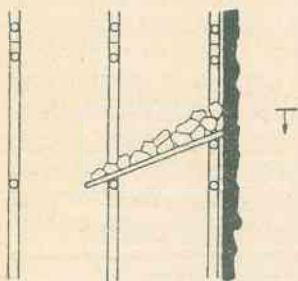
Obudowa w pokładach stromych służy nie tylko do rozparcia stropu i spągu, lecz również do ruchu ludzi, dlatego też odległość między stropnicami wynosi 0,9 — 1,0 m i nie powinna być większa od 1,2 m.

W pokładach stromych znajdują szerokie zastosowanie stopy drewniane z dodatkowymi stojakami (rys. 156), które zabezpieczają okrągłaki stosu przed stoczeniem się. Odległość między stosami zależy od wytrzymałości skał. Odległość od środka do środka stosów w rzędach równoległych do przodka wynosi zwykle 2 do 4 m, odległość między rzędami 3 do 6 m; liczba rzędów, najczęściej 3, przy czym rząd ostatni znajduje się poza ciągiem rynien do opuszczania urobku.



Rys. 156. Stos oparty na stojakach

1. *Przodek normalny prostoliniowy.* Przodek prostoliniowy stosuje się przy urabianiu za pomocą maszyn wrębowych. Dla zabezpieczenia wrębiarki przed zerwaniem się zaopatruje się ją w dodatkową linię ochronną z kołowrotu umieszczonego w chodniku górnym, przy czym praca poniżej wrębiarki w ruchu jest zakazana. Jeżeli urabianie odbywa się odcinkami



Rys. 157. Zastawa z bali

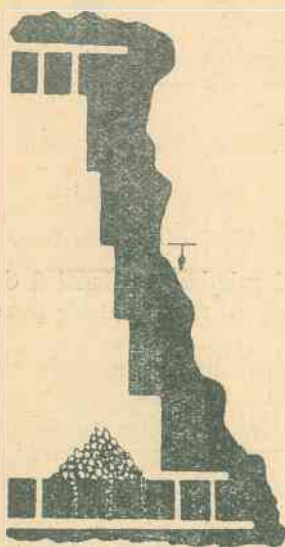
(w węglu miękkim), zatrzymuje się wrębiarkę i zabezpiecza ją dodatkowo stojakami postawionymi za wrębiarkę. Otwory strzałowe wierci się przed wrębieniem. Po urobieniu podwrębionego odcinka i jego obudowaniu można przystąpić do dalszego wykonywania wrębu. W urobionej i obudowanej części przodka umieszcza się co 5 — 15 m, zależnie od grubości pokładu, przegrody poprzeczne (zastawki) z grubych bali 50 mm lub z połowic (rys. 157). Zastawkę przymocowuje się do stojaków hakami lub gwoździami. Zastawki powinny być nachylone w stronę pola transportowego pod kątem nie większym jak 30° , tak aby część węgla pozostawała na zastawkach i stanowiła rodzaj poduszki dla staczającego się urobku. W pokładach o nachyleniu powyżej 60° zastawki muszą być zbudowane na całą grubość pokładu.

Często się zdarza, że w miarę wykonywania wrębu z dołu do góry podwrębiony węgiel odrywa się i spada na dół. W tym przypadku przestrzeń

robocza nie może być obudowana aż do czasu ukończenia wrębu, ponieważ spadające kawałki węgla czasami wybijają stojaki z poprzednio postawionego rzędu. Dla uniknięcia tego w miarę posuwania się maszyny wrębowej odeskowuje się przestrzeń roboczą dla wytworzenia zbiornika na węgiel. Po ukończeniu wrębu węgiel wyładowuje się z tego zbiornika do wozów znajdujących się w chodniku przewozowym, przodek zaś obudowuje się z góry na dół.

Przy stosowaniu wrębu prostolinijny przodek ścianowy może odchyłać się o 5° od kierunku upadu pokładu, tak aby górna część ściany wyprzedzała dolną. W warunkach takich uzyskuje się lepszą pracę wrębiarki.

2. *Przodek schodowo-stropowy.* Przy urabianiu ręcznym lub za pomocą młotków mechanicznych, gdy górniczy są rozmieszczeni jeden pod drugim, wybieranie węgla prowadzi się najczęściej przodkiem schodowo-stropowym (rys. 158). Im więcej dolny odcinek przodka wy-



Rys. 158. System ścianowy schodowo-stropowy

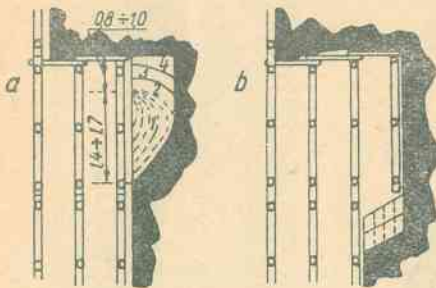
przedza odcinek górny (im szersza jest stopa odcinka), tym lepiej jest zabezpieczony pracujący w nim górnik przed spadającym urobkiem, ale tym łatwiej może oderwać się i spaść węgiel ze stopy odcinka górnego, zwłaszcza przy większej grubości pokładu i przy małej wytrzymałości węgla. Przy większym wyprzedzaniu odcinków zachodzi poza tym niebezpieczeństwo zbierania się metanu pod stopą odcinka górnego. Normalnie, przy długościach odcinków ściany 6—8 m ich wyprzedzanie wynosi 2 lub 3 pola obudowy; przy większych długościach dochodzi do 5—7 m. Wyprzedzanie najniższego odcinka ściany jest zwykle o 2—3 m większe od normalnego, a to dla wytworzenia w dolnej części przodka wolnej przestrzeni dla magazynowania urobku.

Długość (wysokość) odcinków ściany zależy od twardości węgla, grubości pokładu i sposobu urabiania węgla. Tak np. w latach ubiegłych w Zagłębiu Donieckim przy ręcznym urabianiu węgla długość ta wahała się od 4,25 m (przy węglu twardym) do 8,5 m (przy miękkim); przy użyciu młotków mechanicznych długość odcinków wynosiła 6,4—8,5 m przy węglu twardym, 8,5—10,6 m przy węglu średniej twardości i 10,6—14,9 m przy węglu miękkim. Po wprowadzeniu stachanowskich metod pracy długość odcinków ściany została znacznie zwiększona, a mianowicie:

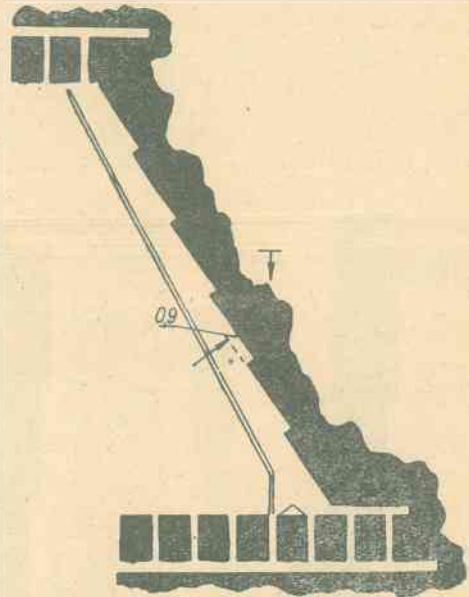
Grubość pokładu m	Długość odcinków ściany, gdy węgiel jest		
	miękki m	średniej twardości m	twardy m
0,5 — 0,9	40	32	20
0,9 — 1,1	50	36	24
1,1 — 1,5	40	32	20

Najtrudniejszą pracą górnika jest wykonanie wcięcia pod stopą wyższego odcinka ściany (rys. 159a), od którego rozpoczyna się zwykle urabianie węgla na danym odcinku (rys. 159b). Przy tym kierunku urabiania górnik jest lepiej zabezpieczony przed spadającymi kawałkami węgla i ułatwione jest wykonanie obudowy w ślad za wybieraniem węgla. Im większa jest długość odcinków ściany, tym stosunkowo mniejszą ilość czasu traci się na wykonanie wcięć i tym większa jest wydajność górnika.

3. *Przodek schodowo-spagowy* (rys. 160). Przy przodku schodowo-spagowym odpada potrzeba



Rys. 159. Urabianie węgla przy użyciu młotka mechanicznego



Rys. 160. System ścianowy przekątny schodowo-spagowy

wykonywania wcięcia w górnej części odcinka, co przyczynia się do zwiększenia wydajności pracy. Kierunek frotu przy tym systemie musi być przekątny, co jest niebezpieczne dla zatrudnionych ludzi, zwłaszcza przy węglu słabym, a to ze względu na możliwość obrywania się z przodka węgla. Sposób ten jest mało stosowany.

2. OPANOWYWANIE STROPU W POKŁADACH STROMYCH

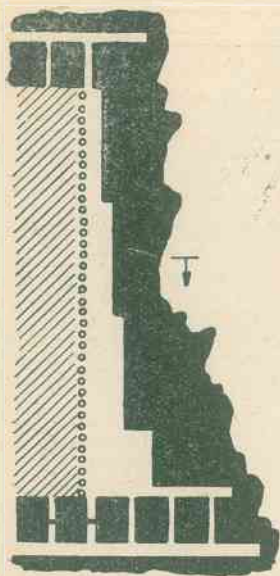
Panowanie nad stropem w pokładach stromych nie jest jeszcze rozwiązane w takim stopniu, jak to się dzieje przy eksploatacji pokładów o małym nachyleniu, niemniej jednak w ostatnich latach ukazało się w literaturze radzieckiej szereg prac (Dawidianc, Zajcew, Gojchman, Lipkowicz, Matiuchin), które zagadnienie to posunęły znacznie naprzód.

Do niedawnych jeszcze czasów w Zagłębiu Donieckim dla panowania nad stropem stosowano trzy sposoby: podsadzkę pełną, podsadzkę częściową (w większości przypadków) i pozostawienie stosów w starych zrobach dla wywołania łagodnego ugięcia się stropu. W kopalniach polskich strome pokłady nie odgrywają tak poważnej roli, jak pokłady o małym nachyleniu, i eksploatuje się je przeważnie z podsadzką pełną, a to ze względu na posiadanie nadmiaru kamienia z robót kamiennych i płuczek.

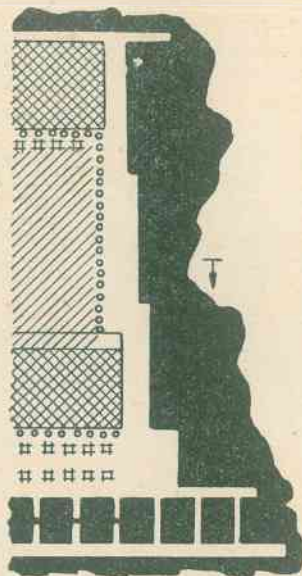
Przy wybieraniu pokładów stromych możliwe są następujące sposoby panowania nad stropem (i ewentualnie spągami):

1. pełny zawał,
2. częściowy zawał,
3. podsadzka pełna,
4. podsadzka częściowa,
5. łagodne ugięcie stropu.

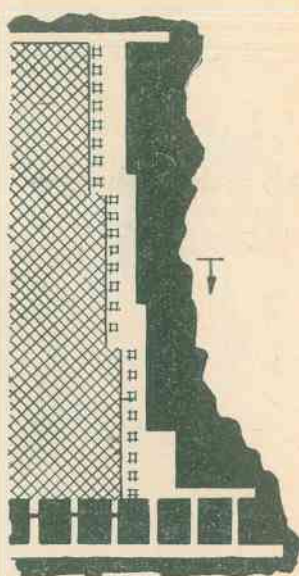
1. *Wybieranie z zawałem* (rys. 161) może być stosowane przy skałach stropowych klasy I (grubość stropu bezpośredniego jest większa od 6- do 8-krotnej grubości pokładu) i przy skałach spągowych średnio-mocnych, jak również przy stropie klasy II (grubość stropu bezpośredniego



Rys. 161. Wybieranie pokładów stromych z zawałem



Rys. 162. Przykład stosowania częściowego zawału w pokładzie stromym



Rys. 163. Wybieranie pokładów stromych z podsadzką pełną

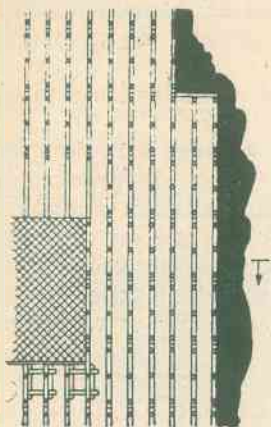
mniejsza od 6- do 8-krotnej grubości pokładu), jeżeli upad pokładu jest większy od 60° a w spągu zalegają skały łatwo rabujące się o grubości powyżej 5-krotnej grubości pokładu.

Jako obudowę oporową, poza którą wywołuje się zawał, należy stosować jeden lub dwa rzędy organów, spoza których rabuje się obudowę. Czas potrzebny na postawienie jednego stojaka organowego wynosi 3 — 4 minut, na rozebranie jednego stosu 12 minut, na przeniesienie drewna i postawienie stosu 13 — 15 minut. Odstęp między kolejnymi liniami zawału zależy nie tylko od własności skał, lecz i od kąta upadu. Im kąt ten jest większy, tym — przy jednakowych innych warunkach — trudniej jest wywołać zawał, a wskutek tego przy eksploatacji pokładów stromych zawały wywołuje się w rzadszych odstępach, aniżeli przy wybieraniu pokładów o małym nachyleniu, np. co 7 — 10 m. Rabowanie obu-

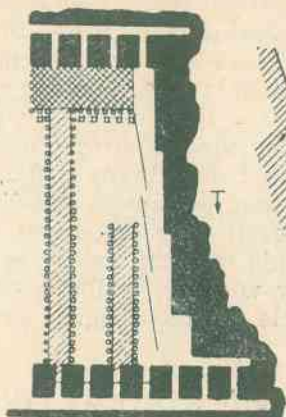
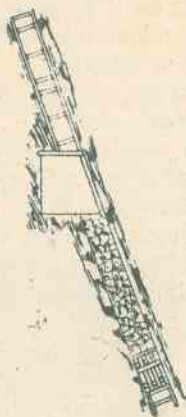
dowy należy prowadzić z dołu do góry i to w czasie, gdy nie ma pracy na ścianie.

Jak wykazały doświadczenia Zagłębia Donieckiego, przy zastosowaniu systemu z zawałem dało się uniknąć okresowych zawałów do przodka, jakie zdarzały się np. przy łagodnym osiadaniu stropu na stosach pozostawionych w starych zrobach. Warunkiem powodzenia tego systemu wybierania jest wywoływanie zawałów wzdłuż linii prostej możliwie blisko przodka ścianowego. Pod tym względem przodka prostolinijne oraz ustępliwe, ale składające się z długich odcinków przy małym ich wzajemnym wyprzedzeniu są korzystniejsze aniżeli odcinki krótkie przy większym wzajemnym wyprzedzeniu.

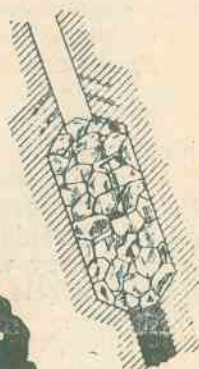
2. *Wybieranie z zawałem częściowym* należy stosować przy stropie klasy II i przy skałach spągowych średniomocnych. Sposób ten przypuszczalnie nie znajdzie szerszego zastosowania, niemniej jednak możliwy



Rys. 164. Pasy podsadzki po rozciągłości



Rys. 165. Częściowy zawał pasami po wzniesieniu



jest wariant pokazany na rys. 162, przy którym podsadza się górną część ściany, przeprowadza się chodnik podsadzkowy w części środkowej, pod nim wykonuje się pas podsadzki, a nad nim wywołuje się zawał.

3. *Wybieranie z podsadzką pełną* należy stosować w przypadkach zalegania w bezpośrednim stropie i spągu skał bardzo słabych (większa grubość stropu lub spągu fałszywego) jak również przy skałach pęczniących. Kamień na podsadzkę powinien być drobny i w razie potrzeby rozdrabniany w łamarkach. Przy większym wyprzedzaniu sąsiednich odcinków ściany i przy małej ich długości podsadzka zsypywana z chodnika górnego układa się pod kątem stoku naturalnego (rys. 107), przy odcinkach długich i małym wyprzedzeniu utrzymuje się schodową linię podsadzki wzdłuż frontu ścianowego (rys. 163). Nie należy podsadzać w czasie zmiany wydobywczej.

4. *Wybieranie z podsadzką częściową pasami po rozciągłości* należy stosować przy stropie trudno rabującym się (klasy III lub II) i przy spągu mocnym, przy spągu natomiast skłonnym do spełzania pasy podsadzki należy układać wzdłuż upadu. Ten drugi sposób należy stosować również

i w pokładach gazowych kategorii III jak również w pokładach niebezpiecznych pod względem wybuchów pyłu.

Pasy podsadzki po rozciągłości układa się ze skały otrzymanej z przybierki spągu w chodnikach ślepych (rys. 164); przy bardzo mocnym spągu przybiera się stropu. Pasy podsadzki szerokości 8—10 m układa się na odeskowanych stosach i przedłuża je codziennie. Praca ta w warunkach pokładów stromych jest ułatwiona, gdyż spadająca w dół podsadzka dokładnie wypełnia przestrzeń aż do stropu.

Jeżeli skałę do podsadzki otrzymuje się z zewnątrz pola, rozmieszcza się pasy podsadzki szerokości 4—6 m po upadzie. Odległość między pasami podsadzki przy spągu mocnym wynosi 10—15 m, przy spełzającym 6—10 m. Dla utrzymania pasa podsadzki ustawia się stosy po upadzie.

Oprócz takiego sposobu układania pasów zaproponowano (Gojchman i Lipkowicz) wykonywanie pasów po upadzie przez strzelanie w stropie i spągu pokładu (rys. 165). W tym celu co 5—10 m ustawia się dwa rzędy organów w odległości 4—5 m od siebie oraz strzela się w stropie lub w spągu, względnie i w stropie i w spągu.

Przy podsadzce częściowej wystarcza zwykle w pokładach stromych podsadzenie 30—40 % wybranej przestrzeni.

5. *Łagodne ugięcie stropu* może mieć stosowanie przy stropie giętkim (klasy IV) i dowolnym spągu, gdy grubość pokładu nie przekracza 0,7 m. Jeżeli spąg pęcznieje, sposób ten nadaje się do grubości pokładów około 1 m. Jeżeli przy łagodnym ugięciu stropu obniża się on znacznie nad przestrzenią roboczą, należy ją chronić za pomocą rzędu stosów przenośnych. Przy większej grubości pokładu lub przy mniej giętkim stropie łagodne ugięcie można osiągnąć przez pozostawienie stosów w wybranej przestrzeni.

VIII. SYSTEMY ŚCIANOWE POPRZECZNE

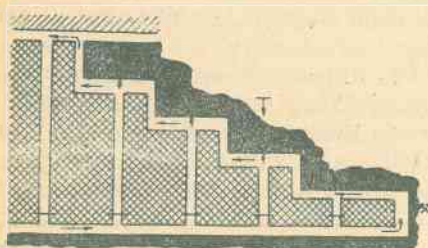
W systemie ścianowym poprzecznym przodek zajmuje położenie w kierunku rozciągłości, posuwać się więc może w kierunku wzniesienia lub upadu. Ten drugi sposób prowadzenia ściany jest na ogół niekorzystny i może być stosowany tylko przy upadach bardzo małych, przy niemal poziomym zaleganiu pokładów. Tak więc zasadniczo *w systemach ścianowych poprzecznych ścianę prowadzi się w kierunku wzniesienia*, przy czym system ten nie jest korzystny dla upadów powyżej 25—30°.

1. *Roboty przygotowawcze* w rzadkich tylko przypadkach można ograniczyć do prowadzenia chodników piętowych lub rozdzielczych, wtedy mianowicie, gdy przodek jest ustępliwy, schodowy (rys. 166), lub gdy ściana nie ma połączenia z górnym chodnikiem rozdzielczym (rys. 167).

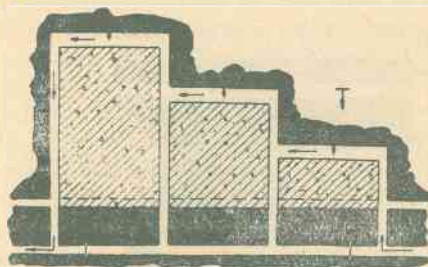
Takie systemy wybierania są niekorzystne, gdy podsadzka ma być dostarczana z zewnątrz pola i to zarówno przy zastosowaniu podsadzki suchej jak i płynnej, gdyż tak jedną jak i drugą korzystniej jest dostarczać z chodnika górnego i to bezpośrednio do poszczególnych przodków lub ich odcinków (przy schodowym ich rozmieszczeniu). Poza tym w systemie pokazanym na rys. 167 przewietrzanie jest utrudnione, zwłaszcza przy większym upadzie, wskutek obecności schodzącego prądu zepsutego i ogrzanego powietrza oraz nieuniknionych ucieczek powietrza świeżego naj-

krótszą drogą. System ten można więc stosować tylko przy bardzo małych upadkach zbliżonych do 0° .

Względy powyższe przemawiają za tym, ażeby ściana miała połączenie nie tylko z dolnym chodnikiem rozdzielczym, lecz i z górnym, co wy-



Rys. 166. System ścianowy poprzeczny z przodkiem ustepliwym

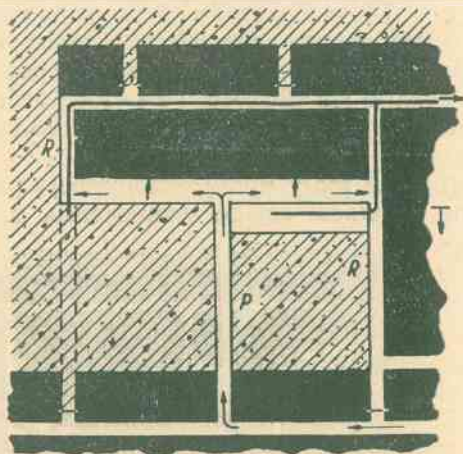


Rys. 167. Prowadzenie ścian od chodnika piętrowego bez dodatkowych robót przygotowawczych

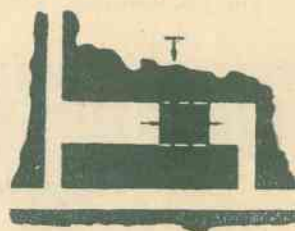
maga dodatkowego połączenia ich z sobą pochylniami, a więc podziału pokładu na pola (rys. 168).

2. Wybieranie pokładu można prowadzić od szybu do granic lub od granic do szybu. Można je rozpocząć bezpośrednio od chodnika transportowego (rys. 166) lub, częściej, zostawia się przy nim filar oporowy (rys. 168).

Jeżeli roboty przygotowawcze prowadzi się systemem chodników podwójnych, rozpoczyna się ścianę z chodnika rów-



Rys. 168. Prowadzenie ściany między pochylniami rurowymi R

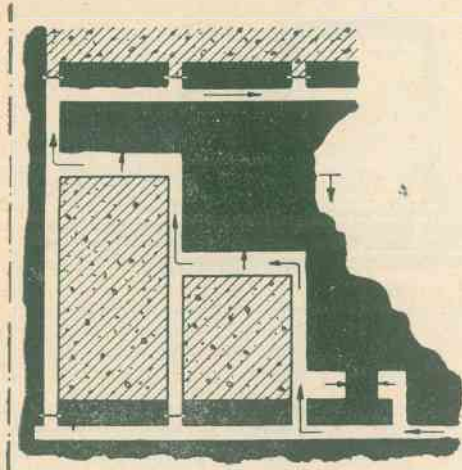


Rys. 169. Rozpoczęcie ściany zabierką

noległego (rys. 168). Przy chodnikach pojedynczych trzeba przed rozpoczęciem ściany przeprowadzić chodnik lub zabierkę równoległe do chodnika transportowego (rys. 169), po czym obsadza się przodek ścianowy. Gdy posunie się on o pewną odległość, można rozpocząć nowy przodek ścianowy, a ogólny kształt przodków staje się schodowo-stropowy (rys. 170).

Drogi transportowe muszą być utrzymywane w części wybranej lub obok niej, przy czym zwykle każdy przodek ścianowy jest obsługiwany

osobną pochylnią transportową w podsadźce. Pochylnia ta przy niedużej długości ściany może przypadać z jej boku (rys. 170), a przy większej długości w środku (rys. 168). W tym drugim przypadku dla ułatwienia odstawy urobku wzdłuż przodka wskazane jest nadać przdkowi kształt litery V o bardzo rozwartym kącie (rys. 171). System ten nazywany jest czasami „systemem Y”.

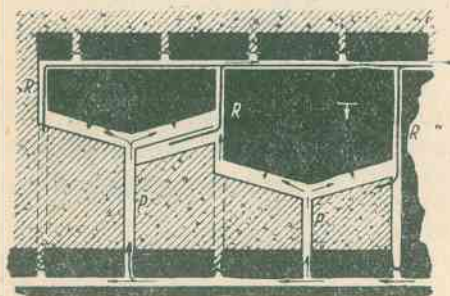


Rys. 170. Prowadzenie kilku ścian z jednego chodnika

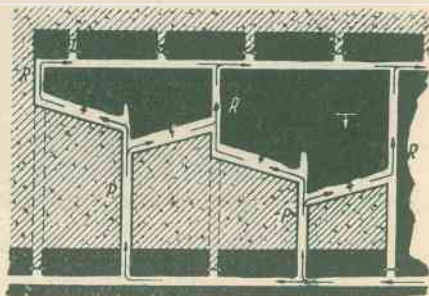
Dla uniezależnienia od siebie obu skrzydeł ściany i dla uniknięcia wpływu ewentualnych zawałów w jednym skrzydle na drugie wskazane jest, ażeby jedno z nich wyprzedzało drugie o 10 do 15 m (rys. 172). Ma to i tę korzystną stronę, że przy odstawie rynnami nie krzyżują się one w jednym punkcie. W tym przypadku mamy dwa przodki ścianowe obsługiwane przez jedną pochylnię transportową. W miarę posuwania się ściany likwiduje się wyrobiska niepotrzebne (przez podsadzenie), inne natomiast pozostawia się w podsadźce.

Długość przodka ścianowego lub niezależnego jego odcinka może być różnaita, zależnie od stosowanych środków wydobywczych i transportowych. Tak np. w Anglii najczęściej stosuje się długości 90 — 100 jardów (80 — 90 m); w Polsce przy eksploatacji grubych pokładów z podsadzką płynną najczęściej 50 — 60 m.

Tylko w rzadkich przypadkach (bardzo mały upad) eksploatację prowadzi się po upadzie. Zwykle ścianę prowadzi się po wzniesieniu, przy



Rys. 171. System ścianowy Y



Rys. 172. Prowadzenie ścian parzystych z każdej pochylni transportowej

czym wybieranie pięter lub podpięter dolnych odbywa się po wybraniu górnych, a więc przodek ścianowy posuwa się w kierunku wybranej przestrzeni.

Taki system wybierania jest korzystny, zwłaszcza pod bardzo mocnym i sztywnym stropem (piaskowiec) przy zastosowaniu podsadzki. W tym

przypadku musi być jednak odpowiednio dobrana odległość między chodnikami rozdzielczymi, tak ażeby w czasie eksploatacji pola strop mógł się utrzymać nad podsadzką bez załamania oraz ażeby załamanie to mogło nastąpić po wyeksploatowaniu pola. Nadmierny nacisk w przodku wskazuje na możliwość załamania się stropu i konieczność przzerwania pracy na ścianie. Jeżeli załamania te następują przed zbliżeniem się ściany do podsadzki w górnym piętrze, jest to dowodem, że odległość między chodnikami rozdzielczymi jest za duża. Jeżeli przy wybieraniu niżej położonych ścian okaże się, że strop nie osiadł na podsadźce powyżej chodnika wentylacyjnego, będzie to dowodem, że odległość między chodnikami rozdzielczymi jest za mała i że niebezpieczne jest zbliżanie się do wybranej przestrzeni, gdyż może nastąpić w przodku tąpnięcie i nagły zawal.

W przypadku wybierania pod stropem łupkowym uginającym się odległość chodników rozdzielczych może być dowolna i uwarunkowana głównie możliwością utrzymania pochylni transportowej w podsadźce lub obok niej.

W porównaniu z systemem ścianowym podłużnym bez nogi system poprzeczny ma tę zaletę, że przy zastosowaniu podsadzki można na jednym piętrze prowadzić na raz kilka przodków ścianowych (rys. 166, 170, 171, 172), a tym samym można uzyskać większą koncentrację robót bez konieczności nadmiernego zwiększania pochyłej wysokości piętra.

Wyższość systemu podłużnego bez nogi polega na tym, że przy tym systemie ciągłość eksploatacji jest większa, unika się pozostawienia dróg transportowych w podsadźce, krótsza jest droga do chodnika transportowego (w systemie poprzecznym oprócz odstawy wzdłuż przodka mamy również przewóz w pochylni) korzystniejsze warunki podsadzania, poza tym przy systemie podłużnym łatwiej jest prowadzić wybieranie z zawalem. W systemie poprzecznym wybieranie z zawalem może być stosowane tylko przy prowadzeniu ściany w kierunku upadu (prowadząc ścianę po wzniesieniu należałoby utrzymywać pośród zawaliska drogi transportowe), a więc przy bardzo małym upadzie.

Z tych właśnie względów *systemy ścianowe z zawalem stosuje się wyłącznie niemal w odmianie podłużnej*. Przy użyciu podsadzki *systemy podłużne stosuje się przede wszystkim do pokładów cienkich* (zwykle podsadzka częściowa), *systemy natomiast poprzeczne przy wybieraniu pokładów grubszych z podsadzką płynną pod mocnym i grubym piaskowcem*. W przypadku jednak stropu giętkiego, jeżeli nie chodzi o nadmierną koncentrację robót, korzystniejsza jest eksploatacja grubych pokładów systemem podłużnym z podsadzką płynną.

3. *Urabianie* jak w systemach podłużnych, a więc przy zastosowaniu maszyn wrębowych w pokładach cienkich i bez wrębu w pokładach grubszych.

4. *Obudowa*, w pokładach grubych, stropnice na 3 — 4 stojakach, zapinane równolegle do przodka.

5. *Transport* najczęściej za pomocą przenośników wstrząsanych, ułożonych wzdłuż przodków i w pochylni transportowej, ostatnio również za pomocą pancernych przenośników zgrzeblowych wzdłuż przodka i przenośników zgrzeblowych lub taśmowych w pochylniach.

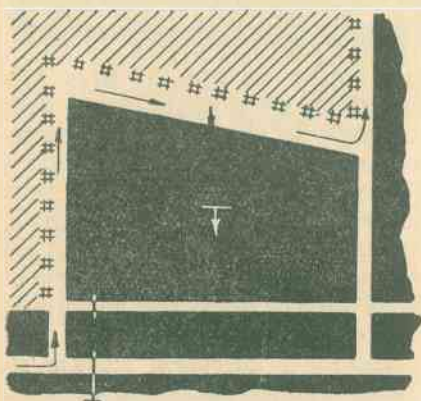
6. *Przewietrzanie*. Najlepsze i najracjonalniejsze przewietrzanie jest wtedy, gdy prąd powietrza świeżego dopływa chodnikiem dolnym i pochylnią transportową P, dzieli się na niezależne prądy, które przewietrzają

poszczególne przodki, i przez pochylnie rurowe R ¹⁾ dostaje się do chodnika wentylacyjnego (rys. 168, 171, 172).

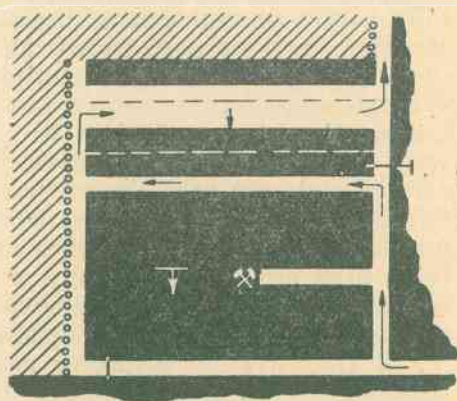
Mniej korzystne przewietrzanie będzie wtedy, gdy szereg przodków ścianowych przewietrza się jednym prądem (rys. 166, 170). Gorsze przewietrzanie jest w przypadku, gdy zużyte (i ogrzane) powietrze zmuszone jest płynąć na dół (rys. 167), gdy możliwe są duże ucieczki powietrza albo gdy dla przewietrzania wyrobiska ścianowego zmuszeni jesteśmy stosować dodatkowe środki (lutnie, wentylatory).

7. *Podsadzanie*. Przy systemie ścianowym z zawalem przodek musi się posuwać w kierunku upadu (rys. 173). Możliwe jest to tylko przy bardzo małym upadzie pokładu. W ślad za posuwającym się przodkiem wywołuje się zawaly w taki sam sposób, jak i przy systemie podłużnym. Przy bardzo małym upadzie możliwe jest również zastosowanie systemu ścianowego z nogą (rys. 174), i to w tych samych przypadkach, kiedy stosuje się taki sam system w odmianie podłużnej.

Przy zastosowaniu podsadzki przodek posuwa się po wzniesieniu, a drogi transportowe utrzymuje się w podsadźce; może ona być częściowa lub zupełna, sucha lub płynna. Podsadzkę suchą otrzymuje się w pokła-



Rys. 173. System ścianowy poprzeczny z zawalem



Rys. 174. System ścianowy poprzeczny z nogą

dach cienkich z przybierki stropu lub spągu w wybranej przestrzeni, przez co powstają w podsadźce dowiezchnie, które mogą być wykorzystane do odstawy urobku. Zwykle pozostawia się w podsadźce jedną tylko dowiezchnię transportową dla ściany.

W kopalniach polskich system ścianowy poprzeczny znalazł największe zastosowanie przy eksploatacji grubych pokładów (warstwami 3 — 4 m) z podsadzką płynną. Rurociąg podsadzkowy najkorzystniej jest doprowadzać z chodnika górnego (wentylacyjnego), toteż ten sposób doprowadzania podsadzki jest najczęściej stosowany, jakkolwiek podsadzanie za pomocą rurociągu przeprowadzonego z chodnika dolnego jest również możliwe. Przy podsadzaniu staramy się likwidować jednocześnie niepotrzebne

¹⁾ Przy wybieraniu z podsadzką płynną pochylnie R (rys. 168, 171, 172) służą między innymi do doprowadzenia rurociągów podsadzkowych do miejsca pracy, dlatego też noszą one nazwę pochylni „rurowych” lub „podsadzkowych”.

chodniki i pochylnie (np. chodnik równoległy i dolne części pochylni rurowych, rys. 171 i 172), pozostawiamy natomiast w podsadzce niezbędne dla dalszej pracy chodniki i pochylnie. Wodę z podsadzki płynnej odprowadza się przez pochylnię transportową i chodnik dolny.

8. *Organizacja robót*, obsada, wydajność i postęp przodka są mniej więcej takie same jak przy systemie ścianowym podłużnym.

IX. SYSTEMY FILAROWE UBIERKOWE

Systemy filarowe ubierkowe różnią się od systemów ścianowych tym tylko, że długość przodka jest tu mniejsza, a urobek transportuje się przez dodatkowo przeprowadzone chodniki filarowe lub dowierzchnie, dzielące pole na filary. Szerokość filarów (odległość między chodnikami filarowymi lub dowierzchniami), odpowiadająca długości przodka waha się zwykle od 10 do 30 m.

Systemy filarowe ubierkowe mogą posiadać takie same odmiany, jak systemy ścianowe, a więc mogą być podłużne i poprzeczne, normalne i przekątne; wybierać można bez nogi lub z nogą w kierunku od lub ku wybranej przestrzeni, z ugięciem się stropu lub z zawałem, z podszadką lub bez.

Niezależnie od tego, ze względu na stosunkowo wąski wybierany pas, można tu zastosować eksploatację z ochroną stropu.

Możliwość zastosowania tej lub innej odmiany systemu filarowego ubierkowego na ogół pokrywa się z warunkami przytoczonymi wyżej w odniesieniu do systemów ścianowych.

Ujemną stroną systemów filarowych jest większa ilość robót przygotowawczych w porównaniu z systemami ścianowymi. Mają one jednak szereg cech dodatnich, które przy wyborze systemu wybierania mogą mieć decydujący wpływ.

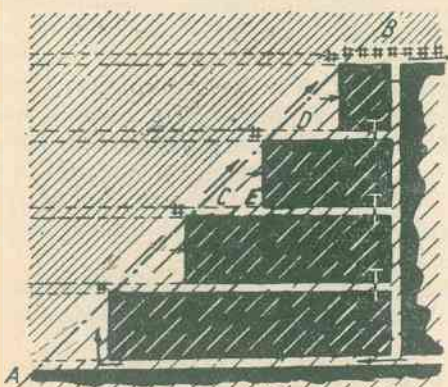
W systemie filarowym mamy na wysokości piętra lub podpiętra zamiast jednego długiego przodka kilka krótszych obsługiwanych przez osobne wyrobiska przygotowawcze, a więc roboty w poszczególnych przodkach są uniezależnione od sąsiednich. Wskutek tego w razie nieprzewidzianych przerw w wydobyciu z jednego filaru pozostałe mogą być czynne w dalszym ciągu, a tym samym unika się tu znaczniejszego spadku wydobywania kopalni.

Osiągnięcie dużego postępu przodka przy ścianie długiej jest skrepowane trudnością transportu dużej ilości urobku wzdłuż ściany. Ilość ta przy określonym postępie przodka jest tym większa, im grubszy jest pokład. Dlatego też długie ściany stosuje się w pierwszym rzędzie przy wybieraniu pokładów cienkich. W pokładach większej grubości przy dużym postępie przodka i długiej ścianie do odstawy urobku musiałyby być zastosowane odpowiednio wydajne urządzenia transportowe, których ciągle przenoszenie w miarę postępu ściany mogłoby nastęrczać trudności. Dla uniknięcia tego należałoby zmniejszyć albo postępc przodka, albo jego długość (przez przejście na system filarowy ubierkowy).

Bezpieczeństwo pracy przy systemach filarowych, a więc przy krótszych przodkach, jest na ogół większe. Przy dostatecznie małej szerokości filarów względnie przy dostatecznie mocnym stropie zawały sięgające aż do przodka są zjawiskiem rzadszym aniżeli przy systemach ścianowych

o dużej długości przodka. Przy systemie filarowym należy raczej spodziewać się zawałów wzdłuż linii frontu AB jako całości (rys. 175), a nie w przodku, gdzie strop spoczywa na dwu prostopadłych do siebie caliznach (wyjątek stanowiąc będzie tylko bardzo kruchy strop). Zawał taki, jakkolwiek objąć może częściowo również i przodki, to jednak tylko w pobliżu górnego chodnika filarowego (punkty C i D). Poza tym w razie grożącego zawału robotnicy mogą łatwiej uciec w bezpieczne miejsca ze względu na niedużą odległość chodników filarowych, które w tym przypadku spełniają jednocześnie rolę chodników ucieczkowych.

Jak z powyższego wynika, system filarowy ubierkowy może być korzystniejszy od ścianowego przy eksploatacji pokładów większej grubości. W pokładach cienkich może on mieć raczej bytu w przypadku mocnego stropu, który zagraża okresowymi zawałami większych przestrzeni



Rys. 175. Załamywanie się stropu wzdłuż frontu wybierania

i staje się niebezpieczny dla ściany. Przez zastosowanie ustępliwego przebiegu przodków i odpowiednie dobranie szerokości filarów DE oraz odstępu przodków CE można liczyć na duże prawdopodobieństwo, że strop na przestrzeni trójkątów CDE nie zawali się, zwłaszcza jeżeli przy wybieraniu będzie wykorzystany kierunek kliwazu (rys. 111).

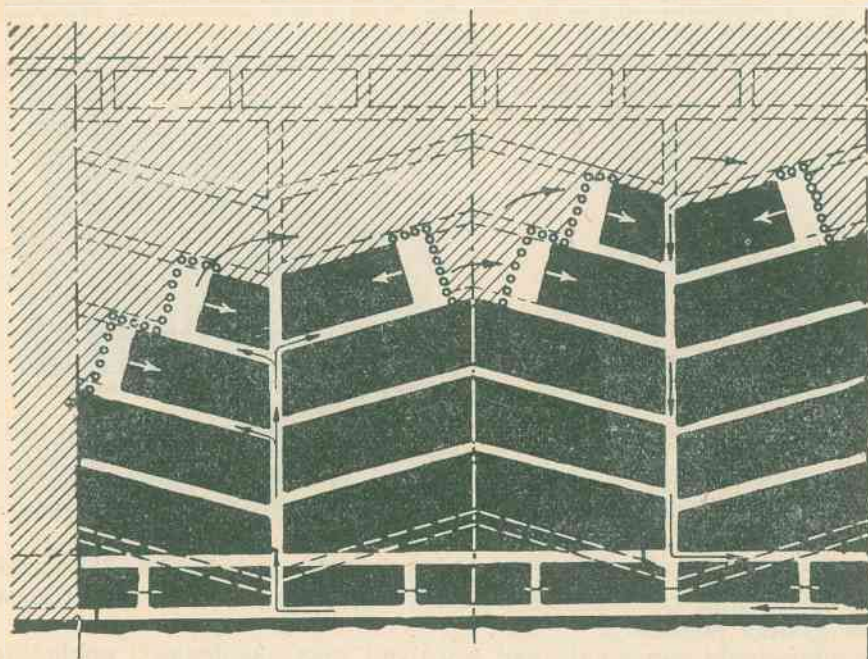
System filarowy może być stosowany zarówno przy wybieraniu z zawałem, jak i z podsadzką suchą lub płynną. Zastosowanie podsadzki umożliwia urządzenie dróg transportowych w części wybranej i podsadzzonej. Umożliwia to posiadanie w razie potrzeby większej ilości chodników

odstawowych nawet przy systemie ścianowym. W przypadku wybierania z zawałem utrzymanie nawet przez krótki czas dróg transportowych w zrobach jest trudne, a często nawet wykluczone. Dlatego też, o ile wymagana jest większa ilość dróg transportowych przy wybieraniu z zawałem, trzeba uprzednio przeprowadzić je w pokładzie, a więc zrezygnować z systemu ścianowego i przejść na system filarowy.

Jak z powyższego wynika, przy eksploatacji systemami ubierkowymi pokładów większej grubości długość poszczególnych przodków (lub niezależnych odcinków jednego przodka ustępliwego) powinna być na ogół mniejsza aniżeli przy eksploatacji pokładów cienkich. Można to osiągnąć przez zastosowanie systemu ścianowego z podsadzką, w której pozostawia się odpowiednie chodniki, albo przez zastosowanie systemu filarowego ubierkowego, przy czym ten ostatni umożliwia wybieranie z zawałem. Ponieważ system filarowy ma tę ujemną stronę w porównaniu ze ścianowym, że wymaga większej ilości robót przygotowawczych, przeto znajduje on zastosowanie głównie w tych przypadkach, kiedy stosowanie systemu ścianowego jest niemożliwe lub utrudnione, jak to jest np. przy eksploatacji z zawałem pokładów większej grubości (do 3, a rzadziej nawet do 4 m). System ten w rzadszych przypadkach stosuje się przy użyciu podsadzki suchej lub płynnej.

1. *Roboty przygotowawcze.* W systemie filarowym konieczne jest przeprowadzenie zarówno głównych robót przygotowawczych (chodniki piętrowe, rozdzielcze, pochylnie), jak i drugorzędnych, a więc chodników filarowych przy systemach podłużnych (rys. 83), względnie dowierzchni przy poprzecznych (rys. 84).

Chodniki filarowe przy transporcie w nich urobku za pomocą wozów lub taśm transportowych prowadzi się z takim samym wzniesieniem (około 1°) jak chodniki piętrowe, są więc one do nich równoległe (rys. 83a). W przypadku gdy stosuje się do transportu w chodnikach filarowych przenośniki wstrząsane, wskazane jest dla zwiększenia ich wydajności prowadzić chodniki z większym wzniesieniem, przynajmniej 2° do 3° . Przy dwuskrzydłowej pochylni transportowej otrzymuje się w ten sposób przekątny system filarowy, zwany „systemem choinkowym“ (rys. 83b).



Rys. 176. Dwuskrzydłowe wybieranie pól systemem filarowym podłużnym z zawalem

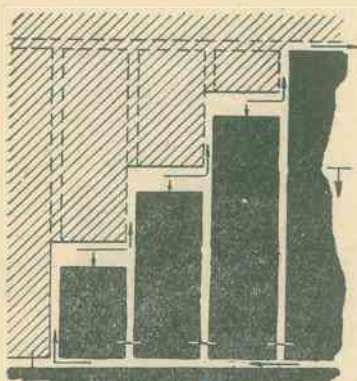
W systemach poprzecznych, czyli tzw. „dowierzchniowych“ (rys. 84a) unika się pochylni, a urobek przez dowierzchnię dostaje się wprost na chodnik transportowy. Systemy te stosuje się głównie przy małym upadzie pokładu (5 do 6°). Przy większych upadach dla uniknięcia zbyt szybkiego ruchu węgla w przenośnikach wstrząsanych i nadmiernego rozdrabniania urobku zmniejsza się upad dowierzchni przez nadanie im kierunku przekątnego (rys. 84b).

System poprzeczny ma tę wyższość nad podłużnym, że przez kilka dowierzchni można przetransportować więcej urobku aniżeli przez jedną pochylnię w systemie podłużnym, wymaga jednak dodatkowej obsługi pod każdą dowierzchnią, zwłaszcza jeżeli transport w chodniku odbywa się wozami.

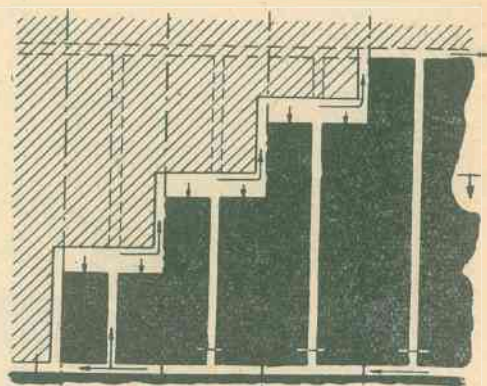
Przy mniejszej grubości pokładu lub przy małej ilości filarów wybieranych w polu, a więc przy mniejszym wydobyciu z pola, może być wobec tego wskazany system podłużny. Jeżeli wydobyć z poszczególnych przodków jest duże, bardziej celowy będzie system poprzeczny.

2. *Eksplorację pokładu* można prowadzić od szybu do granic lub odwrotnie, od granic do szybu. Ze względu na stosowanie systemu filarowego głównie do pokładów większej grubości ten drugi sposób jest tu korzystniejszy.

Przy systemie podłużnym z zawaląm wybiera się przede wszystkim filary górne, a w ślad za nimi następne niższe (rys. 176). W systemie poprzecznym z zawaląm filary wybiera się na upad (rys. 177), a więc w kierunku przeciwnym, aniżeli to jest w większości systemów ścianowych poprzecznych. Ponieważ prowadzenie dłuższego przodka w kierunku upadu



Rys. 177. System filarowy poprzeczny z zawaląm przy zastosowaniu jednoskrzydłowych dachowizni



Rys. 178. System filarowy poprzeczny z zawaląm przy zastosowaniu dwuskrzydłowych dachowizni

należy stosować tylko przy bardzo małym upadzie pokładu ($5 - 6^\circ$), przeto przy wybieraniu pokładów o większym upadzie (do $25 - 30^\circ$) trzeba stosować system podłużny.

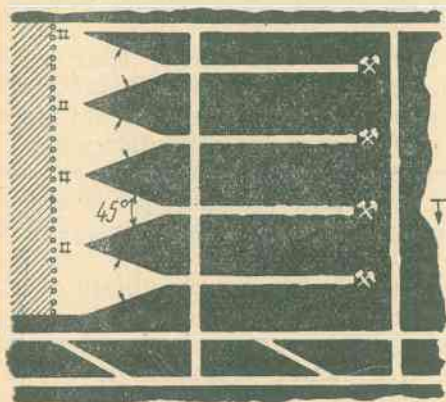
Dla ułatwienia panowania nad zawaląmi przy eksploatacji pokładów zalegających pod mocniejszym stropem wskazane jest rozmieszczenie przodków w taki sposób, ażeby ogólny ich przebieg był zgodny z kierunkiem kłiważu (rys. 175). Zachowanie tego kierunku nie jest konieczne przy stropie kruchym, który łatwo się rabuje na mniejszych odcinkach (rys. 176, 177).

W systemach filarowych podłużnych kierunek ściany przodka jest zwykle zgodny z kierunkiem upadu (rys. 175) względnie jest prostopadły do chodników (rys. 176). W systemach poprzecznych przodek w większości przypadków ma kierunek zgodny z rozciągłością. Dla skrócenia odstawy wzdłuż przodka jak również dla uniknięcia nadmiernie dużej ilości dachowizni każda z nich może być dwuskrzydłowa i obsługiwać przodki filarowe położone z obu jej stron (rys. 178). Całość przodka w tym przypadku zajmuje przestrzeń między środkami dwóch sąsiednich filarów, dachowiznia zaś przypada w środku takiego przodka.

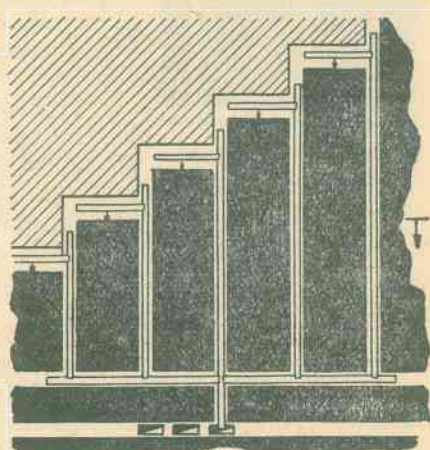
Dla zwiększenia sumarycznej długości przodków, a więc dla zwiększenia wydobycia z pola można przy małych upadach pokładu zastosować system ubierkowy w odmianie przedstawionej na rys. 179. System ten wypróbowano w r. 1922 w kopalni „Norton“ (USA) i nazwano systemem V. Dwa sąsiednie przodki obsługiwane przez jeden chodnik tworzą ze sobą kąt 45° (w innych przypadkach kąt ten wynosi 90°). Przy takim kącie łączna długość frontu wybierania w polu zwiększa się z górą dwa razy w stosunku do długości frontu normalnego; w takim samym stosunku wzrasta również i wydobycie z pola.

Oprócz właściwych systemów ubierkowych stosuje się również przy mniejszym stropie systemy filarowe ubierkowe z nogą.

3. *Urabianie* odbywa się na ogół w taki sam sposób jak przy systemie ścianowym, z tą jednak różnicą, że ponieważ ma się tu do czynienia z pokładami grubszymi oraz z mniejszą długością przodka, stosuje się urabianie bez wrębu lub też z wrębem, wykonanym za pomocą wrębiarki udarowej



Rys. 179. System filarowy ubierkowy V



Rys. 180. System poprzeczny z jednym punktem ładowania wozów w polu

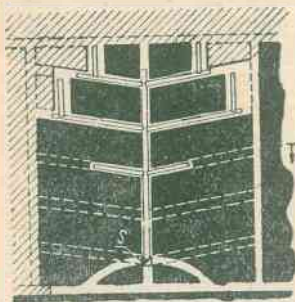
rowej lub krótkościanowej żłobiącej. Z jednego stanowiska wrębiarki udarowej na sektorze centralnym można wykonać wręb głębokości około 2 m na długości przodka 7 do 8 m. Ustawienie maszyny trwa około $\frac{1}{2}$ godziny; zatrudnia się przy tym dwóch ludzi; podczas pracy obsługuje maszynę jeden człowiek. Wydajność na godzinę 4 — 7,5 m² wrębu. W ciągu jednej zmiany wrębiarka może wykonać wręb z dwóch stanowisk i podrąbać około 15 mb ściany. Najczęściej wręb wykonuje się w środku pokładu, a następnie odstrzeliwuje się węgiel pod i nad wrębem.

4. *Obudowa* zwykle równoległa do przodka, przy czym stropnice podpierają się na trzech lub czterech stojakach.

5. *Transport*. Przy przewozie za pomocą wozów, które dochodzą aż do przodka, stosuje się wyłącznie prawie systemy podłużne: wozy próżne wyciąga się pochylnią do odpowiedniego chodnika filarowego, pełne zaś opuszcza się na dół. W chodnikach filarowych przewóz wozów odbywa się

ręcznie: jedynie tylko przy bardzo małych upadach stosuje się niekiedy przewóz konny zarówno w pochylni, jak i w chodniku filarowym aż do przodka.

Przy odstawie w polu przenośnikami stosuje się systemy poprzeczne (dowierzchniowe) lub podłużne. Zwykle węgiel z przenośników załadunku się bezpośrednio do wozów w chodniku przewozowym. Dla uniknięcia (przy systemie dowierzchniowym) kilku punktów ładowania wozów można wykorzystać chodnik równoległy do przewozowego (rys. 180), w którym umieszcza się przenośniki taśmowe i od którego rozpoczyna się prowadzenie dowierzchni. Przy takim rozwiązaniu urobek z całego pola dostaje się w jednej dowierzchni do przenośnika zbiorczego, z którego ładuje się go do wozów.



Rys. 181. Szybik S jako zbiornik dla węgla

Przy znacznym wydobywaniu z pola stosuje się niekiedy zbiornik na węgiel. W tym celu od pochylni (lub zbiorczej dowierzchni) zgłębia się płytki szybik S (rys. 181), a do niego pod spągami pokładu wykonuje się objazd od chodnika przewozowego.

6. *Przewietrzanie* w systemach filarowych jest na ogół znacznie gorsze aniżeli w ścianowych, gdyż powietrze musi tu często przeciskać się przez zroby, a często nawet (przy dwuskrzydłowym wybieraniu pól) zachodzi potrzeba kierowania zużytego powietrza na dół. Przy wybieraniu z podsadzką warunki przewietrzania są znacznie korzystniejsze i nie ustępują warunkom, jakie istnieją przy systemach ścianowych.

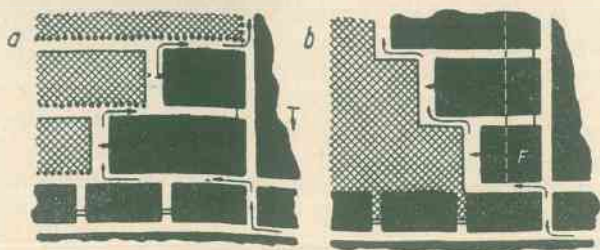
7. *Podsadzanie*. Najczęściej przy systemach filarowych ubierkowych stosuje się wybieranie z zawałem, przy czym przodek chroni się przed zawałem za pomocą organów lub stosów. Wybieranie z podsadzką jest właściwe tylko w systemie podłużnym. W systemie poprzecznym z podsadzką należałoby przodki prowadzić w kierunku wzniesienia, urobek zaś opuszczać na dół, a więc przez chodniki w podsadzce. W tym więc przypadku odpadać będzie konieczność wcześniejszego przeprowadzenia dowierzchni a tym samym przechodzi się już z systemu filarowego na ścianowy.

Przy wybieraniu systemem filarowym podłużnym z podsadzką suchą materiał podsadzkowy powinien być dostarczony z zewnątrz pola i to nawet w pokładach cienkich, gdzie dysponuje się kamieniem z przybierki chodników, a to z tego względu, że chodniki prowadzi się wcześniej, jeszcze przed przystąpieniem do eksploatacji, przeto kamień uzyskany z przybierki nie może być użyty na miejscu i musi być transportowany do podsadzania innych pól, które są w danym czasie wybierane. Podnosi to znacznie koszty podsadzania.

Przy wybieraniu z podsadzką suchą wyprzedzać mogą zarówno przodki w filarach górnych (rys. 182a), jak i dolnych (rys. 182b), a ogólny przebieg przodków może być schodowo-spągowy lub schodowo-stropowy.

Górny chodnik w każdym filarze służy do transportu podsadzki, dolny do odstawy urobku; oba te chodniki trzeba więc zachować w czasie wybierania pola. W przypadku drugim, gdy filary dolne wybiera się przed górnymi (rys. 182b), warunki podsadzania są korzystniejsze, nie po-

trzeba bowiem utrzymywać chodnika pod podsadzką, ale za to gorsze nieco są warunki dla odstawy węgla, która odbywa się obok podsadzonych zrobów. Poza tym przy pochylni musi być pozostawiony filar opo-



Rys. 182. System filarowy podłużny z podsadzką suchą

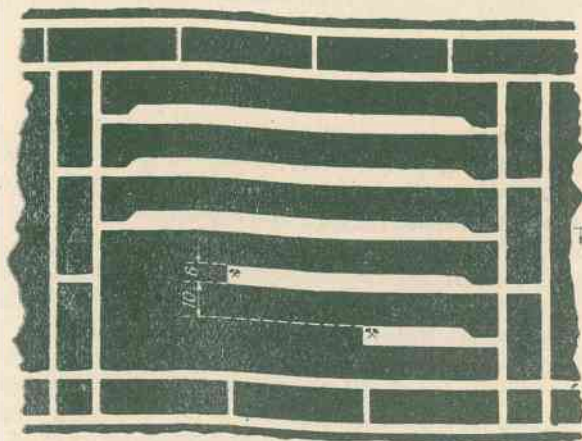
rowy *F*, który ma istnieć dopóki wszystkie filary nie zostaną wyeksploatowane względnie dopóki chodniki filarowe nie zostaną przedłużone do następnej pochylni.

Przy wybieraniu z podsadzką płynną korzyści występują jeszcze wyraźniej, gdy przodki w filarach dolnych wyprzedzają górne. Unika się w tym przypadku konieczności budowania dolnych tam bocznych wzdłuż chodników ograniczając się wyłącznie do tam czołowych z płótna lub desek.

8. *Organizacja robót* jak przy odpowiednich systemach ścianowych.

X. SYSTEMY KOMOROWE I KOMOROWO-FILAROWE

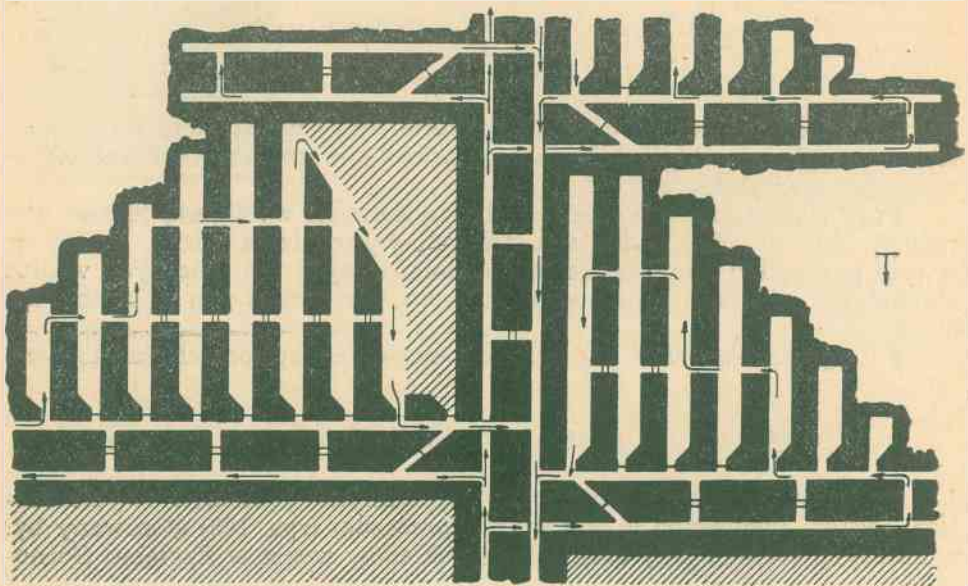
Systemy komorowe należą do najstarszych systemów wybierania złóż. *System komorowy w odmianie poprzecznej* (rys. 183) stosowany był w dawnych czasach przy eksploatacji pokładów węgla w Zagłębiu Górno-



Rys. 183. System komorowy poprzeczny

-śląskim, i to przy dużej nawet ich grubości, dochodzącej do 7—8 m. Komory rozpoczynano z pochylni wąską wcinką długości około 10 m, wskutek czego powstawał wzdłuż pochylni filar oporowy. Weinkę tę następnie rozszerzano do 6 m i zwiększano wysokość na całą grubość pokładu (do 7—8 m). Szerokość (grubość) filarów między komorami wynosiła około 10 m. Filary te wybierano następnie systemem zabierkowym podłużnym, a wobec tego system wybierania był tu *komorowo-filarowy*. Ze względu na częste pożary w pokładach grubych pozostawiano niewybrane filary oporowe przy chodnikach i pochylniach. Pole takie po wyeksploatowaniu izolowano tamami stawianymi w przecinkach; dla ułatwienia tamowania dążono do zmniejszenia ilości przecinek w filarach oporowych.

Obecnie system komorowy lub komorowo-filarowy stosowany jest bardzo szeroko w kopalniach amerykańskich przy wybieraniu pokładów



Rys. 184. System komorowo-filarowy podłużny

o bardzo małym nachyleniu i grubości 1—2½ m, przeważnie *w odminie podłużnej* (rys. 184). Z podwójnej pochylni głównej przeprowadza się co 150—200 m podwójne chodniki rozdzielcze. Z chodników tych rozpoczyna się prowadzenie wcinke, które następnie rozszerza się do 4—12 m (szerokość komory). Szerokość filarów między komorami wynosi 4—15 m. Dla przewietrzania komór łączy się je co pewną odległość przecinkami. Filary te zwykle wybiera się systemem komorowo-filarowym po ukończeniu komory posuwając się w kierunku przeciwnym, a więc od końca komory. W każdym polu prowadzi się równocześnie kilka komór obok siebie. W niektórych przypadkach filarów tych nie udaje się wybrać, a wskutek tego straty wynoszą tu 40—50%, a nawet i więcej.

Dla zmniejszenia strat, jakimi odznaczają się systemy komorowe, górnictwo polskie szło w dwóch kierunkach, a mianowicie:

- a. w kierunku ograniczenia do minimum (3 — 4 m) grubości filarów między komorami lub nawet uniknięcia ich w ogóle, przez co powstały systemy długich zabierek z nogą względnie bez nogi, przeważnie z podsadzką płynną;
- b. w kierunku zmniejszenia wymiarów poprzecznych komór do wielkości stosowanych w chodnikach, a więc 3×2 lub nawet 2×2 , przez co powstały systemy filarowe zabierkowe, przeważnie z zawalem.

Systemy zabierkowe charakteryzują się na ogół mniejszymi stratami węgla, które nie powinny przekraczać 25%. Zdarza się jednak (eksploatacja w miejscach występowania dużego ciśnienia), że przejście na systemy zabierkowe nie przyczynia się do zmniejszenia strat węgla. W przypadkach takich systemy komorowe mogą być korzystniejsze od zabierkowych ze względu na łatwiejsze utrzymanie stropu w miejscu pracy.

Systemy komorowe są korzystniejsze od zabierkowych również i przy zastosowaniu daleko idącej mechanizacji urabiania i ładowania, co jest możliwe przy dostatecznie wytrzymałym stropie, pozwalającym na pewne jego obniżenie bez konieczności natychmiastowej jego obudowy.

W związku z wprowadzeniem mechanizacji w przodkach daje się zauważyć w ostatnich latach zainteresowanie kopalń polskich systemami komorowymi, które od dłuższego już czasu nie były u nas stosowane na szerszą skalę.

Dużą zaletą systemów komorowych w porównaniu z systemami filarowymi jest zmniejszenie ilości chodnikowych robót przygotowawczych, w których wydajność pracy jest znacznie niższa od wydajności pracy w przodkach szerszych, a więc w komorach lub zabierkach. Zależność między szerokością wyrobiska (b metrów) a średnią wydajnością robotnika w przodku (W ton na robotnikodniówkę) można dla warunków polskich przedstawić w postaci wzorów:

- a. chodniki bez wrębu

$$W = 1,7 \cdot b \quad [110a]$$

- b. chodniki z wrębem

$$W = 1,9 \cdot b \quad [110b]$$

Wzory te można stosować przy szerokościach przodków do $b = 6$ m.

XI. SYSTEMY ZABIERKOWE

1. SYSTEMY DŁUGICH ZABIEREK

Systemy długich zabierek stosowane są przy mocnych skałach stropowych, gdy system ubierkowy nastęrcza większe lub mniejsze trudności. Mianowicie dla uniknięcia lub zmniejszenia niepożądanych skutków nagłych załamań mocnego stropu wskazane jest przy systemach ubierkowych utrzymywanie szczelnej podsadzki możliwie blisko przodka względnie pozostawienie od strony starych zrobów dostatecznie mocnej nogi w celu zabezpieczenia miejsca pracy przed objęciem go zawalem w chwili załamania się stropu nad wybraną przestrzenią. Osiąga się to przez zastosowanie systemów ubierkowych z nogą. Systemy te pod bardzo mocnym stropem wymagają jednoczesnego zastosowania możliwie szczelnej podsadzki, a więc przede wszystkim podsadzki płynnej. W tym celu buduje

się w pewnej odległości od przodka i równoległe do niego długie tamy podsadzkowe. Ich odległość od przodka nie może być zbyt mała ze względu na możliwość urabiania i odstawy urobku i wynosić powinna co najmniej dwa pola obudowy. Odległość między kolejno stawianymi tamami nie może być również mała, a to ze względu na koszty budowy tam. Powoduje to, że w chwili przystąpienia do podsadzania nowego odcinka strop jest obnażony wzdłuż przodka na znacznej szerokości, dochodzącej w kopalniach polskich do 12, a nawet więcej metrów. Tak duże obnażenie stropu może być niebezpieczne nie tylko w przypadku załamania się stropu, lecz i przy oberwaniu się z niego większej bryły, której nie zdoła utrzymać nawet bardzo mocna obudowa. Bryła taka oberwać się może nawet od bardzo zwięzłej skały, gdyż zawsze możliwe jest napotkanie słabszych jej miejsc. Tak np. przy wybieraniu pokładów węgla pod mocnym piaskowcem napotyka się czasami soczewki konglomeratu (rys. 185), które łatwo oddzielają się od piaskowca i które były niejednokrotnie przyczyną poważnych wypadków. Dla uniknięcia niebezpieczeństwa należy zmniejszyć wymiary wyrobiska, w którym odbywa się praca, a przede wszystkim jego szerokość.



Rys. 185. Soczewka konglomeratu w stropie piaskowcowym

Zmniejszenie to zachodzi właśnie w systemach zabierkowych, które przy mocnym stropie można stosować w odmianie długich zabierek. Systemy te obecnie są może najbardziej pewne i odpowiednie do wybierania z podsadzką płynną naszych grubych pokładów węgla, mających w stropie bardzo mocne i sztywne skały. Jak wykazało doświadczenie, daje się je z powodzeniem zastosować w większości przypadków, kiedy wskutek dużego ciśnienia i okresowych zawałów zachodzi trudność prowadzenia systemu ścianowego.

Systemy długich zabierek (w odmianie poprzecznej) nadają się poza tym do wybierania pokładów stromych (powyżej 25 — 30°), w których systemy ścianowe, zarówno podłużny jak i poprzeczny, nie mogą mieć zastosowania.

1. *Roboty przygotowawcze.* W systemach długich zabierek roboty przygotowawcze, podobnie jak i w systemach ścianowych ograniczają się do przeprowadzenia chodników piętowych lub rozdzielczych i jeżeli zachodzi potrzeba również pochyłń. Systemy te nie wymagają w zasadzie drugorzędnych robót przygotowawczych, tzn. chodników filarowych i dowerzchni, a jeżeli się te drugie niekiedy nawet prowadzi, to tylko dla celów ubocznych, nie wpływających na samą istotę systemu.

2. *Wybieranie systemem długich zabierek* może być podłużne (rys. 186) i poprzeczne (rys. 187). Odmiana podłużna wymaga przeprowadzenia jedynie chodników rozdzielczych (pochylnie prowadzi się tu tylko przy podziale piętra na podpiętra), odmiana poprzeczna wymaga podziału na pola za pomocą pochyłń.

Ze względu na znaczną długość zabierek (30 — 50 i więcej metrów) czas ich wybierania jest dość długi. Poza tym w większości przypadków transport urobku odbywa się przez samą zabierkę, a więc istnieje ona musi dłuższy czas. Dlatego też system ten wymaga dostatecznie mocnego stropu, przy czym pod mocnym łupkiem wybieranie można prowadzić z zawałem;

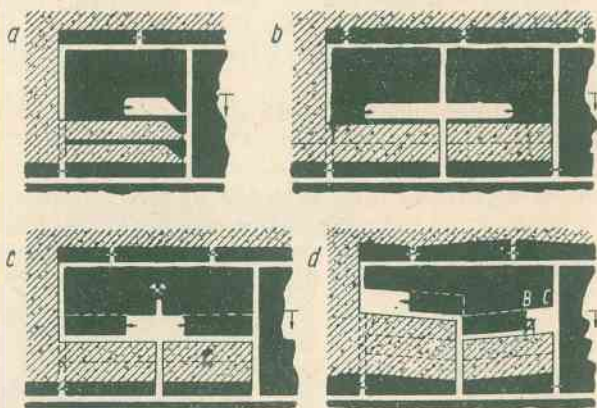
pod mocnym piaskowcem wskazane jest stosowanie szczelnej podsadzki (płynnej).

Szerokość zabierki 5—6 m, rzadziej do 8 m lub więcej. Przy wybieraniu z zawałem zachodzi zwykle potrzeba pozostawienia nogi (około 3 m) od strony zawałiska (rys. 186a). Przy wybieraniu z podsadzką płynną zamiast nogi można pozostawić cieńszy płot węglowy grubości 1—2 m (rys. 186c).



Rys. 186. Podłużne odmiany systemu długich zabierek

Wybieranie (częściowe) nogi odbywa się przed opuszczeniem zabierki i prowadzone jest w kierunku przeciwnym aniżeli ją prowadzono (rys. 186b). Ze względu na duże ciśnienie, na jakie narażona jest noga, urabianie węgla jest tu łatwiejsze aniżeli w czasie prowadzenia zabierki, i odbywa się często nawet bez użycia materiałów wybuchowych. Im zupeł-



Rys. 187. Poprzeczne odmiany systemu długich zabierek

niejszy jest zawał w sąsiedniej wybranej zabierce, tym mniejsze ciśnienie występuje przy wybieraniu nogi, i jednocześnie tym więcej można wybrać z niej węgla bez narażenia się na zawalenie stropu w zabierce.

W przypadku gdy chodzi o *zachowanie chodnika lub pochylni*, z której rozpoczyna się zabierkę, przy prowadzeniu tej zabierki wykonuje się przede wszystkim wąską *wcinke* szerokości 2—3 m, którą następnie po ujechaniu kilku metrów rozszerza się do szerokości zabierki (rys. 186c, 187a). Przy stosowaniu podsadzki płynnej we wcinke stawia się tamę podsadzkową; rurociąg doprowadza się zwykle z drugiego końca zabierki.

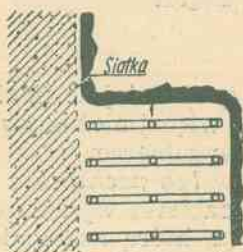
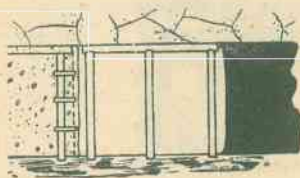
Dla transportu urobku można pozostawić odpowiednio obudowany chodnik lub pochylnię w podsadźce (rys. 187b), a wówczas odpada konieczność rozpoczynania zabierki wcinką.

Dla uniknięcia konieczności pozostawiania płotu węglowego wzdłuż podsadzki i ewentualnego późniejszego jego wybierania stosuje się również i w tych systemach długie (z płótna lub desek) czołowe tamy podsadzkowe (rys. 187c), przy czym podsadza się nie całą zabierkę, lecz pozostawia się pewną wolną jej część wzdłuż calizny. W tym przypadku odpada konieczność wcześniejszego przebicia pochylni transportowej, która w poprzednim przykładzie (rys. 187b) była potrzebna do przewietrzania. Przy zastosowaniu czołowej tamy podsadzkowej (rys. 187c) powietrze płynie między tamą a calizną do pochylni rurowych.

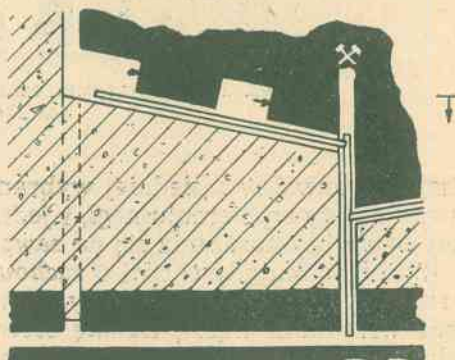
Gdy między tamą a calizną pozostaje dostateczna odległość dla ułożenia rynien, wybieranie zabierki można rozpocząć nie od pochylni środkowej, lecz od ograniczających pole pochylni rurowych (rys. 187d). Ma to tę korzystną stronę, że unika się komunikacji przez długą zabierkę, która siłą rzeczy jest mniej bezpieczna dla ruchu aniżeli wąskie przejście między tamą i calizną. W celu uniknięcia krzyżowania się rynien w jednym punkcie może być wskazane, ażeby zabierki z jednej i drugiej strony pochylni nie znajdowały się na jednakowej wysokości (rys. 187d).

W przypadku zastosowania czołowych tam podsadzkowych podsadzka nie sięga aż do calizny, nie zabezpiecza więc w tej mierze stropu, jak to się dzieje w przykładach pokazanych na rys. 187a i 187b, jednak bezpieczeństwo pracy jest tu większe aniżeli przy systemie ścianowym, gdyż górnicy pracują w miejscu ABC (rys. 187d), gdzie strop wspiera się na dwu prostopadłych do siebie caliznach i jest obnażony na stosunkowo niedużej przestrzeni.

Dla uniknięcia konieczności pozostawiania nogi lub płotu węglowego od strony poprzednio podsadzonej zabierki stosuje się przy systemie podłużnym tamy siatkowe. Wykonuje się je z siatki drucianej przytwierdzonej do obudowy w wybranej już zabierce (przed jej podsadzeniem) po stronie calizny węglowej w odległości od niej około 15 cm (rys. 188). W czasie podsadzania siatka nie odgrywa żadnej roli; zadaniem jej



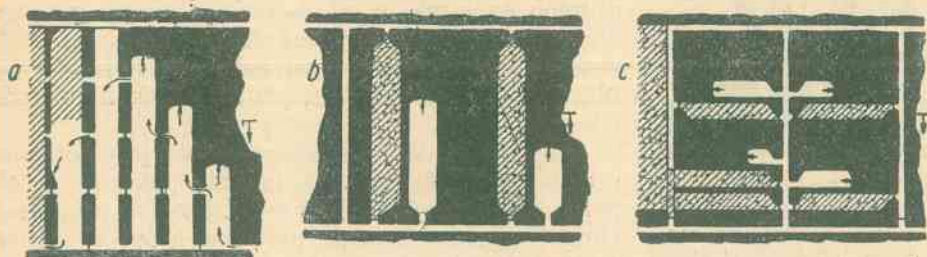
Rys. 188. Wybieranie zabierki bez nogi przy zastosowaniu siatki drucianej



Rys. 189. Wybieranie zabierki dwoma prozdkami

jest utrzymanie stromej ściany piaskowej i zabezpieczenie przed jej ob-sypywaniem się do nowoprowadzonej zabierki. Przez wymycie piasku między siatką a ociosem powstaje poza tym wręb pionowy, który ułatwia urabianie węgla w przodku nowej zabierki.

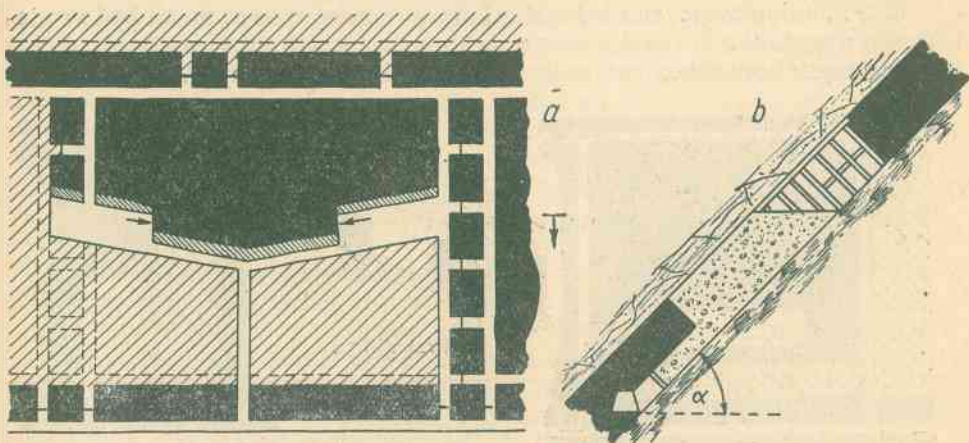
Z wąskiego przodka zabierki wydobyć jest mniejsze aniżeli z przodka ścianowego. Dla zwiększenia wydobyć z pola przy zastosowaniu tam czołowych wybieranie zabierki może być prowadzone z dwóch, a nawet trzech miejsc (rys. 189). Poza tym przy wybieraniu zarówno z podsadzka, jak i z zawalem, zwiększenie wydobyć z pola można osiągnąć przez jed-



Rys. 190. Prowadzenie z jednego wyrobiska grupy zabierek

noczesne prowadzenie w nim kilku zabierek (rys. 190). Przy grupowym prowadzeniu zabierek z zawalem (rys. 190a) system wybierania jest zbliżony do komorowego.

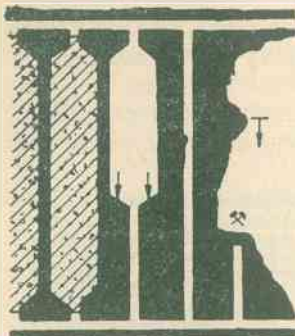
Po wybraniu zabierek przystępuje się do wybierania nóg w kierunku odwrotnym do kierunku prowadzenia zabierek (rys. 190a), po czym podsadza się lub zawala wybraną przestrzeń. Przy wybieraniu z zawalem strop musi być mocny, ale jednocześnie stosunkowo łatwo rabujący się



Rys. 191. System długich zabierek przy wybieraniu pokładów stromych

(np. łupek piaszczysty). Przy stropie zbyt słabym wybieranie nóg może się nie udać, co pociągałoby za sobą duże straty węgla; przy stropie nadmiernie mocnym grozić mogą nagłe zawaly obejmujące kilka zabierek, czyli wtedy konieczne jest zastosowanie szczelnej podsadzki (płynnej).

System długich zabierek można stosować z powodzeniem przy wybieraniu *stromych pokładów węgla* (rys. 191). W tym przypadku istnieje jeszcze i ta korzyść, że przy podsadzaniu za pomocą podsadzki płynnej unika się w ogóle czołowych tam podsadzkowych, przy czym podczas podsadzania z pochylni rurowej piasek samoczynnie osadza się pod kątem nachylenia 6° — 8° w kierunku pochylni transportowej (komina), co jest korzystne przy układaniu na piasku przenośnika wstrząsanego.



Rys. 192. System długich zabierek w odmianie podłużnej przy wybieraniu pokładów stromych

Wybieranie pokładów stromych systemem długich zabierek w odmianie podłużnej wymaga dla odstawy urobku uprzedniego wykonania przecinki (dowierzchni) w osi zabierki. Przodek zabierki w tym przypadku prowadzi się z góry na dół (rys. 192).

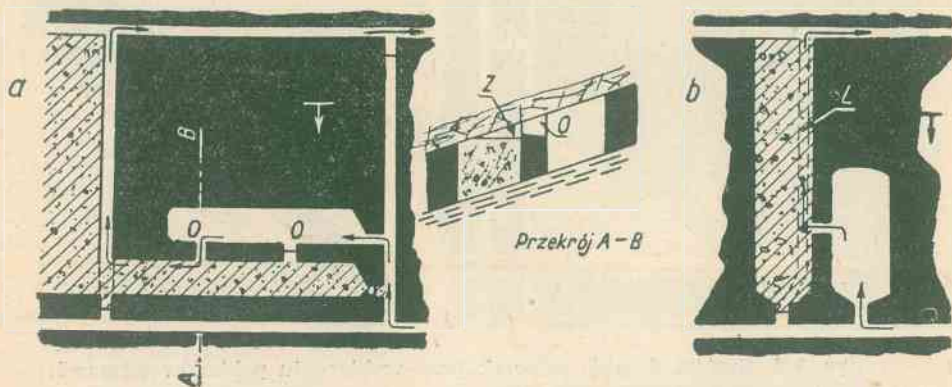
Uprzednie wykonanie przecinki jest konieczne również przy małym upadzie pokładu, jeżeli pokład jest gazowy. W tym przypadku przecinka służy do przewietrzania przodka, który prowadzi się w kierunku do góry.

3. *Urabianie* odbywać się może z zastosowaniem maszyn wrębowych, częściej jednak w naszych kopalniach przy tym systemie, stosowanym wyłącznie prawie do wybierania z podsadzka płynną grubych pokładów, urabianie odbywa się bez wrębu.

4. *Obudowa* składa się ze stropnic zapinanych równoległe do przodka i podpartych na 3 — 4 stojakach.

5. *Transport*. Wozy mogą tu dojeżdżać aż do zabierki względnie można zastosować odstawę przenośnikami wstrząsanymi lub innymi.

6. *Przewietrzanie*, zależnie od odmiany tego systemu, może być w niektórych przypadkach bardzo dobre, w innych znowu odbywa się ono przez dyfuzję bądź konieczne jest zainstalowanie lutni i wentylatorów.



Rys. 193. Przebijanie okien dla przewietrzania

Dobrze rozwiązany pod względem przewietrzania jest opisany system poprzeczny, w którym podsadzki nie doprowadza się aż do calizny (rys.

187c, 187d, 189, 191), wymaga on jednak przy mniejszym upadzie pokładu czołowych tam podsadzkowych. Przy systemie podłużnym dobre przewietrzanie uzyskuje się po uprzednim wykonaniu przecinki (rys. 192).

W systemach poprzecznych, w których zabierki podsadza się całkowicie aż do calizny, można ułatwić przewietrzanie w ten sposób, że co pewną odległość przebija się okna *O*, (rys. 193a) w górnej części nogi do niepodsadzonej klinowej przestrzeni *Z* sąsiedniej podsadzonej zabierki.

W systemach podłużnych z zawalem oraz przy prowadzeniu na raz kilku zabierek przebija się w pewnych odległościach nogę (rys. 190a). W systemach podłużnych z podsadzką płynną można pozostawić w podsadźce lutnię, z którą łączy się prowadzoną zabierkę przez przebite w nodze okno (rys. 193b).

7. *Podsadzanie* przeprowadza się zwykle z górnego chodnika wentylacyjnego. Jednocześnie z podsadzaniem zabierek likwiduje się wyrobiska, które nie są potrzebne, jak np. pochylnię rurową od strony poprzednio wybranego pola (rys. 187). Przy zastosowaniu tam czołowych można je budować już w czasie prowadzenia zabierki (rys. 187d).

2. SYSTEMY FILAROWE ZABIERKOWE

Gdy w stropie zalegają skały bardzo słabe, kruche, szczelinowate, gdy w miejscu eksploatacji występuje silne ciśnienie, wybierać można pokład węgla tylko małymi odcinkami i w tych przypadkach znajdują szerokie zastosowanie systemy filarowe zabierkowe. Toteż wybieranie z zawalem grubych pokładów węgla, zwłaszcza pod łupkiem, prowadzi się głównie tym systemem. Poza tym w częściach pokładów poprzecinanych uskøkami, jak również przy wybieraniu resztek pokładu, filarów oporowych itp. stosuje się wyłącznie prawie systemy filarowe zabierkowe.

Systemy te, naturalnie, można stosować również i przy wybieraniu pokładów będących w korzystniejszych warunkach, toteż w latach ubiegłych system filarowy zabierkowy był głównym, jeżeli nie jedynym, systemem wybierania pokładów węgla w kopalniach Górno-śląskiego Zagłębia Węglowego. Ponieważ kopalnie nasze eksploatowały głównie grube pokłady węgla, przeto w zastosowaniu do takich pokładów wytworzył się nawet system filarowy zabierkowy znany powszechnie pod nazwą „*systemu śląskiego*“.

Systemy długich zabierek na ogół są mniej korzystne od systemów ubierkowych, a tym mniej korzystne pod względem gospodarczym są jeszcze systemy filarowe zabierkowe, gdyż do wad poprzednich systemów dołącza się tu jeszcze konieczność przeprowadzenia dużej ilości drugorzędnych robót przygotowawczych i poza tym dochodzą tu większe straty węgla. Udział wydobywania z robót przygotowawczych w stosunku do całkowitej produkcji wynosi około 15%.

Mając powyższe na uwadze, należy dojść do wniosku, że systemy filarowe zabierkowe należy stosować w tych przypadkach, gdy zastąpienie ich przez systemy korzystniejsze pod względem gospodarczym jest niemożliwe, jak np. przy wybieraniu grubych pokładów z zawalem, przy wybieraniu resztek pokładu, jak również partii szczelinowatych względnie narażonych na bardzo duże ciśnienie.

1. *Roboty przygotowawcze* obejmują, podobnie jak i w systemach filarowych ubierkowych, oprócz głównych robót również roboty drugorzędne — chodniki eksploatacyjne (chodniki filarowe) lub powierzchni.

Wymiary chodników zależne są od panujących poglądów jak również od sposobu ich drażenia. W dawniejszych czasach wszystkie chodniki w polskich kopalniach węgla drażono o wymiarach możliwie dużych. Miało to na celu osiągnięcie dużej wydajności na robotach przygotowawczych, niemal takiej samej jak i w zabierkach. Wymiary pochylni wynosiły 4×4 , a nawet 5×5 m; chodniki filarowe w grubych pokładach prowadzono niejednokrotnie na całą ich grubość, a wymiary wynosiły 4×6 do 6×6 i więcej metrów. Tylko w pokładach bardzo grubych (powyżej 7 — 8 m) pozostawiano ławę węgla przy stropie.

Tak duże wymiary chodników były jedną z cech pierwotnego systemu śląskiego. Ponieważ jednocześnie odległość między chodnikami była mała, w wielu przypadkach samych filarów nawet nie wybierano, co pociągało za sobą olbrzymie straty węgla, dochodzące do 70 — 80 %.

Z biegiem czasu chodniki główne, które miały istnieć przez czas dłuższy, zostały zmniejszone w swych wymiarach do 3×2 m, natomiast chodniki filarowe prowadzono nadal o wymiarach bardzo dużych, starając się jedynie o zabezpieczenie połączenia ich z pochylniami. W tym celu rozpoczynano je wąską wcinką na długości około 10 m (filar oporowy przy pochylni), którą następnie rozszerzano do 6 m i zwiększano wysokość nawet do 7 — 8 m, przechodząc w ten sposób na system komorowy względnie komorowo-filarowy (rys. 183).

Okolo r. 1900 zaczęto dążyć do zmniejszenia poprzecznych wymiarów chodników; zredukowano je do 3×2 m, jeżeli chodzi o chodniki i pochylnie dwutorowe, i do 2×2 a nawet $1,8 \times 1,5$ m w przypadku chodników jednotorowych. Następuje to skutkiem zmiany poglądów na cel robót przygotowawczych: nie dąży się do osiągnięcia z tych robót dużego wydobycia, lecz do możliwie szybkiego ich prowadzenia i łatwego utrzymania.

Wąskie chodniki nie wymagają naturalnie uprzedniego prowadzenia wcinki.

W ostatnich latach przed wojną, gdy do przebijania chodników zastosowano maszyny wrębowe, dał się zaobserwować ponowny zwrot w kierunku zwiększenia wymiarów chodników, a przede wszystkim ich szerokości do 3 — 3,5 m a nawet więcej. Względy na utrzymanie chodników filarowych nie odgrywają już teraz tak ważnej roli jak dawniej, gdyż wskutek zmechanizowania robót czas istnienia tych chodników znacznie się skrócił.

Obecnie wymiary chodników filarowych i powierzchni wynoszą najczęściej $2,5 \times 2$ m a przecinek $1,5 \times 2$ m.

O ile kierunek prowadzenia wszystkich robót przygotowawczych w dawniejszych latach był zwykle prawie zgodny z kierunkiem rozciągłości lub upadu, o tyle z chwilą wprowadzenia przenośników uwidoczniła się wyraźna tendencja do nadawania przede wszystkim chodnikom eksploatacyjnym kierunku przekątnego (np. w systemach choinkowych, rys. 176, 181).

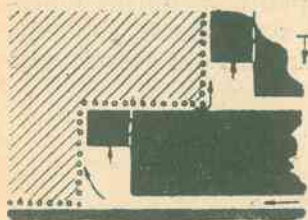
2. *Wybieranie pokładu* można prowadzić z zawałem lub z podsadzką. W rzadszych tylko przypadkach, zwykle przy mniejszej grubości pokładów, małej szerokości zabierek i dostatecznie wytrzymałym, ale łatwo

rabującym się stropie, można prowadzić zabierkę w bezpośrednim sąsiedztwie z poprzednio wybraną i zarabowaną zabierką w danym filarze, a więc bez pozostawienia nogi, obniżając tym samym straty węgla do minimum. System zabierkowy bez nogi możliwy jest również i przy mocnym stropie, ale tylko w tym przypadku, gdy nie zagraża nagłe jego załamanie.

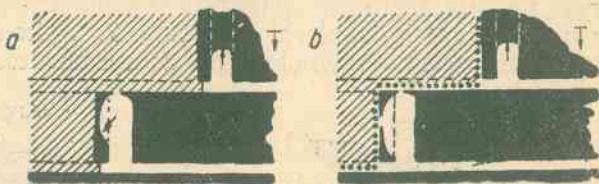
Dla ułatwienia takiego sposobu wybierania filarów, a mianowicie w celu zabezpieczenia prowadzonej zabierki, zwłaszcza pod łupkiem, przed jej zawałeniami się oraz przed mieszaniami się urobku z odławkami skały pływającej pochodzącej z sąsiedniego zawałiska, odgradza się je od przestrzeni roboczej organami (rys. 194). Organy stawia się po wybraniu, ale przed zarabowaniem zabierki, przy caliznie zarówno od strony sąsiedniej zabierki, jak i sąsiedniego filaru.

Pożądane jest stawianie organów w taki sposób, ażeby między nimi a calizną przepływać mogło powietrze do sąsiedniego chodnika. W tym przypadku organy odgrywają podobną rolę jak stawiana w pobliżu calizny tama podsadzkowa w opisanych poprzednio systemach długich zabierek z podsadzką płynną (rys. 187c, 187d, 189).

W większości przypadków, ze względu na słaby strop (łupek), duże ciśnienie lub niebezpieczeństwo nagłych zawałów na większej przestrzeni (piaskowiec) nie można utrzymania stropu w prowadzonej zabierce za-



Rys. 194. System filarowy zabierkowy bez nogi



Rys. 195. System filarowy zabierkowy z nogą

pewnić za pomocą samych tylko organów. W tych przypadkach zachodzi konieczność podparcia stropu na filarze węglowym (nodze) od strony wybranej przestrzeni, a więc zastosowania systemu zabierkowego z nogą (rys. 195). Po wybraniu zabierki, jeżeli warunki na to pozwalają (np. w przypadku zupełnego zarabowania się sąsiednich wybranych wyrobisk), nogę częściowo się wybiera (rys. 195a). Dla ułatwienia wybierania nogi również i przy tym systemie stawia się budynek organowy (rys. 195b). Organy mogą mieć rację bytu przede wszystkim pod stropem łupkowym, który łatwo zawałają się w każdej zabierce po wyrobieniu obudowy. Przy mocnym piaskowcu w stropie zawały następują zwykle dopiero po wybraniu kilku zabierek; zabezpieczenie przestrzeni roboczej w chwili załamania się stropu jest możliwe tylko przy dostatecznie grubej nodze.

Im pokład jest grubszy i słabszy strop, tym mniejsze muszą być wymiary zabierki. Zwykle długość zabierki (szerokość filarów) waha się od 10 — 20 m; czasami jest ona mniejsza, a pod mocnym stropem może być znacznie dłuższa, co umożliwi zastosowanie nie tylko systemu filarowego

zabierkowego, lecz i systemu długich zabierek. Szerokość zabierki ma 5 — 8 m, najczęściej 6 m; grubość nogi 2 do 4 m, najczęściej 3 m.

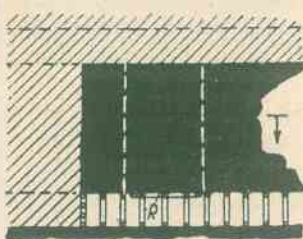
Przy zastosowaniu podsadzki płynnej nogę można wybrać prawie całkowicie po ukończeniu zabierki względnie zamiast nogi można pozostawić płot węglowy grubości 1 — 2 m. Czasami przy zastosowaniu podsadzki płynnej wybiera się zabierką bez nogi.

Wybieranie zabierki na całą jej szerokość rozpoczyna się bezpośrednio od chodnika filarowego lub dowerzchni. W rzadszych przypadkach, gdy chodnik filarowy ma pozostać dla tych lub innych celów, rozpoczyna się zabierkę wąską wcinką, którą następnie rozszerza się do normalnej szerokości i wysokości.

Jeżeli chodnik filarowy (lub dowerzchnia) prowadzi się na całą grubość pokładu, trzeba usunąć stojaki wzdłuż ściany, z której rozpoczyna się zabierkę, stropnice zaś podpira się za pomocą podciągu R (rys. 196).

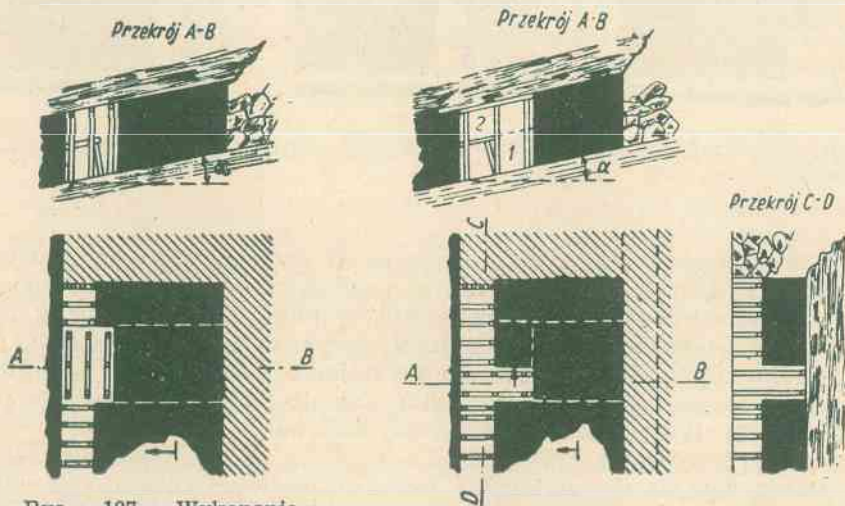
Jeżeli chodnik filarowy ma wysokość mniejszą od wysokości przyszłej zabierki, wybieranie jej trzeba rozpocząć od wykonania wdzierki.

Rys. 196. Rozpoczęcie zabierki z chodnika filarowego



Przy mocnym piętrze chodnika, pozwalającym na obniżenie go na większej przestrzeni, wdzierkę wykonuje się nad chodnikiem filarowym na całą szerokość zabierki, zaczynając ją od rozszerzenia chodnika w stronę przyszłej zabierki (rys. 197). Po wykonaniu wdzierki zabudowuje się ją stropnicami równoległymi do osi chodnika.

Przy słabym piętrze chodnika, wdzierkę zaczyna się od rozszerzenia chodnika w stronę przyszłej zabierki, po czym stopniowo wdziera się do stropu i zabudowuje się stropnicami prostopadłymi do osi chodnika.



Rys. 197. Wykonanie wdzierki przy mocnym piętrze chodnika

Rys. 198. Wykonanie wdzierki przy słabym piętrze chodnika

Przy słabym piętrze chodnika (rys. 198) wdzierkę zaczyna się od rozszerzenia chodnika w stronę przyszłej zabierki, po czym stopniowo wdziera się do stropu i zabudowuje się stropnicami prostopadłymi do osi chodni-

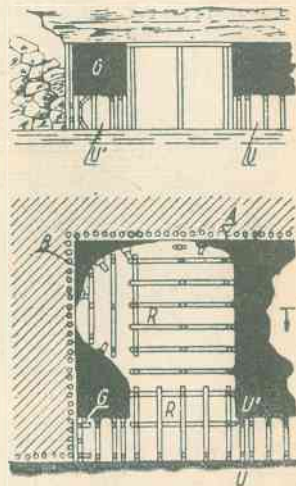
ka, posuwając się w kierunku nogi. Po wykonaniu wdzierki, a przed przystąpieniem do wybierania zabierki, końce stropnic znajdujące się od strony tej drugiej podpira się podciągami, po czym usuwa się niepotrzebne stojaki. Naprzeciwko nogi pozostawia się część chodnika *G* ze znajdującym się nad nim węglem, tzw. „gardło“.

Jeżeli przy bardzo małym upadzie pokładu zabierkami wybiera się w obie strony od chodnika filarowego, rozszerza się ten chodnik w obie strony, tzn. zarówno w stronę wzniesienia, jak i upadu. W podobny sposób wykonuje się również i wdzierkę przy systemie filarowym poprzecznym, tzn. dowieznięciu naprzeciwko zabierki rozszerza się o około 1,5 m równocześnie w obie strony.

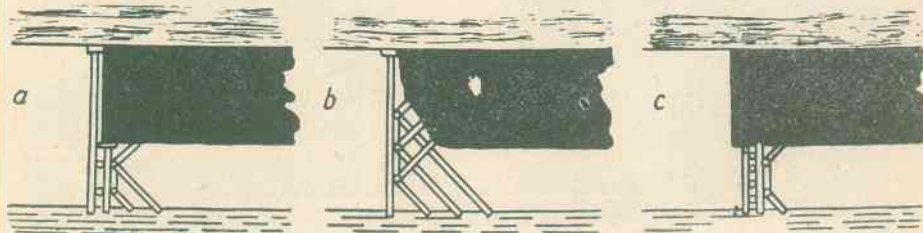
Przed wykonaniem wdzierki trzeba należyście zabezpieczyć wejście do zabierki przez dobre zabudowanie przy niej części chodnika, czyli tzw. „ucinki“ *U, U'* (rys. 199), a to celem uniknięcia obrywania się w tym miejscu węgla i tworzenia się lejkoatego kształtu wdzierki.

Po wykonaniu wdzierki i ewentualnym zapięciu podciągu prowadzi się zabierkę aż do przebicia się do zawaliska („okno“ *O*, rys. 199) wybiera się w miarę możliwości płot *A, B* od strony górnego zawaliska, przechodzi się na nogę, zapinając ewentualnie nowy podciąg. Jeżeli warunki pozwalają, wybiera się nogę prawie całkowicie, tzn. aż do przebicia okna do zawaliska, następnie wybiera się gardło *G* w sposób jaki okaże się najkorzystniejszy. W większości przypadków przy śląskim systemie wybierania zachodzi konieczność pozostawienia pośród zawaliska znacznych ilości (około 25 %) niewybranego węgla. Przy wybieraniu płotu i nogi obudowuje się je pochyłymi podporami, strop zaś, jeżeli zachodzi potrzeba, za pomocą krzyży.

Po wybraniu zabierki stawia się w niej wzdłuż calizny organy (w odległości 0,3 — 0,5 m między środkami stojaków), wzmacnia się je przy



Rys. 199. Zabierka



Rys. 200. Zawarcie

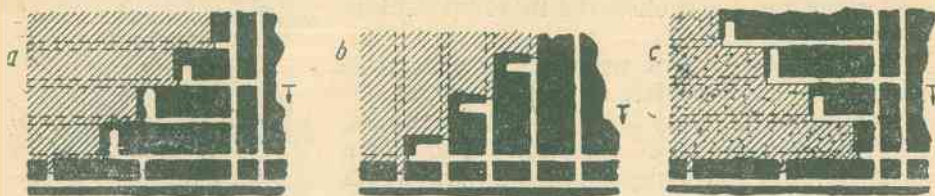
gardle, tworząc tzw. „zawarcie“ (rys. 200). Jeżeli nie stosuje się organów, zawarcie (rys. 200c) buduje się w chodniku przy nodze (gardło) przyszej zabierki, po czym przystępuje się do rabowania obudowy i wywołania zawalu.

Systemy filarowe zabierkowe stosuje się w odmianie podłużnej i poprzecznej, z zawalaniem lub, rzadziej, z podsadzką płynną (ze względu na dużą grubość pokładów).

Przy eksploatacji z zawalaniem i systemie podłużnym wybieranie górnych filarów wyprzedza dolne (rys. 201a), przy poprzecznym wybieranie rozpoczyna się od filarów sąsiadujących ze starymi zrobami (rys. 201b).

Z podsadzką płynną filary wybiera się od dołu, a więc w systemie podłużnym przodki filarów dolnych wyprzedzają górne (rys. 201c).

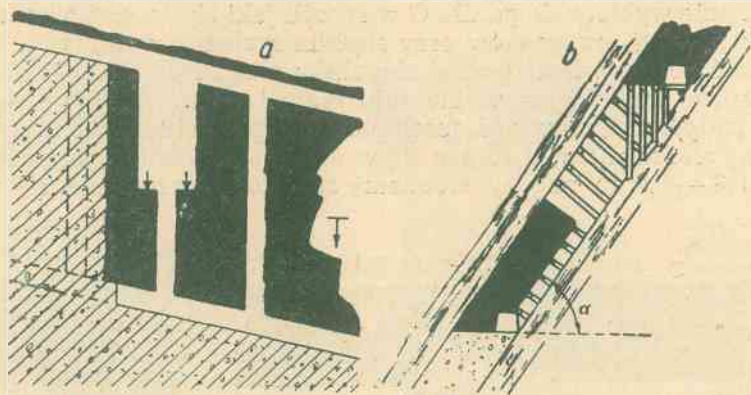
W systemie podłużnym kierunek posuwania się przodka zabierki jest z reguły po wzniesieniu, a wskutek tego system ten można stosować przy



Rys. 201. Kolejność wybierania filarów

nachyleniach mniejszych od $25 - 30^{\circ}$. W systemie poprzecznym stosunkowo wąski przodek zabierki posuwa się w kierunku rozciągłości, można go więc stosować do pokładów o średnim nachyleniu (do 45°).

Przy wybieraniu stromych pokładów z podsadzką płynną stosuje się system podłużny z prowadzeniem przodka zabierki w kierunku upadu



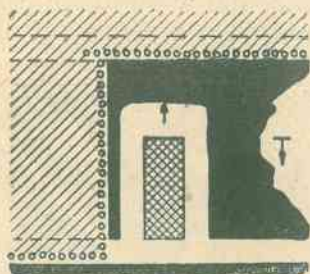
Rys. 202. System filarowy zabierkowy przy eksploatacji pokładów stromych

(rys. 202). Dla umożliwienia opuszczania urobku na dół trzeba uprzednio przebić przecinę w miejscu zabierki.

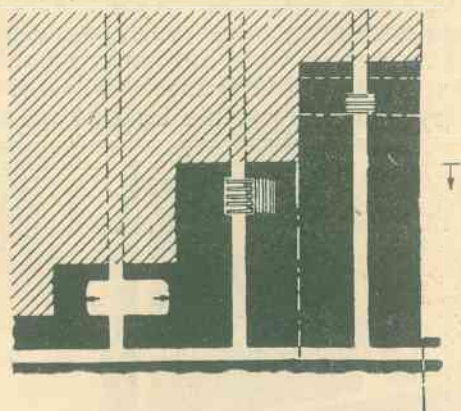
W tych nielicznych przypadkach, gdy system filarowy zabierkowy stosowany jest w pokładach cienkich, a przewóz urobku z przodka odbywa się w wozach, prowadzi się niekiedy zabierki z przybierką spagu; skalę płynną umieszcza się w zabierce (rys. 203).

Dla zwiększenia wydobywania z pola powinna być obsadzona większa ilość zabierek. W systemie poprzecznym można to wykonać przez zastosowanie dwustronnego wybierania filarów z każdej dowieczni (rys. 204). Osiąga się tu jednocześnie zmniejszenie ilości dowieczni. Przy dwustronnym wybieraniu filarów przodek zabierki prowadzony w kierunku zawaliska powinien być opóźniony w pewnym stopniu w stosunku do przodka zabierki prowadzonej w stronę calizny.

Innym sposobem zwiększenia ilości przodków w każdym



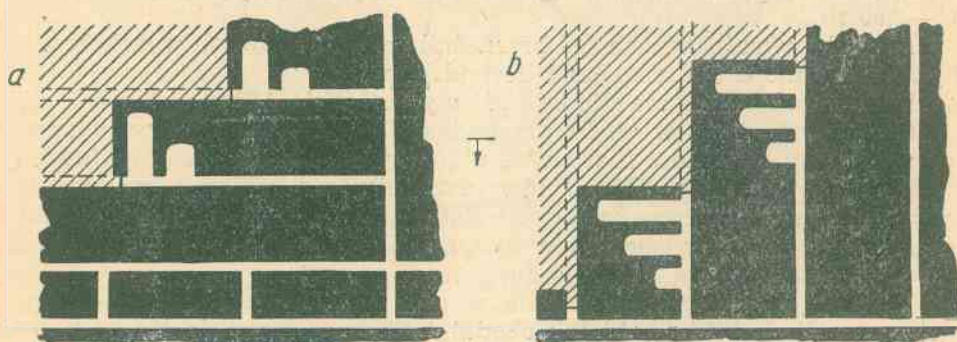
Rys. 203. Wybieranie pokładów cienkich systemem filarowym zabierkowym



Rys. 204. Dwustronne wybieranie filarów

filarze jest prowadzenie zabierek grupowych, po 2, 3 lub nawet 4 z każdego chodnika (rys. 205).

Ilość zabierek obsadzonych w polu jest zależna od zdolności przepustowej dróg transportowych (przede wszystkim pochyłń przy systemach podłużnych); zwykle w jednym polu obsadza się 5 — 7 zabierek.



Rys. 205. Grupowe rozmieszczenie zabierek

3. *Urabianie* odbywa się bez wrębu lub rzadziej z wrębem (najczęściej wrębiarka udarowa). Dla zwiększenia wydajności wskazane jest (zwłaszcza przy urabianiu z wrębem) przydzielać dla jednej obsady (2 górników i 2 — 3 ładowaczy) dwie blisko siebie położone zabierki (przeciwległe lub grupowe), przy czym w jednym przodku odbywa się urabianie,

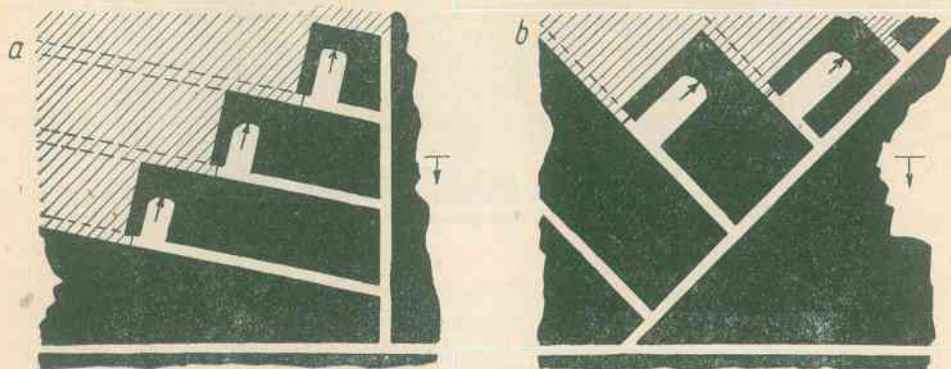
w drugim ładowaniu urobku. Średnie zużycie materiałów wybuchowych wynosiło w kopalniach polskich przed wojną:

w zabierkach	85 g/t
w chodnikach z wrębem	150 g/t
w chodnikach bez wrębu	180 g/t

4. *Obudowę* omówiono jednocześnie ze sposobami wybierania.

5. *Transport* w wozach lub rynnach wstrząsanych. Przy bardzo małych upadach często całe pociągi wozów przewożono do i z zabierki za pomocą koni. Przy większym upadzie przewóz wozów odbywa się w pochylni za pomocą wału lub tarczy hamulczej.

Przy odstawie w rynnach prowadzi się chodniki w kierunku przekątnym (rys. 206). Wszystkie inne uwagi są identyczne z podanymi dla sy-



Rys. 206. Systemy filarowe z odstawą przenośnikami wstrząsanymi

stemów filarowych ubierkowych. Wysokość pochyła pola nie powinna przekraczać długości drogi obsługiwananej przez jeden napęd rynnowy, tzn. 70 — 100 m.

Przy stosowaniu w pochylni przenośników zgrzeblowych wysokość pochyła piętra może być większa i dochodzić do 150 m.

Najczęściej stosowana długość pól wynosi około 120 m.

6. *Przewietrzanie* w wielu przypadkach jest trudne i łączy w sobie ujemne strony systemów filarowych ubierkowych oraz systemów długich zabierek. W większości przypadków przewietrzanie zabierek odbywa się przez dyfuzję a powietrze zmuszone jest do przeciskania się przez zawaliska. Czasami (rzadziej aniżeli w systemach długich zabierek) konieczne jest zastosowanie lutni i wentylatorów.

Dla polepszenia przewietrzania w polu i doprowadzenia prądu powietrza możliwie blisko zabierek chodniki filarowe łączy się z sobą przecinkami.

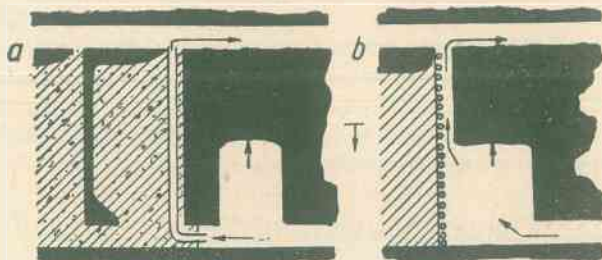
Dla polepszenia przewietrzania zabierki można przebić w połowie jej długości okno do starych zrobów.

Przy wybieraniu z podsadzką płynną trzeba uwzględnić możliwość przepływu powietrza przez podsadzkę, jeżeli chce się uniknąć lokalnej wentylacji za pomocą lutni z wentylatorem. W tym celu pozostawia się w podsadzce lutnię *L* z desek (rys. 207a). Może być to ta sama lutnia, która w czasie podsadzania służyła do odprowadzenia wody z zabierki.

Lepsze przewietrzanie osiąga się przez zastosowanie długich tam podsadzkowych, między którymi a calizną pozostaje dostateczny przekrój dla przepływu powietrza (rys. 207b).

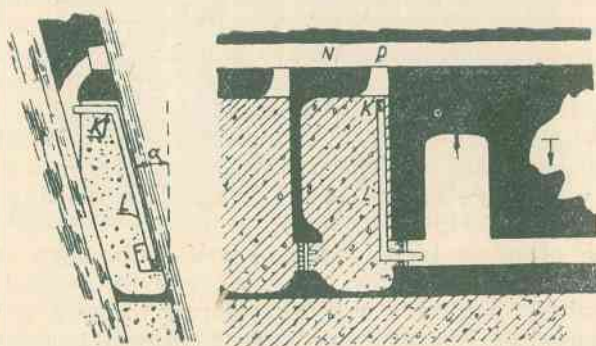
7. *Podsadzanie*. Rabowanie zabierek przy wybieraniu z zawałem omówiono łącznie ze sposobami wybierania. Przy zastosowaniu podsadzki płynnej podsadza się z górnego chodnika filarowego, wodę zaś odprowadza się chodnikiem dolnym.

Jeżeli nie chodzi o względy ochrony powierzchni, lecz jedynie o należyte rozwiązanie systemu, podsadzka płynna powinna być stosowana



Rys. 207. Przewietrzanie zabierek przy wybieraniu z podsadzką płynną

przy mocnym stropie, który zawała się dopiero po wybraniu kilku zabierek. Nadmienić tu należy, że stosowanie przy mocnym stropie systemu filarowego zabierkowego z podsadzką płynną nie jest w większości przypadków uzasadnione, gdyż warunki te umożliwiają prowadzenie eksploata-

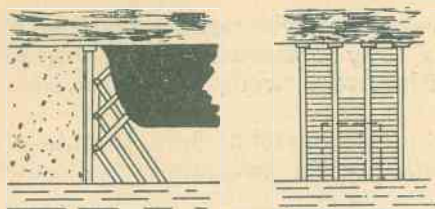


Rys. 208. Podsadzanie zabierki

cji bardziej korzystnym systemem (system ścianowy względnie system długich zabierek).

Wybieranie z podsadzką płynną prowadzi się systemem podłużnym, zaczynając od filarów dolnych, przy czym zabierki nie doprowadza się do górnego chodnika filarowego, lecz pozostawia się przy nim płot N (rys. 208), w którego górnej części przebija się okno lub przecinękę P dla doprowadzenia rurociągu podsadzkowego. Płot ten wybiera się z sąsiedniego wyższego filaru.

Po wybraniu nóg, a przed przystąpieniem do podsadzania buduje się w dolnym chodniku filarowym tamę podsadzkową (zawarcie). Jeżeli za-



Rys. 209. Odprowadzanie wody przez okno w tamie

warcie zbudowane jest na całą grubość pokładu, a jego upad jest mały, wtedy wodę odprowadzać można przez okno w tamie (rys. 209) zakładane deskami w miarę podnoszenia się poziomu podsadzki. Podobnie można odprowadzać wodę również i przy długiej tamie podsadzkowej (rys. 207b). Innym sposobem odprowadzenia wody, bardzo często stosowanym, jest odprowadzenie za pomocą lutni

drewnianej zakończonej pionowym kominem K (rys. 208), którego czwartą ściankę zabija się w miarę podsadzania.

3. ORGANIZACJA ROBÓT I WYDAJNOŚĆ PRACY W ZABIERKACH

Na organizację robót w zabierkach nie zwraca się dotychczas tak dużej uwagi, jak na organizację robót na ścianie, co tłumaczy się zarówno małą obsadą ludzi w przodku zabierki (2 górników i 2 lub 3 ładowaczy), jak i znacznie mniejszym stopniem jego mechanizacji. Jedną z trudności organizacyjnych jest nierównomierność pracy w poszczególnych etapach prowadzenia zabierki, a mianowicie w okresie wykonywania wdzierki urabianie i obudowa nie nadążają za ładowaniem, gdy tymczasem w okresie prowadzenia normalnego przodka zabierki, jak i w okresie wybierania nogi zwykle największą pracę mają ładowacze. Zasada regularności wymaga utrzymania wydobywania z zabierki na równym poziomie w ciągu całej dniówki, podczas gdy powszechnie spotyka się ze zjawiskiem, że na początku dniówki wydobywanie jest bardzo małe, pod koniec zaś środki transportowe z trudnością nadążają z odbiorem wydobywania.

Zasada cykliczności pracy, czyli powtarzania się czynności w regularnych odstępach czasu, jest trudna do przeprowadzenia w pojedynczych zabierkach, o wiele łatwiejsza jest natomiast, w przypadku gdy jedna i ta sama obsada obsługuje kilka zabierek.

Wydajność obsady zabierki, a więc i ilość urobionego węgla na dniówkę zależy od wielu czynników, a w pierwszym rzędzie od wysokości wyrobiska (grubości pokładu), w którym górnik pracuje, przy czym w wyrobiskach niskich, jak i bardzo wysokich wydajność górnika jest mniejsza aniżeli w wyrobiskach średnich. Średnia wydajność obsady zabierki w tonach na robotnikodniówkę wynosiła w latach ubiegłych w naszych kopalniach

$$W = 7,6 \cdot \sqrt{m} - 1,7 \cdot m \quad [111]$$

Była ona najwyższa (8,4 ton na robotnikodniówkę) przy wysokości wyrobiska około 5 m (rys. 114). Największe wydajności były wyższe o 33% od średnich obliczonych za pomocą wzoru [111], a w poszczególnych przypadkach nawet o 50%, przy czym na ogół biorąc wydajności na węglu w systemach zabierkowych z podsadzką płynną są o około 10% wyższe aniżeli w systemach z zawałem.

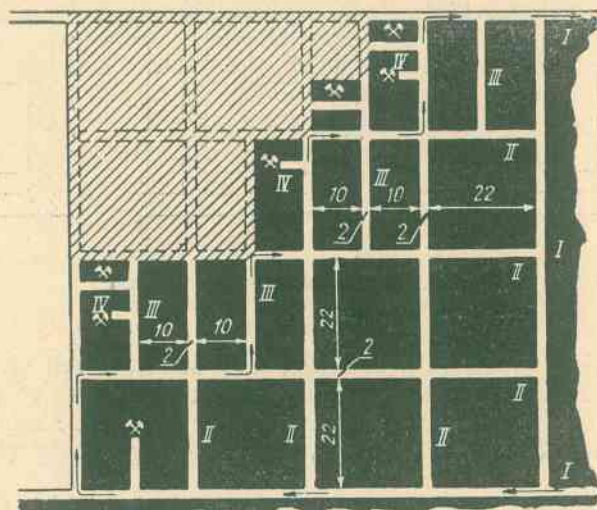
Wydajność polowa w stosunku do wydajności obsady na zabierkach (100%) wynosiła w r. 1948:

przy wybieraniu z zawałem 38,5%
 przy wybieraniu z podsadzką płynną 45%

Zależy ona głównie od stopnia wykorzystania pola, a więc od ilości zabierek obłożonych w polu.

XII. SYSTEMY KRÓTKICH (MAŁYCH) FILARÓW

Jeżeli strop pokładu jest tak słaby, że niemożliwe jest jego obnażenie nawet na tak niedużej szerokości, jaką posiada normalna zabierka, wybierać można węgiel tylko bardzo małymi względnie bardzo wąskimi odciwkami szerokości nie przekraczającej często 2 m. System wybierania w takich przypadkach sprowadza się do przeprowadzenia gęstej sieci wąskich chodników oraz do wybrania w miarę możliwości małych filarów (nóg) między poszczególnymi chodnikami. Ze względu na bardzo słaby strop



Rys. 210. System krótkich (małych) filarów

utrzymanie nawet przez krótki czas gęstej sieci chodników jest niemożliwe, dlatego też wybieranie nóg musi być przeprowadzane bezpośrednio po przebicciu chodnika.

W systemach krótkich (małych) filarów roboty przygotowawcze mogą być podzielone nie tylko na główne i drugorzędne, lecz również i na trzecio- a nawet i czwartorzędne. Główne wyrobiska przygotowawcze (I, rys. 210), dzielące pokład na pola, prowadzone są w odległości nie mniejszej jak 80 m, a wskutek tego nie mogą być utrzymywane przez czas dłuższy i służyć do odstawy urobku, przewietrzania itd.

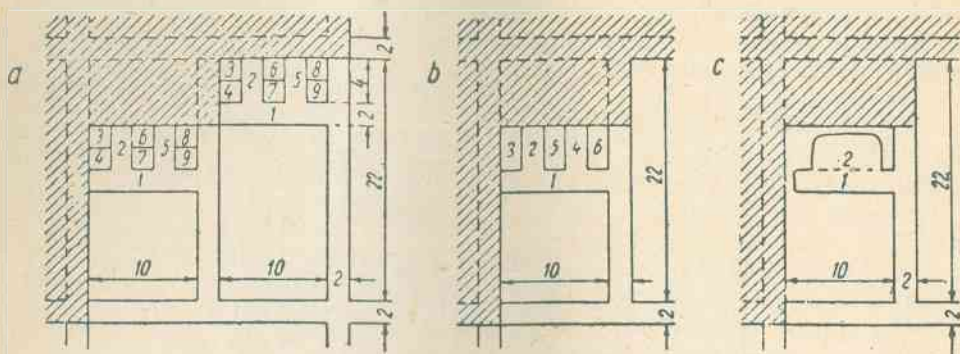
Każde pole (o wymiarach 80×80 m lub więcej) rozcina się poza tym chodnikami (II, rys. 210) na filary duże o normalnych wymiarach (przeciętnie 22×22 m). Te drugorzędne roboty przygotowawcze ze względu

na mniejszą odległość chodników muszą istnieć przez czas krótszy, a więc prowadzi się je tylko w miarę wybierania kolejnych pól.

Duże filary rozcina się chodnikami (III, rys. 210) na filary małe. Te trzyczorzędne roboty przygotowawcze ze względu na większą trudność utrzymania chodników muszą istnieć przez jeszcze krótszy czas, a więc powinny być prowadzone w miarę wybierania sąsiednich filarów dużych. Filary małe (10 × 22) powstają przez rozcięcie na dwie części filaru dużego.

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

Wybieranie pasa (rys. 211a) rozpoczyna się od przeprowadzenia krótkiego (4 m) chodnika 2, z którego następnie wybiera się nogę wąskimi (2 m) przodkami 3, 4, zaczynając od zawaliska, lub w przypadku lepszego



Rys. 211. Wybieranie małych filarów

stropu spędza się ją jednym przodkiem (rys. 221b). Jeżeli strop jest mocniejszy, pasy można wybierać na całą ich szerokość przez rozszerzenie odpowiedniego chodnika w kierunku zawaliska (rys. 211c). Eksploatację trzeba prowadzić od granic i w miarę wybierania nóg należy rabować strop na bardzo małych odcinkach.

Jak z tego wynika, przy zastosowaniu systemu krótkich (małych) filarów całe wydobywanie lub większą jego część otrzymuje się z prowadzenia bardzo wąskich (2 m, w rzadszych przypadkach szerszych) przodków. Wydobywanie z robót przygotowawczych dochodzi więc do 100%, gdyż w rzeczywistości do tej kategorii należą tu prawie wszystkie roboty z wyjątkiem wybierania nóg.

Systemy krótkich filarów były przez długi czas jedynym sposobem eksploatacji węgla brunatnych, w których stropie zalegają warstwy glin, piasków, a nawet i kurzawek. Wdarcie się piasku lub kurzawki do wyrobisk podziemnych jest w takich warunkach zjawiskiem bardzo częstym i wymaga przedsięwzięcia odpowiednich środków zapobiegawczych, a przede wszystkim uprzedniego odwodnienia nadkładu.

Z gospodarczego punktu widzenia, jak również mechanizacji urabiania systemy te nie są korzystne ze względu na dekoncentrację robót. Dlatego też w latach 1926—1927 rozpoczęto w Zagłębiu Podmoskiewskim próby wprowadzania korzystniejszych systemów wybierania, a prze-

de wszystkim systemu ścianowego. Próby te dały pożądane wyniki i obecnie system krótkich filarów stosuje się w tym zagłębiu tylko w przypadkach wyjątkowych, np. przy wybieraniu pozostałych filarów oporowych.

XIII. SYSTEMY EKSPLOATACJI POKŁADÓW GRUBYCH

Eksploatacja pokładów grubych jest na ogół bardziej skomplikowana aniżeli pokładów cienkich i średnich, zwłaszcza jeżeli są one wybierane na całą grubość bez podziału na warstwy.

Z podanych wyżej systemów tylko systemy zabierkowe, a w szczególności system ślaski, stosuje się do wybierania pokładów grubych, nie przekraczających jednak 6 — 7 m. Przy większej grubości pokładów trzeba już stosować inne systemy, a przede wszystkim systemy eksploatacji warstwami z podsadzką płynną, które w Zagłębiu Górnio-śląskim znalazły bardzo szerokie zastosowanie. W tych przypadkach gdy kopalnia nie rozporządza podsadzką płynną, wybieranie warstwami nastęcza duże trudności i zachodzi potrzeba poszukiwania innych metod, do których zaliczyć można odmiany systemów komorowych z zawałem bądź to z magazynowaniem urobku węglowego, bądź też z zastosowaniem wstecznego wybierania komory z wyrobisk przygotowawczych. Poza tym w ostatnich latach szeroko stosuje się w Zagłębiu Kuznieckim nowy system wybierania grubych i stromych pokładów metodą „tarcz ochronnych“.

1. SYSTEMY WYBIERANIA WARSTWAMI

Systemy wybierania warstwami (najczęściej 3 — 4 m) stosuje się przy eksploatacji grubych pokładów węgla. Wybieranie pokładu jako całości może być prowadzone z zawałem lub z podsadzką. W pierwszym przypadku wybieranie rozpoczyna się od warstw wyższych, w drugim zaś od niższych i przechodzi się kolejno do następnych. Obecnie wybieranie warstwami prowadzone jest w Zagłębiu Górnio-śląskim wyłącznie tylko z zastosowaniem podsadzki płynnej. Każdą warstwę wybiera się osobno jednym z opisanych wyżej systemów, przy czym do różnych warstw można stosować różne systemy, np. dolne warstwy można wybierać systemem ścianowym z podsadzką płynną, górną warstwę systemem zabierkowym z podsadzką lub bez niej.

Wybieranie warstwami stosuje się zarówno w celu możliwie czystego wyeksploatowania węgla (zmniejszenia strat), jak i w celu złagodzenia ruchu skał, zalegających w stropie pokładu. Mianowicie przez podział pokładu na cieńsze warstwy w czasie wybierania każdej z nich (z podsadzką) osiadanie stropu jest mniejsze, co w niektórych przypadkach umożliwia uzyskanie łagodnego ugięcia się stropu bez jego załamania. W ten sposób przy odpowiednich warunkach uniknąć można w ogóle załamania stropu, co byłoby wykluczone, gdyby pokład wybierano od razu na całą grubość. Pożądane jest w tym przypadku, ażeby przed przystąpieniem do wybierania następnych warstw strop w dostatecznym stopniu osiadł i uszczelnił podsadzkę w warstwach niższych. Łagodne obniżanie się skał stropowych i uszczelnienie podsadzki trwa przez mniej lub więcej długi czas, zależnie od rodzaju skał: skały o dużej plastyczności osiadają prędzej od warstw sztywniejszych. Powoduje to, że przy wybieraniu każdej następnej

warstwy osiadanie stropu w stosunku do grubości warstwy jest coraz większe. Z tego też względu dla uniknięcia załamania się stropu wskazane jest zmniejszenie grubości warstw wyższych.

O ile wybieranie warstwami ma na celu wyłącznie zmniejszenie nadmiernie dużych strat węgla, potrzeba zachowania ostrożności (zastosowanie podsadzki płynnej, zmniejszenie grubości warstw) zachodzi tylko przy wybieraniu warstw dolnych, warstwa zaś górna może być dowolnej grubości, byleby tylko możliwe było racjonalne jej wyeksploatowanie (z załamaniem lub z podsadzką) bez względu na jej wpływ na skały stropowe.

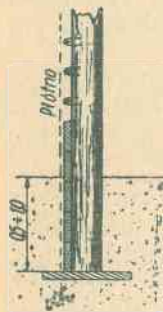
Przy wybieraniu pierwszej warstwy następuje w jej sąsiedztwie odprężenie węgla w pokładzie, a wskutek tego łatwość jego urabiania jest większa w warstwie pierwszej aniżeli w następnych. Jak wykazują obserwacje po pewnym czasie w miarę osiadania stropu i uszczelniania podsadzki naprężenia w węglu ponownie zwiększają się, jakkolwiek nie osiągają już pierwotnej swej wielkości. Następuje to wcześniej przy stropie łupkowym a później przy piaskowcowym. Opóźnienie więc w wybieraniu górnych warstw przyczynia się do ułatwienia urabiania węgla i zmniejszenia zużycia materiałów wybuchowych. Często w praktyce wybieranie każdej następnej warstwy prowadzi się po 6 — 12 miesiącach od chwili wybrania poprzedniej. Innym sposobem uniknięcia nadmiernego odprężenia węgla jest bezpośrednie wybieranie po sobie wszystkich warstw, gdyż całkowite odprężenie węgla wymaga pewnego czasu.

W niektórych przypadkach wybieranie pierwszej warstwy napotyka na duże trudności ze względu na silne tąpnięcia, które ustępują w warstwach następnych, a więc już odprężonych.

Każdą warstwę, zależnie od warunków, wybierać można jednym ze znanych systemów, a wskutek tego w każdej warstwie trzeba przeprowadzić odpowiednie roboty przygotowawcze. Ponieważ jednak dążeniem każdej kopalni powinno być ograniczenie tych robót do minimum, przeto przy projektowaniu wybierania warstwami należy dążyć, ażeby niektóre z wyrobisk przygotowawczych mogły służyć do wybierania wszystkich lub przynajmniej kilku warstw. Poza tym niektóre chodniki lub pochylnie powstać mogą z wyrobisk eksploatacyjnych przez zastosowanie odpowiedniej obudowy w podsadźce, inne znowu można prowadzić w warstwie górnej jednocześnie z prowadzeniem przodków wybierkowych w dolnej; wreszcie niektóre wyrobiska w warstwie górnej mogą powstać przez zwiększenie wysokości wyrobisk w warstwie dolnej i podsadzenie ich spodu na wysokość tej ostatniej. Istnieje tu więc dużo możliwości zmniejszenia ilości robót przygotowawczych względnie kosztów ich prowadzenia, co trzeba wziąć pod uwagę przy projektowaniu eksploatacji warstwami.

Dla ułatwienia urabiania węgla można z łatwością wykonać w górnych warstwach wrąb pod przodkiem przez odkopanie piasku lub wyplukanie go strumieniem wody.

Obudowa warstw wyższych (nad podsadzką) musi być na ogół wykonana staranniej, a to zarówno ze względu na występujące tu większe ciśnienie, jak i na obecność podsadzki w spodzie wyrobiska. Dotyczy to również budowy tam podsadzkowych, które trzeba odpowiednio zabezpieczyć od dołu dla uniknięcia podmycia tamy (rys. 212). Zjawisko



Rys. 212. Tama podsadzkowa w warstwie wybieranej po piasku

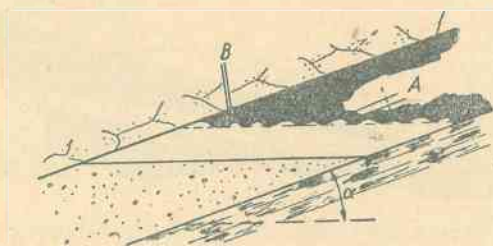
łamania stojaków w warstwach górnych, pomimo większego ruchu stropu, jest na ogół rzadsze, gdyż weiskają się one w piasek.

Podsadzanie wykonuje się w taki sam sposób jak i w warstwie I, odprowadzenie natomiast wody musi być tu staranniejsze; trzeba ją ujmować w odpowiednie ścieki lub rury, gdyż płynąca po spodzie wyrobiska woda może unosić również piasek z podsadzonej dolnej warstwy.

Podział na warstwy można przeprowadzić równoległe do uławicenia pokładu (rys. 104) lub w poprzek uławicenia płaszczyznami poziomymi (rys. 105a) lub pochyłymi (rys. 105b).

Zaletą warstw równoległych do uławicenia jest możliwość utrzymania równego stropu, możliwość do pewnego stopnia wyboru ławic mocniejszych, przez co łatwiej tu o utrzymanie piętra nad przodkiem. Przy warstwach w poprzek uławicenia konieczne jest przecinanie wszystkich ławic pokładu (większe zużycie materiałów wybuchowych); równego stropu nad wyrobiskiem nie da się tu utrzymać, bo większa tu łatwość obrywania się węgla ze stropu (A, rys. 213), a obudowa trudniejsza nie zawsze spełniać będzie należycie swoją rolę.

W przypadku nagłego załamania się stropu (np. piaskowcowego) przy wybieraniu warstwami poziomymi (B, rys. 213) zawał obejmie przede wszystkim część wyrobiska w pobliżu stropu pokładu, a więc pod tym



Rys. 213. Warstwa pozioma

względem są tu na ogół warunki korzystniejsze aniżeli przy wybieraniu warstwami równoległymi do uławicenia (np. rys. 46) i w każdym wyrobisku istnieje tu bardziej bezpieczna jego część.

Podział na warstwy pochyłe jest na ogół korzystniejszy dla odstawy za pomocą przenośników. Dlatego też (między innymi równoległe z szerokim zastosowaniem rynien) systemy warstw równoległych do uławicenia wypierają bardzo skutecznie systemy warstw poprzecznych.

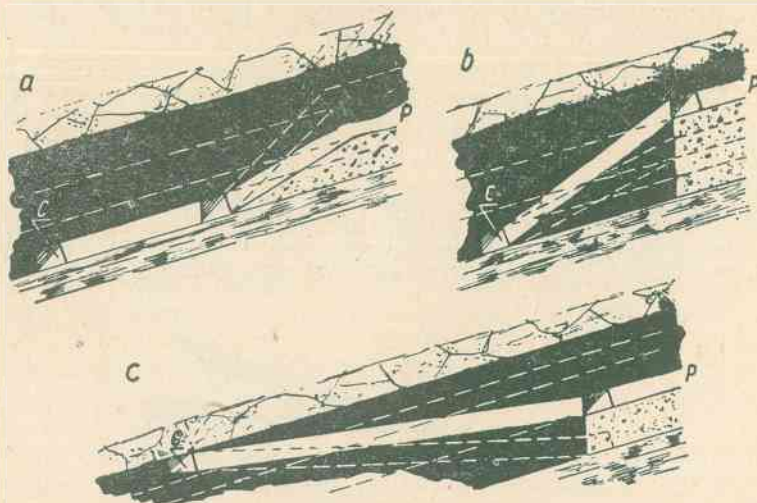
2. WYBIERANIE WARSTWAMI RÓWNOLEGLYMI DO UŁAWICENIA

Roboty przygotowawcze w warstwach wyższych prowadzi się albo po wybraniu i podsadzeniu warstw niższych, albo też w czasie ich wybierania.

Chodnik transportowy C albo pozostaje wspólny dla wszystkich lub kilku warstw (rys. 214), albo też prowadzony jest w każdej warstwie osobno (rys. 215). W tym ostatnim przypadku chodniki transportowe warstwowe mają połączenie ze wspólną główną pochylnią transportową, a prowadzi się je pojedynczo, łącząc dla przewietrzania za pomocą przecinek z chodnikami innych warstw.

Podobnie jak chodnik transportowy można wykorzystać również chodnik wentylacyjny C_1 danego piętra lub podpiętra dla przewietrzania robót we wszystkich warstwach i dla doprowadzenia do nich rurociągu podsadzkowego. Chodnik ten można prowadzić zarówno w warstwie dolnej (rys. 216a), jak i w górnej (rys. 216b). W innych przypadkach prowadzi się chodnik wentylacyjny w każdej warstwie aby go z biegiem czasu przekształcić w chodnik transportowy (rys. 215) lub odwrotnie.

Pochylnie, jeżeli są wymagane przez przyjęty system, prowadzi się zwykle w każdej warstwie. Pochylnię P prowadzi się z chodnika transpor-



Rys. 214. Wykorzystanie jednego chodnika transportowego C przy wybieraniu kilku warstw

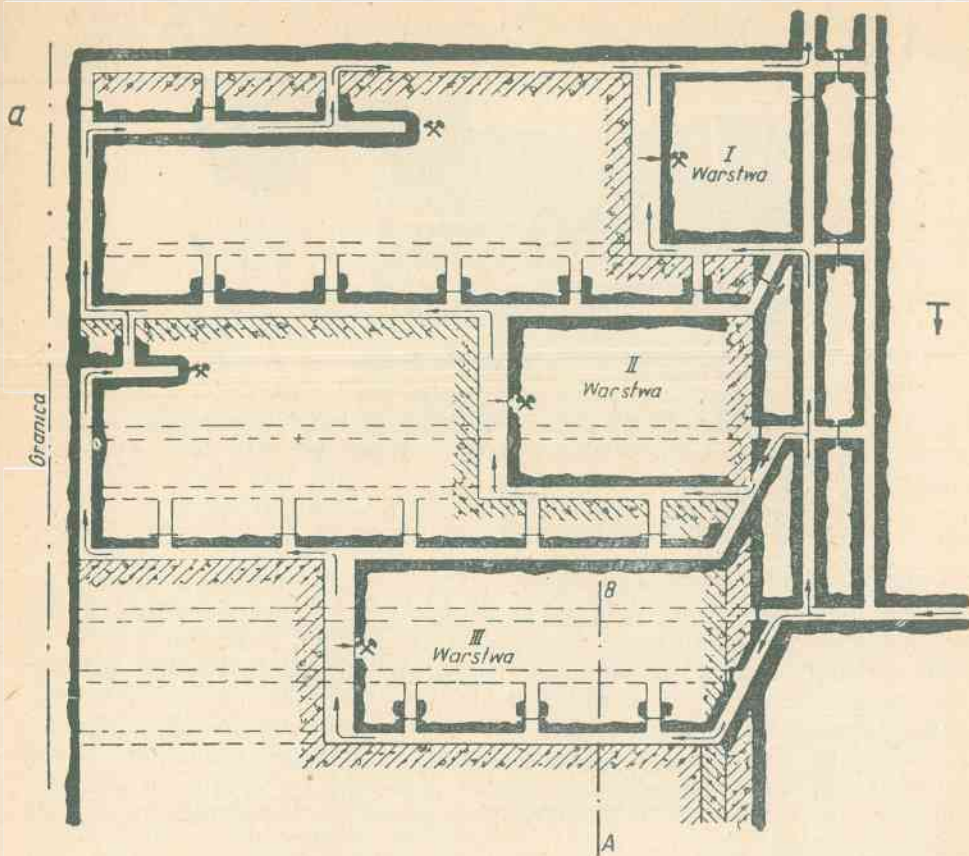
towego (rys. 214), przy czym, jeżeli chodnik ten przeprowadzony jest w innej warstwie, najbliższy do niego odcinek pochylni otrzymuje inny (większy — rys. 214b, lub mniejszy — rys. 214c) upad.

Pochylnię P w górnej warstwie prowadzi się zwykle przodkiem pojedynczym, dla wentylacji zaś w czasie jej prowadzenia wykorzystuje się starą pochylnię P_1 niższej warstwy (rys. 217a). Po przebicciu nowej pochylni likwiduje się starą przez jej podsadzenie.

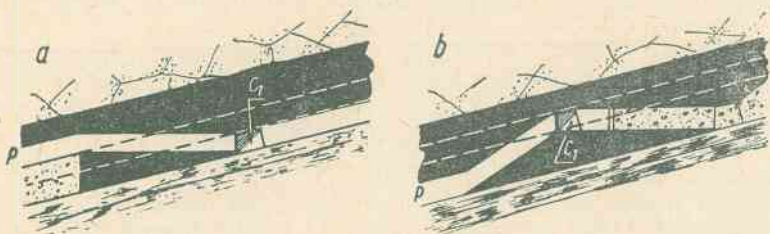
Niekiedy zamiast prowadzenia oddzielnej pochylni w każdej warstwie wybiera się węgiel w stropie pochylni na odpowiednią wysokość w warstwie następnej (rys. 217b), a następnie podsadza na wysokość warstwy dolnej.

Czasami dla zmniejszenia ilości robót przygotowawczych prowadzi się w każdej warstwie tylko pochylnie transportowe, pochylnie zaś rurowe w warstwie drugiej, dzięki czemu można ich użyć do podsadzania wyrobisk w dwóch warstwach. Chodniki rozdzielcze prowadzi się zwykle niezależnie w każdej warstwie.

W każdym polu można jednocześnie wybierać kilka warstw, co jednak zwykle w dużej mierze komplikuje zarówno prowadzenie robót przygotowawczych, jak i wszystkich innych czynności. Z tego też względu

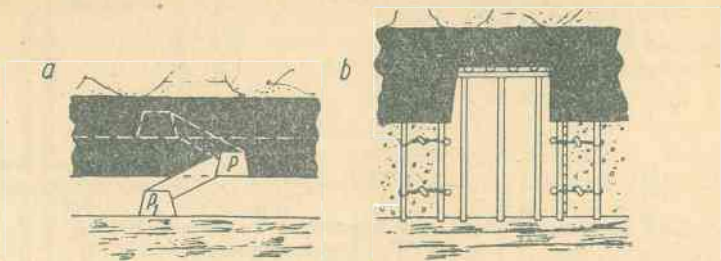


Rys. 215. Przykład wybierania pokładu na trzy warstwy



Rys. 216. Wykorzystanie jednego chodnika wentylacyjnego przy wybieraniu kilku warstw

jak również ze względu na korzyści, jakie daje wybieranie warstw wyższych dopiero po odpowiednim obniżeniu się stropu i uszczelnieniu pod-



Rys. 217. Wykonanie pochylni w warstwie wyższej

sadzki w warstwie dolnej, zwykle do wybierania każdej następnej warstwy przystępuje się po całkowitym wybraniu i podsadzeniu w danym polu warstwy poprzedniej.

3. WYBIERANIE WARSTWAMI W POPRZEK UŁAWICENIA

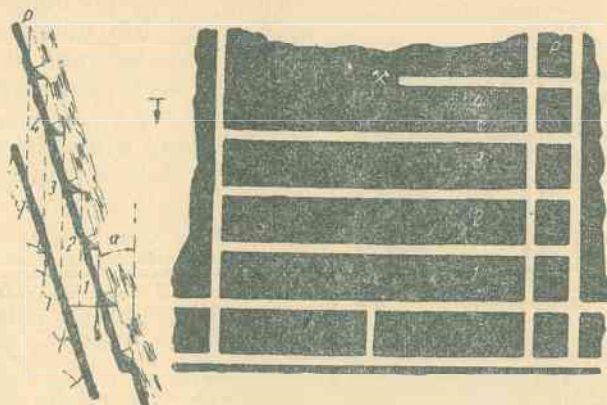
Wybieranie warstwami w poprzek uławicenia w odmianie warstw poziomych stosowane jest w naszym zagłębiu stosunkowo rzadziej aniżeli wybieranie warstwami równoległymi do uławicenia. Niemniej jednak system ten daje również dobre wyniki, a przy wybieraniu resztek pól, filarów oporowych itp. jak również pokładów stromych, jest on w niektórych przypadkach najodpowiedniejszy. Wybieranie warstwami poziomymi prowadzi się obecnie z podsadzką płynną, system ten umożliwia jednak również zastosowanie podsadzki suchej, a nawet wybieranie z zawałem. Odmiany te stosowano w dawniejszych latach w kopalniach rejonu dąbrowskiego.

1. *Roboty przygotowawcze* muszą być prowadzone w każdej warstwie. Zwykle wystarcza przeprowadzenie w każdej warstwie jednego chodnika „warstwowego”. Chodniki warstwowe stanowią tu więc główne roboty przygotowawcze i prowadzi się je ze wspólnej pochylni P. Odległość pionowa między chodnikami (grubość warstwy) wynosi 3 — 4, rzadziej do 5 m. Chodniki warstwowe można prowadzić po spągu pokładu (rys. 218), w jego środku (rys. 219a) lub pod stropem (rys. 219b).

Najprościej rozwiązuje się system, gdy chodniki wypadają przy spągu pokładu (rys. 218): zarówno prowadzenie chodników górnych jak i transport w nich urobku może odbywać się bez przeszkód nawet w czasie wybierania sąsiednich niższych warstw. Umożliwia to jednoczesne wybieranie kilku warstw w tym samym polu.

Jeżeli pokład jest bardzo gruby lub posiada mały upad, odległość pozioma między spągiem a stropem jest duża, co wymagałoby np. przy systemie zabierkowym prowadzenia z chodnika po spągu bardzo długiej zabierki. O ile warunki (duże ciśnienie, słaby węgiel) na to nie pozwalają, prowadzi się chodniki warstwowe w środku pokładu (rys. 219a). Umożliwia to wybieranie warstwy krótszymi zabierkami, prowadzonymi w obie strony chodnika w kierunku stropu i spągu. Sposób ten ma jeszcze tę korzystną stronę, że w pokładach pofałdowanych da się tu uniknąć nagłych skrętów chodnika (ze względu na odstawę) bez konieczności drą-

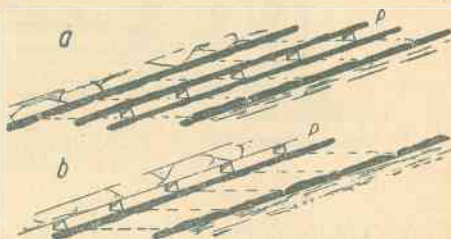
żenia go miejscami w skale płonnej, co byłoby nieuniknione w przypadku chodników po spagu lub pod piętem. Ujemną stroną chodników w środku pokładu jest to, że wypadają one bezpośrednio nad wyrobiskami eks-



Rys. 218. Prowadzenie chodników warstwowych po spagu pokładu.

ploatacyjnymi niższej warstwy, a wskutek tego każdy chodnik warstwowy musi być przeprowadzony wcześniej, jeszcze przed rozpoczęciem wybierania warstwy poprzedniej, lub też prowadzony jednocześnie z eksploatacją tej warstwy przez wykonywanie odpowiedniej wdzierki. Poza tym niemożliwe jest tu prowadzenie jednoczesnego wybierania kilku warstw w tym samym polu.

Chodniki pod stropem pokładu (rys. 219b) przy wybieraniu z podszadką posiadają ujemne strony chodników po spagu i w środku pokładu, nie dając w zamian korzyści tych drugich (prowadzenie zabierek w obie strony). Sposób ten może być usprawiedliwiony w przypadku bardzo słabego węgla i mocnych skał stropowych, kiedy utrzymanie chodników w węglu natrafia na duże trudności. W przypadku natomiast wybierania z zawalem, które prowadzi się w każdej następnej warstwie pod zawaliskiem warstwy wyższej, prowadzenie chodników pod stropem staje się konieczne.

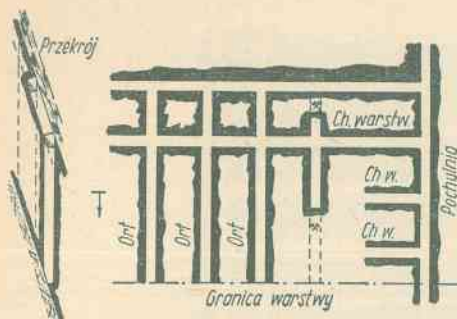


Rys. 219. Prowadzenie chodników warstwowych

Jeżeli upad pokładu jest duży, sąsiednie chodniki warstwowe wypadają bezpośrednio nad sobą, a pozostawiony między nimi węgiel może być łatwo zgnieciony, co grozi zawałami. W tym przypadku należy:

1. albo zwiększyć grubość warstwy,
2. albo zmniejszyć przekrój chodników,
3. albo też zaniechać wcześniejszego rozcięcia pola chodnikami i prowadzić je (jeden lub dwa) tylko w miarę postępu przodka eksploatacyjnego, ograniczając jednocześnie ilość na raz wybieranych warstw do jednej lub dwóch.

Oprócz chodników warstwowych, a więc głównych robót przygotowawczych w warstwach, może zachodzić potrzeba przeprowadzenia drugorzędnych chodników poziomych w poprzek pokładu (rys. 220), czyli tzw. „ortów“. Orty podobnie jak chodniki filarowe lub dowierzchnie dzielą każdą warstwę na filary, a więc w swej istocie powstaje wtedy system filarowy.



Rys. 220. Drugorzędne roboty przygotowawcze w warstwie

Niekiedy prowadzi się w każdej warstwie dwa chodniki warstwowe (rys. 230). W innych przypadkach unika się w ogóle chodników warstwowych, prowadząc w pewnych odstępach po dwie pochylnie — po spągu i pod stropem — połączone z sobą w każdej warstwie za pomocą ortów (rys. 221).

Gdyby zachodziła potrzeba, można naturalnie z ortów prowadzić dalsze, już trzeciorzędne roboty przygotowawcze i otrzymać podział warstwy na filary krótkie.

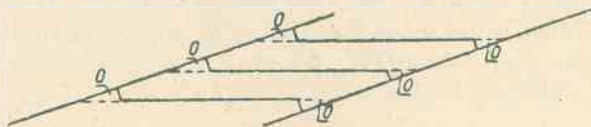
2. Wybieranie każdej warstwy może być prowadzone jednym ze znanych systemów. Dla uniknięcia wybierania w każdej warstwie wąskich



Rys. 221. Uniknięcie potrzeby prowadzenia chodników warstwowych

klinów węgla O (tzw. „zera“) przy stropie i spągu pokładu (rys. 222), bierze się je przy wybieraniu warstw sąsiednich.

a. Wybieranie z podsadzką płynną prowadzi się w każdym piętrze zaczynając od warstw najniższych systemem ubierkowym lub zabierko-

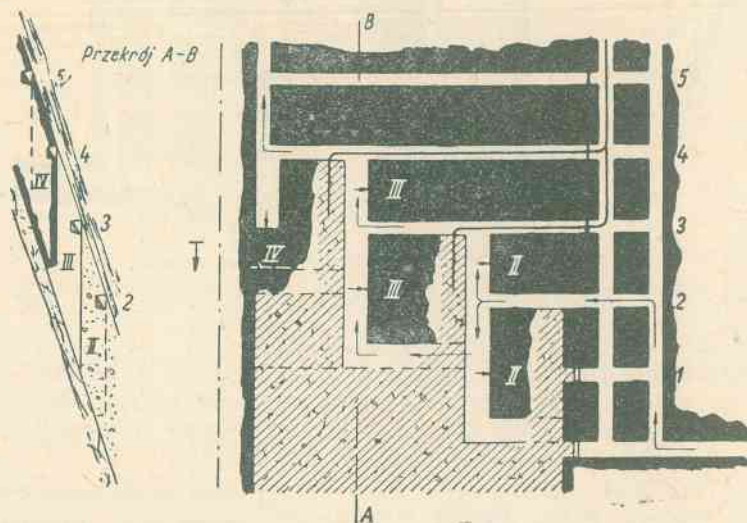


Rys. 222. Wybieranie klinów pokładu („zer“) z warstw sąsiednich

wym, przy czym w razie konieczności pozostawienia przy chodniku piętrowym filaru oporowego ogranicza się go płaszczyzną pionową (rys. 228) lub pod kątem załamania się skał (około 70° podobnie jak na rys. 231). Pierwsze i ewentualnie ostatnie warstwy otrzymuje się wobec tego niepełne, krótsze.

Rozpatrzmy przede wszystkim sposoby wybierania, gdy chodniki warstwowe prowadzi się po spągu pokładu.

Przy wybieraniu systemem ubierkowym (ścianowym) prowadzi się długi przodek, zajmujący całą szerokość warstwy (rys. 223). W miarę posuwania się ściany buduje się wzdłuż niej długą tamę podsadzkową; rurociąg doprowadza się z chodnika warstwy wyższej, a wodę odprowadza chodnikiem tej samej warstwy. Chodnik ten służy jednocześnie do transportu urobku ze ściany do pochylni. Przewietrzanie jest na ogół dobre: główny prąd powietrza w warstwie płynie wprawdzie między chodnikami warstwowymi w spągowej części ściany, część jednak powietrza kieruje się w stronę stropu i przez niepodsadzone „zero” O (rys. 223) dostaje się do ściany w warstwie następnej. W polu można wybierać jednocześnie kilka warstw, zachowując pewną odległość (co najmniej 15



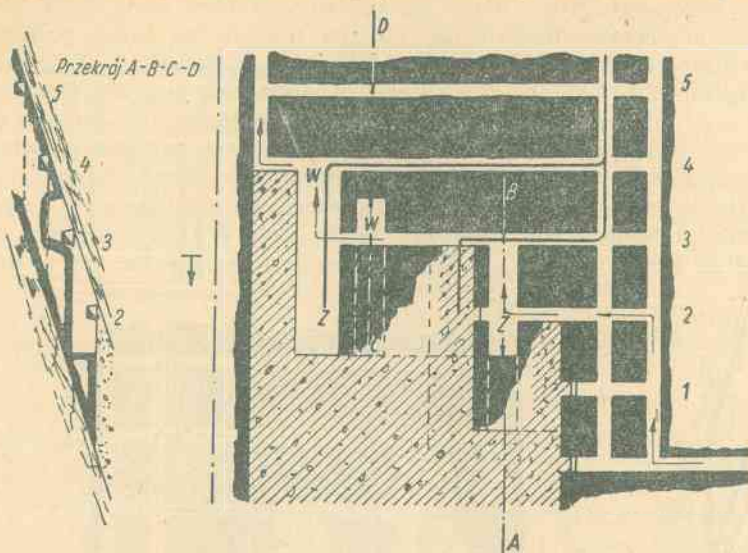
Rys. 223. Wybieranie warstw poziomych systemem ubierkowym

do 20 m) między przodkami ścianowymi. Na jednej z kopalń (Modrzejów) przy tym systemie wybierania były następujące wydajności: górnika 19, ładowacza 15, obsady ściany 7, całego pola 5,3 t/robotnikodniówkę.

Przy wybieraniu systemem ubierkowym pod mocnym piaskowcem mogą następować okresowe załamania się stropu i zawały wzdłuż przodka. Zdarzają się one przede wszystkim w przystropowej części ściany B (rys. 213). Pod tym względem pewniejsze są systemy zabierkowe (rys. 224).

Przy systemie zabierkowym (długie zabierki) w pierwszym rzędzie musi być zapewniony przepływ powietrza w warstwie. W tym celu wykonuje się wdzierkę W (rys. 224) do chodnika w warstwie wyższej, po czym prowadzi się właściwą zabierkę Z w kierunku do stropu pokładu. Po wykonaniu zabierki wybiera się nogę, stawia się w chodniku danej warstwy tamę podsadzkową (zawarcie) T i podsadza się jak w systemie ubierkowym. W kopalniach gazowych, dla uniknięcia gromadzenia się gazu przy robieniu wdzierki draży się przed przystąpieniem do niej z wyż-

szego chodnika warstwowego krótki ort (rys. 225), przebijając się zeń do niższego chodnika warstwowego. Robotę prowadzi się z góry, a więc gaz jako lżejszy od powietrza może odpłynąć. Ażeby w wybieranej warstwie

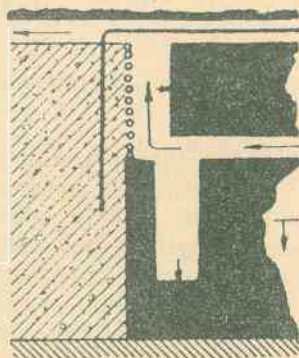


Rys. 224. Wybieranie warstw poziomych systemem zabierkowym

mógł istnieć ruch powietrza nawet po podsadzeniu wybranej zabierki i przed uzyskaniem połączenia za pomocą wdzierki, stosuje się kombinowany sposób wybierania warstwy, a mianowicie część przyspagową (między chodnikami warstwowymi) wybiera się na ubierkę (lub zabierkami bez nogi), w kierunku zaś stropu, gdzie przede wszystkim mogą zagrażać zawaly, prowadzi się zabierkę z nogą (rys. 226). Odstęp przodków eksploatacyjnych w sąsiednich warstwach wynosić powinien co najmniej dwukrotną szerokość zabierki. Na wspomnianej wyżej kopalni przy systemie zabierkowym (szerokość zabierki



Rys. 225. Wykonanie wdzierki w pokładach gazowych

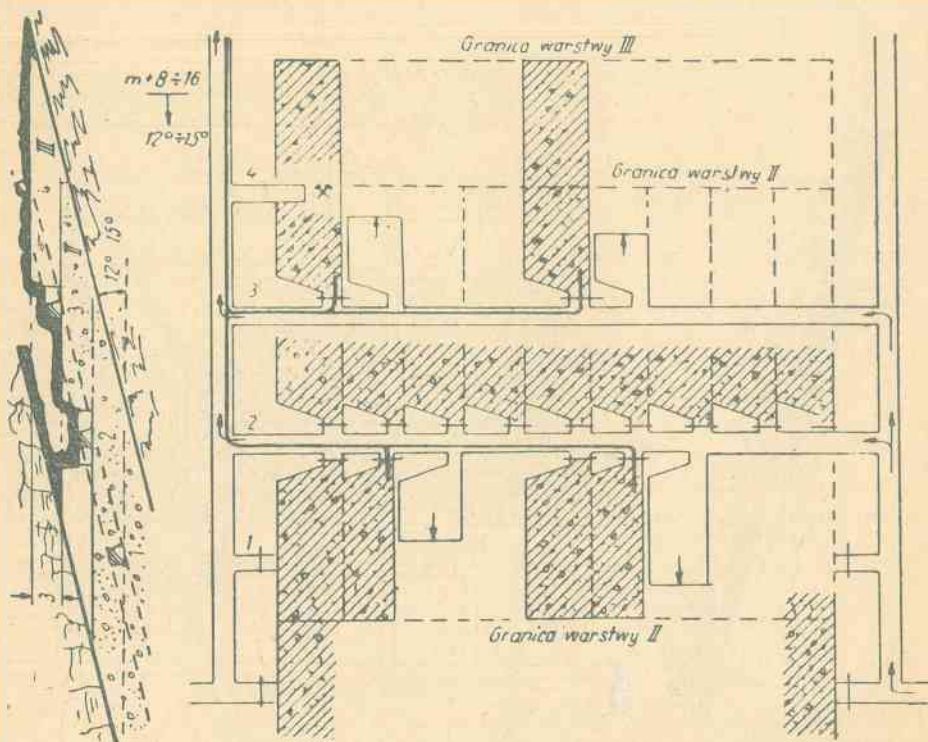


Rys. 226. Kombinowany system wybierania warstwy poziomej

5—6 m, nogi 3—4 m) otrzymywano wydajności: górnik 15, ładowacza 15, obsady zabierki 6,2, całego pola 4,9 t/robotnikodniówkę. Wydajność jest więc nieco niższa od wydajności przy systemie ubierkowym.

Jeżeli ze względu na znaczną długość zabierek lub trudność utrzymania chodników po spagu prowadzi się je w środku pokładu, wybieranie zabierek odbywa się w stronę spagu i stropu pokładu. Ponieważ chodnik wyższej warstwy przebiega bezpośrednio nad zabierkami warstwy niższej, przeto można go prowadzić albo po wybraniu i podsadzeniu tej ostatniej, albo przed przystąpieniem do jej wybierania.

W pierwszym przypadku (rys. 227) dla zachowania ciągłości eksploatacji wybiera się i podsadza zabierki przede wszystkim od chodnika warstwowego w kierunku spagu pokładu. Umożliwia to już prowadzenie chodnika warstwy wyższej w ślad za wybieraniem warstwy niższej. Po wybraniu zabierek do spagu przystępuje się do prowadzenia ich w kierunku



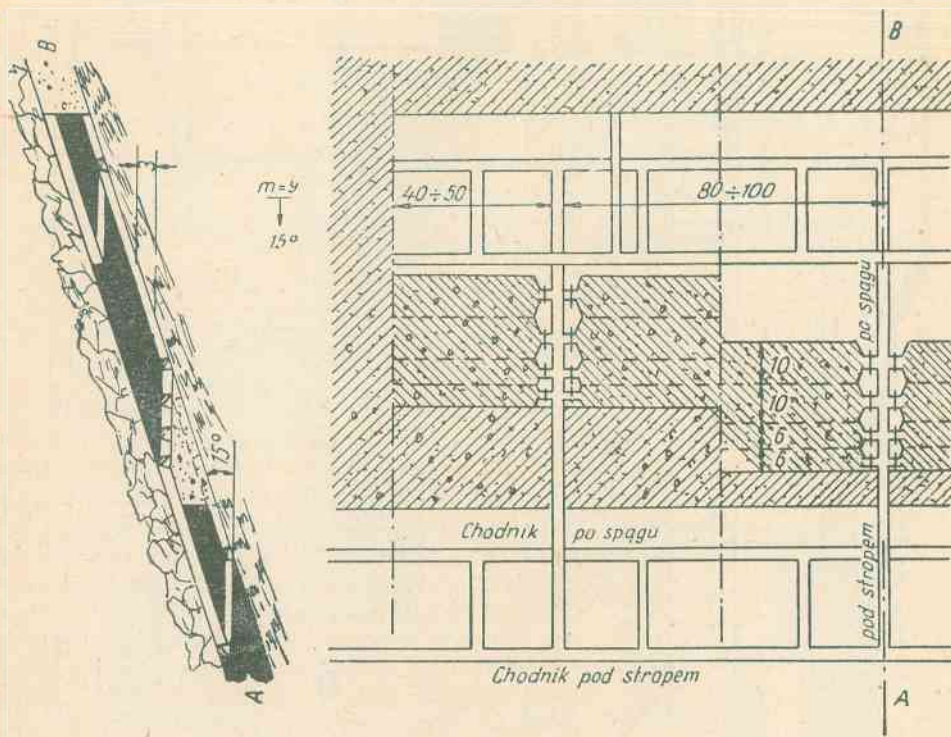
Rys. 227. Wybieranie warstwy poziomej z chodnika w środku pokładu

stropu. Zwiększenie koncentracji robót w polu uzyskuje się przez jednoczesne obsadzenie kilku zabierek z tego samego chodnika warstwowego. Chodnik ten służy do przewozu, przewietrzania i podsadzania zabierek, a więc dla jego zachowania rozpoczyna się zabierki wąskimi wcinkami o długości 3 — 5 m. Wąska wcinka utrudnia przewietrzanie zabierki przez dyfuzję, a wskutek tego przy większej długości zabierek trzeba tu stosować lutnie z wentylatorami. Filar oporowy przy chodniku warstwowym wybiera się podczas jego likwidacji odcinkami 10 — 20 m posuwając się przodem po rozciągłości w stronę starych zrobów. Urabianie w zabierkach w stronę stropu jest tu znacznie trudniejsze, a zużycie materiałów wybuchowych znacznie większe aniżeli w zabierkach w stronę spagu (więk-

sze ciśnienie, częste tapania). Należy nadmienić, że w kopalni stosującej ten system (kopalnia Juliusz) strop był piaskowcowy, w spągu natomiast zalegał łupek.

Ponieważ zauważono w kopalni, że przy prowadzeniu zabierek w kierunku rozciągłości pokładu zmniejsza się zużycie materiałów wybuchowych, piętro zaś w zabierkach lepiej się utrzymuje, gdyż wszystkich warstw się nie przerywa, przeto łącznie z projektem zastosowania odstawy rynnowej wprowadziła kopalnia system wybierania pokazany na rys. 228.

W systemie tym w każdej warstwie zamiast chodników warstwowych prowadzi się co 80 — 100 m orty łącząc nimi pochylnię pod stropem i po-

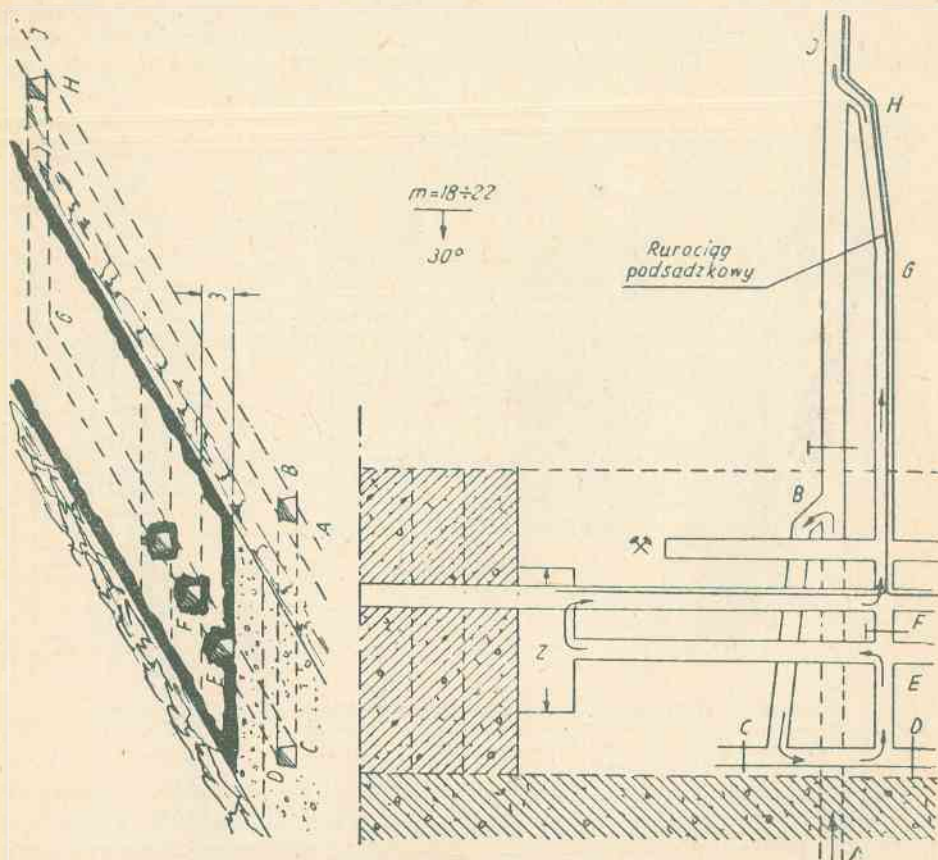


Rys. 228. Wybieranie warstwy poziomej zabierkami po rozciągłości

chylnię po spągu. Zabierki prowadzi się w obie strony od ortu; ich długość wynosi 40 — 50 m. Rozpoczyna się je krótką (3 — 5 m) wcinką. Szerokość zabierek w pobliżu spągu wynosi 10 m, w pobliżu stropu 6 m. Tłumaczy się to trudniejszymi warunkami utrzymania zabierek przy stropie pokładu (rys. 213). Po wybraniu i podsadzeniu zabierek wybiera się filar oporowy wzdłuż ortu, przybierając jednocześnie 1 m węgla w piętrze nad ortem. Tworzy się w ten sposób chodnik nad podsadzką o wysokości 1 m; po przybraniu w nim piętra powstaje ort w następnej wyższej warstwie. Dolną część pochylni po spągu likwiduje się (podsadza), a jednocześnie przedłuża się pochylnię odstawową pod stropem.

Inne rozwiązanie systemu wybierania, w którym chodniki warstwowe prowadzi się w środku pokładu, pokazano na rys. 229 (kopalnia Kazimierz).

Ze względu na trudność utrzymania chodników w pokładzie (silne tąpnięcia, łatwa samozapalność węgla) chodniki oraz pochylnie główne prowadzi się w kamieniu pod pokładem. Od pochylni w kamieniu przebija się do pokładu krótkie przecznice *BC* i *HG* (rys. 229), które łączą się ze sobą za pomocą pochylni *DG* w środku pokładu. Od pochylni tej w obie

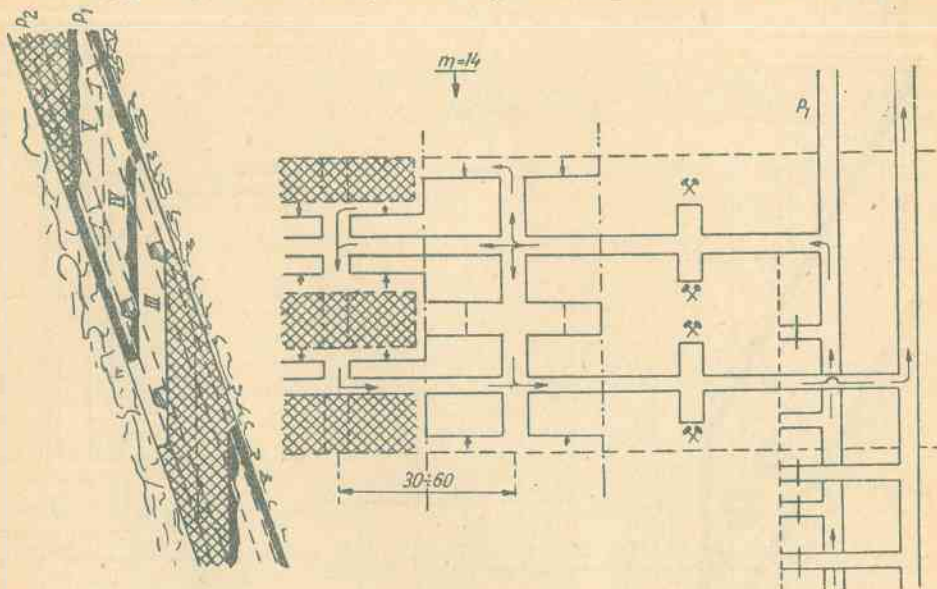


Rys. 229. Wybieranie warstwami poziomymi przy większym nachyleniu pokładu

strony prowadzą chodniki warstwowe. W polu wybiera się tylko jedną warstwę, w której pędzi się jednocześnie cztery zabierki szerokości 8 — 12 m, tzn. na każdym skrzydle po dwie zabierki (jedną w kierunku stropu, drugą w kierunku spągu pokładu). Jednocześnie z wybieraniem warstwy n -tej musi się prowadzić chodnik w warstwie $(n + 2)$ -ej, aby po przejściu z eksploatacją do warstwy $(n + 1)$ -ej gotowy był chodnik warstwowy w warstwie nad nią położonej dla obiegu powietrza. Transport odbywa się chodnikiem warstwowym *ZE*, pochylnią w pokładzie *ED*, chodnikiem warstwy niższej *DC*, mającym połączenie *CB* z pochylnią w kamieniu *BA*, wreszcie tą ostatnią do chodnika podstawowego. Dla

uproszczenia transportu i uniknięcia opuszczania urobku w pochylni *ED* można z tą pochylnią łączyć co trzeci chodnik warstwowy za pomocą krótkich przecznic *CB*. Przecznica (przecinka) taka przez przybierkę stropu i częściowe podsadzenie służy dla trzech warstw. Po wybraniu zabierki oraz po postawieniu tamy podsadzkowej w chodniku warstwowym doprowadza się rury tudzież podsadza z bezpośrednio wyższego chodnika warstwowego.

b. *Wybieranie z podsadzką suchą* stosowano u nas w latach dawniejszych. Z powodu dużej ściśliwości podsadzki suchej osiada i łamie się masa węgla znajdującego się nad podsadzką, czego nieuniknionym następstwem są pożary. Dla zmniejszenia tego niebezpieczeństwa oraz dla mo-



Rys. 230. Wybieranie warstwami poziomymi z podsadzką suchą

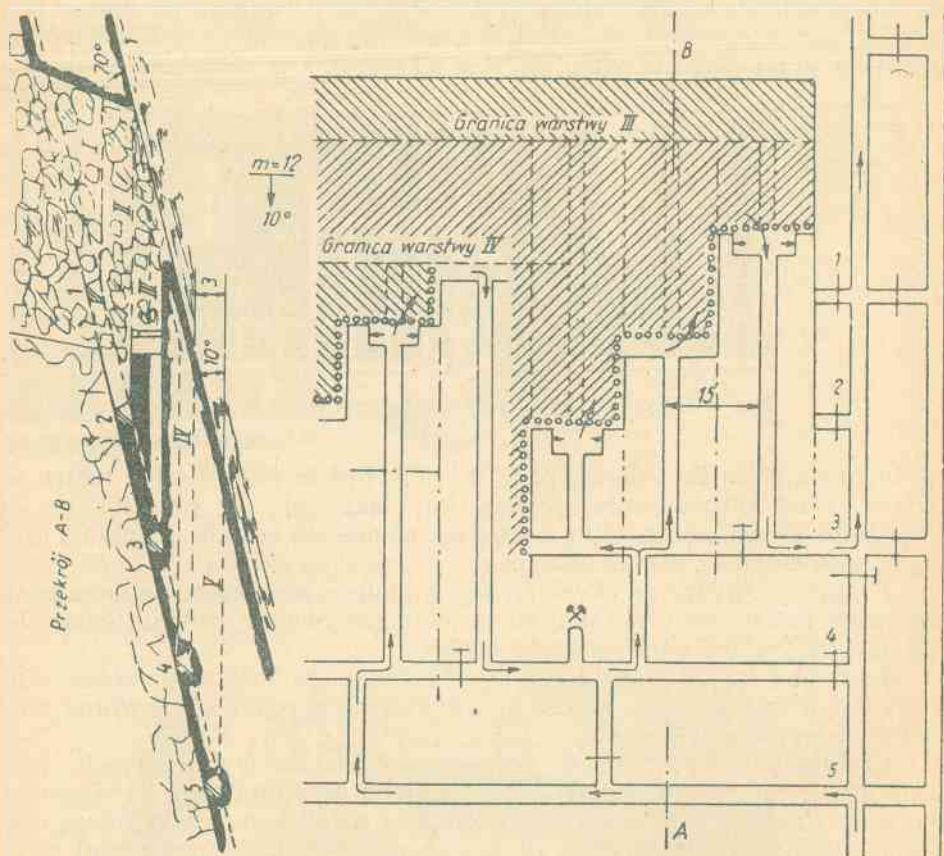
żliwie szybkiego wybrania calizny nad podsadzką stosowano podział na podpiętra obejmujące kilka warstw.¹⁾ W każdym podpiętrze wybiera się warstwy począwszy od dolnych, podpiętra natomiast począwszy od górnych.

Przy niedużym upadzie i grubości 14 m eksploatowano pokład w ten sposób, że od pochylni *P*₁ (rys. 230), prowadzonej w pobliżu spągu, i *P*₂ w pobliżu stropu pokładu, drążono w każdej warstwie po dwa chodniki warstwowe, od nich zaś co 30 — 60 m orty (4 m). Po dojściu ortów do zera rozszerzano je na boki i wybierano filary między ortami na ubierkę, prowadząc przodki od spągu, stropu i ze środka pokładu w kierunku obu chodników warstwowych. Jest to więc *system filarowy ubierkowy*. Transport podsadzki i urobku odbywał się tą samą drogą. Górną warstwę w tym systemie można wybierać dopiero po wybraniu warstwy dolnej.

¹⁾ Przy upadzie 20 — 40° łączono po trzy warstwy w podpiętro, przy upadzie 5 — 8° liczba warstw była większa i wynosiła 6 — 8.

c. Wybieranie z zawalem stosowane było również w dawniejszych latach na terenie naszego zagłębia.

Chodniki warstwowe prowadzono pod stropem pokładu (rys. 231); wybieranie rozpoczynano od warstwy górnej. Z chodnika warstwowego co 15 m drążono niskie orty po spodzie warstwy do spągu pokładu i dalej po spągu aż do zawaliska. Wybierano wąskimi (3 m) zabierkami bez nogi. Jest to więc *system filarowy zabierkowy*. Przed rabowaniem na spodzie zabierki układano podłogę z desek, która, będąc podparta, przy wybieraniu warstwy dolnej utrzymywała na sobie zawalisko.



Rys. 231. Wybieranie warstwami poziomymi z zawalem

Największe ciśnienie występuje w tego rodzaju systemie w zabierkach przy spągu pokładu, położonych pod zawaliskiem. W tych miejscach stosowano wyjątkowo mocną obudowę (np. czasami wiązano z sobą drutem po cztery stojaki).

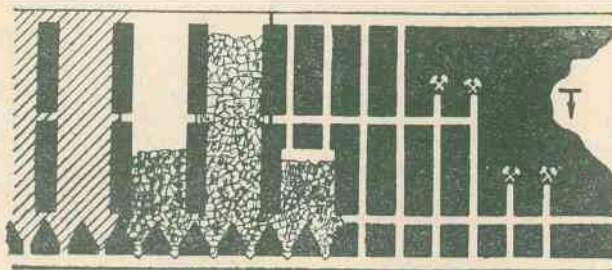
Zabierki z poszczególnych ortów tej samej warstwy można prowadzić jednocześnie w pewnych odstępach (nie mniejszych od szerokości 1 — 2 zabierek). W miarę posuwania się robót w warstwie wyższej przygotowuje się następną niższą.

4. SYSTEMY KOMOROWE Z MAGAZYNOWANIEM WĘGLA

Przy eksploatacji grubych i stromych pokładów stosuje się niekiedy systemy komorowe z magazynowaniem węgla. Systemy te są znacznie częściej stosowane przy eksploatacji rud.

Komory wybiera się po wzniesieniu (rys. 232), a równocześnie z tym pozostawia się w komorze urobek, który chwilowo spełnia rolę podsadzki.

Przy grubości pokładu do 10 m chodnik transportowy prowadzi się po spągu pokładu, przy większej grubości daje się dwa chodniki transportowe — po spągu i pod stropem. Od chodnika transportowego prowadzi się dowerzchnie, których celem jest umożliwienie dojścia do miejsc pracy i ich przewietrzanie. Na każdą komorę przypadają dwie dowerzchnie prowadzone po spągu w odległości 4 m od siebie, a w pokładach grubszych



Rys. 232. System komorowy z magazynowaniem węgla.

od 10 m daje się dodatkową parę dowerzchni w odległości 1 metra od stropu. Przy prowadzeniu dowerzchni łączy się je przecinkami co 10 — 15 m. Dowerzchniom i przecinkom nadaje się kształt sklepiony, przy czym wykonuje się je bez obudowy.

Po przeprowadzeniu dowerzchni w dolnej ich części wykonuje się lejkwate rozszerzenie dla przyszłego wyładowywania urobku. Ściany lejków powinny mieć nachylenie 50 — 65°.

Szerokość komór przyjmuje się 8 — 12 m, grubość nóg między nimi 3 — 3,5 m. Dla uniknięcia zawałów w komorach przodki ich powinny mieć kształt sklepienia.

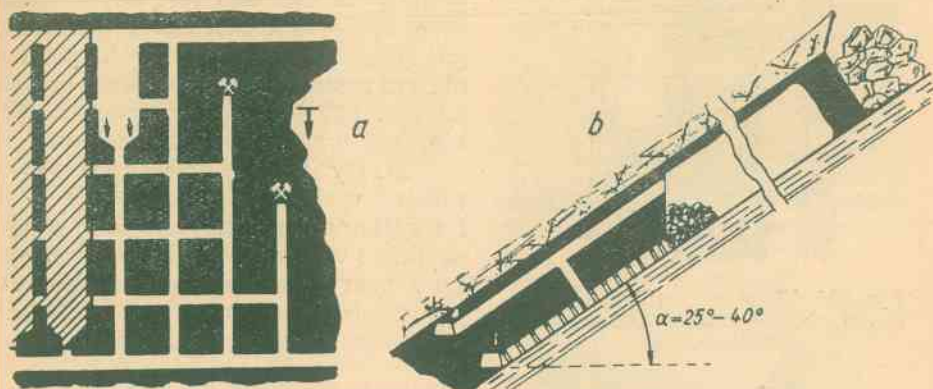
Urabianie odbywa się za pomocą materiałów wybuchowych, przy czym otwory strzałowe o głębokości 1,6 — 1,8 m wierce się z dowerzchni. Nie należy pozostawiać węgla przy stropie i spągu komory. W miarę urabiania część węgla wypuszcza się z leja, aby wysokość przestrzeni roboczej (odległość od przodka do urobku) nie przekraczała 1,5 — 1,8 m. W czasie wypuszczania węgla z komory zabrania się przebywania w niej ludziom. Po wyeksploatowaniu komory stawia się tamy we wszystkich wyrobiskach mających połączenie z komorą i wypuszcza z niej urobek. Zawał następuje albo bezpośrednio po wypuszczeniu urobku, albo też po upływie pewnego czasu, zależnie od własności skał stropowych.

System komorowy z magazynowaniem węgla można stosować przy wybieraniu pokładów stromych o grubości 6 — 14 m zalegających między mocnymi skałami, a zwłaszcza stropowymi. Węgiel powinien być mocny i bez szczelin. Straty węgla wynoszą 35 — 40%. Systemu tego nie należy stosować w pokładach węgla skłonnych do samozapalenia.

Dla zmniejszenia strat węgla zaproponowano we wschodnich rejonach ZSRR następującą odmianę systemu komorowego z magazynowaniem: Po wykonaniu dowerzchni szerokości 1,5 — 2 m i wysokości równej grubości pokładu wypełnia się je betonem dostarczonym chodnikiem wentylacyjnym. Po jego stwardnieniu powstają betonowe filary, między którymi węgiel wybiera się systemem komorowym z magazynowaniem urobku.

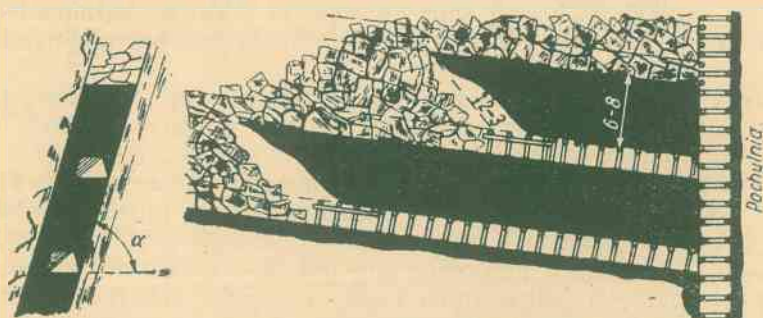
5. WSTECZNE WYBIERANIE FILARÓW Z WYROBISK PRZYGOTOWAWCZYCH

Omawiany system zapożyczony został z eksploatacji rud. Charakteryzuje się on tym, że urabianie (strzelanie) węgla odbywa się tu z wyrobiska przygotowawczego, do którego węgiel zsuwa się po swym odstrze-



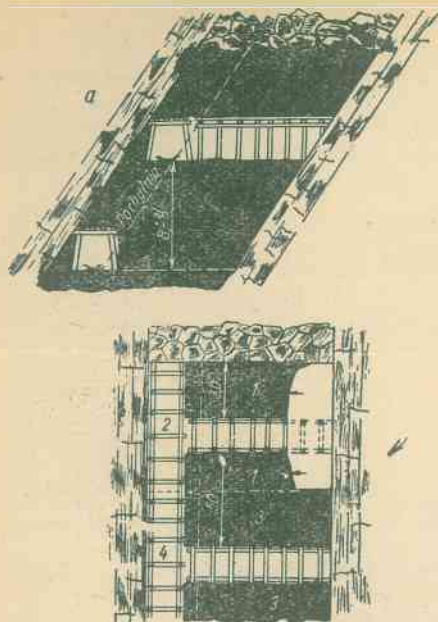
Rys. 233. Wsteczne wybieranie filarów węglowych z dowerzchni

leniu; obudowy w przodku eksploatacyjnym nie stawia się, a wskutek tego w miarę postępu eksploatacji następuje zawał skał stropowych i zanieczyszczenie urobku skałą płonna.



Rys. 234. Wsteczne wybieranie filarów węglowych z chodników eksploatacyjnych (filarowych)

System ten stosuje się przy wybieraniu grubych i stromych pokładów, przy czym, jeżeli upad jest średni (25 — 40°), filary można wybierać z dowerzchni normalnych, przy upadzie większym z dowerzchni lub przecinek przekątnych względnie z chodników filarów.



Rys. 235. Wsteczne wybieranie filarów węglowych z chodników warstwowych

Na rys. 233 przedstawiono sposób wybierania filarów węglowych z dowierzchni. Wybiera się tu filar (komorę) szerokości 6 — 8 m; grubość pozostawionych nóg wynosi 2—2,5 m. Dla zabezpieczenia ludzi buduje się w dowierzchni przed rozpoczęciem wiercenia otworów strzałowych zawarcie ze stojaków około 2,5 m od wejścia do komory.

Inne odmiany tego systemu przedstawiają rys. 234 i 235. System podany na rys. 233 jest odpowiednikiem systemu komorowego podłużnego; system na rys. 234 — odpowiednikiem systemu poprzecznego; system na rys. 235 — odpowiednikiem wybierania warstwami poziomymi.

Straty węgla przy tych systemach wybierania, podobnie jak i z systemem magazynowania węgla, są duże i wynoszą 40—50%; w związku z tym powstaje poważne niebezpieczeństwo pożarów w pokładach skłonnych do samozapalenia.

6. SYSTEM TARCZOWY

W ostatnich czasach opracowano (Czinakał) na terenie Zagłębia Kuznieckiego system eksploatacji stromych pokładów, zwany systemem tarczowym. Zasada tego systemu polega na wybieraniu piętra o pochylej wysokości około 80 m filarami poprzecznymi po upadzie pod osłoną specjalnej tarczy, na której spoczywa zawał i która stopniowo opuszcza się w miarę wybierania filaru. Tak więc tarcza jest pewnego rodzaju ruchomą obudową w miejscu pracy.

Tarcza składa się z 3, 4 lub 5 sztywnych sekcji połączonych z sobą w kierunku rozciągłości za pomocą giętkiej więźby (linami). Długość każdej sekcji tarczy wynosi 5 m (lub 6 m), a wskutek tego łączna długość tarczy (szerokość wybieranego filaru) może wynosić 15, 20 lub 25 m; grubość nogi między filarami 2 m. Szerokość tarczy musi być równa grubości pokładu. W pokładach grubości do 6 m stosuje się tarcze pojedyncze, w pokładach grubszych podwójne lub potrójne połączone z sobą linami. Jeżeli przy tarczach podwójnych każdy z rzędów sekcji ma inną szerokość, rząd sekcji szerszych umieszcza się od strony spagu pokładu. Przy wybieraniu pokładu warstwami równoległymi do uławicenia, między którymi występuje przerost, tarcze nakrywających poszczególne warstwy nie łączy się z sobą. Wyższa warstwa wyprzedza w tym przypadku warstwę niższą o 2 — 4 m.

Każda sekcja tarczy zbudowana jest ze szkieletu stalowego, na którym ułożona jest powal z kilku warstw drewna (rys. 236b). Ciężar sekcji nie przekracza 3 — 3,5 ton.

Pod każdą sekcją przeprowadza się dowierzchnię (komin zsypany) do odstawy urobku na chodnik transportowy (rys. 236). Kominny drąży się czasami sposobem wiertniczym, tzn. na początku wierci się otwory o średnicy 300 mm, które następnie poszerza się do 800 mm. W węglu bardzo mocnym kominny mogą być bez obudowy, w słabym daje się pełną obudowę. Pierwszą dowierzchnię e w każdym filarze zawsze się obudowuje i zaopatruje w drabiny. Dowierzchnią tą dostać się można z chodnika transportowego zarówno do chodnika wentylacyjnego, jak i do przodka pod tarczą przez ostatnią przecinłę, łączącą dowierzchnię schodową z sąsiednim kominem zsypanym.

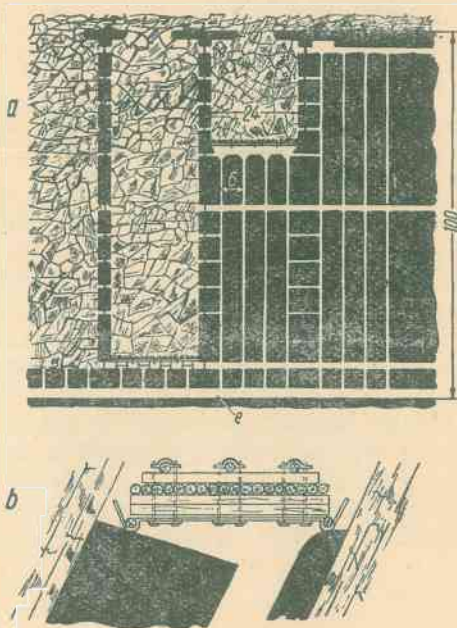
Tarczę montuje się na miejscu w chodniku wentylacyjnym po uprzednim wybraniu węgla na głębokość 1—1,5 m, pozostawiając od strony zawaliska nogę grubości 2 m. Sekcje tarczy oparte są na filarkach węglowych od strony stropu i spągu pokładu. Wzdłuż całej tarczy istnieje przejście, a w środku każdej sekcji połączenie do kominu zsypanego. Przed uruchomieniem tarczy wierci się nad nią otwory strzałowe w piętrze chodnika wentylacyjnego i odstrzeliwuje się. Zmontowaną poziomo tarczę doprowadza się następnie do położenia normalnego w stosunku do pokładu przez podbieranie (odstrzelanie) od strony spągu pokładu filarków, na których oparta jest tarcza.

Węgiel urabia się pod tarczą za pomocą materiałów wybuchowych. W miarę wybierania węgla tarcza opuszcza się pod wpływem własnego ciężaru.

Dla zabezpieczenia ludzi wloty do kominów pokrywa się kratami ze starych szyn o otworach 350×350 mm.

Powietrze świeże dopływa do przodka przez starą dowierzchnię najbliższą zawalisku, a powietrze zużyte dostaje się do chodnika wentylacyjnego przez następną dowierzchnię schodową. Pod tarczą pracuje równocześnie pięciu ludzi (dwu przy wierceniu otworów, trzech przy spychaniu urobku do kominów). W ciągu jednego cyklu tarcza opuszcza się o 0,6—1 m.

System tarczowy nadaje się najlepiej do eksploatacji pokładów grubości 5 m. Wybieranie pokładów cieńszych od 3,5 m jest utrudnione ze względu na ciasnotę miejsca pracy, w pokładach zaś grubszych od 10 m straty węgla są bardzo wysokie i przekraczają 40 %.



Rys. 236. System tarczowy

C. SZCZEGÓLNE WARUNKI EKSPLOATACJI

I. EKSPLOATACJA POD WARTOŚCIOWYMI OBIEKTAMI

Konieczność wybierania pokładów pod miastami, zakładami przemysłowymi i innymi wartościowymi obiektami na powierzchni staje się z każdym rokiem coraz aktualniejsza. Już z chwilą wprowadzenia do górnictwa podsadzki płynnej pokładano w niej ogromne nadzieje, że umożliwi wybranie olbrzymich zasobów węgla zamrożonych pod wartościowymi obiektami. Nadzieje te ziściły się tylko częściowo, gdyż podsadzka płynna zmniejszyła wprawdzie wybitnie powstające uszkodzenia budowli, nie usunęła ich jednak całkowicie.

Jak wynika z rozważań przytoczonych w części A, można uniknąć uszkodzeń wartościowych obiektów na powierzchni tylko w tym przypadku, jeżeli stopień deformacji terenu, którego miarą jest wielkość krzywizny ugięcia się powierzchni, nie przekracza pewnej bezpiecznej wartości. Jako bezpieczną wartość krzywizny w odniesieniu do czułych budowli można przyjąć (wzór [96])

$$K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6}$$

co odpowiada najmniejszemu dopuszczalnemu promieniowi krzywizny $R_{\text{bezp}} = 50$ km. Dla mniej czułych obiektów można dopuszczać większą krzywiznę, a więc mniejszy jej promień.

Prowadząc eksploatację pod wartościowymi obiektami należy mieć na uwadze, że nawet przy zachowaniu dopuszczalnych wartości krzywizny nie zawsze uniknie się uszkodzeń. Zdarza się to np. wtedy, gdy dany obiekt okaże się na wychodni bądź to uskoku, bądź też szczeliny powstałej świeżo wskutek załamania się skał nad wybieranym pokładem. Przy eksploatacji pod miastami wyjątkowo czułym obiektem jest sieć kanalizacyjna, sam bowiem fakt osiadania powierzchni może zmienić jej spadki i naruszyć sprawne funkcjonowanie nawet i wtedy, gdy nie ulegnie ona jakimkolwiek uszkodzeniom mechanicznym. W przypadkach takich konieczne jest wcześniejsze przewidzenie środków zapobiegawczych.

Dla zachowania warunku, aby wartość krzywizny deformacji powierzchni nie przekraczała dopuszczalnej, eksploatację pokładów węgla powinno się prowadzić jednym z następujących sposobów:

- a. wybierania z ochroną stropu przed jego opuszczeniem się;
- b. kolejnego wybierania pojedynczych pokładów lub warstw celem uniknięcia sumowania się wpływów kilku pokładów (lub warstw);
- c. równoczesnego wybierania kilku pokładów lub warstw przy zachowaniu najkorzystniejszego odstępu frontów wybierania.

1. WYBIERANIE Z OCHRONĄ STROPU PRZED JEGO OPUSZCZANIEM SIĘ

Obecność mocnych skał stropowych (grube i zwięźle piaskowce) umożliwia prowadzenie eksploatacji z ochroną stropu przed opuszczeniem się, a to przez pozostawienie odpowiednio mocnych filarów oporowych (rys. 47). Sposób ten jest powszechnie stosowany w kopalniach soli, gdzie zarówno skały stropowe (iły solne), jak i samo złożo (sól) są bardzo wytrzymałe. Jeżeli jednak skała tworząca złożo jest słaba, jak to się dzieje przy eksploatacji pokładów węgla, zastosowanie tego sposobu wymaga jeszcze dodatkowego podsadzenia wyrobisk między filarami dla ochrony tych filarów przed zgnieceniem (wytapywaniem ociosów). W tym przypadku nie wymaga się więc dużej szczelności podsadzki, gdyż zadaniem jej jest nie tyle podtrzymywanie stropu, ile zachowanie całości filarów węglowych.

Pozostawione pod mocnymi piaskowcami filary oporowe mają zwykle kształt pasów szerokości 20 — 30 m, rzadziej 10 — 20 m. Pasy powinny być usytuowane skośnie do kierunków kłiważu. Szerokość wybranych pasów (b metrów) zależy od grubości i wytrzymałości zalegającego w stropie piaskowca, grubość natomiast (a metrów) pozostawionych filarów można obliczyć na podstawie wytrzymałości węgla (R_c kg/cm²) oraz głębokości eksploatacji (z metrów).

Ciśnienie pionowe w skałach nienaruszonych na głębokości z , jak to wynika z wzoru [1], wynosi

$$\sigma_z = 0,1 \cdot \delta \cdot z \quad \text{kg/cm}^2$$

gdzie δ — ciężar właściwy skał.

Po wybraniu pasów pokładu szerokości b metrów i pozostawieniu filarów oporowych grubości a metrów pionowe ciśnienie w nich będzie

$$\sigma = \sigma_z \cdot \frac{a+b}{a} = 0,1 \cdot \delta \cdot z \cdot \frac{100}{s} = 10 \cdot \frac{\delta \cdot z}{s}$$

gdzie $s = \frac{100 \cdot a}{a+b} \%$ — straty węgla w filarach oporowych.

Pionowe ciśnienie nie powinno przekroczyć wytrzymałości węgla na ściskanie (R_c kg/cm²), a więc

$$10 \cdot \frac{\delta \cdot z}{s} \leq R_c$$

skąd

$$s \geq 10 \cdot \frac{\delta \cdot z}{R_c} \quad [112]$$

Przykład. Pokład zalegający na głębokości $z = 240$ m ma być wybrany pasami z pozostawieniem między nimi filarów oporowych. Wytrzymałość węgla $R_c = 150$ kg/cm². Jak duże będą jego straty w tych filarach?

Z wzoru [112] otrzymuje się dla ciężaru właściwego skał $\delta = 2,5$

$$s \geq 10 \cdot \frac{2,5 \cdot 240}{150} = 40\%$$

Jeżeli przyjąć szerokość wybieranych pasów $b = 30$ m, wówczas

$$40 = \frac{100 \cdot a}{30 + a}$$

a więc grubość filarów oporowych nie powinna być mniejsza od

$$a = 20 \text{ m}$$

Dla uniknięcia tapani w pokładzie wskazane jest zwiększenie tej grubości, np. do $a = 30 \text{ m}$ (50 % strat).

Częściowe wybieranie pasami przeprowadza się zwykle systemem filarowym ubierkowym z podsadzką płynną (rys. 237). Jeżeli system ubierkowy napotyka na trudności, stosuje się system filarowy zabierkowy.

Zamiast podsadzki płynnej można zastosować podsadzkę suchą, a nawet i system wybierania z zawalem, jeżeli w bezpośrednim stropie pokładu znajduje się łupek łatwo rabujący się o grubości wystarczającej dla zupełnego wypełnienia wybranego pasa na całej jego szerokości między ociosami filarów oporowych (rys. 51).

Przy wybieraniu grubych pokładów warstwami należy ściśle przestrzegać, ażeby filary oporowe w każdej warstwie przypadają dokładnie nad sobą.

Tej samej zasady należy przestrzegać również w przypadku wybierania kilku zbliżonych do siebie pokładów. Jeżeli odległość między pokładami przekracza 1,5 szerokości filarów przy 50 % strat względnie 2 — 2,5 szerokości filarów przy 33 % strat, można powyższej zasady nie stosować.

Dla pewności lepiej przyjąć wielkość tej granicznej odległości między pokładami za równą $3a$.

Jeżeli grubość filarów oporowych będzie mniejsza od tej, jakiej odpowiada wytrzymałość węgla, będą one stopniowo zgniatane, skały zaś obniżą się do wielkości zbliżonej do ściśliwości materiału podsadzkowego. Obniżanie się skał będzie przebiegało tu bardzo powoli; w ciągu tego czasu zdąży się wyeksploatować pokład na dużej przestrzeni, wskutek czego osiągnie się znacznie równomierniejsze osiadanie terenu i mniejsze deformacje aniżeli przy zwykłej eksploatacji z podsadzką płynną. Sposób ten nie może być polecany przy wybieraniu pokładów tąpających.

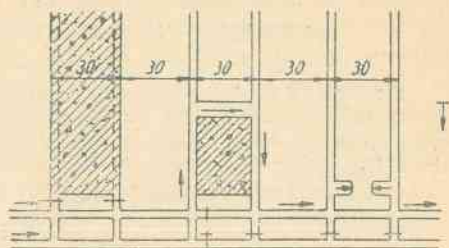
2. WYBIERANIE POJEDYNCZYCH POKŁADÓW LUB WARSTW

Przy wybieraniu pojedynczych pokładów lub warstw o małym nachyleniu największa krzywizna deformacji powierzchni, wyrażona wzorem [95], nie powinna przekraczać wartości dopuszczalnej K_{bezp} , a więc

$$1,52 \cdot \frac{z_{\text{max}} \cdot \text{tg}^2 \beta}{H^2} \leq K_{\text{bezp}}$$

skąd bezpieczne obniżenie

$$z_{\text{max}} \leq \frac{H^2 \cdot K_{\text{bezp}}}{1,52 \cdot \text{tg}^2 \beta} \quad [113]$$



Rys. 237. Częściowe wybieranie pokładu pasami systemem filarowym ubierkowym z podsadzką płynną

gdzie: H — głębokość eksploatacji, m,

β — kąt zasięgu wpływów głównych zależny od właściwości skał; zwykle $\operatorname{tg} \beta$ waha się w granicach od 1,5 do 3,0.

Znając grubość pokładu m oraz spodziewane dopuszczalne obniżenie z_{\max} , można zdecydować, czy pokład ma być wybierany z zawalem, czy też z podsadzką suchą lub płynną, jak również czy ma on być wybierany na całą grubość, czy też warstwami i jakiej grubości.

Przykład. Na podstawie pomiarów (wzór [90]) stwierdzono, że dla danego terenu $\operatorname{tg} \beta = 2$. Jakie jest bezpieczne obniżenie powierzchni (z_{\max}) pod wartościowymi obiektami przy eksploatacji na głębokości $H = 400$ m pod warunkiem, że krzywizna K_{bezp} nie przekracza $20 \cdot 10^{-6}$.

Z wzoru [113] otrzymuje się

$$z_{\max} \leq \frac{400^2 \cdot 20 \cdot 10^{-6}}{1,52 \cdot 2^2} = 0,52$$

Przyjmując, że przy wybieraniu z zawalem obniżenie powierzchni wynosi 70%, z podsadzką suchą 50%, a z podsadzką płynną 10%, otrzymamy, że na głębokości 400 m można bezpiecznie wybierać pokłady następującej grubości:

z zawalem	do 0,74 m,
z podsadzką suchą	do 1,04 m,
z podsadzką płynną	do 5,20 m.

Jeżeli grubość pokładu wynosi 6 m, należy go podzielić na dwie warstwy i zastosować podsadzkę płynną.

Po wybraniu jednego pokładu lub jednej warstwy i po uspokojeniu się ruchów terenu można przystąpić do wybierania następnego pokładu lub następnej warstwy. Jeżeli granica kopalni znajduje się pod wartościowymi obiektami, nie należy doprowadzać do niej eksploatacji wszystkich pokładów lub warstw, ażeby w tym miejscu nie zsumowały się niekorzystnie ich wpływy (patrz rozdział następny).

W podanym sposobie obliczeń przyjęto przypadek najmniej korzystny, a mianowicie przyjęto wielkości krzywizny po ostatecznym wykształtowaniu się brzegu niecki. Jak wynika z rozważań przytoczonych w części A, znacznie mniejsze deformacje występują, w przypadku gdy eksploatacja nie zatrzymuje się pod chronionym obiektem i jest prowadzona z dostatecznie dużą prędkością (v m/rok). Dla takich warunków, opierając się na wzorze [97], otrzymamy

$$z_{\max} < \frac{H^2 \cdot K_{\text{bezp}}}{1,52 \cdot \operatorname{tg}^2 \beta \cdot \left(1 - e^{-\frac{cH}{v \cdot \operatorname{tg} \beta}}\right)} \quad [114]$$

Przykład. Dla warunków poprzedniego przykładu oraz dla $c = 0,5$ i $v = 300$ m/rok otrzymamy z [114]

$$z_{\max} \leq \frac{0,52}{0,28} = 1,86$$

W warunkach takich można wybierać z zawalem nawet pokład o grubości $1,86/0,7 = 2,6$ m bez poważniejszych uszkodzeń obiektu. Jeżeli jednak z takich lub innych powodów front wybierania zostanie zatrzymany pod danym obiektem, może on zostać nie tylko poważnie uszkodzony, lecz i zniszczony.

Licząc się z możliwością nieprzewidzianego zatrzymania linii eksploatacji pod wartościowym obiektem, należy w przypadku operowania wzorem [114] wprowadzić do niego pewien współczynnik bezpieczeństwa, np. rzędu 0,5. Dla ostrożności jednak wskazane jest raczej korzystanie z wzoru [113].

Jeżeli chroniony obiekt jest czuły na działanie rozciągające, a natomiast mało wrażliwy na ściskające, może być wskazane rozpoczęcie wybierania pokładu bezpośrednio pod chronionym obiektem i prowadzenie eksploatacji równocześnie we wszystkie strony.

3. RÓWNOCZESNE WYBIERANIE KILKU POKŁADÓW

Przy równoczesnym wybieraniu kilku pokładów należy nie tylko unikać niekorzystnego sumowania się ich wpływów, lecz dążyć do wzajemnego ich znoszenia się. Myśl wzajemnego niwelowania działania rozciągającego i ściskającego wysunął Knothe w swej pracy doktorskiej (1951).

Jak już podano w części A (wzór [94]), największe wartości krzywizny występują w odległości $\pm 0,4 r$ od punktu przegięcia się brzegu niecki, gdzie r jest zasięgiem wpływów głównych, który można obliczyć z wzoru [90]

$$r = \frac{H}{\operatorname{tg} \beta}$$

Gdy dwa pokłady I i II (rys. 238), zalegające na głębokościach H_1 i H_2 (zasięgi ich wpływów r_1 i r_2), będą wybierane równocześnie i gdy linia wybierania jednego z tych pokładów (np. I) będzie wyprzedzała równoległą do niej linię wybierania pokładu drugiego na odległość

$$\begin{aligned} l &= 0,4 (r_1 + r_2) = \\ &= 0,4 \cdot \frac{H_1 + H_2}{\operatorname{tg} \beta} \quad [115] \end{aligned}$$

wówczas największe naprężenia rozciągające wywołane eksploatacją pokładu II będą niwelowane naprężeniami ściskającymi wywołanymi eksploatacją pokładu I. Przy zachowaniu takiej odległości między frontami wybierania wzrosną natomiast, ale stosunkowo niedużo, działania rozciągające wywołane eksploatacją pokładu I i działania ściskające pokładu II.

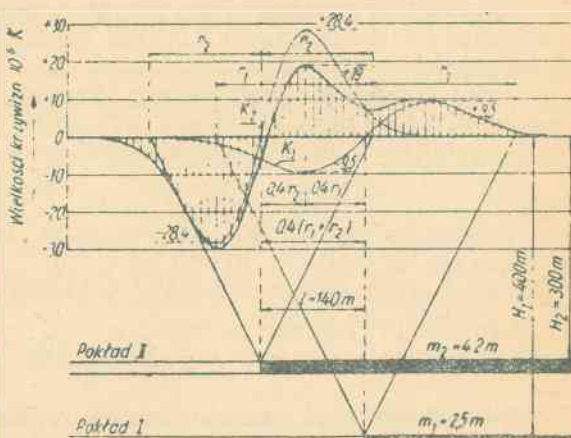
Przy wybieraniu dwóch lub więcej pokładów najkorzystniej jest przeprowadzać wszelkie rozważania sposobem graficznym przez wykreślenie wielkości krzywizn deformacji dla każdego pokładu. Po zsumowaniu rzędnych odpowiednich krzywych otrzymuje się sumaryczne krzywizny wywołane eksploatacją wszystkich tych pokładów. Wykresy sporządza się na podstawie równania, które otrzymuje się z wzorów [103] i [90]

$$K = C \cdot \frac{z_{\max} \cdot \operatorname{tg}^2 \beta}{H^2} \quad [116]$$

gdzie

$$C = 2 \cdot \pi \cdot \frac{x}{r} \cdot e^{-\frac{\pi \cdot x^2}{r^2}} \quad [117]$$

gdzie x — pozioma odległość w metrach od frontu wybierania.



Rys. 238. Wielkości krzywizn deformacji przy równoczesnym wybieraniu dwóch pokładów

Dla ułatwienia obliczeń współczynnika C można korzystać z następującej tabelki:

$\frac{x}{r}$	C	$\frac{x}{r}$	C
0	0	0,7	0,943
0,1	0,609	0,8	0,674
0,2	1,108	0,9	0,443
0,3	1,421	1,0	0,272
0,4	1,520	1,1	0,156
0,5	1,432	1,2	0,083
0,6	1,216		

Na rys. 238 przedstawiono przykład równoczesnego wybierania dwóch pokładów I i II o grubości 2,5 oraz 4,2 m, zalegających na głębokościach 400 i 300 m.

Przy osobnym wybieraniu każdego z tych pokładów z podszadką płynną (10 % obniżenia, a więc $z_1 = 0,25$ i $z_2 = 0,42$) otrzymuje się przy $\text{tg } \beta = 2$ największe wartości krzywizn (wzór [95]):

$$K_1 = \pm 9,5 \cdot 10^{-6} \quad K_2 = \pm 28,4 \cdot 10^{-6}$$

Ponieważ wartość K_1 jest mniejsza od $K_{\text{bezp}} = 20 \cdot 10^{-6}$, zaś K_2 większa od tej wartości, przeto korzystniej jest, ażeby wybieranie dolnego pokładu I wyprzedzało roboty w pokładzie górnym II . Wyprzedzenie to powinno wynosić [115]

$$l = 0,4 \cdot \frac{400 + 300}{2} = 140 \text{ m}$$

Przy takim usytuowaniu frontów wybierania otrzymuje się (rys. 238) największą sumaryczną krzywiznę w rozciąganej części niecki $K' = 19 \cdot 10^{-6}$, a więc bezpieczną. W ściskanej części niecki największa krzywizna wzrosła z $K_2 = -28,4 \cdot 10^{-6}$ do $K'' = -30 \cdot 10^{-6}$, a więc stosunkowo bardzo mało. Gdyby krzywizna taka miała być niebezpieczna dla obiektu, można byłoby w ślad za pokładem II prowadzić wybieranie następnego cieńszego pokładu i wykorzystać jego działanie rozciągające dla zmniejszenia ściskającego działania pokładu II .

Tak więc przy równoczesnym wybieraniu kilku pokładów należy, zachowując odległość frontów w myśl wzoru [115], rozpocząć eksploatację pokładu (lub warstwy) cienkiego, którego oddziaływanie na obiekty nie jest szkodliwe. W ślad za tym pokładem można prowadzić eksploatację coraz to grubszych pokładów, a następnie przejść stopniowo do pokładów coraz to cieńszych lub głębiej zalegających.

II. EKSPLOATACJA POKŁADÓW POD SKAŁAMI WODONOŚNYMI

Skały zalegające w górnych warstwach skorupy ziemskiej odznaczają się większą lub mniejszą porowatością. Pod nazwą porowatości w szerszym tego słowa znaczeniu należy rozumieć nie tylko obecność w skale drobnych porów i pustek, lecz również i szczelin oraz kawern, tzn. większych próżnych przestrzeni. Wszystkie te pustki mogą być wypełnione wodą. Jeżeli skała odznacza się bardzo drobną porowatością i stawia duży

opór ruchowi wody, to zalicza się ją do *skał wodonieprzenikliwych*. Przy większych wymiarach pustek łatwo może zachodzić zjawisko filtracji wody przez skałę; staje się ona przenikliwą dla wody i *wodonośną*. Spośród skał występujących w naszym zagłębiu węglowym najbardziej wodonośne są piaski, wapienie i piaskowce, natomiast łupki, a zwłaszcza ilaste, zaliczyć należy do wodonieprzenikliwych.

Obecność skał wodonośnych w stropie lub spągu eksploatowanego pokładu nie tylko przysparza kopalni trudności w związku z koniecznością pompowania dużych ilości wody, lecz stać się może również źródłem niebezpieczeństwa *nagłego przerwania się wody* do kopalni. Niebezpieczeństwo to jest szczególnie duże w przypadku przerwania się do wyrobisk podziemnych *kurzawki*, tzn. mialkoziarnistych piasków nasyconych wodą. W dziejach górnictwa znany jest szereg wypadków, kiedy wskutek przerwania się kurzawki ginęli ludzie i kiedy całość kopalni lub jej część była stracona dla wydobycia.

W wielu przypadkach już w czasie głębieńszybów i prowadzenia robót przygotowawczych skały stropowe zostają w znacznym stopniu odwodnione. W warunkach takich nie należy się spodziewać znaczniejszego zwiększenia dopływu wody do kopalni w czasie prowadzenia robót eksploatacyjnych. Jeżeli pokłady zostaną wybrane z zawałem, liczyć się należy z możliwością prawie całkowitego drenażu wód podziemnych i to nie tylko w bezpośrednim sąsiedztwie z wyrobiskami, lecz również w odległości dochodzącej czasami do 2 — 3 km.

Zwiększenia dopływu wody w kopalni w okresie prowadzenia robót eksploatacyjnych nie należy się spodziewać również i wówczas, gdy w stropie pokładu zalega dostatecznie gruba warstwa skał wodonieprzenikliwych i plastycznych.

Gdy grubość zalegających w stropie pokładu warstw wodonieprzenikliwych jest mniejsza od wysokości stref zawału i spękania oraz jeżeli nad tymi warstwami występują poziomy wodne, należy się liczyć, że przy wybieraniu pokładu, zwłaszcza z zawałem, nastąpić może zwiększenie dopływu wody, a nawet nagłe jej wdarcie się do kopalni. Duże dopływy wody możliwe są również w przypadku napotkania wyrobiskami szczelin tektonicznych (uskoków).

Dla zabezpieczenia kopalni przed nagłym wdarcie się wody lub kurzawki w czasie eksploatacji istnieją dwie drogi, a mianowicie:

- a. niedopuszczenie do powstania szczelin w stropie,
- b. przednie osuszenie warstw wodonośnych.

1. NIEDOPUSZCZENIE DO POWSTAWANIA SZCELIN W STROPIE

Dla niedopuszczenia do wyrobisk wody przez powstające w stropie szczeliny należy stosować, zależnie od rodzaju skał, albo systemy eksploatacji z ugięciem się stropu, albo też systemy umożliwiające utrzymanie skał stropowych bez ich obniżania się.

Ugięcie się stropu osiąga się przez zastosowanie *podszadzki*. Przy eksploatacji pokładów cienkich podszadzka może być sucha, przy eksploatacji natomiast pokładów grubych, a zwłaszcza pod sztywnymi warstwami stropowymi powinna być podszadzka płynna.

Poważne niebezpieczeństwo dostania się wody do kopalni węgla kamiennego istnieje wtedy, gdy w stropie pokładu występuje piaskowiec,

nad którym bezpośrednio zalegają nawodnione piaski, a więc na ogół przy eksploatacji w pobliżu wychodni. Niebezpieczeństwo to polega na tym, że z jednej strony piaskowiec jest skałą przenikliwą dla wody, z drugiej zaś jest on mało uginający się i przy niedostatecznej szczelności podszadzki załamuje się okresowo, tworząc szczeliny, przez które może nastąpić połączenie z nawodnionymi piaskami, a w konsekwencji nagle wdarcie się wody lub kurzawki do wyrobiska.

Obecność w stropie bezpośrednim nawet cienkiej warstwy łupku ilastego, a więc skały wodonieprzenikliwej, ułatwia w dużym stopniu zwalczanie zwiększonego dopływu wody, pod warunkiem że w czasie wybierania pokładu łupek zostanie utrzymany w stropie. Jeżeli utrzymanie to jest trudne (strop fałszywy), zajęć może potrzeba pozostawienia warstwy węgla przy stropie pokładu.

Obok małej ściśliwości zaletą podszadzki płynnej jest również i to, że nawet przy stropie (lub spągu) piaskowcowym bez zabezpieczającej warstwy łupku zmniejsza ona wybitnie infiltrację wody do kopalni przez obnażoną powierzchnię piaskowca.

Jeżeli strop jest o tyle sztywny, że nie ugina się na wielkość ściśliwości podszadzki i co pewną odległość załamuje się, najodpowiedniejszym sposobem eksploatacji jest częściowe (50 — 60%) *wybranie pokładu*, z podszadzką płynną i z pozostawieniem filarów oporowych, np. w postaci pasów. Zadaniem filarów oporowych jest niedopuszczenie do załamania stropu, zadaniem zaś podszadzki jest wzmocnienie tych filarów i zmniejszenie infiltracji wody z piaskowca.

Należy mieć na uwadze, ażeby wszystkie poszukiwawcze otwory wiertnicze były dokładnie zamknięte, np. cementowymi korkami, gdyż w przeciwnym razie po napotkaniu ich wyrobiskami przyplływ do nich wody może być bardzo duży. Zdarzały się przypadki, że przyplływ wody ze starych otworów poszukiwawczych wynosił setki m³ na minutę.

2. OSUSZANIE WARSTW WODONOŚNYCH

Znacznie trudniej jest opanować przyplływ wody, gdy w stropie pokładu są skały luźne, a więc piaski wodonośne lub kurzawki, jak to często występuje przy eksploatacji węgla brunatnych, gliniek ogniotrwałych i innych. Przy wybieraniu takich złóż bez uprzedniego drenażu jest prawie niemożliwe zapobieżenie wdarcia się wody, a poza tym nieuniknione są duże straty złoża. W przypadkach takich zachodzi konieczność uprzedniego osuszenia skał wodonośnych.

Uprzednie osuszenie nawodnionych skał usuwa całkowicie możliwość nagłego przerwania się wody do wyrobiska w czasie prowadzenia robót eksploatacyjnych, zwiększa wydajność pracy i zmniejsza straty złoża. Metoda ta jest w szeregu przypadków jedyną umożliwiającą wybranie złoża.

Osuszanie skał wodonośnych lub przynajmniej zmniejszenie naporu wody przeprowadza się podczas prowadzenia wyrobisk przygotowawczych lub eksploatacyjnych jednym z następujących sposobów:

1. *Filtry wbijane* stosuje się w tych przypadkach, gdy bezpośrednio nad pokładem lub w jego pobliżu występują piaski wodonośne. Filtry wbijane są to perforowane rury żelazne (średnica otworków 3 — 6 mm), które wprowadza się do otworów o niedużej średnicy (do 60 mm), przy czym powinny one wglębić się w piasek przynajmniej 0,5 m (przy pia-

skach drobnoziarnistych głębiej). Dla ułatwienia wbijania filtry te zaopatrzone są na swym końcu w zaostrzony but. Filtr taki daje przeciętnie około $0,3 \text{ m}^3/\text{min}$ wody. Ze względu na taniość takich filtrów i łatwość ich stosowania można ich użyć w większej ilości i drenować na raz duże pola, obniżając wybitnie napór wody w stosunkowo krótkim czasie.

2. *Filtry głębinowe.* Otwory filtracyjne zakładane z powierzchni stosuje się w celu odprowadzenia wody z przeciętych przez nie warstw skalnych do wyrobisk podziemnych. Dla wykonania filtra głębinowego wierce się z powierzchni otwór o większej średnicy (np. 300 mm), ruruje się go, a następnie umieszcza się w nim rurę mniejszej średnicy (np. 180 mm) perforowaną na tych poziomach, które mają być odwodnione lub w których ma być obniżony napór wody. Przestrzeń między filtrem a rurowaniem wypełnia się żwirem. Podczas tego wypełniania rury ochronne podnosi się i wyjmuje.

Wykonanie filtrów głębinowych jest kosztowniejsze, jednak ich działanie odwadniające jest znacznie skuteczniejsze, gdyż dają one do $3 \text{ m}^3/\text{min}$ wody (średnio $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$), a poza tym przyczyniają się do osuszenia wszystkich warstw wodonośnych leżących ponad złożem. Sposobem tym łatwo odwadniają się żwiry i piaski gruboziarniste, trudniej zaś piaski drobnoziarniste, a zwłaszcza gliniaste.

3. *Studnie* wykonuje się zwykle w spodzie chodników celem obniżenia naporu wody w warstwach spagowych. Studnie takie powinny sięgać w warstwie wodonośnej na głębokość 0,5 — 2,3 m. Za pomocą niedużych pomp osiąga się obniżenie poziomu wody do spodu pokładu i zmniejsza się jej napór w piaskach spagowych.

Ten sam cel można osiągnąć również przez wiercenie co 10 — 30 m płytkich otworów i zakładanie do nich spagowych filtrów zabijanych. Jeżeli ciśnienie wody w piaskach spagowych jest duże, zaleca się wierceć otwory przez grubszą warstwę węgla i stosować dokładne uszczelnienie ich wlotów.

Otwory spagowe pracują zwykle przez samoczynny wypływ wody, można je jednak wykorzystać dla obniżenia poziomu poniżej pokładu węgla. W takim przypadku grupę otworów łączy się z pompą odśrodkową.

3. EKSPLOATACJA ZIEMISTYCH WĘGLI BRUNATNYCH W POLSCE

(Opracował mgr inż. A. Patla)

Ziemiste węgle brunatne na terenie Polski zalegają na głębokości do kilkudziesięciu metrów. Skały stropowe składają się na przemian z wodonośnych warstw żwirów i piasków oraz wodonieprzenikliwych glin i ilów. Im większa jest ilość warstw wodonieprzenikliwych, tym trudniejsze staje się planowe odwadnianie i tym większe jest prawdopodobieństwo gwałtownego wdarcia się kurzawki w czasie eksploatacji. Jeżeli warstwa ilów stropowych jest dostatecznie gruba, to po wybraniu pierwszych zabierek w polu następuje jej wygięcie, a tym samym tworzy się zbiornik wód względnie kurzawek. Im więcej tego rodzaju warstw w stropie, tym większa ilość takich zbiorników powstaje i tym większe staje się niebezpieczeństwo wdarcia się kurzawki w miarę zwiększania się wybranej przestrzeni.

Jeżeli w stropie pokładu występuje kilka warstw nieprzepuszczalnych, odwadnianie nadkładu przeprowadza się przy pomocy sieci *filtrów głębinowych* zakładanych z powierzchni. Im grubsze jest uziarnienie piasków

i im dłuższy jest okres odwadniania, tym większą odległość daje się między otworami.

Gdy nad pokładem w stropie występują piaski lub niegruba warstwa ilów, zakłada się stropowe filtry wbijane. Przy dużych upadach pokładów zakłada się poziome filtry wbijane dla odwodnienia tak warstw stropowych, jak i spagowych.

Jeżeli piętro w chodniku jest wilgotne, to otwory zakłada się co 8 — 12 m, przy czym filtr powinien zagłębić się w piaski przynajmniej 0,5 m. Im uziarnienie warstw stropowych jest drobniejsze, tym głębiej wbija się filtr.

W przypadku występowania nawodnionych warstw spagowych zakłada się filtry spagowe w odległości co 10 — 20 m.

Jeżeli w stropie pokładu występują łatwo przepuszczalne piaski, a w spągu warstwy nieprzepuszczalne, wtedy nawodnienie pokładów węglowych jest bardzo duże a zawartość w nich wody dochodzi do 66% (średnio zawartość wody w ziemistych węglach Polski wynosi ponad 55%). Osuszenie pokładów węglowych odbywa się przez planowe odwodnienie warstw nadkładu i drenaż pokładów za pomocą wyrobisk przygotowawczych.

Czas zakładania filtrów przed eksploatacją uzależniony jest od uziarnienia i stopnia nawodnienia warstw nadkładu. Można przyjąć, że dla warunków średnich filtry powinny być założone na sześć miesięcy przed zaczęciem eksploatacji. W tabelicy 9 podano ilość wody wypływającej z filtrów stropowych w dniu ich założenia i spadek wypływu w okresie dwóch miesięcy. W omawianym przypadku nad pokładem węgla o upadzie do 30° występuje warstwa ilów nieprzepuszczalnych o grubości 2 — 5 m. Resztę warstw nadkładu stanowią piaski o różnym uziarnieniu.

Przy wybieraniu pokładów węgla ziemistego pozostawia się ławy węglowe w stropie i spągu pokładu. Ława stropowa ma na celu utrzymanie stropu w okresie wybierania. Im więcej nawodniony jest węgiel, tym

Tabela 9

(Ilość wody wypływającej z filtrów stropowych)

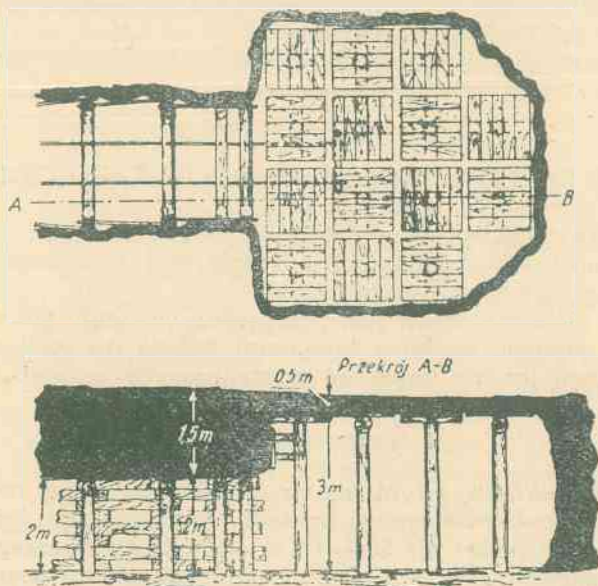
Nr otworu	Data odwiercenia	Ilość wody w litrach na minutę		
		w dniu założenia filtra	1. 3. 1951	15. 3. 1951
1	18. 1. 1951	120	24	10
2	19. 1. 1951	180	72	24
3	25. 1. 1951	120	12	7
4	24. 2. 1951	80	40	17

mniejsza jest wytrzymałość ławy. Średnio przyjmuje się, że półmetrowa ława węgla wytrzymuje nacisk warstw stropowych przez 24 — 48 godzin, jeżeli powierzchnia zabierki nie jest większa niż 30 m². Przeważnie wymiary zabierki wynoszą 4 × 4 = 16 m², powierzchnia zaś obnażonego stropu jest faktycznie mniejsza. Zabierka taka obsadzona przez dwóch ludzi — górniką i ładowacza powinna być wybrana w ciągu dwóch zmian roboczych. Przy grubości pokładu 3 m otrzymuje się z takiej zabierki około 55 ton, a więc wydajność wynosi około 14 ton na robotnikodniówkę.

Przy grubości pokładu 4 m na wybranie takiej zabierki potrzeba trzech zmian. Zabierki obudowuje się krzyżami (rys. 239), co umożliwi szybkie zabudowanie i wyrabianie.

Jeżeli w bezpośrednim stropie pokładu występują ily plastyczne, można zmniejszyć grubość stropowej łąwy węglowej oraz powiększyć obnażoną powierzchnię stropu.

W przypadku występowania w spągu pokładu piasków nawodnionych pozostawia się spągową łąwę węgla. Przy silnym ich nawodnieniu należy dążyć do uprzedniego odwodnienia warstw spągowych.



Rys. 239. Zabierka w pokładzie węgla brunatnego

Przy prowadzeniu eksploatacji ziemistych węgla brunatnych należy zwrócić szczególną uwagę na zabezpieczenie górników. W tym celu buduje się tamy przeciwkurzawkowe, zakłada się sygnalizację i odpowiednio szkoli załogę.

Stosuje się dwa rodzaje tam kurzawkowych: tamy drewniane (tymczasowe, tzw. sienne) budowane w chodnikach przed zabierkami (rys. 240), oraz tamy murowane, budowane w głównych chodnikach.

Tamy sienne trzeba przygotować przed rozpoczęciem wybierania poszczególnych zabierek. Po wywołaniu zawału w zabierce dokładnie uszczelnia się tamę na jej obwodzie za pomocą słomy lub siana. Tama nieuszczelniona nie zabezpiecza przed wdarciem się do kopalni wody i kurzawki, gdyż wskutek wymycia węgla na obwodzie tamy zachodzi możliwość przerwania się stropu w tym miejscu. Niewybrana w stropie łąwa węgla tworzy pościel filtracyjną w wyrabowanej zabierce, przez którą przesiąka woda,



Rys. 240. Tama eksploatacyjna

wskutek czego zmniejsza się zarówno jej napór, jak i ciśnienie kurzawki w przypadku przerwania się jej ze stropu.

Murowane tamy kurzawkowe buduje się w głównych chodnikach przewozowych w odległości 100 m od miejsc wybierania. Tamy te wpuszcza się w ociosy i dokładnie uszczelnia oraz zaopatruje żelaznymi drzwiami otwierającymi się w kierunku dojścia do przodków roboczych. Ślepe szybiki, kominy zsypne i inne tego rodzaju wyrobiska zaopatruje się w żelazne klapy, które powinny zamknąć się samoczynnie przy wdarciu się kurzawki. W każdym polu eksploatacyjnym powinna być urządzona sygnalizacja umożliwiająca zaalarmowanie z każdego miejsca roboczego załogi danego pola o przerwaniu się kurzawki.

Załogę pracującą na dole powinno się stale pouczać o sposobach zachowania się w razie przerwania się kurzawki.

III. EKSPLOATACJA POKŁADÓW TĄPIĄCYCH

Przy eksploatacji pokładów tąpjących należy dążyć z jednej strony do uniknięcia w ogóle zjawiska tapani, z drugiej zaś do zabezpieczenia ludzi, w przypadku gdyby tąpnięcie nastąpiło.

Ponieważ zjawisko tapani jest przejawem ciśnienia górotworu, wobec tego, ogólnie mówiąc, walka z tapaniami polega na zwalczaniu ciśnień, a ściślej, na zmniejszeniu naprężeń występujących w pokładzie.

1. ODPREŻENIE POKŁADU

Odpężenie pokładu, a tym samym i uniknięcie tapani można osiągnąć przez *uprzednie wybranie innego pokładu*, nie tąpjącego, jeżeli zalega on w odległości nie większej niż 50 — 60 m od pokładu tąpjącego, przy czym roboty w pokładzie wcześniej wybranym (chroniącym) powinny wyprzedzać roboty w pokładzie tąpjącym przynajmniej na odległość równą dwukrotnej odległości między pokładami, a w każdym razie na odległość nie mniejszą jak 30 m. Działanie ochronne jednego pokładu na drugi przejawia się w większym stopniu przy wcześniejszym wybraniu pokładu dolnego aniżeli pokładu górnego, zwłaszcza jeżeli się go wybiera z zawałem i jeżeli jest on dostatecznie gruby. W niektórych kopalniach zaobserwowano, że wybranie dolnego pokładu z zawałem odczuwano korzystnie nawet w pokładach zalegających 200 m wyżej.

Przy eksploatacji pokładów grubych rolę pokładu chroniącego spełnia pierwsza wybierana warstwa. Dla uniknięcia lub przynajmniej dla zmniejszenia skutków tapani w tej warstwie wskazane jest zmniejszenie jej grubości, przy czym korzystniej jest jako pierwszą wybierać warstwę górną (przystropową), gdyż skutki tapani węgla znajdującego się w piętrze warstwy są o wiele groźniejsze aniżeli węgla znajdującego się w jej spodzie. Kolejność wybierania dalszych warstw pokładu może być dowolna, gdyż tapania w nich zwykle już nie występują. Wobec tego przy eksploatacji pokładów grubych wskazane jest przede wszystkim wybrać przystropową warstwę węgla grubości 1,5 — 2 m, a następnie przystosowaniu podsadzki płynnej, wybierać warstwy normalnej grubości zaczynając od warstw najniższych i to zarówno przy wybieraniu pokładu warstwami równoległymi do uławicenia, jak i warstwami poziomymi poprzecznymi.

Wybranie chroniącego pokładu lub pierwszej warstwy wywiera korzystny wpływ na pokłady (lub warstwy) sąsiednie tylko chwilowo, gdyż po upływie dłuższego czasu ulegają one ponownemu ściśnieniu i przy ich eksploatacji możliwe są tapania, jednak słabsze aniżeli w górotworze całkowicie nieodprężonym.

Innym sposobem odprężania węgla w pokładzie jest *zwolnienie postępu przodka*. Dlatego też przy eksploatacji tąpjących pokładów na dużych głębokościach (powyżej 600 m) oraz w miejscach występowania dużych ciśnień (wybieranie resztek pokładu, eksploatacja pod lub nad pozostawionymi filarami w pokładach sąsiednich) powinien być zwolniony postęp przodka (np. do 0,6 m na dobę), a więc nie można tu tolerować forsownego wybierania węgla. Głębokość wrębu powinna się również zmniejszyć (np. do 1,3 m).

2. CZYSTE WYBIERANIE WĘGLA

Wybieranie węgla zarówno w pokładach tąpjących, jak i sąsiadujących z nimi, musi być prowadzone możliwie czysto, bez pozostawiania jakichkolwiek filarów, gdyż powiększają one wybitnie trudności eksploatacji węgla w danym pokładzie oraz w pokładach sąsiednich. Zarówno nad pozostawionymi filarami, jak i pod nimi powstają strefy zwiększonych naprężeń i związane z nimi tapania.

Pozostawianie niewybranych filarów należy uważać za *wysoce szkodliwe* i może być dopuszczone tylko w przypadkach wyjątkowych, uzasadnionych względami górniczo-technicznymi, jak np. koniecznością pozostawienia niezbędnych filarów ochronnych oraz filarów ogniowych, jeżeli kopalnia nie dysponuje podsadzką płynną. Niewybrane części pokładu powinny być uwidocznione na planach kopalnianych.

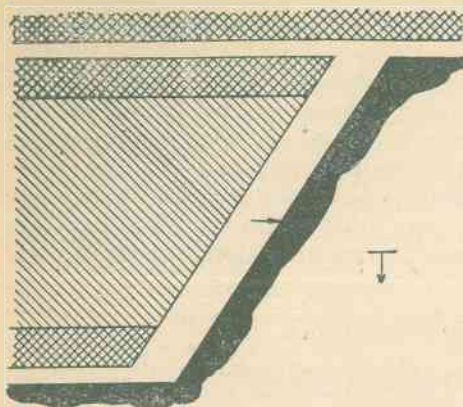
Niedopuszczalne jest również bezplanowe i chaotyczne wybieranie pokładu, w wyniku którego powstają półwyspy, których nie da się czysto wybrać ze względu na skoncentrowanie ciśnienia i nieuniknione tapania. Linia frontu eksploatacyjnego powinna być możliwie równa, a *dwuskrzydłowe wybieranie pól* (ku sobie) w pokładach tąpjących *powinno być zabronione*. Należy mieć na uwadze, że filary ochronne, zwłaszcza mniejszych wymiarów, pozostawione dla ochrony obiektów na powierzchni mogą zawierać w sobie poważny pierwiastek niebezpieczeństwa pod względem tapania, toteż w miarę możliwości należy unikać pozostawiania takich filarów.

Przy równoczesnym wybieraniu kilku pokładów trzeba fronty wybierania utrzymywać w takiej odległości, aby ciśnienie eksploatacyjne wywołane wybieraniem jednego pokładu nie przenosiło się na przodki w drugim pokładzie.

3. WYBÓR SYSTEMU EKSPLOATACJI

Dla zmniejszenia skutków tapania należy dążyć do możliwie równomiernego ciśnienia wzdłuż frontu wybierania. Jednym z czynników powodujących nierównomierny rozkład ciśnienia i skoncentrowanie go w niektórych miejscach jest obecność kątów (narożników) zarówno zewnętrznych, jak i wewnętrznych. Warunkom takim odpowiada w pierwszym rzędzie *system ścianowy o możliwie długim przodku*. System ten jest korzystny również i z tego względu, że 90 % tapania w naszych kopalniach przejawia się w wyrobiskach chodnikowych; dlatego też w pokładach

tapiących należy dążyć do ograniczenia do minimum robót przygotowawczych. Na dużych głębokościach samo już rozcięcie pola chodnikami



Rys. 241. Uniknięcie ostrych i prostych kątów w systemie ścianowym

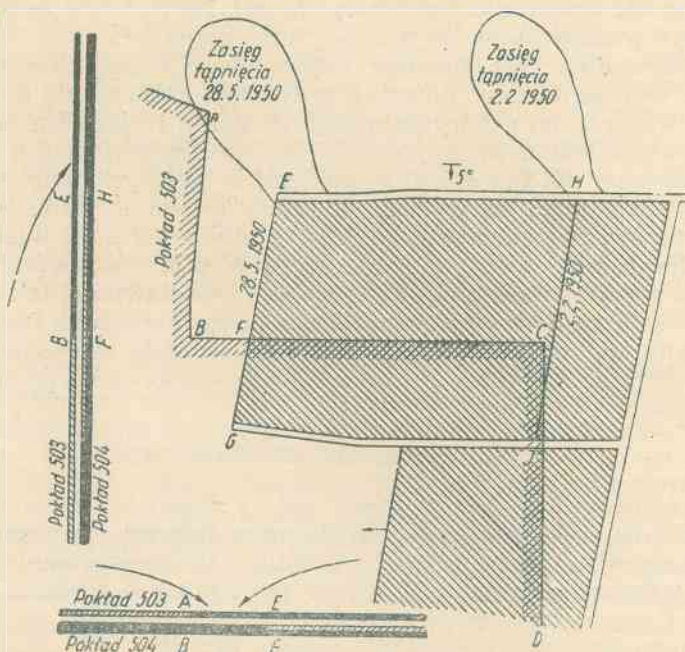
unikanie kątów ostrych, lecz nawet i prostych, a wskutek tego celowe jest, aby przodek ścianowy tworzył z chodnikami kąty rozwarte (rys. 241).

Przestrzeń objęta skutkami tapan w sąsiedztwie kątów wewnętrznych przypomina swym kształtem (rys. 242) konfigurację pustek wytworzonych

może przyczynić się do tapan. W takich warunkach należy w ogóle unikać prowadzenia chodników i przejść raczej na wybieranie systemem ścianowym do granic, utrzymując drogi transportowe i wentylacyjne w wybranej części pokładu.

Dla ograniczenia do minimum ilości narożników, w których występują zawsze zwiększone ciśnienia, wskazane jest włączenie chodnika do przodka ścianowego (rys. 120).

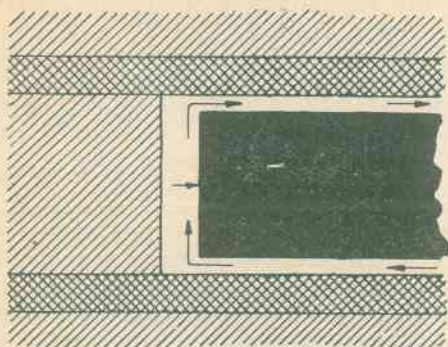
Jeżeli chodzi o wielkość kąta, jaki tworzy czoło przodka z kierunkiem chodnika, to im bardziej jest on ostry, tym większe zachodzi niebezpieczeństwo tapan. W pokładach tapiących i zalegających na dużych głębokościach może być wskazane nie tylko



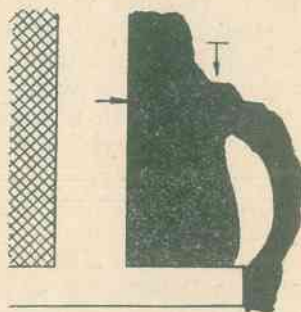
Rys. 242. Zasięg tapan w sąsiedztwie wewnętrznych kątów calizny

po nagłym wyrzucie gazu i węgla (rys. 244 — 246), co jest jednym z dowodów, że oba te zjawiska — tapania i nagłe wydzielania się gazów — mają z sobą dużo wspólnego.

W jednej z najgłębszych naszych kopalń, prowadzących eksploatację na głębokości około 800 m, wybierano dwa pokłady węgla 503 i 504 zale-

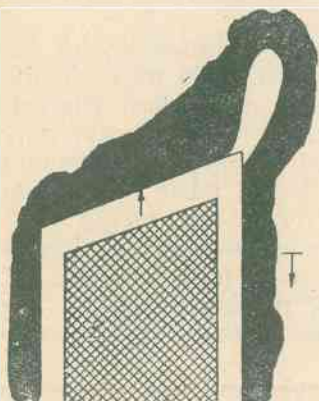


Rys. 243. Wybieranie resztek pokładu

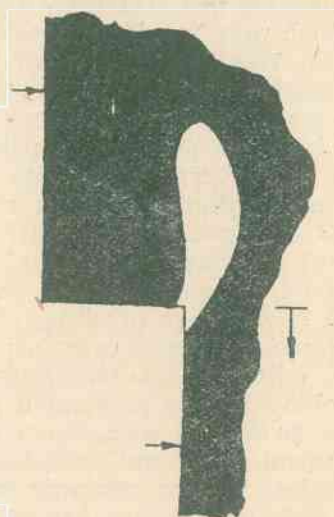


Rys. 244. Próżnia w górnym rogu wyprzedzającego chodnika ścianowego

gające w odległości około 12 m jeden od drugiego (rys. 242). W pokładzie wyższym (503) wskutek nadmiernego rozcięcia pola chodnikami przygotowawczymi wybranie filarów okazało się niemożliwe (częste tapania), a wskutek tego eksploatację zarzucono. W czasie wybierania systemem ścianowym pokładu 504 nastąpiły



Rys. 245. Nagły wyrzut w ostrym rogu pochylni



Rys. 246. Nagły wyrzut w przodku schodowo-stropowym

dwa bardzo silne tapania, których skutki objęły częściowo wyrobiska ścianowe w pokładzie 504, głównie zaś wyrobiska chodnikowe w pokładzie 503. Zasięg obu tych tapanieć pokazano na rys. 242. Jak z rysunku

tego wyniku, ściana w pokładzie 504 znalazła się w połowie pod calizną EF , w połowie zaś FG pod wybranym pokładem 503. W warunkach takich musiało się skoncentrować wyjątkowo duże ciśnienie w skałach, a mianowicie — przed drugim tąpnięciem — w części $ABFE$ oraz na północ od EH . Spowodowało to, że specjalnie narażony został na ciśnienie górny narożnik ściany, co doprowadziło do tąpnięcia. Podobne zjawisko wystąpiło również w czasie pierwszego tąpnięcia 2. 2. 1950 r. Z chwilą gdy przodek ścianowy w pokładzie 504 przekroczył granicę wybierania AB pokładu 503, tąpnięcia ustały wskutek panującego tu odprężenia. Nadmienić przy tym należy, że w narożniku ABF tąpnięcia w pokładzie 503 występowały już wcześniej, w czasie eksploatacji tego pokładu.

O ile przy wybieraniu pokładu tąpniącego zachodzi potrzeba prowadzenia chodnikowych *robót przygotowawczych*, należy projektować je w miejscach, gdzie nie występują wysokie naprężenia w pokładzie. Tak np. jeżeli chodnik ma być wykonany w sąsiedztwie starych zrobów, należy go prowadzić albo w strefie odprężonej (10 — 15 m od zrobów), albo już poza zasięgiem ciśnień eksploatacyjnych, a więc w odległości 40 — 50 m od zrobów. Przy wybieraniu pól systemem filarowym najtrudniej jest utrzymać chodniki lub dowiezchnie, których odległość od wybranych filarów odpowiada zasięgowi ciśnień eksploatacyjnych. Przy stosowaniu zabierek długości 50 m lub więcej chodniki te mogą okazać się całkowicie poza zasięgiem ciśnień eksploatacyjnych, jeżeli, jak to często bywa pod stropem piaskowcowym, największe ciśnienia eksploatacyjne występują w odległości około 30 m od wybranych filarów. Zarówno w pokładach tąpniących, jak i tam, gdzie występują duże ciśnienia, utrzymanie chodnika w podsadźce jest łatwiejsze aniżeli w caliznie. Dlatego też w kopalniach głębokich przy wybieraniu pokładu do granic należy zalecać utrzymywanie dróg transportowych i wentylacyjnych w podsadźce. Przy eksploatacji pokładów tąpniących może być również wskazane utrzymywanie głównych chodników w wytrzymałej skale płonnej.

Częściowe wybieranie pokładu pasami z pozostawieniem np. 50 % węgla dla zabezpieczenia powierzchni przyczynić się musi do dwukrotnego przynajmniej wzrostu naprężeń w pozostawionych filarach. Taki wzrost naprężeń w pokładach tąpniących może być niebezpieczny. Dlatego też częściowe wybieranie w pokładach tąpniących nie powinno być stosowane na głębokościach większych od 300 m, gdzie naprężenia w filarach łatwo mogą przekroczyć granicę wytrzymałości węgla.

Szerokość pozostawianych pasów pokładu nie powinna być większa niż $\frac{1}{2}$ odległości od najbliższego niewybranego niżej pokładu. Wyjątek dozwolony jest, w przypadku gdy odległość między pokładami nie przekracza 20 m, pod warunkiem jednak że oba pokłady będą wybrane pasami rozmieszczonymi dokładnie nad sobą.

Należy unikać zbliżania się frontem wybierania do starych zrobów, gdyż stale wzrastające naprężenia w wąskim niewybranym pasie węgla mogą doprowadzić do tąpań. Pod tym względem systemy ścianowe podłużne są korzystniejsze od systemów poprzecznych, których też należy unikać w pokładach tąpniących. W takich warunkach zbliżenie się ścianą poprzeczną na odległość 30 — 40 m do starych zrobów może już być niebezpieczne.

Z tego też względu przy wybieraniu pozostawionych resztek pokładu (filarów oporowych) należy je skracać, a nie zwaćcać, stosując bądź to

system ubierkowy (rys. 243), bądź też zabierkowy. Wybieranie należy prowadzić od starych zrobów, gdzie węgiel w filarze jest już częściowo odprężony.

4. WYBIERANIE Z PODSADZKĄ I Z ZAWAŁEM

Przy wybieraniu pokładu z ugięciem się stropu, a więc z podsadzką, występują tym większe naprężenia w węglu, im bardziej ściśliwa jest podsadzka. Ze wzrostem ściśliwości podsadzki wzrasta niebezpieczeństwo tapania, ale tylko do pewnych granic, gdyż z chwilą przekroczenia zdolności stropu do uginania się następuje jego załamanie, a równocześnie z tym również zmniejszenie ciśnienia na pokład.

Jak z tego wynika, zwalczanie tapania może iść bądź to drogą stosowania eksploatacji z zawałem bądź też użycia jak najszczelniejszej podsadzki. Zły materiał podsadzkowy podobnie jak i niedbałe podsadzanie prowadzi niezawodnie do zwiększenia niebezpieczeństwa tapania. Tym się też tłumaczy, że w wielu przypadkach wprowadzenie na kopalni podsadzki płynnej nie tylko nie usunęło tapania, lecz nawet zwiększyło ich nasilenie.

Podsadzki suchej ze względu na dużą jej ściśliwość należy unikać w pokładach tapiących.

Przy użyciu *podsadzki płynnej* należy podsadzać jak najbliżej frontu wybierania i jak najszybciej po wykonaniu wyrobiska. Im więcej pustek stoi w polu, tym łatwiej może nastąpić tąpnięcie o znacznym zasięgu.

Tę samą zasadę należy stosować i w odniesieniu do *eksploatacji z zawałem stropu*. Wywoływanie możliwie częstych i pełnych zawałów jest jednym z bardzo skutecznych środków zwalczania tapania. Jeżeli wyrobienie obudowy nie wystarcza do wywołania zawału, należy stosować strzelanie w stropie. Do ułatwienia zawałów stropu mocnego przyczynić się może w dużym stopniu usytuowanie linii zawału w kierunku równoległym do podzielności skał, a więc równoległe do kłiważu lub poprzecznej szczelinowatości. Przy systemie filarowym należy możliwie czysto wybierać nogi, a przynajmniej zostawiać je tak cienkie, aby przy rabunku można było je rozbić strzelaniem.

Znalezienie sposobu wywoływania zawałów mocnego stropu, pod którym przeważnie występują tapania, jest jednym z zasadniczych warunków unikania tapania. Tego rodzaju pomysły, jak torpedowanie grubych warstw piaskowca (Hurysz) lub zastosowanie głębokich otworów do strzelania w stropie, jakkolwiek dotychczas nie wypróbowane, mają pod tym względem swoje uzasadnienie.

5. OBUDOWA

Przy wykonywaniu wrębu lub strzelaniu w przodku istnieje pewien mniej lub więcej krótki czas, w ciągu którego strop w pobliżu przodka nie jest należycie podparty obudową, co powoduje zwiększenie naprężeń w węglu, zwłaszcza że strefa odprężona w takich momentach znajduje się na mniejszej głębokości w czole przodka. Tym się też tłumaczy, dlaczego duża ilość tapania następuje podczas urabiania węgla w niezabudowanych przodkach. Tak więc obudowa przodków w miejscach niebez-

piecznych ma duże znaczenie; zmniejsza ona wyciskanie węgla z przodka i zapobiega zawałom oraz tąpnięciom, przynajmniej w chwili urabiania.

W pokładach o niedużej intensywności tapani dobra i mocna (stalowa) obudowa może całkowicie zapobiec tapaniom lub przynajmniej osłabić je w znacznym stopniu. Odnosi się to zarówno do wyrobisk eksploatacyjnych, jak i do chodników, gdzie zastosowanie mocnej obudowy żelaznej (np. ŁP) jest bardzo wskazane.

Duże usługi w pokładach tąpiących może oddać obudowa wyprzedzająca, zwłaszcza jeżeli przy systemach ścianowych stosuje się głębszy wręb. Obudowę taką można wykonać przez wywiercenie pod piętrzem wyrobiska otworów o średnicy 200 mm, do których wprowadza się stropnice prostopadłe do przodka. Wolne ich końce podpira się stojakami lub stropnicami równoległymi do przodka. Głębokość otworów powinna być większa od głębokości wrębu. W miejscach szczególnie niebezpiecznych obudowę wyprzedzającą należy stosować również i w przodkach robót przygotowawczych.

6. ZABEZPIECZENIE LUDZI PRZED SKUTKAMI TAPAN

W przypadku nawet małych tapani łatwo odpadają ze stropu bryły węgla, które mogą stać się przyczyną wypadków. Dlatego też obudowa w przodkach pokładów tąpiących powinna być wykonana bardzo starannie po uprzedniej dokładnej obrywce rozluźnionej skały, przy czym szczególną uwagę należy zwracać na dokładne opinanie piętra okładzinami.

W czasie tapani i towarzyszących im wstrząsów często przewrócone zostają stojaki. Dla uniknięcia tego należy je stawiać w odpowiednich głębokich gniazdkach oraz wiązać ze stropnicami za pomocą linek lub klamer.

Wymiary poprzeczne chodników i pochylni nie powinny być zbyt małe, a to z tego względu, by w czasie silnych tapani nie uległy one całkowitemu zaciśnięciu i nie odcięły drogi ludziom znajdującym się poza strefą tapani. Zalecać można wysokość chodników 2,5 m i szerokość 3 — 4 m.

Najodpowiedniejszą obudową dla wyrobisk chodnikowych, w których możliwe są tapania, jest zastosowanie łuków stalowych ŁP, gdyż mimo nawet ich uszkodzeń i deformacji nie występują przy tego rodzaju obudowie całkowite zawały chodnika, lecz pozostaje przynajmniej nieduża przestrzeń, przez którą można się przedostać, a wskutek tego po tąpnięciu ludzie nie będą mieli odciętej drogi.

Jak wykazują doświadczenia niektórych kopalń, tapania występują przeważnie podczas urabiania węgla, a więc podczas wykonywania wrębu lub bezpośrednio po strzałach, jak również podczas wywoływania zawałów, zwłaszcza jeżeli zachodzi potrzeba strzelania w stropie. Tłumaczy się to tym, że wykonanie wrębu, a zwłaszcza strzelanie i wywoływanie zawałów przyczynia się do powstawania odkształceń w skałach i nagłego wzrostu naprężeń, a tym samym i do wyzwalań tapani. Wpływ wrębienia można zwalczać przez zastosowanie wzmocnionej obudowy lub nawet obudowy wyprzedzającej, natomiast wpływu wywoływania zawałów nie da się uniknąć, można natomiast wpływ ten spotęgować przez strzelanie wstrząsające, które znajduje szerokie zastosowanie w kopal-

niach z nagłymi wyrzutami gazów. Polega ono na jednoczesnym ostrzeleniu większej ilości otworów po uprzednim usunięciu ludzi z miejsca zagrożonego.

Strzelania wstrząsającego nie stosowano dotychczas w kopalniach eksploatujących pokłady tąpnięce. Gdyby sposób ten okazał się skuteczny, można byłoby uniknąć większości wypadków z ludźmi wskutek tępnięć.

7. OZNAKI OSTRZEGAWCZE

Jak praktyka wskazuje, nieraz już doświadczeni robotnicy pracujący w przodku, zwracając uwagę na oznaki ostrzegawcze, usunęli się na czas w miejsca bezpieczne i uniknęli w ten sposób skutków tępnięć.

Do oznak ostrzegawczych należy zaliczyć:

1. wzmożone ciśnienie na obudowę, i to nie tylko w samym przodku, lecz również w odległości 10 — 12 m od niego;
2. odpryskiwanie drobnych (płaskich) cząstek węgla z przodka;
3. trzaski węgla w ścianie przodka;
4. trzaski węgla w głębi pokładu, przypominające nieraz strzały karabinów maszynowych;
5. huki pochodzące z calizny i przypominające strzały armatnie;
6. wzmożone wydzielanie się gazu w przodku;
7. nagle zaciśnięcie wrębniaka;
8. gwałtowne wyciskanie węgla;
9. pęknięcie lub wyciskanie spągu łupkowego;
10. trudności wywołania zawału na pewnej długości ściany nawet przy strzelaniu w stropie; w warunkach takich tąpnięcie następuje przy wykonywaniu wrębu naprzeciw nieczystego zawału.

Silne trzaski i huki przejawiają się często bezpośrednio (na kilka sekund) przed właściwym tąpnięciem i zawałem. Przy wyjątkowo silnych tąpnięciach oznaki ostrzegawcze często w ogóle nie występują.

W pokładach tąpających, w których występują oznaki ostrzegawcze, należy unikać w przodkach mechanizmów wytwarzających hałas.

Na tym miejscu należy nadmienić, że w ostatnich latach rozpoczęto naukowe badania w kierunku rejestrowania szmerów pozasłyszalnych celem przewidzenia na czas tępnięć.

IV. EKSPLOATACJA POKŁADÓW SKŁONNYCH DO NAGŁYCH WYRZUTÓW GAZU I WĘGLA

Pod nazwą nagłych wyrzutów gazu należy rozumieć zjawisko, kiedy ze zdrowego i mocnego przodka wydzielają się nagle ogromne ilości gazu (CH_4 , CO_2 lub ich mieszaniny) przy równoczesnym zburzeniu struktury pokładu i wyrzuceniu dużej ilości węgla lub innej skały, zwykle w postaci najdrobniejszego pyłu i miazgi. Zjawiska nagłych wyrzutów znane są w świecie już z górą 70 lat (pierwszy wypadek zdarzył się we Francji w r. 1879).

Ilość wyrzuconego węgla (lub skały płonnej) waha się w bardzo szerokich granicach i dochodzi do 5000 ton lub nawet więcej przy ilości wydzielonego gazu rzędu kilkuset tysięcy metrów sześciennych. Po takim wyrzucie prawie cała kopalnia w ciągu krótkiego czasu zostaje wypeł-

niona gazem, który uniemożliwia oddychanie ludzi i działa dusząco. Równocześnie z tym setki metrów bieżących chodników szczelnie wypełnia rozdrobiony węgiel.

Nagle wydzielania dwutlenku węgla bywają na ogół znacznie silniejsze aniżeli wydzielania metanu i występują zwykle na głębokościach powyżej 250 — 300 m (niekiedy 200 m).

Wyrzuty metanu obserwuje się na głębokościach większych, a mianowicie 400 — 500 m. Na większych głębokościach intensywność i częstość wyrzutów wzrasta.

Nagle wydzielania występują w przodkach zarówno robót przygotowawczych, jak i eksploatacyjnych. W chodnikach i pochylniach zjawiska te są na ogół częstsze i intensywniejsze.

W polskich kopalniach węgla dotychczas nie obserwowano nagłych wyrzutów metanu, niemniej jednak spodziewać się ich można w przyszłości w najbardziej gazowych częściach naszych pokładów, a przede wszystkim w południowej części rejonu rybnickiego.

Jeżeli chodzi o nagłe wyrzuty dwutlenku węgla, to są one zjawiskiem bardzo groźnym i częstym w niektórych kopalniach Dolnego Śląska. Pierwszy wyrzut gazu w tym zagłębiu zanotowano w r. 1908.

Zgodnie z hipotezą podaną w części A, zjawisko nagłych wyrzutów może być całkowicie podporządkowane tapaniom, a wskutek tego przy eksploatacji pokładów skłonnych do tego rodzaju zjawisk należy stosować w pierwszym rzędzie wytyczne podane w poprzednim rozdziale i niezależnie od tego dążyć do uprzedniego odgazowania pokładu.

1. WYBIERANIE POKŁADÓW CHRONIĄCYCH

Uprzednie wybranie pokładu chroniącego jest niezawodnym środkiem do zupełnego usunięcia zjawiska nagłych wyrzutów gazu i węgla w pokładzie później wybieranym, jeżeli tylko odległość tych pokładów nie przekracza 50 — 60 m.

Jak skuteczne działanie wywiera wcześniejsze wybranie pokładu chroniącego, może posłużyć przykład kopalni im. Artema w Zagłębiu Donieckim, gdzie pokład chroniący („Diewiatka”) zalega 20 m nad pokładem chronionym („Mazurka”). Na poziomie 315 — 425 m pokład „Mazurka” był wybierany pod pokładem chroniącym. Było tu razem 161 nagłych wyrzutów węgla i gazu. Na nowym głębszym poziomie (425 — 520 m) roboty w pokładzie chroniącym wyprzedzały o 150 — 300 m roboty w pokładzie chronionym. W ciągu 1½ roku nie było ani jednego nagłego wyrzutu. W dalszym ciągu eksploatacji przez 4 miesiące roboty przygotowawcze w pokładzie chronionym wyprzedzały o 25 — 30 m roboty eksploatacyjne w pokładzie chroniącym. W tym czasie nastąpiło 16 nagłych wyrzutów. Pół roku później roboty eksploatacyjne w pokładzie chroniącym wyprzedzały zaledwie o 15 — 20 m roboty w pokładzie niebezpiecznym, a w miesiąc później pokryły się już ze sobą w rzucie poziomym. W ciągu tego miesiąca było 14 nagłych wyrzutów.

Drugi przykład: W kopalni „Kapitałnej” przy eksploatacji pokładu „Mariewskiego” występowały często nagłe wyrzuty. Zdecydowano zwalczyć je przez wcześniejsze wybranie pokładu chroniącego; tzw. „Nowego”. Z chwilą gdy roboty w tym pokładzie wyprzedziły roboty w pokładzie chronionym, nagłe wyrzuty w tym drugim przestały występować,

ale pojawiły się w pokładzie „Nowym“, w którym poprzednio ich w ogóle nie było.

Tak więc wcześniejsze wybranie pokładu chroniącego jest najsukuczniejszym sposobem usunięcia nagłych wyrzutów w pokładzie niebezpiecznym.

2. CZYSTE WYBIERANIE WĘGLA

Zarówno pod pozostawionymi filarami, jak i nad nimi powstają zwiększone naprężenia w pokładach sąsiednich oraz związane z nimi nagłe wyrzuty, których nie potrafimy zwalczyć. Przy wybieraniu węgla w takich miejscach pozostają tylko sposoby, których celem jest zabezpieczenie ludzi przed skutkami nieuniknionych nagłych wyrzutów.

3. WPŁYW SYSTEMÓW WYBIERANIA

Stwierdzono, że wyrzuty występują głównie w górnym rogu wyprzedzającego chodnika ścianowego (rys. 244), rzadziej natomiast w dolnym jego rogu. Dlatego też włączenie chodnika do przodka ścianowego (rys. 120) może zmniejszyć niebezpieczeństwo nagłych wyrzutów.

Jeżeli chodzi o wielkość kąta wewnętrznego, to im bardziej jest on ostry, tym większe zachodzi niebezpieczeństwo nagłych wyrzutów (rys. 245). Okoliczność ta spowodowała, że w ZSRR Makiejewski Instytut Naukowo-Badawczy zaproponował dla przypadku stromych pokładów węgla zastąpienie prostych kątów kątami rozwartymi przy systemie schodowo-stropowym (rys. 246), gdzie głównie zdarzają się wyrzuty na ścianie (rys. 247). Środek ten nie przyczynił się wprawdzie do zmniejszenia liczby wyrzutów, niemniej jednak wybitnie zmniejszył ich intensywność i skutki. Zamiast nagłych wyrzutów uzyskano powolne i o wiele bezpieczniejsze wyciskanie węgla i to nie w rogach przodka ustępliwego, lecz w środku ściany w miejscach urabiania. Opierając się na tych doświadczeniach można byłoby zalecać kopalniom unikanie kątów prostych na ścianie i zastąpienie ich kątami rozwartymi (rys. 241).

W pokładach skłonnych do nagłych wyrzutów podobnie jak i w pokładach tąpających należy unikać rozcinania pola chodnikami i w miarę możliwości stosować system ścianowy przy wybieraniu od miejsca udostępnienia pokładu.

Należy obniżyć do minimum prędkość postępu przodków i wywołać w ten sposób powolne zgniatanie (odprężenie) i odgazowanie węgla. Sposób ten okazał się wyjątkowo skuteczny, toteż niektóre kopalnie obniżyły postęp przodka ścianowego nawet do 0,3 m na dobę, pomimo że obowiązujące przepisy przewidują 0,5 m.



Rys. 247. Zastąpienie prostych kątów przy systemie schodowo-stropowym kątami rozwartymi

Co się tyczy obudowy, to należy stosować się do zasad podanych w rozdziale o eksploatacji pokładów tąpjących.

4. EKSPLOATACJA Z PODSADZKĄ I Z ZAWAŁEM

Eksploatację pokładów skłonnych do nagłych wyrzutów prowadzi się dotychczas z reguły przy zastosowaniu podsadzki suchej układanej ręcznie lub dmuchanej.

Obserwacje prowadzone w Związku Radzieckim (Pieczuk) wykazały, że w wielu przypadkach wybieranie z zawałem stropu może zmniejszyć liczbę i intensywność nagłych wyrzutów. Powstanie zawału zmniejsza naprężenia w skałach nad i pod pokładem i przyczynia się bądź to w ogóle do usunięcia nagłych wyrzutów, bądź też do wybitnego zmniejszenia ich intensywności. Obserwacje wykazały, że nagłe wyrzuty wznawiały się, gdy w wybranej przestrzeni przez dłuższy okres czasu nie następował zawał. Na kopalni „Krasnyj Profintern“ nie udawało się wywołać nagłych wyrzutów nawet przy bardzo silnym strzelaniu wstrząsającym, zanim strop nie był odsłonięty na przestrzeni 40 m. Zastosowanie sztucznych zawałów stropu usunęło w tej kopalni nagłe wyrzuty węgla i gazu.

Sprawy wybierania z zawałem stropu pokładów niebezpiecznych pod względem nagłych wyrzutów nie zdołano dotychczas rozstrzygnąć. Szereg naukowców skłania się do takiej metody eksploatacji, natomiast praktycy są w większości zwolennikami wybierania z podsadzką.

5. ODGAZOWANIE POKŁADÓW

Gdyby się udało obniżyć gazoność pokładu, wówczas nagłe wydzielania gazu można by albo zupełnie usunąć, albo zmalałyby wybitnie ich intensywność.

Jak wykazały doświadczenia, wiercenie otworów w przodku nawet na głębokości 15 — 25 m nie daje pożądanego wyniku. Nie rozwiązuje tego zagadnienia również wykonanie większej ilości otworów w przodku. Znacznie poważniejszy wpływ na odgazowanie pokładu wywiera zmniejszenie postępu frontu wybierania.

Środkiem, który bez wątpienia przyczynia się do przyspieszenia odgazowania pokładu, jest zmniejszenie statycznego ciśnienia skał przez wybranie sąsiedniego pokładu chroniącego. Zastosowanie przy tym sposobie wybierania dolnego pokładu chroniącego z zawałem stropu przyczynić się może do lepszego odgazowania pokładu chronionego, a to dzięki powstaniu szczelinowatości w węglu, która sprzyja odpływowi gazu.

Tak więc wcześniejsze wybranie pokładu chroniącego ma podwójne znaczenie, gdyż odpręża pokład chroniony, a równocześnie przyczynia się do odgazowania tego pokładu; usuwa więc obie główne przyczyny nagłych wyrzutów.

6. PETRYFIKACJA POKŁADU WĘGLA

Nagłe wyrzuty gazu i węgla następują z reguły w chwili udostępnienia niebezpiecznego pokładu za pomocą przecznicy, szybu lub szybiku. Instytut w Makiejewce przeprowadził próbę petryfikacji (sylikatyzacji) pokładu, która dała dodatni wynik. W tym celu przecznicę (4 × 2,5) za-

trzymano 2 m przed pokładem i rozszerzono do wymiarów 5×3 . Przewiercono w niej 66 otworów długości 4,5 — 6,5 m, do których wtłoczono szkło wodne i chlorek wapnia w stosunku 1 : 2 pod ciśnieniem 30 — 40 at. Związanie krzemianu nastąpiło po 4 — 5 dniach. Pomimo bardzo silnego strzału wstrząsającego w przodku (załadowano 15,5 kg materiału wybuchowego do 23 otworów) nagły wyrzut węgla nie nastąpił.

Sposób ten jest kosztowny i uciążliwy, a wobec tego wątpliwe jest, by znalazł szersze zastosowanie przy zwalczaniu nagłych wyrzutów.

7. STRZELANIE WSTRZĄSAJĄCE

Dla uniknięcia wypadków z ludźmi starano się już od dawna w kopalniach z nagłymi wyrzutami gazów prowadzić roboty w taki sposób, by wyrzuty te następowały tylko wtedy, gdy na dole kopalni nie ma w ogóle ludzi. Bardzo dobre wyniki dało zastosowanie tzw. wstrząsającego strzelania. Polega ono na jednoczesnym odstrzeleniu większej ilości otworów z silniejszymi niż zwykle ładunkami.

Sposób ten okazał się bardzo skuteczny, gdyż wywołując dodatkowe naprężenia w węglu wskutek wstrząsu przy strzelaniu przyczynia się do przyspieszenia wyrzutu i wywołania go w odpowiedniej chwili, gdy ludzie usunęto z kopalni. Jeżeli po strzelaniu nie następuje wyrzut węgla i gazu, jest to dowodem, że naprężenia w węglu jeszcze znacznie odbiegają od naprężeń granicznych i że istnieje duże prawdopodobieństwo, iż przez całą dniówkę do chwili następnego strzelania można mniej więcej bezpiecznie przebywać w przodku.

W Zagłębiu Gard (Południowa Francja) w ciągu pierwszych $8\frac{1}{2}$ lat (1922 — 1930) od chwili wprowadzenia tego sposobu nie było w ogóle wypadków z ludźmi z tego powodu, pomimo tego że w tym czasie nastąpiło przeszło 700 nagłych wydzieleni, które wyrzuciły ponad 160 000 ton węgla. Uprzednio (1879 — 1922) było 1600 nagłych wyrzutów i wiele wypadków z ludźmi. W kopalni Nowa Ruda (Dolny Śląsk) nagłe wyrzuty bardzo dużych nawet ilości węgla wywołuje z nielicznymi wyjątkami strzelanie wstrząsające. Przy strzelaniu używa się tylko powietrznych materiałów wybuchowych, przy czym ładunek każdego otworu nie może być mniejszy niż 300 g i większy niż 1000 g.

8. INNE SPOSOBY ZABEZPIECZANIA LUDZI

W celu uniknięcia wypadków z ludźmi zabroniono używania narzędzi i maszyn udarowych, gdyż mogą one w niektórych przypadkach wywołać wyrzut węgla i gazu w czasie pracy. Między innymi zabroniono również młotków mechanicznych, wskutek czego urabiać można tylko za pomocą robót strzelniczych, przy czym strzelanie (wstrząsające) przeprowadza się z powierzchni lub ze schronów na dole, względnie spoza specjalnych mocnych tam odgradzających niebezpieczną część kopalni. W czasie strzelania wszyscy ludzie oprócz strzałowych powinni wyjechać na powierzchnię.

W ostatnich latach wysiłki konstruktorów idą w kierunku opracowania mechanizmów do urabiania (strugów, wrębiarek, wiertarek i wręboladowarek) kierowanych z odległości, tak ażeby ludzie podczas pracy tych maszyn nie znajdowali się w miejscach niebezpiecznych.

W kopalniach niebezpiecznych pod względem wyrzutów gazu i węgla należy zwracać baczną uwagę na wszelkie oznaki ostrzegawcze, które na ogół pokrywają się z oznakami występującymi przed tapaniami. Niezależnie od tego należy dążyć w przodkach otwory wyprzedzające celem badania tego rodzaju oznak ostrzegawczych, jak ciśnienie gazu, jego temperatura i zmiana własności węgla.

Podziemna załoga kopalni powinna być zaopatrzona w ucieczkowe przyrządy tlenowe. Wskazane jest poza tym urządzenie schronów podziemnych i oświetlenie dróg ucieczkowych.

V. EKSPLOATACJA POKŁADÓW GAZOWYCH

W myśl obowiązujących przepisów powietrze w przodku nie może zawierać metanu powyżej 2 %, w prądzie zaś wychodzącym z pola zawartość metanu nie może przekraczać 1 %. Dla zachowania tych warunków w pokładach bardzo gazowych muszą być zastosowane odpowiednie sposoby zwalczania gazu, przy czym bardzo poważną rolę odgrywa system wybierania pokładu.

1. WYDZIELANIE SIĘ METANU W KOPALNIACH

Metan występować może w skałach w trzech postaciach, a mianowicie:

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

Oba ostatnie zjawiska obejmuje się łączną nazwą sorpcji.

Metan zawierają głównie pokłady węgla. Jeżeli chodzi o gazoność skał towarzyszących pokładowi węgla, to metan występuje tylko w bezpośrednim sąsiedztwie (od kilku do 25 m) pokładu węgla i to głównie w skałach gliniastych stykających się z węglem, ale w ilościach znacznie mniejszych aniżeli w węglu.

Ruch metanu w skałach zależy od ich przenikliwości gazowej. Jak wykazały badania, gazoprzenikliwość węgla jest 30 i więcej razy wyższa od przenikliwości skał towarzyszących, które praktycznie można traktować jako gazonieprzenikliwe.

Tak więc zasadniczym źródłem metanu w kopalniach są pokłady węgla. W tych miejscach, gdzie węgiel znajduje się pod dużym wszechstronnym ciśnieniem, ilość wydzielającego się z niego gazu jest nieduża. Z chwilą gdy węgiel zostaje odprężony lub zgnieciony, obserwuje się na początku wzmoczone wydzielanie się z niego metanu, który z biegiem czasu maleje. Proces wydzielania gazu z węgla trwa bardzo długo. Tak np. z wydobytych na powierzchnię kawałków węgla wydzielą się gaz w ciągu pół roku. Odgazowanie pokładu węgla trwa, naturalnie, jeszcze dłużej.

Podczas wybierania pokładu węgla, zalegającego w pobliżu innego pokładu nieeksploatowanego, ten drugi ulega odprężeniu i następuje w nim desorpcja gazu, który dostaje się do wyrobisk w pokładzie eksploatowanym i zwiększa ogólną ilość gazu wydzielającego się w kopalni. Zwiększenie to może wynosić 40 — 60 lub nawet powyżej 100 %.

Zasięg drenującego działania pokładu eksploatowanego na sąsiadujący z nim niżej zalegający pokład wynosi około 20 m. Na taką samą mniej więcej odległość w kierunku stropu sięga wpływ stromego pokładu eksploatowanego, jak również pokładu o małym upadzie, ale wybieranego z podsadzką. Jeżeli pokład o niedużym upadzie wybiera się z zawałem, wówczas wskutek tworzenia się szczelin w stropie zasięg jego w kierunku ku górze jest znacznie większy i dochodzi do 60-krotnej grubości pokładu (Pieczuk).

Jak z powyższego wynika, źródłami wydzielającego się w wyrobiskach gazu są:

1. odgazowanie eksploatowanego pokładu,
2. urobek znajdujący się w wyrobisku,
3. dopływ gazu z sąsiednich niewybranych pokładów.

1. *Odgazowanie eksploatowanego pokładu* następuje już w czasie przeprowadzania wyrobisk przygotowawczych. Na podstawie obserwacji można przyjąć, że granica drenującego działania wyrobisk przygotowawczych po upływie kilku lat od chwili ich wykonania sięga w głąb calizny na odległość 20 — 30 m. Czas ten znacznie się skróci względnie zasięg się zwiększy, jeżeli pokład odpręży się przez wybranie innego pokładu.

W większości przypadków wydzielanie się metanu w okresie robót przygotowawczych jest kilkakrotnie większe aniżeli w okresie właściwej eksploatacji pokładu.

Gdy przy nieczystym wybieraniu węgla pozostawia się nogi lub warstwę węgla w stropie pokładu, duża ilość gazu wydziela się w starych zrobach.

2. *Obecność urobku w wyrobisku*, jak to jest np. przy systemie komorowym z magazynowaniem węgla, wpływa w wysokim stopniu na zwiększenie zawartości gazu w powietrzu.

3. *Przenikanie gazu z pokładów towarzyszących* odbywa się głównie przez naturalne lub wywołane zawałem szczeliny w skałach. Większość gazu dostaje się przy tym do starych zrobów i tworzy zbiorniki dużej pojemności, skąd wypływa częściowo do wyrobisk eksploatacyjnych, częściowo zaś do dróg powietrznych. Przy równoczesnej eksploatacji dwóch pokładów drenujące działanie wywiera pokład wyprzedzający.

2. ZWALCZANIE NIEBEZPIECZEŃSTWA GAZU

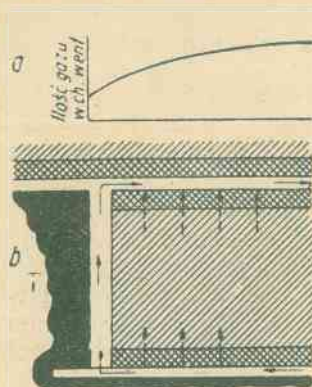
Jednym pewnym obecnie sposobem zachowania bezpieczeństwa składu powietrza kopalnianego ze względu na możliwość wybuchu jest dostateczne jego rozrzedzenie i usunięcie gazu przez odpowiednie przewietrzanie.

Dla ułatwienia tego zadania konieczne jest z jednej strony panowanie nad wydzielaniem się metanu, z drugiej zaś niedopuszczenie do jego gromadzenia się w wyrobiskach w większych stężeniach. Do panowania nad wydzielaniem się gazu prowadzą cztery drogi, a mianowicie:

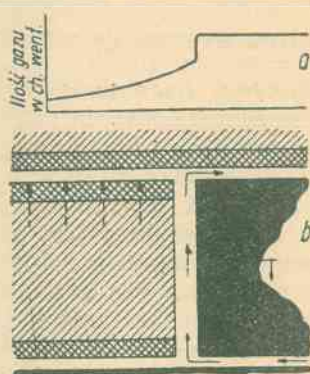
1. zmniejszenie ilości wydzielającego się metanu;
2. zapewnienie możliwie równomiernego w czasie wydzielania się gazu;
3. ujęcie gazu i odprowadzenie go rurami lub kanałami, w których niebezpieczeństwo związane z jego zapaleniem jest bardzo małe;
4. niedopuszczenie do gromadzenia się gazu w wyrobiskach.

legła do osi odciętych, gdyż gaz w tym miejscu już nie wydziela się ze starych zrobów. Jeżeli ucieczki powietrza nie są duże i większość jego płynie do przodka, zawartość gazu w powietrzu w pobliżu ściany będą stosunkowo nieduża, a wskutek tego warunki bezpieczeństwa będą korzystne.

Gorsze pod tym względem warunki istnieją przy wybieraniu *systemem ścianowym od granic*, jeżeli prąd powietrza po przewietrzeniu przodka wraca chodnikiem wentylacyjnym (rys. 249). Przestrzeń wybrana jest



Rys. 248. Wydzielanie się gazu przy wybieraniu systemem ścianowym do granic



Rys. 249. Wydzielanie się gazu przy wybieraniu systemem ścianowym od granic i przy przewietrzaniu centralnym

tylko w małym stopniu przewietrzana ucieczkami powietrza, a wskutek tego nagromadzenie gazu i jego stężenie w starych zrobach są duże. Przy nagłym spadku barometrycznym duża ilość metanu skieruje się wobec tego do przodka, stwarzając warunki bardzo niebezpieczne.

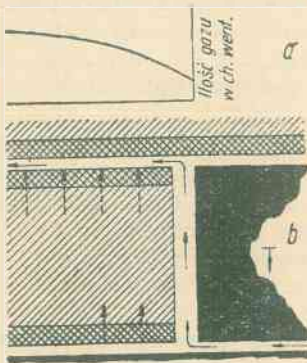
Wykres ilości przepływającego w jednostce czasu metanu w chodniku wentylacyjnym przedstawiono na rys. 249a. Wzdłuż starych zrobów wzrost ilości metanu jest stopniowy, w pobliżu natomiast przodka, gdzie prąd powietrza doprowadza gaz wydzielający się z calizny, następuje nagły wzrost jego ilości, która w dalszym ciągu chodnika wentylacyjnego pozostaje już prawie stała względnie tylko bardzo powoli wzrasta.

Lepsze warunki bezpieczeństwa uzyskuje się, w przypadku gdy prąd powietrza po przewietrzeniu ściany płynie w dalszym ciągu między starymi zrobami (rys. 250), jak to bywa przy skrzydłowym przewietrzaniu kopalni.

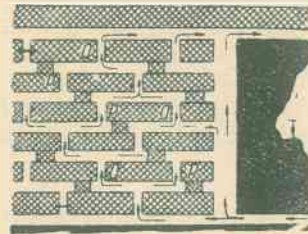
O ile przy eksploatacji z zawałem stropu jest bardzo trudno panować nad wydzielaniem się gazu ze starych zrobów, o tyle przy zastosowaniu pasów podsadzki sprawę tę można w pewnym stopniu rozwiązać. W tym celu (rys. 251) zostawia się w pasach podsadzki wąskie „okna” *O* (rodzaj przecinek) między chodnikami podsadzkiowymi. Okna te rozmieszcza się w szachownię, ażeby przepływające przez nie powietrze mogło usunąć gaz z chodników. W miarę posuwania się ściany należy tamować lub podsadzać stare okna od strony chodników. Dla uniknięcia w czasie zniżki

barometrycznej przenikania dużych ilości gazu z chodników podsadzkowych do miejsca pracy zaleca się co pewną odległość podsadzać P chodniki podsadzkowe.

Bardzo niebezpieczne warunki powstają w pokładach gazowych (zarówno przy eksploatacji do granic, jak i od granic), gdy kolejność wybierania pięter prowadzona jest od niższych do wyższych (rys. 252). Gaz ze starych zrobów dolnego piętra dostaje się do prądu świeżego powietrza i płynie do przodka ścianowego, a poza tym może się zbierać w niebezpiecznych stężeniach pod stropem w chodniku transportowym, gdzie o zapalenie metanu nie jest trudno chociażby ze względu na to, że



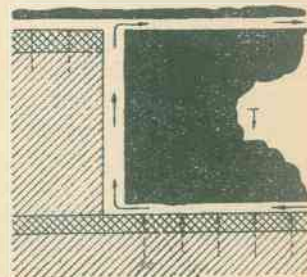
Rys. 250. Wydzielanie się gazu przy wybieraniu systemem ścianowym od granic i przy przewietrzaniu skrzydłowym



Rys. 251. Odprowadzanie gazu z przestrzeni wybranej do chodnika wentylacyjnego

w chodniku tym przeprowadzone są zwykle przewody elektryczne oraz czynne są urządzenia transportowe. Taką kolejność wybierania pięter w pokładach gazowych można tolerować tylko przy zastosowaniu podsadzki płynnej.

2. *Systemy filarowe.* Przy systemach filarowych wobec dużego udziału robót przygotowawczych pokład zostaje w dużym stopniu zdrenowany jeszcze przed przystąpieniem do robót eksploatacyjnych. Przyczynia się to do zmniejszenia na tych robotach ilości wydzielającego się gazu, niemniej jednak utrudnia walkę z gazem w okresie robót przygotowawczych. Poza tym wobec ustępliwego frontu wybierania występuje przy systemach filarowych w caliznie większe ciśnienie aniżeli przy długim froncie ścianowym, co przyczynia się do intensywniejszego odgazowania pokładu. Przejawia się to zwłaszcza przy mocnym stropie piaskowcowym, który nie załamuje się małymi partiami i nie ugina nad podsadzką, a wskutek tego w pewnych okresach wywiera duże ciśnienie na filary węglowe.



Rys. 252. Niewłaściwa kolejność wybierania pięter pokładu gazowego

Pozostawienie niewybranych nóg przy systemie ślaskim jak również filarów ogniowych przyczynia się wybitnie do zwiększenia ilości gazów

w starych zrobach, do których równocześnie dostaje się zwykle dużo gazu z wyżej zalegających pokładów towarzyszących. Zastosowanie podsadzki płynnej może wybitnie wpłynąć na zmniejszenie ilości gazów pochodzących z nóg i pokładów towarzyszących, nie zmniejszy jednak ilości gazu wydzielającego się z frontu eksploatowanego pokładu.

3. *Eksploatacja pokładów warstwami.* Przy eksploatacji pokładów warstwami gaz wydziela się głównie przy wybieraniu pierwszej warstwy; warstwy następne dają znacznie mniej gazu. Jeżeli pokład jest stromy i wybierany warstwami poziomymi z zawałem, a więc począwszy od warstw wyższych, wówczas przy wybieraniu pierwszej warstwy na górnym poziomie ilość wydzielającego się metanu nie jest duża w związku z małą głębokością robót. Równocześnie jednak odgazowuje się warstwę niższą.

Powoduje to, że przy tym systemie wybierania wydzielanie się gazu jest mniej więcej równomierne, a więc i warunki gazu korzystne. Warunków takich nie ma ani przy eksploatacji pokładu warstwami poziomymi z podsadzką płynną, gdyż wybieranie rozpoczyna się tu od warstwy głębszej, ani też przy eksploatacji warstwami pochyłymi.

VI. EKSPLOATACJA POKŁADÓW SKŁONNYCH DO SAMOZAPALENIA

Warunkami powstania pożarów podziemnych wskutek samozapalenia są: obecność rozdrobnionego węgla i dopływ do niego powietrza przez pewien czas. Jeżeli przynajmniej jeden z tych warunków nie będzie zachowany, pożar w pokładzie nie powstanie, dlatego też przy prowadzeniu eksploatacji pokładów skłonnych do samozapalenia konieczne jest unikanie warunków, przy których tworzyć się mogą skupienia pyłu lub miazgi węglowego, a więc ognisk samozagrzewania węgla. W przypadkach gdy warunki takie zaistnieją, konieczne jest obniżenie do minimum dopływu powietrza do możliwych ognisk lub przynajmniej ograniczenie czasu dopływu do tego stopnia, by pożar nie zdążył w nich powstać. Pożary mogą powstać przy każdym systemie eksploatacji, przy przestrzeganiu jednak odpowiednich zasad prowadzenia robót niebezpieczeństwo ich powstania można wybitnie zredukować.

Ogniskami samozagrzewania węgla mogą być: pozostawiony w wyrobiskach urobek lub węgiel oderwany z piętra albo ociosów wyrobiska, stare zroby oraz spękane lub zgniecione calizny węglowe. Powodem pożarów w starych zrobach mogą być pozostawione w nich nogi, niewybrane warstwy węgla jak również węgiel pochodzący z innych, wyżej zalegających pokładów, jeżeli zostają one objęte strefą zawału. Uniknąć tego można przez zastosowanie możliwie szczelnej podsadzki. Zgniecienie lub spękanie calizny węglowej może nastąpić zarówno wskutek ciśnienia górotworu, jak i podebrania pokładu lub jego warstwy robotami górniczymi prowadzonymi niżej.

Ograniczenie dopływu powietrza do możliwych ognisk pożarowych jest, ściśle biorąc, zagadnieniem wchodzącym w zakres przewietrzania kopalń, niemniej jednak duży wpływ może tu mieć zarówno usytuowanie dróg powietrznych, jak i kierunek wybierania pokładu, co wchodzi już w zakres systemów eksploatacji.

Ażeby pożar mógł powstać w sprzyjającym dla niego miejscu, konieczny jest dopływ do tego miejsca powietrza przez mniej lub więcej długi okres czasu, co zależy od fizycznych i chemicznych własności węgla, tzn. od stopnia jego rozdrobnienia i skłonności do samozagrzewania. Przy eksploatacji pokładów węgla samozapalenie w polu następuje zwykle po upływie określonego czasu od chwili rozpoczęcia w nim eksploatacji. Czas ten w większości przypadków waha się od 6 do 12 miesięcy, ale przy wybieraniu pokładów szczególnie skłonnych do samozapalenia, jak to jest np. w kopalniach węgla brunatnego, może być znacznie krótszy i wynosić 2—3 miesięcy. Po wybraniu pola trzeba je odciąć od dopływu do niego powietrza.

Jak z powyższego wynika, przy eksploatacji pokładów skłonnych do samozapalenia powinno się nie zapominać o ważności takich czynników, jak:

- a. czyste wybieranie węgla,
- b. zwalczanie ciśnień,
- c. unikanie podbierania pokładu lub jego warstwy,
- d. odpowiedni kierunek wybierania pokładu i związane z nim usytuowanie dróg powietrznych,
- e. odpowiednie wymiary pól i ich izolacja.

Pożary wskutek samozapalenia powstają głównie przy eksploatacji pokładów grubych, toteż na te pokłady należy zwrócić szczególną uwagę. Można przyjąć nawet, że wszystkie pokłady grube są skłonne do samozapalenia w większym lub mniejszym stopniu. Niemniej jednak pożary zdarzają się również i w pokładach cienkich, zwłaszcza jeżeli ich węgiel posiada odpowiednie własności.

1. CZYSTE WYBIERANIE WĘGLA

W pokładach cienkich można wybitnie zmniejszyć możliwość pożarów wskutek samozapalenia przez zastosowanie *systemu ścianowego* bez pozostawiania filarów oporowych przy chodnikach transportowych i wentylacyjnych. Oprócz tego należy przestrzegać, ażeby urobek był całkowicie wydawany a miał węglowy nie pozostawał w starych zrobach. W przypadku węgla szczególnie skłonnego do samozapalenia można zalecać nawet zamiatanie spągu przed wywołaniem zawału. Jeżeli zawał stropu nastąpi aż do samej ściany i zajdzie potrzeba ponownego jej przygotowania, pozostawiony węgiel może być przyczyną pożaru w starych zrobach.

Przy wybieraniu *systemem zabierkowym* pokładów grubych z zawaletem stropu straty węgla w starych zrobach są nieuniknione, toteż pożary w takich warunkach powstają bardzo często. Jak wykazuje jednak statystyka, decydującym czynnikiem jest tu sam fakt pozostawiania węgla w zrobach, a nie jego ilość (wielkość strat), często bowiem pożary powstają nie w tych polach, gdzie straty są największe, lecz tam, gdzie są najmniejsze.

Można znacznie zmniejszyć niebezpieczeństwo pożarów w starych zrobach przez *dokładne i możliwie zupełne wywoływanie zawałów*, a zwłaszcza przez *dokładne podsadzenie wyrobiska*. Jeżeli w stropie są łatwo rabujące się łupki, to z biegiem czasu zawalisko uszczelnia się, przenikanie zaś powietrza do pozostawionych resztek pokładu zmniejsza się a wskutek tego z biegiem czasu niebezpieczeństwo pożaru w starych zrobach maleje.

Inaczej ma się sprawa przy mocnych skałach stropowych, które załamują się tylko dużymi bryłami: pozostawione w starych zrobach nogi i filary ulegają zgnieceniu, a dopływ powietrza jest do nich ułatwiony. W warunkach takich niebezpieczeństwo pożaru nie zmniejsza się z biegiem czasu, a pożary powstają nieraz nawet po upływie 3 lub 4 lat. Tak więc pod stropem piaskowcowym jest większe niebezpieczeństwo pożarów aniżeli pod łupkowym.

Obecność podsadzki zabezpiecza przed dostaniem się do zawałiska węgla z wyżej zalegających pokładów, które mogą być objęte strefą zawału. W przypadku pozostawienia w zrobach nóg lub filarów podsadzka, zwłaszcza płynna, może dokładnie izolować je od dopływu powietrza, trzeba ją jednak wykonać starannie i doprowadzić aż do stropu. Należy zwracać uwagę, by w kamieniu używanym do podsadzki nie było przerostów węglowych lub łupku palnego.

2. ZWALCZANIE CIŚNIEŃ

Duża ilość pożarów powstaje w *rozgniecionych filarach i caliźnie*. Tak np. w Zagłębiu Donieckim pożary tego rodzaju stanowią około 87 % ogólnej ich ilości. Rozgniatanie takie występuje przede wszystkim pod piaskowcami, a więc i pod tym względem niebezpieczeństwo pożarów pod piaskowcami jest większe aniżeli pod łupkami.

Dla zmniejszenia możliwości rozgniatania filarów należy dążyć do zredukowania ilości *robót przygotowawczych*, unikać niepotrzebnych wyrobisk w węglu, wyrobisk zaś niezbędnych nie wykonywać zbyt wcześnie. Roboty przygotowawcze należy prowadzić w miejscach, gdzie nie występują duże ciśnienia, a w pokładach grubych unikać krzyżowania się chodników prowadzonych po spągu oraz w środku pokładu i pod jego stropem. Wyrobisk przygotowawczych nie należy łączyć z sobą pod kątem mniejszym niż 60°. Przy kątach bardziej ostrym węgiel w klinie między wyrobiskami należy wybierać na głębokość nie mniejszą niż 3 m. Miejsce to należy odpowiednio zabudować, najlepiej cegłą lub betonem, a wolną przestrzeń dokładnie podsadzić materiałem ognioodpornym. Główne wyrobiska w węglu, trwające długi czas, należy utrzymywać w obudowie stałej, przy czym jest bardzo wskazane wypełnić przestrzeń między obudową a węglem podsadzką płynną, która zabezpiecza przed ogniami szczelinowymi. Jeszcze lepiej wyrobiska takie prowadzić nie w węglu, lecz w stropie lub w spągu pokładu. W zgniecionych miejscach pokładu wskazane jest w ogóle otaczać obudowę nawet drewnianą (odrzwia o wiązaniu niemieckim obite balami lub deskami) poduszką z podsadzki płynnej. Przy mocnym stropie pokładu wskazane jest chodniki prowadzić pod stropem, a nie po spągu lub w środku pokładu, gdyż w ten sposób węgiel ulega mniej spękaniu i mniej jest pożarów w ociosach.

Obudowę chodników należy utrzymywać w dobrym stanie, aby uniknąć zawałów chodnikowych, w których łatwo może powstać pożar. W razie powstania zawału należy chodnik zaraz przebudować, a węgiel luźny wybrać. Jeżeli stwierdzi się nagrzewanie się węgla w ociosach lub w piętrze chodnika lub pochylni, należy zagrzany węgiel wybrać i pustkę wypełnić podsadzką płynną bądź całkowicie, bądź też poza obudową chodnika. Wszystkie niepotrzebne wyrobiska w węglu należy likwidować przez ich podsadzenie lub otamowanie.

Front wybierania pokładu powinien być możliwie prosty, pola zaś wybierane jednoskrzydłowo. Jeżeli zachodzi konieczność pozostawienia filarów oporowych, powinny one być odpowiednio grube; lepiej jest jednak utrzymywać chodniki w podsadce. W celu zmniejszenia ciśnień w pokładzie grubym i jego odprężenia wskazane jest wcześniejsze wybranie zalegającego nad nim pokładu mniejszej grubości.

3. PODEBRANIE POKŁADU

Wcześniejsze wybranie pokładu niższego, a zwłaszcza z zawałem, przyczynia się do naruszenia pokładu wyższego, który wskutek tego może zapalić się pod wpływem przenikania powietrza do szczelin. Podebranie pokładu jest szczególnie szkodliwe, jeżeli w pokładzie górnym istnieją wyrobiska, gdyż ułatwiają one przenikanie powietrza do powstałych szczelin. Podebranie takie wznawia również stare pożary. Gdy pokłady zalegają blisko i w czasie wybierania dolnego pokładu powstają szczeliny między nim a pokładem wyższym, przez które może przepływać powietrze lub gazy, pożar może powstać również i w pokładzie niższym.

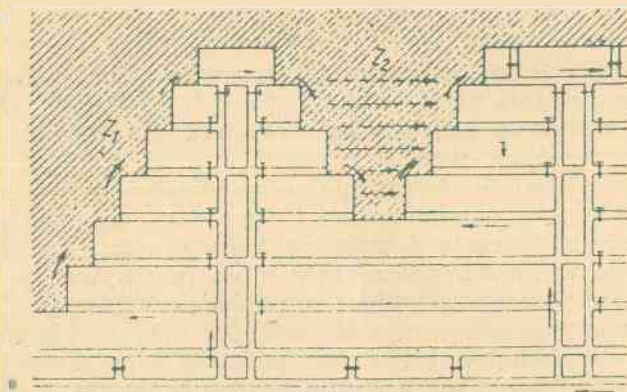
Podobne zjawiska obserwuje się również przy wybieraniu pokładu warstwami. O ile pokład wybiera się z podsadzką, począwszy od warstw niższych, szczeliny tworzą się węgłu warstw wyższych, a więc z chwilą przystąpienia do jego wybierania istnieć będą warunki ułatwiające powstanie pożaru. Niebezpieczeństwo samozapalenia będzie tym większe, im większa jest ilość warstw. Dla uniknięcia tego należy wyrobisko podsadzać jak najdokładniej, a warstwami poziomymi wybierać mniejsze podpiętra lub też — przy suchej podsadce — prowadzić eksploatację od warstw wyższych, dając podłogę, która ułatwi wybieranie warstw niższych. Należy jednak przy tym unikać pozostawiania jakichkolwiek filarów. Czasami przy eksploatacji warstwami równoległymi do uławicenia pokładu wybiera się górną warstwę z zawałem jako pierwszą, np. w celu uniknięcia tupań, a następnie zaczynając od najniższych przechodzi się do normalnego wybierania dolnych warstw z podsadzką płynną. Takiego sposobu wybierania nie można zalecać, jeżeli pokład jest skłonny do samozapalania, gdyż przy wybieraniu warstw niższych mogą łatwo powstać w nich szczeliny, przez które będzie przenikało powietrze do zawaliska. Pożar powstać więc może albo w szczelinach warstw niższych, albo też w zawalisku warstwy górnej.

4. KIERUNEK WYBIERANIA POKŁADU I USYTUOWANIE DRÓG POWIETRZNYCH

Przy wybieraniu pokładów skłonnych do samozapalenia trzeba zwracać dużą uwagę na to, by powietrze nie przepływało w ciągu dłuższego czasu przez stare zroby (o ile znajduje się w nich węgiel) oraz przez szczeliny w caliźnie. Tak np. niekorzystne pod tym względem warunki powstają przy dwuskrzydłowym wybieraniu pól (rys. 253). W tym przypadku zachodzi znacznie większe prawdopodobieństwo powstania pożaru w zrobach Z_2 aniżeli w Z_1 , a to skutkiem dążenia powietrza do przejścia najkrótszą drogą przez stare zroby.

W przypadku utrzymywania chodnika wentylacyjnego nad starymi zrobami (rys. 254) powietrze będzie miało zawsze tendencję do przenika-

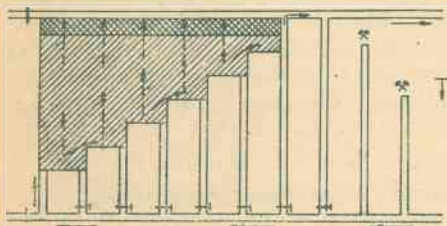
nia do starych zrobów i przepływu przez nie, a wskutek tego prawdopodobieństwo pożaru w starych zrobach będzie poważne. Przy braku chodnika wentylacyjnego nad starymi zrobami i przy sprowadzaniu powietrza zużytego do chodnika równoległego przy transportowym (rys. 255) możliwość powstania pożaru w starych zrobach jest mało prawdopodobna (R. Strusiewicz, 1930), zachodzi natomiast niebezpieczeństwo pożaru w fi-



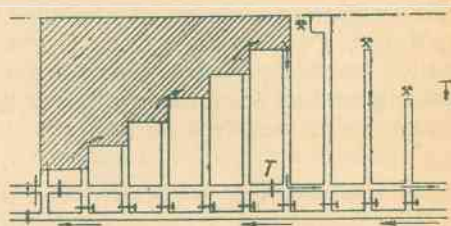
Rys. 253. Możliwość pożaru przy dwuskrzydłowym wybieraniu pól

larze między równoległymi chodnikami, w których powietrze płynie w przeciwnie strony (znaczną różnicą depresji), ponieważ stosunkowo cienki filar w tym miejscu może łatwo ulec zgnieceniu. Zwiększenie grubości filaru jest w tym przypadku korzystne.

Jeżeli nie ma filaru wzdłuż chodnika transportowego i gdy powietrze zużyte sprowadza się na dół (rys. 256), prawdopodobieństwo powstania



Rys. 254. Możliwość powstawania pożaru w starych zrobach

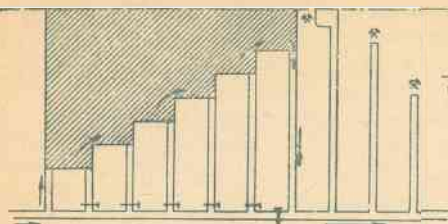


Rys. 255. Małe prawdopodobieństwo pożaru w starych zrobach, możliwość natomiast pożaru w filarze przy chodniku transportowym

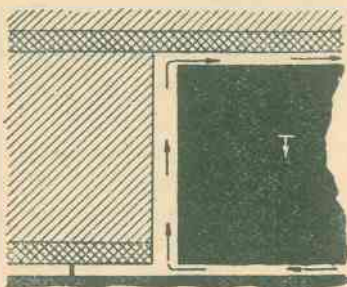
pożaru tak w starych zrobach, jak i w filarach jest bardzo małe. Pożar może tu powstać w filarze w pobliżu tamy T , jeżeli zostanie on zgnieciony. Ze względu jednak na to, że tama T nie pozostaje w jednym miejscu przez dłuższy okres czasu i zostaje przeniesiona z chwilą rozpoczęcia wybierania następnego filaru, możliwość powstania obok niej pożaru jest mało prawdopodobna.

Na ogół biorąc najkorzystniej jest wybierać pokłady skłonne do samozapalenia w kierunku od granic przy równoczesnej likwidacji górnego chodnika wentylacyjnego (rys. 257). W takich warunkach powietrze nie ma tendencji przenikania zbyt głęboko do starych zrobów, a wskutek tego przy dostatecznie prędkim postępie frontu wybierania łatwo jest uniknąć w nich pożaru, jeżeli tylko wzdłuż chodnika wentylacyjnego nie pozostawia się filaru oporowego.

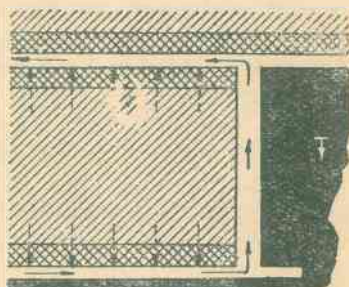
Rys. 256. Małe prawdopodobieństwo powstania pożaru zarówno w starych zrobach, jak i w filarach



Wybieranie od granic jest jeszcze i pod tym względem korzystne,



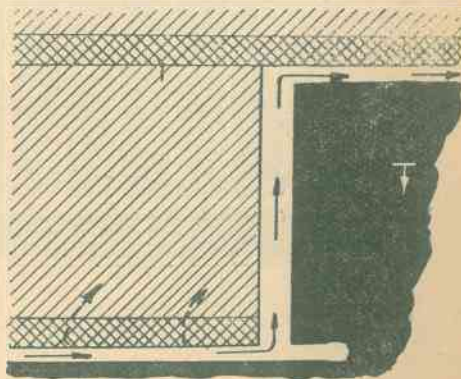
Rys. 257. Unikanie pożarów przez wybieranie pokładu w kierunku od granic



Rys. 258. Możliwość pożaru w starych zrobach przy wybieraniu do granic i przy przewietrzaniu centralnym

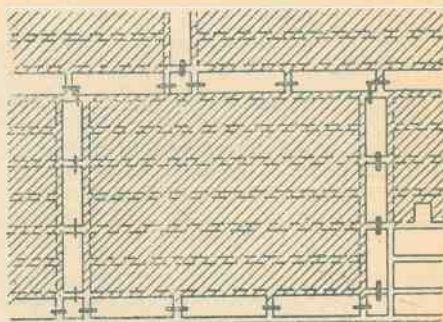
że w razie potrzeby pole można łatwo izolować i wyłączyć z ogólnej wentylacji.

Mniej korzystne warunki tworzą się przy wybieraniu do granic, zwłaszcza przy centralnym rozmieszczeniu szybu wdechowego i wydechowego (rys. 258). Niekorzystna strona wybierania do granic zostaje do pewnego stopnia złagodzona przy przekątnym (skrzydłowym) rozmieszczeniu szybów (rys. 259). Wybieranie pokładów grubych do granic systemem filarowym z zawałem jest szczególnie niebezpieczne i w większości przypadków prowadzi do pożarów tak w filarach oporowych, jak i w starych zrobach. Zastąpienie filarów oporowych pasami podsadki płynnej i utrzymywanie w niej chodników może znacznie polepszyć sytuację.

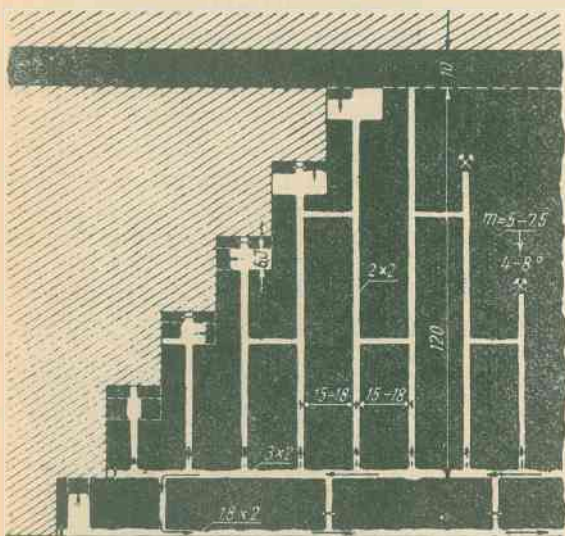


Rys. 259. Zmniejszenie możliwości pożaru przy wybieraniu do granic przez zastosowanie przewietrzania skrzydłowego

Jak już wspomniano wyżej, pożar w polu powstaje zwykle po upływie pewnego czasu od chwili rozpoczęcia eksploatacji pola. Czas ten zależy od stopnia skłonności węgla do samozapalenia. Przy powolnej eksploatacji pole jest przez dłuższy czas narażone na przenikanie powietrza do starych zrobów i szczelin w filarach, a wskutek tego niebezpieczeństwo pożaru jest większe nawet przy małych wymiarach pola. Przeciwnie, przy *dostatecznie prędkim wybieraniu pokładu* wymiary pola mogą być znacznie większe, a w korzystnych warunkach można nawet w ogóle uciec przed pożarami. Prędkie wybieranie kolejnych warstw pokładu może również zapobiec powstaniu w nich pożaru. Tak np. w ZSRR przy eksploatacji węgla brunatnych na dwie warstwy wybieranie dolnej celem uniknięcia pożaru prowadzi się z opóźnieniem nie większym od 2—3 miesięcy (odstęp 30—40 m). Zatrzymanie eksploatacji pokładów skłonnych do samozapalenia nie jest korzystne a więc nie jest korzystne posiadanie pól rezerwowych.



Rys. 260. Izolacja wybranych pól



Rys. 261. Przykład wybierania z zawałem grubych pokładów skłonnych do samozapalenia

zanego (R. Kibler i Z. Kowalczyk, 1935) systemu filarowego z zawałem, który w dużym stopniu przyczynił się do zmniejszenia pożarów. Cechami omawianego sposobu wybierania pokładu są:

Dopływ powietrza do wybranego pola powinien być odcięty, co w dawniejszych czasach przeprowadzano z reguły przez jego izolację za pomocą tam budowanych w niewybranych i otaczających pole filarach oporowych. Dla ułatwienia tamowania dążono do zmniejszenia ilości przecinek w filarach oporowych (rys. 260). Obecnie przy wybieraniu z zawałem otamowuje się zwykle nie poszczególne pola pochylniane, lecz stare zrob, wzdłuż których utrzymuje się drogi transportowe lub wentylacyjne.

Tamy te trzeba mieć pod obserwacją i utrzymywać w dobrym stanie.

Na rys. 261 pokazano przykład poprawnie rozwiązanego

- a. brak chodnika wentylacyjnego w górze eksploatowanego pola, które jest oddzielone od wyżej położonych zrobów 10-metrowym nie przeciętym filarem węgla, wskutek czego powietrze nie przepływa przez zroby;
- b. dalsze zmniejszenie dopływu powietrza do zrobu przez stawianie w dowierzchniach prowizorycznych tam deskowych;
- c. wykorzystanie jako wentylacyjnego dolnego chodnika równoległego do chodnika przewozowego i przewietrzanie zabierek za pomocą lutni z wentylatorami; usytuowanie chodnika wentylacyjnego niżej od przewozowego utrudnia powstanie pożaru w filarze między tymi chodnikami;
- d. małe wymiary dowierzchni (2×2), a to celem ułatwienia tamowania pola, w przypadku gdyby pożar w nim powstał;
- e. nieduża odległość zabierek na dwóch sąsiednich filarach, równa szerokości 1 do 2 zabierek, wskutek czego znaczna jest zarówno koncentracja robót, jak i prędkość wybierania pokładu.

System ten zastosowany w roku 1931 na kopalni Siemianowice przy wybieraniu dwu pokładów grubości 5,5 oraz 6,5 — 7,5 m zmniejszył wybitnie liczbę pożarów i ułatwił walkę z nimi. Przed wprowadzeniem opisanego systemu było w kopalni od 7 — 10 pożarów rocznie. Po jego wprowadzeniu w jednym z wymienionych pokładów w latach 1931 — 1935 nie zanotowano ani jednego pożaru.

W drugim pokładzie nie doszło również do otwartego pożaru, natomiast występowały w nim kilkakrotnie gazy ogniowe oznaczające początek pożaru.

Wadą opisanego sposobu jest występowanie CO_2 na robotach podczas zniżek barometrycznych. Podczas świątówek celowo wypuszczano go na chodnik przewozowy.

W kopalniach dysponujących podsadzką płynną zamiast pozostawiania filarów izolacyjnych naokoło pola pochylnianego wskazane jest stosowanie pasów izolacyjnych podsadzkowych, wykonanych przed przystąpieniem do wybierania pola z zawałem.

W kopalniach ZSRR przy eksploatacji z zawałem stromych pokładów węgla rozpowszechnione jest izolowanie poszczególnych pięter przez zamulanie (zaiłowanie) dolnych ich części materiałem gliniastym. Sposób ten stosuje się również przy wybieraniu pokładu warstwami poziomymi w kierunku schodzącym. W przypadku tym po wybraniu kilku warstw przeprowadza się profilaktyczne zamulanie warstwy dolnej.

VII. MOŻLIWOŚĆ EKSPLOATACJI POKŁADÓW PODEBRANYCH

W górnictwie przyjęto już od dawna zasadę, by pokłady wyżej zalegające eksploatować przed pokładami głębszymi, względnie — przy równoczesnym wybieraniu pokładów — by front wybierania w pokładzie wyższym wyprzedzał roboty w pokładach niższych o tyle, ażeby nie znalazł się w zasięgu wpływów tych ostatnich. Ta zupełnie słuszna zresztą zasada przyczyniła się do ustalenia przesadnego poglądu o niedopuszczalności wcześniejszego wybierania pokładów głębszych. Tymczasem, jak wykazała praktyka górnicza oraz specjalne prace badawcze, uprzednia eksploatacja pokładów głębszych jest w wielu przypadkach dopuszczalna i nie

następcza poważniejszych trudności przy późniejszym wybieraniu pokładów wyżej zalegających.

Trudności przy eksploatacji pokładów podebranych występują tylko wtedy, gdy znajdują się one w szczególnie zaburzonej strefie zawału, a więc gdy odległość ich od wcześniej wybranego pokładu jest stosunkowo mała. Poza tym poważne trudności mogą występować przy utrzymaniu wyrobisk, jeżeli zostaną one wykonane w pokładzie wyższym jeszcze przed uspokojeniem się ruchów skał, wywołanych eksploatacją pokładu niższego. Dalsze trudności może spowodować pozostawienie niewybranych filarów w pokładzie niższym, a to ze względu na zwiększone ciśnienia nad nimi oraz ze względu na powstanie spękań w pokładzie wyższym, które mogą ułatwić powstawanie pożarów w czasie wybierania tego pokładu.

O trudności eksploatacji tego pokładu decydują nie tyle deformacje, jakim uległ on przed przystąpieniem do wybierania, ile ruchy górotworu występujące podczas tego procesu. W okresie tym nawet nieduże ruchy i deformacje pokładu mogą w wysokim stopniu utrudnić prowadzenie robót górniczych, a nawet je uniemożliwić.

Jak z tego wynika, wcześniejsze wybranie pokładu niższego nie będzie przeszkodą w eksploatacji pokładu wyższego:

1. jeżeli podebrany pokład nie będzie objęty strefą zawału,
2. jeżeli do eksploatacji tego pokładu przystąpi się po zakończeniu ruchów skał.

Trudniejsze będą warunki w tym przypadku, gdy do eksploatacji podebranego pokładu przystąpi się za wcześnie, a najtrudniejsze, gdy eksploatację pokładu niższego prowadzi się pod czynnymi wyrobiskami w pokładzie wyższym.

W warunkach Zagłębia Górno-śląskiego praktyczne zakończenie ruchów skał następuje po 8 — 10 latach, gdy wcześniej wybierane pokłady zalegają pod mocnymi i grubymi piaskowcami względnie po 2 — 3 latach, jeżeli zalegają one pod łupkami.

Do wybierania pokładu podebranego można przystąpić jeszcze przed kompletnym uspokojeniem się górotworu, ale jednak po upływie okresu najbardziej intensywnych ruchów. Niektórzy autorzy są zdania, że odstęp czasu powinien wynosić 4 — 6 miesięcy, większość jednak podaje 1 rok i więcej. Jeżeli między pokładami zalegają mocne i grube piaskowce, to odstęp czasu powinien być dłuższy, np. 2 — 3 lat.

Najmniejsze deformacje występują w pokładzie podebranych wtedy, gdy pokład głębszy wybiera się pasami z pozostawieniem między nimi filarów oporowych (przy mocnym stropie) względnie gdy się eksploatację prowadzi z podsadzką płynną. W warunkach takich pokład wyższy można wybierać bezpośrednio po wybraniu pokładu niższego. W przypadku zbliżonych pokładów węgla przedzielonych tylko cienką warstwą skał, wcześniejsze wybranie niższego pokładu z podsadzką płynną jest nawet korzystniejsze od odwrotnej kolejności wybierania, gdyż w tym drugim przypadku przy późniejszym wybieraniu pokładu niższego występują w nim zwiększone ciśnienia wywołane obecnością luźnej podsadzki nad cienką warstwą stropową.

Zastosowanie podsadzki suchej umożliwia uniknięcie strefy zawału, a skutek tego pozwala na wcześniejsze wybranie pokładu niższego, zalegającego nawet w niedużej odległości od podbieranego, z tym jednak zastrzeżeniem, że ze względu na dużą ściśliwość takiej podsadzki można

przystąpić do wybierania pokładu niższego dopiero po upływie dłuższego czasu.

Wcześniejsze wybieranie pokładu niższego bez użycia podsadzki można stosować tylko wtedy, gdy między pokładami zalegają łatwo ra-
bujące się skały grubości większej od 5-krotnej grubości pokładu niższego
oraz jeżeli odległość między pokładami jest dostatecznie duża. Jeżeli mię-
dzy tymi pokładami zalega gruba warstwa mocnego piaskowca, który za-
lamuje się płytami o wymiarach kilkudziesięciu metrów, wybranie czę-
ści pokładu wyższego nad tymi płytami nie następuje najmniejszych trud-
ności. Poważne natomiast trudności mogą występować w pasach wzdłuż
linii załamania się piaskowca.

Co się tyczy granicznej odległości M między pokładami, po przekro-
czeniu której wybieranie pokładów wyższych jest w większości przypad-
ków możliwe, to dla warunków okręgu rybnickiego W. Czechowicz podaje

$$M = 12 \cdot m \quad [118]$$

gdzie m — grubość pokładu w metrach.

Według Dawidianca

$$M = 20 \cdot m \quad [119]$$

Kilaczkow na podstawie 89 przykładów z zagłębi: Donieckiego (67),
Kuznieckiego (8), Karagandy (11) i Pieczorskiego (3) podaje wzór

$$M = 12 \cdot m + 3,5 \cdot m^2 \quad [120]$$

Wzór ten jest ważny dla pokładów grubości od 0,5 do 2,5 m przy wybie-
raniu zarówno z zawalem, jak i z podsadzką suchą.

Przy *wybijaniu* wcześniejszym z *zawalem* pokładu niższego należy
przestrzegać następujących wytycznych:

1. najkorzystniejszym systemem jest system ścianowy z możliwie
długim i prostoliniowym przodkiem;
2. filary oporowe wzdłuż chodników należy zastąpić pasami pod-
sadzki;
3. przy wybieraniu pokładu warstwami ich grubość powinna być
możliwie mała, rzędu 1,5 — 1,8 m;
4. należy unikać sumowania się wpływów wybierania kilku warstw;
5. postęp frontu wybierania powinien być jak największy; unikać
należy jego zatrzymania, a więc nie jest korzystne posiadanie pól
rezerwowych.



LITERATURA W JĘZYKU POLSKIM
do 1 października 1951 r.

- Ajdukiewicz Z. i Neyman B.: O amerykańskim górnictwie węglowym, *Przegląd Górniczy* nr 3, str. 153; nr 4, str. 243; nr 5, str. 314 (1947).
- Blitek J.: Odbudowa pokładów węgla pod wartościowymi obiektami, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 1, str. 8; nr 2, str. 71; nr 3, str. 127; nr 4, str. 185 (1932).
— Obudowa z zamułką i wrębem *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 4, str. 201 (1934).
- Bokalski K.: Przyczynek do odbudowy cienkich pokładów węgla, *Przegląd Techniczny* nr 49, str. 806 (1897).
- Boryczko W.: Szybkość postępu ściany w odbudowie na zawał, *Przegląd Górniczy* nr 10, str. 715 (1947).
- Budryk W.: Odbudowa złóż (litografia), Kraków 1934.
— Zjawisko tapania i zapobieganie ich skutkom, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 12, str. 680 (1938).
— Pokłady węgla Zagłębia Górno-śląskiego z punktu widzenia ich odbudowy w roku 1946, *Przegląd Górniczy* nr 1, str. 3 (1948).
— *Górnictwo I*, Katowice 1947.
- Budryk W. i inni (praca zbiorowa): Odbudowa górnicza, Katowice 1948.
- Budryk W.: Eksploatacja pokładów węgla Zagłębia Górno-śląskiego w 1947 roku, *Przegląd Górniczy* nr 3, str. 253 (1949) oraz *Biuletyn IW Komunikat* nr 49 (1949).
— Nowa metoda wyznaczania filarów ochronnych przy małym upadzie pokładów, *Przegląd Górniczy* nr 9, str. 342 (1951).
- Budryk W. i Knothe S.: Wpływ eksploatacji podziemnej na powierzchnię z punktu widzenia zabezpieczenia obiektów, *Przegląd Górniczy* nr 11, str. 554 (1950).
- Butler Z.: Wybieranie ciągle systemem ścianowym w kopalniach brytyjskich, *Przegląd Górniczy* nr 1—2, str. 73 (1950).
— Wybieranie ściany wręboladowarką, *Przegląd Górniczy* nr 5, str. 218 (1951).
- Cis J.: Łupliwość i szczelinowatość pokładów węgla i skał otaczających w Polskim Zagłębiu Węglowym, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 10, str. 545 (1938).
— Występowanie łupliwości w Górno-śląskim Zagłębiu Węglowym, *Biuletyn INBPW Komunikat* nr 22 (1947).
- Czechowicz T.: Wybieranie pokładu warstwami, *Przegląd Górniczy* nr 11, str. 1099 (1949).
- Czechowicz W.: Odbudowa ścianowa na zawał przy zastosowaniu wędrownych stosów (cienkie i średnie pokłady), *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11, str. 567 (1935).
— O cykliczności, *Przegląd Górniczy* nr 2, str. 45 (1951).
- Czczott H.: Odbudowa pokładu Szczęsny w kopalni Saturn, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 13—15, str. 341 (1904).
- Doborzyński S.: Przyczynek do wyjaśnienia powodów wzrostu ciśnienia skał w miarę zwiększenia się głębokości robót górniczych, *Przegląd Techniczny* nr 29—30, str. 287 (1901).
- Drozdowski K. i Mrozowski M.: Wstrząsy pochodzenia tektonicznego na kopalni Mikulczyce i Ludwik, *Przegląd Górniczy* nr 9, str. 601 (1947).
- Fogt J.: Doświadczenie z pracy kombajnu UKT-1 na cienkich pokładach Zagłębia Donieckiego, *Przegląd Górniczy* nr 7—8, str. 323 (1951).
- Frycz F.: Odbudowa grubych pokładów węgla warstwami poziomymi z podsadzką płynną, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 6, str. 295 (1930).
- Fryczkowski E.: Kopalnia Klimontów I, *Przegląd Górniczo-Hutniczy*, nr 1—4, str. 13 (1923).
— Kontrola linii przodka przy ścianowej odbudowie, *Przegląd Górniczy* nr 6, str. 286 (1945).

- Gadomski J.*: Petro-duroskop i jego zastosowanie, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 4—5, str. 245 (1938).
- Przyczynek do teorii kierowania stropem, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 7, str. 357 (1938).
- Galanka J.*: Eksploatacja grubych pokładów systemem tarcz osłonowych, *Przegląd Górniczy* nr 6, str. 322 (1946).
- Griese A.*: Możliwość zastosowania amerykańskich sposobów odbudowy w górno-śląskim górnictwie węglowym, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 7, str. 397 (1932).
- Hardt W., Turkiewicz W. i Sittek I.*: Warunki eksploatacji w rybniczej niecce, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 3, str. 144 (1939).
- Hoszowski M.*: Urabianie cienkich pokładów węgla w Zagłębiu Donieckim, *Przegląd Górniczy* nr 10, str. 542 (1950).
- Hylański J.*: Sposób wybierania pokładu grubego zapobiegający tapaniu, *Przegląd Górniczy* nr 7—8, str. 761 (1949).
- Jaczewski L.*: O zjawiskach tapania w kopalni węgla Zagłębia Dąbrowskiego, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11, str. 325 (1906).
- Jankowski W.*: Ciśnienia i bezpieczeństwo na kopalniach węgla, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 4, str. 229 (1933).
- Odbudowa ścianowa na grubych pokładach, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 9, str. 445 (1930).
- Kibler R. i Kowalczyk Z.*: Odbudowa na zawał na kopalni Richter grubych pokładów skłonnych do samozapalenia, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11, str. 575 (1935).
- Klenczar T.*: Ustalenie udziału poszczególnych kopalń we wspólnych szkodach górniczych, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 5, str. 251 (1931).
- Knothe S.*: Zmniejszenie wpływów eksploatacji podziemnej na powierzchnię, *Przegląd Górniczy* nr 10, str. 398 (1951).
- Kochanowski Z. i Buchner W.*: Obniżenie się terenu na skutek górniczej odbudowy, *Przegląd Górniczy* nr 6, str. 414 (1947).
- Wstępne obliczenie osiadania przy odbudowie pokładów węgla o pochyłym uławiceniu, *Przegląd Górniczy* nr 7—8, str. 526 (1947).
- Kąt graniczny i kąt załamania przy osiadaniu terenu, *Przegląd Górniczy* nr 11, str. 829 (1947).
- Kochmański T.*: Wielkość osiadania terenu pod wpływem górniczej odbudowy, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11, str. 597 (1931).
- Kolbe J.*: O amerykańskich kopalniach węgla, *Przegląd Górniczy* nr 10, str. 717 (1947).
- Kondratowicz H.*: *Górnictwo* tom I, Warszawa 1903.
- *Górnictwo* tom II, Warszawa 1919.
- Krotkiewski W.*: Wybieranie grubych pokładów o stromym upadzie systemem tarczowym, *Przegląd Górniczy* nr 2, str. 52 (1951).
- Krupiński B.*: Wyznaczanie filarów ochronnych, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 8, str. 501; nr 9, str. 573 (1924).
- Ścianowa odbudowa grubego pokładu węgla, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11—12, str. 279 (1929).
- O odbudowie ścianowej (cienkie pokłady), *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 8, str. 382 (1935).
- Kuntze J.*: Ciśnienie wywołane filarem nad przecznicą, *Przegląd Górniczy* nr 11, str. 564 (1950).
- Leśniara L.*: Zachowanie się skał mocnych przy odbudowie pokładów węgla, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 12, str. 651 (1937).
- Lempicki K.*: Eksploatacja cienkich pokładów węgla w Zagłębiu Dąbrowskim, *Przegląd Techniczny* nr 31—32, str. 532 (1898).
- Mayer L.*: Niezwykłe sposoby odbudowy grubych pokładów węgla, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 8, str. 223 (1909).
- Michalewski W.*: Specjalne sposoby urabiania węgla przy zamulce, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 10, str. 523 (1935).
- Monkowski Cz.*: Wpływ podziemnych robót górniczych na powierzchnię, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 3, str. 83 (1911).
- Olśzewski J.*: Wykorzystanie struktury skał górotworu do gospodarowania stropem oraz przy mechanizacji urabiania, *Przegląd Górniczy* nr 6, str. 353 (1950).
- Mechanizacja obudowy i kierowanie stropem na ścianach, *Przegląd Górniczy* nr 9, str. 477 (1950).
- Oszczakiewicz H.*: Długość ścian stosowana w kopalniach Zagłębia Moskiewskiego, *Przegląd Górniczy* nr 12, str. 653 (1950).

- Parysiewicz W.*: Odbudowa grubych pokładów o małym kącie nachylenia systemem warstw przekątnych, *Przegląd Górniczy* nr 11, str. 794 (1947).
- Wstrząsy i tąpnięcia w kopalniach węgla kamiennego, *Wiedza Powszechna*, 1950.
- Paulus S.*: Wstrząsy podziemne, *Przegląd Górniczy* nr 2, str. 133 (1948).
- Perrin L.*: Zjawiska świetlne wywołane zawaleniem się stropów z piaskowca, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 4, str. 214 (1931).
- Piaskowiecki A.*: Najkorzystniejsze wymiary pola eksploatacyjnego przy systemie filarowym podłużnym, *Przegląd Górniczy* nr 10, str. 507 (1950).
- Romanowicz E.*: Konstrukcja filaru ochronnego według metody inż. Komarewskiego, *Przegląd Górniczy* nr 10, str. 1197 (1948).
- O bezpiecznej głębokości eksploatacji górniczej, *Przegląd Górniczy* nr 1—2, str. 70 (1950).
- Russ T.*: Badanie nad osiadaniem stropu piaskowca za pomocą stojaka pomiarowego, *Przegląd Górniczy* nr 11, str. 1110 (1949).
- Sałustowicz A.*: Wpływ pozostawionych filarów oporowych na rozkład i wielkość naprężeń w pokładach niżej leżących, *Przegląd Górniczy* nr 8, str. 482 (1946).
- Wielkość i rozkład naprężeń w górotworze w sąsiedztwie wyrobisk górniczych, *Przegląd Górniczy* nr 11—12, str. 767 (1946) oraz nr 1, str. 61; nr 2, str. 191; nr 3, str. 275 (1947).
- Warunki ciśnienia przy odbudowie pokładów węgla z podsadzką, *Przegląd Górniczy* nr 5—6, str. 506 (1948).
- Zjawisko ciśnienia górotworu w świetle mechaniki ciał plastycznych, *Biuletyn INBPW Komunikat* nr 35 (1948).
- Wstrząsy podziemne jako skutek naruszenia równowagi sił w spągu pokładu, *Przegląd Górniczy* nr 11, str. 1256 (1948).
- Wielkość i rozkład naprężeń w pozostawionych resztkach pokładu, *Przegląd Górniczy* nr 12, str. 623 (1950).
- Sittek I.*: Odbudowa ścianowa na podsadzkę suchą pokładu średniej miąższości zanieczyszczonego kilkoma przerostami, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 8, str. 397 (1937).
- Skup M.*: Odbudowa grubych pokładów z zastosowaniem płynnej podsadzki, *Przegląd Górniczy* nr 10, str. 1120 (1948).
- Stow. Pol. Inż. Górn. i Hutn.*: Monografia Górnictwa Polskiego Zagłębia Węglowego, tom I, Sposoby odbudowy pokładów węgla, Katowice 1935.
- Techniczny Kalendarz Górniczy, Katowice 1936.
- Strzeszewski W.*: Odbudowa ścianowa z podsadzką płynną pokładów o średniej miąższości systemem podwójnych ścian tzw. „Y”, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11, str. 590 (1932).
- Członowa obudowa na ścianach, *Przegląd Górniczy* nr 9, str. 378 (1951).
- Organizacja cyklu pracy na ścianach z podsadzką suchą układaną pasami w pokładach cienkich od 0,6 do 1,3 m, *Biuletyn GIG Komunikat* nr 86 (1951).
- Sukiennik E.*: Dotychczasowy stan wiedzy o ruchach terenowych spowodowanych robotami górniczymi i co w tym kierunku na przyszłość do zrobienia zostało, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 5, str. 265 (1933).
- Szczurowski A.*: Wybieranie od granic czy do granic, *Przegląd Górniczy* nr 1, str. 7 (1951).
- Szymański W.*: Sprawozdanie z wycieczki do Westfalii w czasie od 3 do 13 kwietnia 1937 r., *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 9, str. 452 (1937).
- Swirtun W.*: Odbudowa z podsadzką cienkich pokładów węgla w kopalniach w Grodźcu, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 16, 17, str. 437 (1904).
- Turkiewicz W.*: Odbudowa ścianowa cienkiego pokładu z zamulką, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 7, str. 452 (1936).
- Tyszką A.*: Odbudowa grubych pokładów węgla na dwie warstwy, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 2—3, str. 33 (1910).
- Urban J.*: Ciśnienia zachodzące przy odbudowie pola węglowego w sąsiedztwie starych niepodsadzonych wyrobisk, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 19—20, str. 487 (1929).
- Obserwacja ciśnień w grubym pokładzie węgla, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 6, str. 311 (1931).
- Odbudowa pokładów węgla nad zrobami, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 8, str. 391 (1934).
- Zawały i odbudowa resztek pól górniczych, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11, str. 565; nr 12, str. 651 (1934).

- Zalewski F.*: Nowości w dziedzinie urabiania i podsadzania, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 7, str. 309 (1935).
- Zawadzki J.*: Wstrząs na kopalni Juliusz, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 1, str. 49 (1930).
- Zieliński J.*: Kilka słów o odbudowie grubych pokładów węgla brunatnego w Czechach, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 13, str. 273 (1905).
- Znański J.*: Strefa Trompetera i jej oddziaływania na wyrobisko w kopalni, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 9, str. 495 (1933).
- Zjawiska dynamiczne i statyczne w sferze zruszenia powstającej w górotworze podczas popędu wyrobisk i znaczenie ich w technice odbudowy, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 11, str. 632 (1938).
 - Istotne przyczyny nagłych zawałów z tzw. tapani, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 5, str. 312 (1939).
 - Eksploatacja od granic czy do granic, *Przegląd Górniczy* nr 5, str. 245 (1950).
- Zyzak A.*: Uzyskanie wysokich wydajności łańcuchowymi maszynami wrębowymi, *Przegląd Górniczo-Hutniczy* nr 3, str. 108 (1935).
- Obudowa stalowa na ścianie, *Przegląd Górniczy* nr 6, str. 320 (1950).

WAŻNIEJSZA LITERATURA W JĘZYKU ROSYJSKIM

- Akademia Nauk ZSRR*: Trudy sowieszczania po uprawieniu gornym dawleniem, Moskwa-Leningrad 1938.
- Awierszin S. G.*: Sdwiżenije gornych porod pri podziemnych razrabotkach, Moskwa 1947.
- Bachurin I. M.*: Sdwiżenije gornych porod pod wlijanijem gornych razrabotok, Moskwa-Leningrad 1946.
- Bielajenko F. A.*: Swojstwa gornych porod s toczki zrienija uprawlenija krowlej, Moskwa-Leningrad 1936.
- Bokij B. I.*: *Prakticzeskij kurs gornogo iskusstwa*, Leningrad 1924.
- Bokij B. W.*: *Gornoje dielo*, Moskwa 1949.
- Dawidjanec W. T.*: Issledowanije dwiżenija bokowych porod pri razrabotkie połogopadajuszczich płastow, Charkow 1938.
- Uprawlenie krowlej na krutopadajuszczich płastach Donbassa, *Ugol* nr 10, str. 4 (1948).
- Gojchman G. N.* i *Lipkowicz S. M.*: K woprosu ob uprawlenii krowlej i poczwój na krutopadajuszczich płastach Donbassa, *Ugol* nr 3, str. 5 (1949).
- Jarowej I. M.*: Rukowodstwo po razrabotkie płastow opasných po wybrosam ugla i gaza, Moskwa 1949.
- Kazakowski D. A.*: O głubinie razrabotki biezopasnoj dla powierchnostnych sooruzenij, *Gornyj Żurnal* nr 11, str. 34 (1948).
- Kilaczkow A. P.*: O minimalnoj moszcznosti miežduplastia dopuskajuszczej wyjemku płastow połogowo padienija, *Ugol* nr 2, str. 15 (1951).
- Kondratowicz H.*: *Gornoje iskusstwo*, Warszawa (1898).
- Kriwko S. I.*: *Sistiemy razrabotok moszcznych płastow*, Moskwa-Leningrad 1933.
- Matiuchin P. T.*: Opyt raboty c obruszenijem krowli na krutopadajuszczich płastach kombinata Artemugol, *Ugol* nr 2, str. 5 (1950).
- Najdysz A. M.*: Spłosznaja wyjemka biez podgotowitielnych rabot po uglu, Charkow-Kijew 1935.
- Pieczuk I. M.*: Wientilacija i borba s gazom na szachtach Kuzbassa, Moskwa 1946.
- Rostowcew D. S.*: Uprawlenie krowlej pri razrabotkie połogopadajuszczich płastow kamiennogo ugla, Charkow 1935.
- Siergiejew A. P.*: Ispolzowanije strojenija gorných porod pri uprawlenii krowlej i mechanizaciji ugledobyczi, *Ugol* nr 2, str. 11 (1950).
- Stroilow M. S.*: *Sistiemy razrabotki moszcznych kamiennougolnych płastow*, Moskwa 1935.
- Szczegolew D. I.*: *Rudnicznyje wody*, Moskwa 1948.
- Szewiakow L. D.*: *Razrabotka płaskowych miestorożdienij*, Moskwa-Leningrad 1938.
- Tierpigoriew A. M.*: *Uprawlenie krowlej*, Moskwa-Leningrad 1934.
- Zajcew N. A.*: K woprosu ob uprawlenii gornym dawleniem na krutopadajuszczich płastach Donbassa, *Ugol* nr 8, str. 16 (1948).

SKOROWIDZ NAZWISK

	A		Kilaczkow 235
Auerbach 10			Keinhorst 61
Audibert 90			Knothe 61, 63, 70, 201
Awierszyn 72			Kokot 129
	B		Korotkow 66
Bach 38			Kowalczyk 140, 232
Bals 61			Krupiński 43
Bärtling 37			Kühn 10
Bokij 139			
Breyer 38			L
Briggs 62, 66			Lidin 222
Bromowicz 110			Lipkowicz 143, 146
Budryk 14, 68, 76, 86			Lowens 10, 38, 42
	C		
Cis 46			M
Cordebas 42			Matiuchin 143
Crane 74			Mohr 44
Czechowicz 235			Morin 42
Czinakał 194			Müller 38, 41, 42
	D		
Dawidianc 143, 235			N
Doborzyński 10			Nowakowski 140
	G		
Gadomski 59			P
Gamba 38			Patla 206
Gauss 63			Peithner 42
Gojchman 143, 146			Pieczuk 218, 221, 222
Gutenberg 10			Poisson 9
	H		Protodiakonow 30
Heim 9, 11			
Höhne 46			R
Hooke 37			Rieger 124
Huber 38			
Hurysz 213			S
	J		Sałustowicz 14, 30, 33, 40, 71
Jarlier 90			Siergiejew 58
Jerszow 45			Strusiewicz 230
	K		
Karman 39			U
Karpow 90			Urban 13, 14, 27, 28, 29, 32
Kazakowski 68			
Kibler 232			W
			Weber 30
			Y
			Young 37
			Z
			Zajcew 143
			Zyzak 126

B

Bujny węgiel 13

C

Chodniki eksploatacyjne (filarowe) 94
 Chodniki ścianowe 115
 Ciśnienie eksploatacyjne 13
 Ciśnienie normalne 52
 Ciśnienie okresowe 52
 Ciśnienie pod niewybrany filarem 32
 Ciśnienie w skałach nienaruszonych 9
 Cykl 137, 178

D

Deformacja terenu 67, 71
 Deformacji wskaźnik 68
 Długość przodka ścianowego 114
 Dojazd 97
 Dowierzchnia 94

E

Eksploatacja górnicza (odbudowa) 7
 Eksploatacja pokładów gazowych 220
 Eksploatacja pokładów podebranych 233
 Eksploatacja pokładów skłonnych do nagłych wyrzutów gazów 215
 Eksploatacja pokładów skłonnych do samozapalenia 226
 Eksploatacja pokładów tąpniących 208
 Eksploatacja pod skałami wodonośnymi 203
 Eksploatacja pod wartościowymi obiektami 197
 Eksploatacja ziemistych węgla brunatnych 206

F

Fala ciśnień 14
 Fali długość 25
 Filarowy system 100, 104, 152, 165, 225
 Filary długie 94
 Filary krótkie 94, 175
 Filary normalne 94
 Filary ochronne 75
 Filary podłużne 94
 Filary poprzeczne 94
 Filary przekątne 94
 Filtry 205, 206

G

Gardło 169
 Górnictwo węglowe w Polsce 104
 Grubość pokładu 107

H

Harmonogram 137

Podziemna eksploatacja — 16

K

Kąt bezpośrednich wpływów 67
 Kąt zasięgu 67
 Klasyfikacja skał 53
 Klasyfikacja systemów wybierania (odbudowy) 104
 Kliważ 43, 45, 57, 112
 Komorowy system 102, 157

L

Liczba Poissona 10

Ł

Łupliwość 43

M

Martwy węgiel 12
 Mechanika górotworu 9
 Moduł sprężystości 37

N

Nagle przerwanie wody 203
 Nagłe wydzielenie gazów 89, 215
 Naprężenia w skałach nienaruszonych 9
 Noga 102, 135

O

Objazd 97
 Obniżenie powierzchni 63, 67
 Obudowa 122, 149, 155, 164, 178, 213
 Ochrona powierzchni 75, 197
 Odbudowa, patrz eksploatacja względnie wybieranie
 Odgazowanie pokładów 218, 221
 Odprężenie pokładu 208
 Odprężona strefa 12, 40
 Opanowywanie stropu 49, 143
 Organizacja robót eksploatacyjnych 136, 151, 174
 Osuszanie warstw wodonośnych 205

P

Plastyczna faza 36, 39
 Plastyczna strefa 14
 Płot węglowy 102
 Podatność podłoża 19
 Podsadzka płynna 56, 133, 151, 157, 164, 173, 178, 184, 213
 Podsadzka sucha 56, 129, 145, 151, 157, 218
 Pokład chroniący 208, 216
 Pole obudowy 123
 Pole eksploatacyjne, pochylniane 94
 Poślizgu powierzchnia 40, 43, 44
 Prędkość obniżania powierzchni 64

Profil brzegu niecki 67
Przewietrzanie wyrobisk eksploatacyj-
nych 126, 149, 156, 164, 172

R

Roboty przygotowawcze 7, 93, 115, 140,
146, 153, 160, 166, 178, 182

S

Samopodsadzanie 31
Schodowo-spałowy przodek 143
Schodowo-stropowy przodek 143
Skały kruche 37
Skały mocne 37, 72, 83, 88
Skały plastyczne 37
Sklepienie ciśnień 29
Spękanie skał 43, 45, 57
Spękań faza 36, 40
Sprężysta faza 36, 37
Sprężysta strefa 14
Stojaki drewniane — wymiary 124
Stopień deformacji terenu 67
Strefa ciśnień eksploatacyjnych 12, 13
Strefa odprężenia 12, 40
Strefa plastyczna 14
Strefa spękań 32
Strefa sprężysta 14
Strefa ugięcia 32
Strefa zawału 32
Strop bezpośredni 52
Strop fałszywy 52
Strop giętki 49
Strop kruchy 49, 51
Strop sztywny 49, 50
Strop zasadniczy 52
Strzelanie wstrząsające 219
System długich zabierek 101, 159
System eksploatacji pokładów grubych 177
System filarowy ubierkowy 100, 104,
105, 184
System filarowy zabierkowy 101, 165
System komorowo-filarowy 103, 157
System komorowy 103, 104, 157, 192
System krótkich filarów 175
System ścianowy 100, 104, 105, 113, 223
System ścianowy podłużny z części-
wym zawałem 132
System ścianowy podłużny z nogą 135
System ścianowy podłużny z podsadzką
płynną 133
System ścianowy podłużny z podsadzką
suchą 129
System ścianowy podłużny z zawałem
126
System ścianowy podłużny w pokładach
stromych 140
System ścianowy poprzeczny 146

System ślaski 165
System tarczowy 192
System ubierkowy 100
System wybierania warstwami 177, 179,
182
System zabierkowy 101, 104, 105, 159,
185, 226
Szczelinowatość 45
Szczeliny eksploatacyjne 48
Sztywność warstwy 19
Ścisłość podsadzki 43

T

Tapania 13, 85, 88, 208
Transport urobku 124, 149, 155, 164, 172

U

Uwierkowy system 100
Ucinka 169
Uginanie stropu 56, 146
Uławiczenie 43
Upad pokładu 109
Urabianie 120, 149, 155, 164, 171

W

Wcinka 161
Wdzierka 30
Webera próżnie 30
Wrębu głębokość 121, 138
Wsteczne wybieranie filarów 193
Wybieranie częściowe pasami 198, 204,
212
Wybieranie od granic i do granic 116
Wybieranie pasami 35, 100, 104
Wybór systemu eksploatacyjnego 106
Wyciskanie spągu 28
Wyciskanie węgla 48
Wydańność pracy 137, 159, 174
Wyrobiska przygotowawcze 95
Wytrzymałość skał 40

Z

Zabierka wymiary 160, 168
Zabierkowy system 101, 104, 105, 159,
185, 226
Załamanie skał 74
Zasięg wpływów głównych 60, 67
Zawał częściowy 55, 132, 194
Zawał pełny 53, 126, 145, 191, 213, 218
Zawału wywoływanie 54, 126, 145, 156,
178
Zawały w przodku ścianowym 139
Zawarcie 97, 170
„Zero“ 184

PLANOWANY SPIS TOMÓW GÓRNICTWA
I ROK WYDANIA

Tom I Zarys Górnictwa 1949

Tom II **Złoża i założenie kopalni**

- Część 1 Występowanie złóż 1957
- Część 2 Poszukiwanie złóż 1956
- Część 3 Założenie kopalni 1955
- Część 4 Sposoby udostępnienia złóż 1955

Tom III **Mechanika górotworu**

- Część 1 Mechanika górotworu 1954
- Część 2 Hydromechanika górnicza 1953

Tom IV **Eksploatacja złóż**

- Część 1 Eksploatacja odkrywkowa 1955
- Część 2 Eksploatacja podziemna pokładów węgla 1952
- Część 3 Eksploatacje podziemne innych kopalń 1955
- Część 4 Zgazowanie węgla w pokładach 1956

Tom V **Urabianie złóż**

- Część 1 Urabianie ręczne i maszynowe 1953
- Część 2 Urabianie materiałami wybuchowymi 1954
- Część 3 Urabianie innymi sposobami 1956

Tom VI **Wykonywanie wyrobisk**

- Część 1 Przebijanie szybów 1955
- Część 2 Prowadzenie sztolni, przecznicy i chodników 1956

Tom VII **Obudowa wyrobisk**

- Część 1 Obudowa drewniana i murowa 1956
- Część 2 Obudowa metalowa 1955

Tom VIII **Podsadzanie wyrobisk**

- Część 1 Podsadzka płynna 1950
- Część 2 Podsadzka sucha 1954

Tom IX **Transport kopalniany**

- Część 1 Odstawa 1951
- Część 2 Przewóz 1956
- Część 3 Ciąganie szybami 1953
- Część 4 Ładowanie urobku 1954

Tom X **Wentylacja kopalń**

- Część 1 Przewietrzanie wyrobisk 1951
- Część 2 Wentylatory kopalniane 1956

Tom XI **Požary i wybuchy w kopalniach**

- Część 1 Pożary podziemne 1953
- Część 2 Wybuchy pyłu i gazów 1954
- Część 3 Ratownictwo górnicze 1956

Tom XII **Odwadnianie wyrobisk 1950**

Tom XIII Oświetlenie i sygnalizacja

- Część 1 Oświetlenie 1954
- Część 2 Sygnalizacja 1953

Tom XIV Zastosowanie energii w kopalni

- Część 1 Wytwornice i przetwornice 1956
- Część 2 Silniki 1957
- Część 3 Gospodarka energetyczna 1957

Tom XV Przeróbka mechaniczna

- Część 1 Klasyfikacja i rozdrabianie 1953
- Część 2 Wzbogacanie 1954
- Część 3 Operacje pomocnicze 1954
- Część 4 Schematy i projekty zakładów przerobczych 1954

Tom XVI Gospodarka w przemyśle węglowym

- Część 1 Organizacja 1954
- Część 2 Planowanie 1953

Tom XVII Miernictwo górnicze

- Część 1 Pomiary sytuacyjno-wysokościowe w kopalni 1952
- Część 2 Orientacja kopalń 1950
- Część 3 Szkody górnicze 1955

Tom XVIII Technika bezpieczeństwa 1953

Tom XIX Zakłady pomocnicze

Warsztaty, dworce kolejowe, łaźnie, znaczkowanie itp. 1957

Tom XX Historia górnictwa

- Część 1 Czasy starożytne 1953
- Część 2 Czasy współczesne 1956

PAŃSTWOWE WYDAWNICTWA TECHNICZNE

polecają książki z dziedziny górnictwa

- BUDRYK W.: Górnictwo, tom X — Wentylacja kopalń, część 2 — Przewietrzanie wyrobisk, 1951, str. 372, zł 56.—
- BUDRYK W., LESIECKI W.: Górnictwo, tom I — Zarys górnictwa, 1950, str. 200, zł 21.—
- JOPEK F.: Górnictwo, tom VIII — Podsadzanie wyrobisk, część 1 — Podsadzka plynna, 1950, str. 176, zł 40 50 I
- Katalog CRG — Ciągarki rabunkowe grzechołkowe (oprac. przez Biuro Konstrukcji Maszyn Górniczych), 1951, str. 7, zł 1.—
- Katalog pomp (oprac. przez Biuro Konstrukcji Maszyn Górniczych), 1951, str. 134, zł 24.—
- KOWALCZYK Z.: Górnictwo, tom XVII — Miernictwo górnictwa, część 2 — Orientacja kopalń, 1950, str. 224, zł 45.—
- LASKOWSKI T., PANUŚ M.: Petrografia węgla, 1951, str. 160, zł 30.—
- LESIECKI W.: Górnictwo, tom IX — Transport kopalniany, część 1 — Odstawa urobku, 1951, str. 718, zł 130.—
- LESZ M.: Mechanizacja górnictwa przy przygotowawczych i metody szybkościowe (szyby — przekopy — chodniki), wyd. II, 1952, str. 106, zł 10.—
- LUETKENS O.: Zabezpieczenie budowli przed szkodami górnictwami, tłum. z niem. H. Hanastewiczowa, 1951, str. 152, zł 22.—
- WINNACKER E.: Ocena systemów eksploatacji grubych pokładów węgla w Zagłębiu Górno-sląskim, tłum. z niem. J. Marcoin, 1951, str. 144, zł 16.—

Prace Głównego Instytutu Górnictwa

- Komunikat nr 81 — AJDUKIEWICZ Z.: Analiza wpływu mechanizacji urabiania na wydajność pracy na węglu, 1951, str. 28, zł 5.80
- Komunikat nr 84 — GLSZEWSKA K.: Badania nad zmiennością składu petrograficznego węgla w pokładach w skali kopalni, 1951, str. 28, zł 11.—
- Komunikat nr 86 — STRZESZEWSKI W.: Organizacja cyklu pracy na ścianach, 1951, str. 9, zł 3.—
- Komunikat nr 89 — SUCHODOLSKI Z.: Zarys budowy geologicznej Wałbrzyskiego Rejonu Węglowego, 1951, str. 22, zł 5.20
- Komunikat nr 92 — PERETIATKOWICZ A.: Badania kopalnianych wentylatorów luthniowych, 1951, str. 25, zł 6.70
- Komunikat nr 96 — SZCZERBIŃSKI J., GRZESIK C.: Badania petrograficzne pokładu 416 w Zagłębiu Górno-sląskim, 1951, str. 14, zł 3.50
- Komunikat nr 99 — STRZESZEWSKI W.: Organizacja cyklu prac na ścianach w pokładach średniej grubości z małym i średnim nachyleniem, 1951, str. 10, zł 4.—
- Komunikat nr 101 — ROGA B., WNEKOWSKA L.: Typy węgla z różnych zagłębi węglowych, 1951, str. 44, zł 17.—
- Komunikat nr 102 — BAJER F.: Organizacja pracy w chodniku węglowym przy użyciu wrębiarki zabierkowej i ładowarki Kaczy Dziób, 1951, str. 21, zł 9.40
- Komunikat nr 107 — OPOLSKI T.: Analiza ładowania wrębiarką na ścianach, 1951, str. 14, zł 4.30
- Komunikat nr 108 — NEYMAN B., ADAMEK R., ROMANOWICZ E., ZNAŃSKI J.: Badania nad możliwością eksploatacji złóż węgla pod gęsto zabudowanymi osiedlami, 1952, str. 13, zł 7.50

Do nabycia w księgarniach technicznych Domu Książki

EKSPLOATACJA ŻŁOŻ