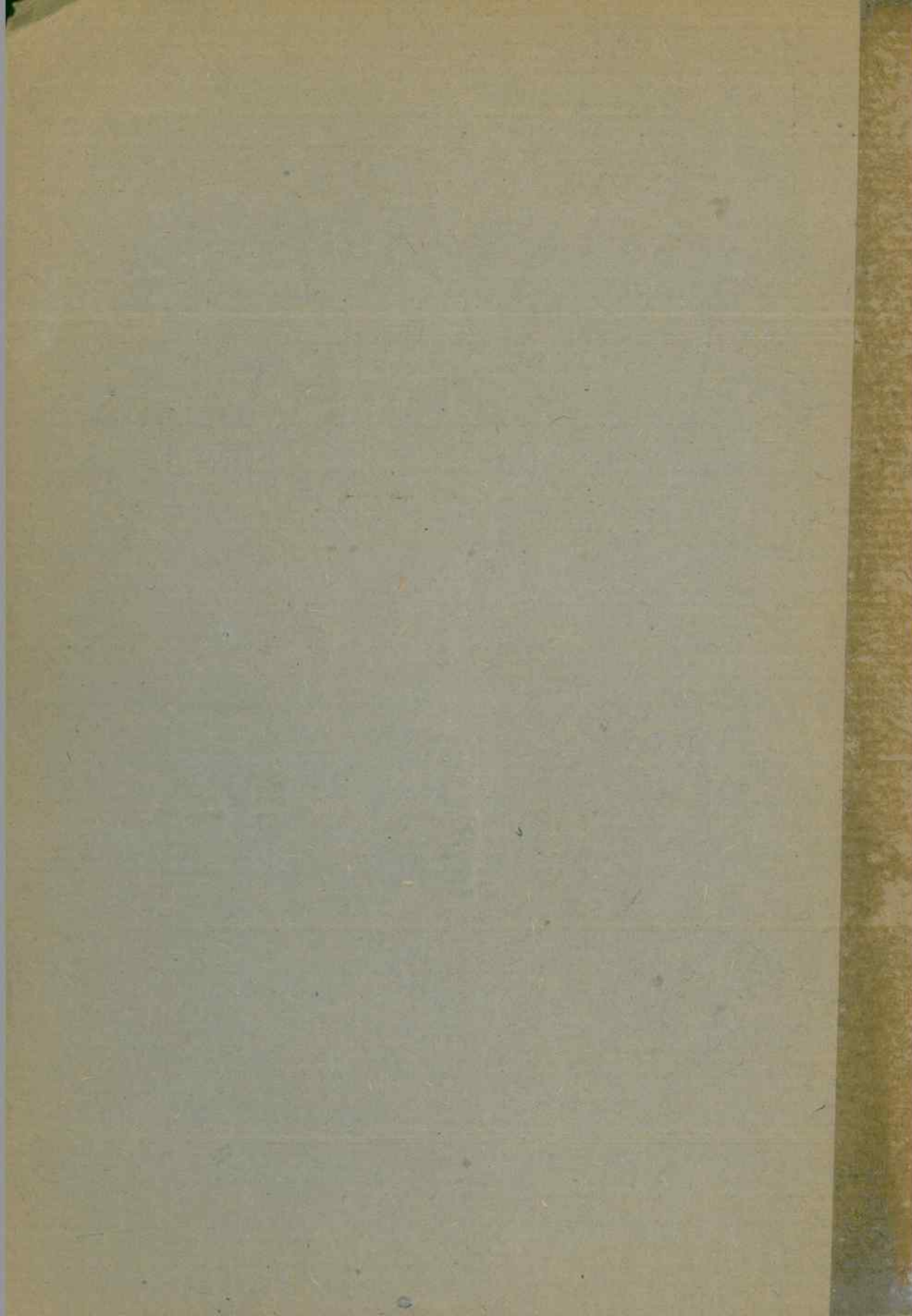


Prof. dr inż. WITOLD BUDRYK, inż. JÓZEF CIS, inż. ZBIGNIEW GOŁĄB, doc. inż. BO-
LESŁAW KRUPIŃSKI, inż. TADEUSZ KUBICZEK, inż. JERZY LITWINISZYN,
inż. LUDWIK MAJEWSKI, inż. WIKTOR NOWAKOWSKI, inż. CZESŁAW POBORSKI,
inż. JERZY RABSZTYN, prof. dr inż. ANTONI SAŁUSTOWICZ, inż. WIKTOR SIELAWA
inż. WIKTOR STRZESZEWSKI, inż. ANDRZEJ SMOLARSKI, inż. JAN URBAN, prof. inż.
FELIKS ZALEWSKI, inż. JÓZEF ZNAŃSKI, inż. ADAM ZYZAK

Odbudowa górnicza

1 9 4 8

BIURO WYDAWNICTW CENTRALNEGO ZARZĄDU PRZEMYSŁU WĘGLOWEGO
K A T O W I C E



INSTYTUT NAUKOWO - BADAWCZY PRZEMYSŁU WĘGLOWEGO
B I B L I O T E K A W Y D A W N I C T W

Tom X

Odbudowa górnicza

Wykłady dla wyższego dozoru technicznego kopalń

Dotychczas ukazały się:

Tom I — Inż. Szajnowski, inż. Sosnowski i inż. Surowiak: **Wrębówki, ładowacze mechaniczne i sprzęt pomocniczy** (Systemy amerykańskie i angielskie)

Tom II — Inż. Gustaw Woysław: **Odbiór, przechowywanie i wydawanie przetworów naftowych dla potrzeb górnictwa**

Tom III — Inż. Stanisław Bładowski: **Budowa i układanie elektrycznych kabli górniczych**

Tom IV — Inż. Rudolf Weigl: **Regulatory jazdy Iversen i Schoenfeld z hydraulicznym regulatorem szybkości**

Tom V — **Biuletyn Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego** Nr 1

Tom VI — Prof. dr inż. Witold Budryk, inż. Jerzy Buczyński, inż. Stanisław Goibion, doc. inż. Bolesław Krupiński, inż. Stanisław Lasek, inż. Tadeusz Lasek, inż. Jerzy Litwiniszyn, inż. Józef Witamborski, inż. Jan Urban, inż. Adam Zeńczak: **Pożary podziemne**. Wykłady dla wyższego dozoru technicznego kopalń

Tom VII — Inż. Gustaw Woysław: **Podstawy gospodarki smarowniczej**

Tom VIII — **Biuletyn Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego** nr 2

Tom IX — Dr med. Witold Zahorski: **Klinika krzemicy płuc w świetle własnych spostrzeżeń**

Zamówienia na powyższe wydawnictwa przyjmuje Biuro Wydawnictw Technicznych CZPW — Katowice, ul. Rybnicka 9 i Instytut Naukowo-Badawczy Przemysłu Węglowego — Katowice, ul. Stawowa 19.

Prof. dr inż. WITOLD BUDRYK, inż. JÓZEF CIS, inż. ZBIGNIEW GOŁĄB, doc. inż. BOLESŁAW KRUPIŃSKI, inż. TADEUSZ KUBICZEK, inż. JERZY LITWINISZYN, inż. LUDWIK MAJEWSKI, inż. WIKTOR NOWAKOWSKI, inż. CZESŁAW POBORSKI, inż. JERZY RABSZTYN, prof. dr inż. ANTONI SALUSTOWICZ, inż. WIKTOR SIELAWA, inż. WIKTOR STRZESZEWSKI, inż. ANDRZEJ SMOLARSKI, inż. JAN URBAN, prof. inż. FELIKS ZALEWSKI, inż. JÓZEF ZNANSKI, inż. ADAM ZYZAK

Odbudowa górnicza

W Y K Ł A D Y
DLA WYŻSZEGO DOZORU
TECHNICZNEGO KOPALŃ

1 9 4 8

BIURO WYDAWNICTW CENTRALNEGO ZARZĄDU PRZEMYSŁU WĘGLOWEGO
K A T O W I C E

SPIS RZECZY

	Str.
Doc. inż. Bolesław Krupiński — Wstęp	5
1. Prof. dr inż. Antoni Sałustowicz — Ogólne zasady mechaniki górotworu	7
2. Inż. Józef Znański — Okresowe ciśnienia, ich przebieg i tzw. tąpnięcia	30
3. Inż. Józef Cis — Linie najmniejszego oporu w złożu	57
4. Prof. dr inż. Witold Budryk — Analiza systemów odbudowy	74
5. Inż. Jan Urban — Katastrofalne zawały i ich analiza	99
6. Inż. Andrzej Smolarski — Organizacja odbudowy filarowej	134
7. Inż. Wiktor Nowakowski — Zasady odbudowy ścianowej (Organizacja robót w ścianowym systemie odbudowy)	147
8. Inż. Adam Zyzak — Organizacja odbudowy ścianowej	162
9. Inż. Jerzy Rabsztyn i inż. Ludwik Majewski — Normy pracy w górnictwie	172
10. Inż. Jerzy Litwiniszyn — Przewietrzanie w polach odbudowy	203
11. Inż. Zbigniew Gołąb — Nowoczesna mechanizacja odbudowy	215
12. Inż. Tadeusz Kubiczek — Wpływ mechanizacji na warunki naturalne	254
13. Inż. Wiktor Sielawa — Podsadzka sucha	257
14. Prof. inż. Feliks Zalewski — O budowa wyrobisk	271
15. Inż. Czesław Poborski — Ogólne uwagi o stratach w węglu przy odbudowie	312
16. Inż. Wiktor Strzeszewski — Straty w węglu przy odbudowie	317
Dyskusje	330

WSTĘP

Każde nowe wyrobisko narusza ustaloną w złożu równowagę. Do głosu dochodzą naprężenia powodujące deformacje, których niejednokrotnie zwykła obudowa i technika eksploatacji opanować nie może — następują wstrząsy i katastrofalne zawały groźne dla bezpieczeństwa załogi górniczej, zanim nowy stan równowagi nie zostanie przywrócony. Kierować piętrem, unikać tapani i zawałów można tylko przez znajomość szczególnych zasad mechaniki górotworu, do których znów jest konieczna znajomość struktury złoża, znamiennej, między innymi, kierunkami zmniejszonej wytrzymałości skał, czyli tak zwanych linii najmniejszego oporu.

Liczne i różnorodne systemy odbudowy stosowane w górnictwie węglowym, w szczególności w polskim górnictwie węglowym, zespalają w sobie obok postępu w wiedzy górniczej elementy tradycji i nawyczek uzasadnionych konserwatyżmem górniczym, a rozgrzeszanych ryzykiem, z jakim wiąże się zmiana w ustalonych warunkach systemu odbudowy. Stąd wypływa konieczność okresowego dokonania analizy systemów odbudowy i oparcia jej na zdobyczach z dziedziny mechaniki górotworu, którymi może się obecnie poszczycić polska nauka w pracach Sałustowicza, Urbana, obserwacjach Cisa i wielu innych.

W obecnym stanie wiedzy górniczej teoretyczne i naukowe ujęcia zagadnień zjawisk ciśnień i tapani w górnictwie znajdują się dopiero w stadium początkowym; zachodzi tu jeszcze wiele niejasności i rozbieżności poglądów. Ten stan rzeczy znajduje swój wyraz także w niniejszych wykładach: mianowicie w różnicach poglądów poszczególnych autorów wykładów. Zaznajomienie się z różnymi poglądami na zagadnienie, które nie jest jeszcze ostatecznie rozwiązane, przyczynić się może do rozszerzenia zakresu dalszych obserwacji oraz dyskusji i w konsekwencji do dalszej ewolucji i pogłębienia poglądów na to zagadnienie.

Pozyskanie nowych maszyn i narzędzi pracy radykalnie zmienia bieg eksploatacji, koncentrując i wzmagając wydobywanie z jednego lub serii przodków. Te okoliczności musi praktyka szybko dyskontować, by utrzymać swój krok w tempie postępu górnictwa.

Górnictwo już dawno włączyło do metod techniki górniczej metody racjonalnej organizacji robót, uzyskując przez nie spotęgowanie swoich wyników. Wykłady poświęcają wiele miejsca organizacji ścian i filarów oraz podsadzki płynnej.

Punktem wyjściowym organizacji robót jest prawidłowe ustalenie norm pracy, toteż wśród wykładów znajduje się omówienie teorii norm w oryginalnym ujęciu Majewskiego i Rabsztyna.

Dzisiaj więcej jak kiedy indziej — kiedy polskie górnictwo włada bez ograniczenia polskim węglem — technika gospodarowania nakłada na górnika obowiązek szanowania pokładów węgla i skrzętnego liczenia strat przy eksploatacji. W toku wykładów znajdzie się sprawozdanie Instytutu z prac w tym zakresie.

Wyliczone zagadnienia mają swój wyraz w zbiorze niniejszych wykładów, których redakcyjne ujęcie Dział Górniczy Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego zawdzięcza inżynierom:

Ajdukiewiczowi, Lesieckiemu i Kwaśniewiczowi oraz członkom Komisji Ciśnienie i Tępań.

Doc. inż. B. KRUPIŃSKI

PRZEWODNICZĄCY RADY NAUKOWEJ

Ogólne zasady mechaniki górotworu

WSTĘP

Przedmiot mechaniki górotworu stanowi badanie stanu napięcia w skałach, zarówno gdy znajdują się one w stanie nienaruszonym robotami górniczymi, jak też w wypadku, gdy skutek przeprowadzenia robót górniczych pierwotny stan napięcia uległ zmianie. W dalszym ciągu ten stan napięcia nazywać będziemy ogólnie ciśnieniem. Tutaj należy zaznaczyć, że pojęcie to nie jest jednoznaczne z pojęciem ciśnienia przyjętym wśród górników; przez ciśnienie bowiem rozumieją oni raczej pewne przejawy, będące skutkami dużego ciśnienia np. widoczne dla oka odkształcenia ścian wyrobisk itp.

Dla rozwiązania zagadnienia mechanika górotworu posługuje się metodami stosowanymi w mechanice ciał stałych.

Jeżeli na ciało stałe działa układ sił, będących w równowadze, to pod ich wpływem zmieni ono swą postać geometryczną, czyli odkształci się; oddzielne cząsteczki będą zmieniać swoje wzajemne położenie tak długo, aż nastąpi równowaga między siłami zewnętrznymi i wewnętrznymi (międzycząsteczkowymi). Siły zewnętrzne wykonują przy tym pracę zamieniającą się w energię potencjalną odkształcenia. Przy stopniowym usuwaniu obciążenia ciało wraca w większym lub mniejszym stopniu do swej postaci pierwotnej i oddaje nagromadzoną energię. Tę własność ciał nazywamy sprężystością. Stan napięcia w ciele określamy przy pomocy naprężeń. Przez naprężenie rozumiemy wielkość siły przypadającą na jednostkę powierzchni w dowolnym przekroju poprowadzonym przez ciało. Na ogół naprężenia są nachylone do przekroju; rozkładamy je na naprężenia normalne σ i styczne τ (ścinające).

Przy jednokierunkowym rozciąganiu względnie ściskaniu prętów materiał ich zachowuje się sprężystość tak długo, dopóki naprężenie w przekroju normalnym do osi pręta nie przekroczy pewnej wartości krytycznej (granica sprężystości).

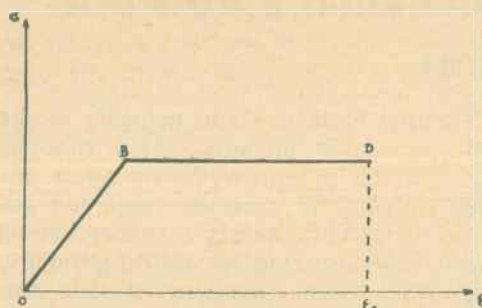
Stan ciała, przy którym wartość naprężeń nie przekracza granicy sprężystości, określamy jako fazę sprężystą.

Podstawową rolę w teorii sprężystości odgrywa zależność naprężeń od odkształceń, która dla wielu ciał, jak to stwierdzono na drodze doświadczalnej, jest liniowa. Jest to prawo Hooke'a; stanowi ono jedno z podstawowych założeń teorii sprężystości.

Skały na ogół nie odpowiadają temu prawu, jednakowoż przy rozwiązywaniu zagadnienia ciśnienia skał przyjmujemy je, a to celem możliwości zastosowania metod teorii sprężystości.

Po przejściu granicy sprężystości materiał ulega odkształceniom nieodwracalnym — trwałym, następuje to często nawet bez zwiększania obciążenia; jest to faza plastyczna.

Gdy odkształcenia przekroczą pewną charakterystyczną dla danego materiału wartość krytyczną, wtedy zaczyna on pękać, niejednokrotnie rozsypanywać się. Stan ten można określić jako fazę materiału spękanego względnie sypkiego. Idealny wykres zachowania się ciała stałego przy jednokierunkowym obciążeniu podaje rys. 1.



Rys. 1

Odcinek OB odpowiada fazie sprężystej, BD fazie plastycznej, poza punktem D jest faza z materiałem spękanym.

Ze względu na położenie punktów B i D możemy skały podzielić na następujące grupy:

1. Skały mocne sprężyste: granica plastyczności σ wysoka, zdolność odkształcania się (ϵ_K) niewielka.

2. Skały kruche cechuje niska granica plastyczności i minimalna zdolność odkształcania się.

3. Skały plastyczne posiadają wprawdzie niską granicę plastyczności, natomiast bardzo dużą zdolność odkształcania się.

Plastyczność względnie kruchość nie są jednakowoż własnościami charakterystycznymi dla pewnych ciał. Pojęcia te bowiem odnoszą się jedynie do jednokierunkowego obciążenia. Natomiast przy odpowiednio dużym wszechstronnym ciśnieniu każde ciało da się odkształcać w sposób ciągły tzn. bez pęknięć. Dowiodły tego doświadczenia Karmana z próbkami takich materiałów jak marmur i piaskowiec, potwierdzają to również obserwacje geologiczne.

Zachodzi teraz bardzo ważne pytanie, w jakich warunkach materiał przechodzi z fazy sprężystej w fazę plastyczną i następnie w fazę spękań. W przypadkach prostego jednokierunkowego rozciągania czy ściskania odpowiednie wartości graniczne naprężeń i odkształceń wyznacza się na drodze doświadczalnej. Przy dwu względnie trójwymiarowym stanie napięcia sprawa się komplikuje, gdyż doświadczenia musielibyśmy wykonywać dla wszystkich możliwych kombinacji naprężeń w trzech kierunkach, byłoby ich zatem nieskończenie wiele. W wypadkach tych uciekamy się do tzw. hipotez wyężenia. Przez wyężenie rozumiemy stan fizyczny ciała, rozpatrywany ze względu na stopień narażenia go na osiągnięcie przez siły wewnętrzne granicy plastyczności względnie wytrzymałości. Zagadnieniem wyężenia materiału zajmują się uczeni już od czasów Galileusza. Zasadniczo wszystkie hipotezy wyężenia możemy podzielić na trzy grupy. Hipotezy pierwszej grupy, podług których miarą wyężenia jest wielkość samych naprężeń bądź to największego normalnego, bądź to największego stycznego. Hipotezy drugiej grupy, które za miarę wyężenia przyjmują wielkość odkształceń. Wreszcie hipotezy grupy trzeciej, najnowszej, które za miarę wyężenia przyjmują wielkość energii odkształcenia. Twórcą idei, na której opierają się hipotezy ostatniej grupy jest prof. Huber. Podług tej idei każde ciało zdolne jest zgromadzić w sobie pewną określoną ilość energii odkształcenia sprężystego. Siły bowiem zewnętrzne działając na jakieś ciało powodują jego odkształcenie się, przy czym praca wykonana przez te siły zamienia

się w potencjalną energię odkształcenia danego ciała i każdej chwili po ustaniu obciążenia może być przez nie oddana. Ale zachodzi to tylko do pewnej granicy, po przekroczeniu której nadmiar pracy już nie może być przez ciało nagromadzony, lecz zużywa się na pokonanie oporów wewnętrznych przy plastycznym ruchu masy ciała; nadmiar ten oczywiście po ustaniu obciążenia przez ciało zwrócony być nie może. Ta krytyczna maksymalna ilość energii potencjalnej jest zawsze jednakowa, zarówno przy prostym jednokierunkowym ściskaniu, jak i przy trójwymiarowym stanie napięcia. Obliczamy ją właśnie na podstawie próby prostego jednokierunkowego ściskania, gdyż przekroczenie granicy plastyczności da się tutaj dokładnie oznaczyć i przyrównujemy do energii przy badanym dwu lub trójwymiarowym stanie napięcia. Otrzymany w ten sposób warunek plastyczności podług Hubera wyraża się następującą równością:

$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2 = 2k^2 \dots \dots \dots [1]$$

przy czym $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ są to naprężenia główne w trzech do siebie prostopadłych kierunkach, a k jest to granica plastyczności przy obciążeniu jednokierunkowym. O ile zatem stan napięcia w ciele jest taki, że lewa strona równania [1] jest mniejsza od prawej, wówczas materiał znajduje się w fazie sprężystej, znak równości odpowiada punktowi granicznemu między fazą sprężystą a plastyczną; gdy prawa strona jest mniejsza, wówczas materiał znajduje się w stanie plastycznego ruchu.

Zjawiska zachodzące przy ruchu plastycznym materiału są w istocie swej bardzo skomplikowane. Dla możliwości zastosowania metod matematycznych wprowadza się pewne uproszczenia. Mianowicie uwzględniając dwoistą naturę materiału plastycznego, częściowo jako ciała sprężystego, o określonej granicy sprężystości, częściowo jako nieściśliwej cieczy lepkiej, przyjmuje się, że każde naprężenie składa się z dwóch części: naprężenia sprężystego czyli statycznego i naprężenia dynamicznego; pierwsze wynika z działania sił sprężystych, drugie odpowiada siłom tarcia wewnętrznego.

Ciśnienie zewnętrzne tzn. ciśnienie pionowe i poziome działające na górotwór z wyrobiskiem oddaje mu pewną pracę; gdy ona jest mniejsza od krytycznej ilości energii charakterystycznej dla danego materiału, wtedy mamy fazę sprężystą materiału, której odpowiada takie określenie górnika jak węgiel bez ciśnienia itp. Gdy praca ta jest większa od wartości krytycznej, wówczas materiał zdolny jest tylko pewną jej część zgromadzić w sobie w postaci energii odkształcenia sprężystego; wynikiem tego są naprężenia sprężyste czyli statyczne, nadmiar zaś tej pracy zużywa się na pokonanie oporów ruchu, przy wzajemnych przesunięciach poszczególnych cząsteczek; wyrazem tego są naprężenia dynamiczne. Z tego cośmy powiedzieli na wstępie widać, że przez ciśnienie rozumie górnik właśnie te naprężenia dynamiczne, których wynikiem jest ruch materiału i odkształcenia ścian wyrobiska. Takie więc określenie jak węgiel bujny odpowiada fazie plastycznego ruchu materiału. Związane z tym jest w następstwie powstawanie rys i pęknięć, co prowadzi do spadku naprężeń. Tak więc zjawisko odprężania się skał jest jak widzimy ściśle związane z plastyczną fazą materiału. Po odkształceniu materiał jest spękany i odprężony. Odpowiada temu określenie takie jak węgiel martwy.

CIŚNIENIE PIERWOTNE W GÓROTWORZE NIENARUSZONYM

Pierwotny stan napięcia w górotworze nie jest, jak to dawniej przypuszczano, jednokierunkowy — pionowy, lecz trójwymiarowy.

Ciśnienie pionowe jest równe ciężarowi słupa skały leżącej powyżej

$$p_z = -\gamma h \text{ (kg/m}^2\text{)}$$

przy czym $\gamma \text{ (kg/m}^3\text{)}$ oznacza ciężar właściwy skał zaś $h \text{ (m)}$ głębokość zalegania.

Ciśnienia oznaczać będziemy jako naprężenia ujemne, zaś ciągnięcia jako dodatnie.

Na skutek ciężaru nadkładu poszczególne cząsteczki skały dążą do zwiększenia swych wymiarów poprzecznych, na co jednak cząsteczki sąsiednie nie pozwalają. W wyniku tego powstaje ciśnienie boczne poziome; wielkość jego wynosi:

$$p_x = p_y = -\frac{\gamma h}{m-1}$$

gdzie m jest liczbą Poissona.

Np. na głębokości $h = 500 \text{ m}$, przy $\gamma = 2500 \text{ kg/m}^3$ i $m = 4$

$$p_z = -2500 \times 500 = -1\,250\,000 \text{ kg/m}^2 = -125 \text{ kg/cm}^2$$

$$p_x = -\frac{125}{3} = -41,66 \text{ kg/cm}^2$$

Stosunek ciśnienia pionowego do poziomego

$$\frac{p_z}{p_x} = m - 1$$

jest zależny od liczby m , która dla skał nie jest wielkością stałą lecz zmienną zależną od obciążenia, a więc i od głębokości. Na małych głębokościach jest większa, na dużych mniejsza. Można przyjąć na podstawie badań laboratoryjnych, że wartość jej dla piaskowców w granicach głębokości od zera do 800 m zmienia się od 11 do 3,5. Stosownie do tego wielkość ciśnienia bocznego zamyka się w granicach:

$$0,1 p_z \leq p_x \leq 0,4 p_z$$

Dla łupków i węgla

$$6 \leq m \leq 2,67$$

oraz

$$0,2 p_z \leq p_x \leq 0,6 p_z$$

Na większych głębokościach liczba m stopniowo zdąża do wartości $m = 2$, a stan napięcia staje się podobny do hydrostatycznego stanu wszechstronnego, równomiernego ciśnienia.

Powyższe uwagi o stosunku ciśnienia pionowego do bocznego odnoszą się do górotworu, który nie podlega siłom poziomym procesów tektonicznych i jest nienaruszony uprzednią odbudową górniczą. O wielkości ciśnienia bocznego decyduje wtedy głębokość oraz liczba Poissona.

W górotworze, który podlegał silnym wpływom tektonicznym, wielkość ciśnienia poziomego może znacznie się różnić od poprzednio podanej wartości. Po stronie wypukłej fałdowań oraz w pobliżu uskokuw właściwych ciśnienie poziome będzie mniejsze, aniżeli by to wynikało z wielkości liczby Poissona. Przeciwnie po stronie wklęsłej fałd ciśnienie poziome może nawet przekroczyć wielkość ciśnienia pionowego.

Podobny wpływ może wywierać również odbudowa górnicza.

W górotworze luźnym, jak piasek, stosunek ciśnienia pionowego do poziomego określa się na podstawie kąta tarcia materiału ρ :

$$\frac{p_z}{p_x} = c = \frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho}$$

Dla suchego piasku jest średnio $\rho = 30^\circ$,

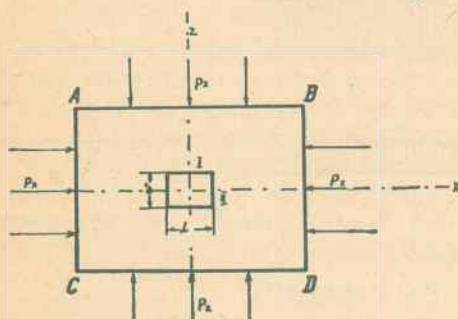
wobec czego
$$c = \frac{1 + 0,5}{1 - 0,5} = 3$$

Ciśnienie boczne wynosi zatem 33% ciśnienia pionowego.

ROZKŁAD I WIELKOŚĆ NAPRĘŻEŃ W SĄSIEDZTWIE WYROBISK CHODNIKOWYCH

Gdy w górotworze wypędzimy wyrobisko, wówczas pierwotna równowaga zostaje naruszona i wytwarza się nowy stan równowagi, charakteryzujący się odmiennym rozkładem naprężeń aniżeli w górotworze nienaruszonym. Rozkład ten jest inny przy sprężystej fazie materiału, inny przy plastycznej, inny wreszcie przy materiale sybkim względnie spękanym. Przejście do nowego stanu równowagi dokonuje się przy fazie sprężystej od razu, przy pozostałych fazach, jak nas uczy doświadczenie — powoli.

Chodniki o przekroju prostokątnym



Rys. 2

Rysunek 2 przedstawia przekrój części górotworu jednorodnego z chodnikiem o przekroju prostokątnym. Wymiary AB oraz AC są odpowiednio duże w porównaniu z wymiarami chodnika (l i w), tak że na brzegach tej części wpływ wykonania chodnika będzie znikomy.

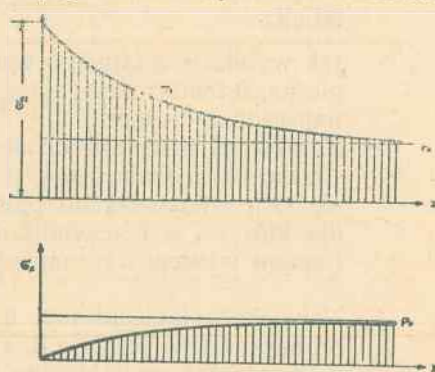
Brzegi układu są obciążone w kierunku pionowym ciśnieniem p_z , w kierunku zaś poziomym ciśnieniem p_x .

Wielkość i rozkład naprężeń w najbliższym sąsiedztwie chodnika scharakteryzować można następująco:

1. Wielkość i rozkład naprężeń są niezależne od wielkości pola przekroju poprzecznego, lecz tylko od jego kształtu tj. od stosunku szerokości do wysokości $\frac{l}{w}$.

2. Na ociosach chodnika i w ich sąsiedztwie w całej wysokości naprężenia pionowe σ_z są większe od ciśnienia pierwotnego p (rys. 3), przy czym największą wartość osiągają one na ociosie; wynosi ona w punkcie II

$$\sigma_z = np_x - p_x$$



Rys. 3

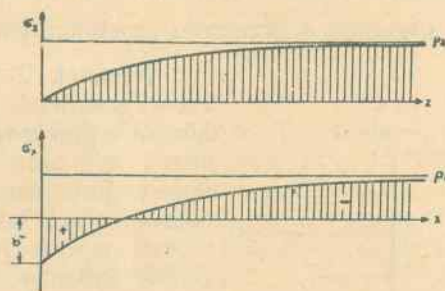
Współczynnik n jest zależny do stosunku szerokości chodnika do jego wysokości. Zależność tę podaje poniższa tabela:

$\frac{l}{w}$	50 : 1	20 : 1	5 : 1	1 : 1	1 : 5	1 : 20	1 : 50
n	18,00	5,00	3,00	1,84	1,20	1,02	1,01
n^I	1,01	1,02	1,20	1,84	3,00	5,00	18,00

A więc im szerszy jest chodnik, tym wyższą wartość osiągają naprężenia pionowe na jego ścianach.

Naprężenia poziome σ_x są niższe od pierwotnej wielkości p_x , a na ścianie wielkość ich jest równa zero, gdyż układ jest w równowadze.

3. W partii stropowej i spągowej na skutek wykonania wyrobiska następuje spadek naprężeń pionowych (rys. 4); na odkrytej powierzchni stropu względnie spągu $\sigma_z = 0$.



Rys. 4

Naprężenia poziome σ_x są przeważnie naprężeniami rozciągającymi a ich najwyższa wartość w punkcie I wynosi:

$$\sigma_1 = -p_x + n^I p_x$$

Współczynnik n^I zależny od stosunku $\frac{l}{w}$ podany jest w powyższej tabeli.

Jak wynika z ostatniego wzoru, ciśnienie pionowe wywołuje w stropie naprężenia rozciągające ($-p_x = +\gamma h$), ciśnienie zaś boczne naprężenia cisnące.

Zazwyczaj przeważa ciśnienie pionowe i w stropie są rozciągania. Na dużych jednakowoż głębokościach, gdzie poziome ciśnienie zbliża się swą wielkością do pionowego, w chodnikach bardzo wąskich, dla których współczynnik n^I ma wartość wyższą, mogą w stropie i spągu występować naprężenia cisnące.

4. Największa koncentracja naprężeń cisnących, kilkakrotnie większa od naprężeń w punkcie II, zachodzi w obszarach narożnych zarówno w przyległej części ściany jak i stropu względnie spągu.

Przykład: Dla przecznicy położonej na głębokości 300 m o wymiarach $3 \text{ m} \times 2 \text{ m}$, stosunek ciśnienia poziomego do pionowego niech wynosi

$$\frac{p_x}{p_z} = 0,25$$

Ciśnienie pionowe: $p_z = - \frac{\gamma h}{10\,000} = - \frac{2500 \cdot 300}{10\,000} = - 75 \text{ kg/cm}^2$

Ciśnienie poziome: $p_x = 0,25 p_z = - 18,75 \text{ kg/cm}^2$

Współczynniki n i n' znajdziemy dla wymiarów chodnika $\frac{3}{2} = 1,5$ z podanej tabeli przez interpolację:

$$n = 1,84 + \frac{3,00 - 1,84}{5 - 1} \cdot \frac{1}{2} = 2$$

$$n' = 1,84 - \frac{1,84 - 1,20}{5 - 1} \cdot \frac{1}{2} = 1,76$$

W punkcie I: $\sigma_1 = 75 - 1,76 \cdot 18,75 = + 45 \text{ kg/cm}^2$ (rozciąganie).

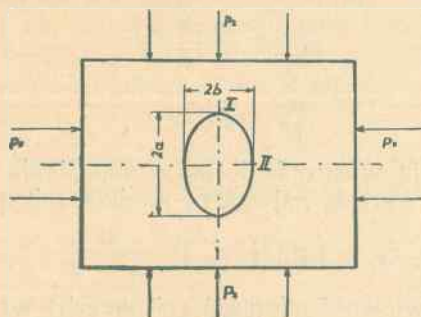
W punkcie II: $\sigma_2 = - 2 \cdot 75 + 18,75 = - 131 \text{ kg/cm}^2$ (ciśnienie).

W obszarach narożnych wartość naprężeń osiągać może $- 800 \text{ kg/cm}^2$, a nawet więcej.

Ogólnie można scharakteryzować prostokątny kształt przekroju wyrobisk, ze względu na wytrzymałość materiału, jako niekorzystny. We wszystkich bowiem tego kształtu wyrobiskach zachodzi duża koncentracja ciśnień w obszarach narożnych; w przeważnej ilości wyrobisk występują w stropie naprężenia rozciągające, co również stanowi ich stronę ujemną, wytrzymałość bowiem skał na rozciąganie jest kilkanaście razy mniejsza od wytrzymałości na ciśnienie. Poza tym w chodnikach niskich a szerokich naprężenia cisnące na ścianach osiągają również wysokie wartości.

Chodniki o przekroju eliptycznym

Przy tym kształcie przekroju unika się dużej koncentracji naprężeń cisnących, jakie występują w obszarach narożnych wyrobisk prostokątnych. Rozkład naprężeń w stropie i w sąsiedztwie ścian chodnika wykazuje podobny przebieg, jak przy przekroju prostokątnym.



Rys. 5

Naprężenie poziome w punkcie I (rys. 5) wynosi:

$$\sigma_1 = - p_z + p_x \left(1 + 2 \frac{a}{b} \right)$$

Naprężenie pionowe w punkcie II:

$$\sigma_2 = p_z \left(1 + 2 \frac{b}{a}\right) - p_x$$

Gdy stosunek $\frac{a}{b}$ jest mały, czyli dla elipsy wydłużonej w kierunku poziomym wystąpią w stronie naprężenia rozciągające, a naprężenia ciskające na ścianie w punkcie II będą miały dużą wartość.

Gdy stosunek $\frac{a}{b}$ będziemy zwiększać, wówczas zarówno naprężenia ciskające na ścianach, jak też i naprężenia rozciągające w stropie będą maleć.

Przy stosunku $\frac{a}{b} = \frac{1}{2} \left(\frac{p_z}{p_x} - 1 \right) = \frac{m-2}{2}$ naprężenia rozciągające zupełnie znikną i wzdłuż całego obwodu przekroju chodnika wystąpią ciśnienia z wyjątkiem punktu I, gdzie $\sigma_1 = 0$.

Największą wartość ciśnienia będziemy mieli w punkcie II.

Przy dalszym zwiększaniu stosunku $\frac{a}{b}$ wystąpią w stropie ciśnienia i te będą wzrastać, podczas gdy na ścianach ciśnienia będą maleć. W ten sposób ze wzrostem stosunku $\frac{a}{b}$ następuje stopniowe wyrównanie ciśnienia na całym obwodzie przekroju. Całkowite wyrównanie osiągniemy przy stosunku

$$\frac{a}{b} = \frac{p_z}{p_x} = -1$$

Przy tym stosunku wielkość naprężeń na całym obwodzie przekroju jest jednakowa i wynosi:

$$\sigma_1 = \sigma_2 = p_z + p_x$$

Jest to zatem najkorzystniejszy przekrój chodnika ze względu na wytrzymałość materiału.

Tak więc ustaliliśmy dwa charakterystyczne stosunki osi elipsy:

$$\frac{a}{b} = \frac{m-2}{2}$$

oraz

$$\frac{a}{b} = m - 1$$

Przy pierwszym znikają w stropie i spągu naprężenia rozciągające, a naprężenia ciskające mają wartość najwyższą na ścianach, przy czym

$$\sigma_2 = (p_z + p_x) \frac{m}{m-2}$$

Przy drugim stosunku wielkość naprężeń (ciskających) wzdłuż całego obwodu jest jednakowa i wynosi:

$$\sigma_1 = \sigma_2 = p_z + p_x$$

Dalsze zwiększanie stosunku osi elipsy jest nie tylko bezcelowe, lecz i szkodliwe, gdyż wzrosną naprężenia ciskające w stropie.

Strefa odprężona i sklepienie ciśnień

Z dotychczasowych naszych rozważań wynika, że w wielu wypadkach, specjalnie przy dużej szerokości wyrobisk, znaczne partie stropu i spągu obejmują strefy z naprężeniami rozciągającymi. Ponieważ, jak to już poprzednio powiedzieliśmy, skały są na ogół bardzo mało wytrzymałe na rozciąganie, przeto struktura materiału w tych strefach ulegnie zniszczeniu. Przy wyrobiskach prostokątnych znaczny wpływ w tym względzie ma jeszcze duża koncentracja naprężeń ciskających w obszarach narożnych. Przed wykonaniem wyrobiska w górotworze nienaruszonym strefy te, podobnie jak i inne części górotworu, objęte były ciśnieniem właściwym danej głębokości. Po wykonaniu wyrobiska ciskające naprężenia w tych strefach spadają do zera, by następnie przejść w rozciąganie, przy czym materiał ulega spekowaniu. A zatem strefy te są wolne od naprężeń — **są to strefy odprężone**. Wielkość tych stref jest zależna głównie od stosunku ciśnienia pionowego do poziomego w górotworze.

Poprzednio stwierdziliśmy, że przy przekroju eliptycznym wyrobiska stosunek osi możemy tak dobrać, aby naprężenia na ścianach nie przekraczały wytrzymałości materiału oraz że kształt o stosunku osi równym stosunkowi ciśnienia pionowego i poziomego jest najbardziej odporny. Podobny proces dostosowania się kształtu wyrobiska do wielkości naprężeń i wytrzymałości skały zachodzi samoczynnie, o ile w pewnych punktach wielkość naprężeń przekracza wytrzymałość materiału.

Jeżeli ciśnienie będzie stale wzrastać, wtedy wyrobisko będzie stopniowo zdążać do przybrania formy najbardziej wytrzymałej tj. poprzednio wspomnianej **elipsy** o stosunku osi:

$$\frac{a}{b} = \frac{p_z}{p_x}$$

Formy pośrednie na ogół nie muszą być elipsami, ale wszystkie będą się mieścić między zarysem wyrobiska a wymienioną elipsą; w przybliżeniu więc można je uważać za elipsy o wzrastającym stosunku osi $\frac{a}{b}$.

Rozróżniamy tutaj dwa przypadki:

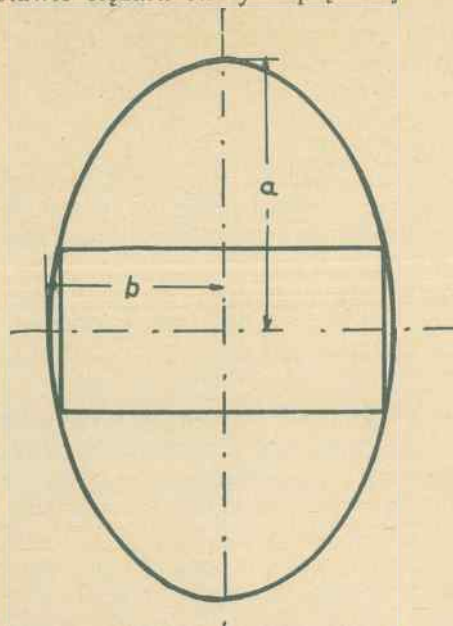
1. Gdy naprężenia rozciągające w stropie przekraczają granicę wytrzymałości na rozciąganie, natomiast naprężenia ciskające na ścianach leżą poniżej wytrzymałości na ciśnienie.
2. Gdy zarówno wytrzymałość na rozciąganie jak i na ciśnienie jest przekroczona.

W przypadku pierwszym zasięg stref odprężonych w stropie i spągu będzie mniejszy; jego wielkość maksymalną określi elipsa o stosunku osi

$$\frac{a}{b} = \frac{1}{2} \left(\frac{p_z}{p_x} - 1 \right) = \frac{m - 2}{2}$$

która odpowiada założeniu, że wytrzymałość skał na rozciąganie jest równa zeru. O ile zatem na przekroju wyrobiska (rys. 6) opisemy elipsę o powyższym stosunku osi, to pole zawarte pomiędzy linią stropu chodnika a powyższą elipsą odpowiada strefie odprężonej przy jej maksymalnym zasięgu. W rzeczywistości zasięg jej będzie mniejszy, lecz przyjęcie po-

wyższe zwiększa stopień bezpieczeństwa przy obliczaniu obudowy na podstawie ciężaru strefy odprężonej.



Rys. 6

W przypadku drugim, gdy naprężenia na ścianach bocznych poprzedniej elipsy przekraczają wytrzymałość materiałów na ciśnienie, strefa odprężona zwiększy swój zasięg w kierunku pionowym, czyli elipsa wydłuży się. Maksymalną jej wielkość ustala równość:

$$\frac{a}{b} = \frac{p_z}{p_x} = m - 1$$

Oddzielanie się strefy odprężonej od reszty górotworu w stropie stwierdziła praktyka górnicza już bardzo dawno.

Ze względu na podobieństwo stropu po oddzieleniu się od niego strefy odprężonej do stosowanych w budownictwie sklepień, tłumaczono opisane zjawisko przy pomocy tzw. teorii sklepienia ciśnieni. Właśnie owa elipsa stanowi linię sklepienia ciśnieni; jest to linia maksymalnych naprężeń tzw. obwodowych o kierunku równoległym do konturu wyrobiska.

Według dotychczasowych naszych rozważań linia ta wspiera się na ścianach wyrobiska, gdzie też panują największe naprężenia; w głąb calizny stają się one mniejsze. Tymczasem obserwacje z praktyki dowodzą, że w bardzo wielu wypadkach maksimum naprężeń jest nie na ścianie, lecz w głąbi calizny. Teoria sklepienia ciśnieni oczywiście nie tłumaczy, dlaczego tak jest, nie jest ona bowiem ścisłą teorią, gdyż nie podaje tłumaczenia procesów zachodzących w górotworze, lecz tylko zestawia pewne obserwowane fakty. Zjawisko to da się bardzo prosto wytłumaczyć na podstawie założenia, że górotwór znajduje się w fazie plastycznej względnie spękanej.

Chodniki o przekroju kołowym w obszarach dużego ciśnienia

Na dużych głębokościach ciśnienie poziome ma wielkość niewiele mniejszą od wielkości ciśnienia pionowego, możemy zatem przyjąć, że:

$$p_x = p_z = p$$

Stan napięcia w sąsiedztwie wyrobiska o przekroju kołowym charakteryzują naprężenia radialne i obwodowe (rys. 7). Są one zależne jedynie od odległości od środka koła — r — i na całym obwodzie o danym promieniu, są jednakowe.

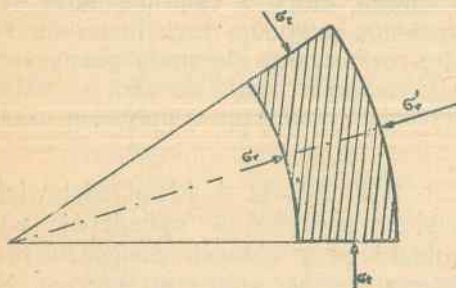
Przy sprężystej fazie materiału wielkość ich wynosi:

$$\sigma_r = p \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right)$$

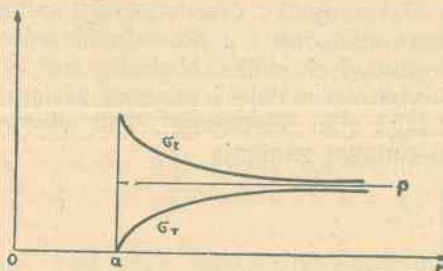
$$\sigma_t = p \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right)$$

przy czym a oznacza promień przekroju. Rys. 8 podaje wykres naprężeń.

Materiał znajduje się tak długo w fazie sprężystej, dopóki energia odkształcenia sprężystego jest mniejsza od pewnej charakterystycznej dla niego wartości. W przypadku układów, których jeden wymiar jest bardzo duży w porównaniu z dwoma innymi (długość wyrobiska w porównaniu z wymiarami przekroju poprzecznego) warunek ten wyraża się tym, że różnica naprężeń w dwu prostopadłych do siebie kierunkach musi być mniejsza od pewnej stałej.



Rys. 7

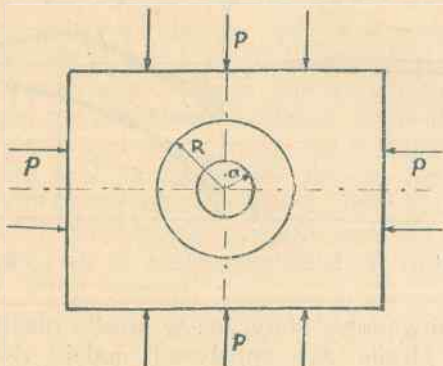


Rys. 8

Z rys. 8 widzimy, że różnica pomiędzy naprężeniem obwodowym a radialnym — ($\sigma_t - \sigma_r$) — jest największa na obwodzie wyrobiska, a potem stopniowo maleje w głąb calizny. O ile więc w najbliższym obszarze wyrobiska spełniony będzie warunek

$$\sigma_t - \sigma_r \geq \frac{2}{\sqrt{3}} k$$

(k jest ujemne i oznacza granicę plastyczności, stwierdzoną przy próbie jednokierunkowego ściskania), to w obszarze tym materiał będzie się znajdować w fazie plastycznej (rys. 9), a w obszarze zewnętrznym w fazie sprężystej.



Rys. 9

Z upływem czasu strefa plastyczna rozszerza się, obwód graniczny R przesuwa się do pewnego położenia granicznego.

Naprężenia w strefie plastycznej składają się z dwóch składowych: sprężystej czyli statycznej i dynamicznej:

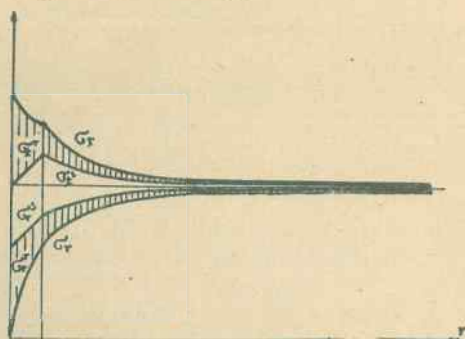
$$\sigma_t = \sigma_t^s + \sigma_t^r$$

$$\sigma_r = \sigma_r^s + \sigma_r^r$$

Napężenia całkowite wynikają z warunków równowagi; napężenia statyczne odpowiadają tej ilości energii, jaka może przez materiał być zgromadzona i spełniają warunek

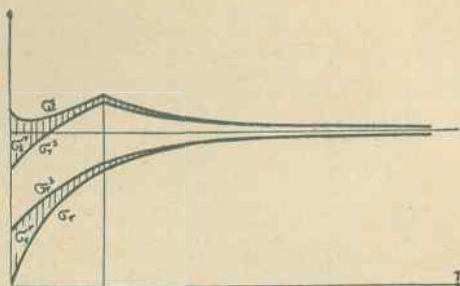
$$\sigma_t^s - \sigma_r^s = \frac{2}{V_3} k$$

Napężenia dynamiczne są różnicą pomiędzy napężeniami całkowitymi a statycznymi i przedstawiają nadmiar energii, który w ciele nie może być nagromadzony i z powodu nie zrównoważenia powoduje ruch materiału ku środkowi chodnika. Nadmiar ten w miarę rozszerzania się strefy plastycznej stopniowo maleje i przy jej zasięgu maksymalnym spada do zera — układ osiąga stan równowagi. Tak więc napężenia dynamiczne z upływem czasu stopniowo zanikają.

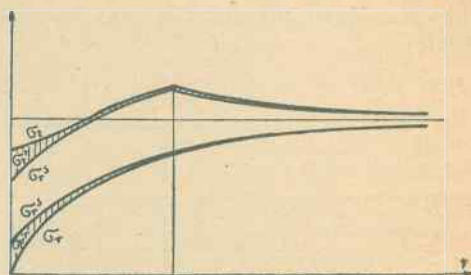


Rys. 10

Rys. 10, 11 i 12 przedstawiają wykres naprężeń w sąsiedztwie wyrobiska przy różnych zasięgach rozszerzającej się strefy plastycznej. Na osi odciętych naniesiono odległości od środka chodnika, na osi rzędnych wielkość naprężeń. Pierwsza krzywa od góry podaje wielkość naprężeń obwodowych całkowitych, druga statycznych. Rozkład i wielkość tych naprężeń możemy scharakteryzować następująco:



Rys. 11



Rys. 12

1. Napężenie obwodowe statyczne w strefie plastycznej z odległością wzrasta, w strefie zaś sprężystej maleje. Na granicy obu stref osiąga wartość najwyższą. Linia więc graniczna między obu strefami jest linią maksymalnych naprężeń obwodowych, czyli linią sklepienia ciśnień. Jak widzimy przy obecności strefy plastycznej (to samo zjawisko zachodzi także przy materiale spekanym) sklepienie ciśnień przesuwają się w głąb calizny. Wielkość maksymalna naprężenia wynosi:

$$\sigma_{tmax} = p + \frac{k}{V_3}$$

W każdym położeniu sklepienia ciśnień jest ona jednakowa.

2. Naprężenia obwodowe całkowite są większe od statycznych, a zatem naprężenia dynamiczne, które są różnicą pierwszych i drugich, są ciśnieniami.

Jest to wyrazem tego faktu, że każda cząsteczka jak na rys. 7 w czasie swego ruchu ku środkowi wyrobiska ulega w kierunku obwodowym skurczeniu.

Przeciwnie jest przy naprężeniach radialnych; tutaj naprężenie całkowite jest mniejsze od statycznego, różnica zatem musi mieć znak przeciwny. Tak więc naprężenie dynamiczne radialne jest rozciąganiem. Odpowiednikiem tego jest wydłużenie się w kierunku radialnym każdej cząsteczki przy jej ruchu ku wyrobisku.

3. Naprężenia dynamiczne osiągają wartości największe na ścianach chodnika — tu jest najintensywniejszy ruch materiału — i w głębi calizny stopniowo zanikają.
4. Odmienne, niż to było przy fazie sprężystej, naprężenie radialne statyczne na ścianie chodnika jest różne od zera. Jest to wynikiem niezerównoważenia układu, na skutek czego powstaje ruch materiału. Wyrazem tego są naprężenia dynamiczne, których wielkość określa się właśnie na podstawie tego warunku, że na ścianie naprężenie całkowite jako suma statycznego i dynamicznego jest równa zeru:

$$\sigma_r^s + \sigma_r^d = 0$$

5. Z upływem czasu wszystkie naprężenia na ścianie chodnika (jak również w dowolnym punkcie strefy plastycznej) w miarę rozszerzania się strefy plastycznej, jak to widać kolejno z rysunków 10, 11 i 12, zmniejszają swoją wielkość. Zjawisko to, znane w praktyce górniczej pod nazwą odprężania się skał, jest związane ściśle ze strefą plastyczną względnie ze strefą spękań. Na skutek tego strefę plastyczną możemy nazwać strefą częściowo odprężoną.
6. Obciążenie obudowy chodników przy fazie sprężystej materiału stanowił jedynie ciężar porożrywanych części stropu. Przy fazie plastycznej odkształcanie się skał ku wyrobisku wywołuje ciśnienie wszechstronne na obudowę; wielkość jego jest równa wartości naprężenia radialnego statycznego na ścianie, która w miarę odkształcania się skał ku wyrobisku maleje. Stąd widać, jak ważną rolę odgrywa przy dużych ciśnieniach, kiedy skały przechodzą w fazę plastyczną względnie ulegają spękaniu, kwestia podatności obudowy.

Obszar plastyczny, jak to już powiedzieliśmy, rozszerza się do pewnej wielkości granicznej, która wynosi:

$$R_z = ae^z$$

przy czym

$$z = \frac{p - \frac{k}{\sqrt{3}}}{\frac{2k}{\sqrt{3}}}$$

Jak widać z tych równości końcowy zasięg strefy plastycznej jest zależny od różnicy pomiędzy wielkością ciśnienia w górotworze a granicą plastyczności skał. Im większa jest ta różnica, tym szerzej rozprzestrzeni się strefa plastyczna, a równocześnie wzrośnie wielkość przesunięcia poszczególnych cząstek ku wyrobisku, przez co jego przekrój ulegnie zmniejszeniu.

szeniu. Od wielkości tych przesunięć z jednej strony, a zdolności skał do odkształcania się z drugiej, zależy, czy wewnątrz strefy plastycznej w najbliższym sąsiedztwie wyrobiska utworzy się strefa spękań i jaka będzie jej wielkość.

Tak więc w górotworze w sąsiedztwie wyrobisk górniczych wytworzą się w zależności od wielkości ciśnienia i własności skał, jedna, dwie lub trzy strefy. Przy małym ciśnieniu materiał w całym górotworze będzie w fazie sprężystej; przy dużym ciśnieniu i skałach o dostatecznym stopniu plastyczności w najbliższym otoczeniu wyrobiska wytworzy się strefa plastyczna a poza nią strefa sprężysta; natomiast przy skałach kruchych najbliższe partie obejmie strefa spękań, za nią nieduża strefa plastyczna, a na zewnątrz ostatniej strefa sprężysta.

W górotworze złożonym z materiału luźnego jak np. piasek zjawiska ciśnienia mają charakter bardzo zbliżony do przejawów w fazie plastycznej, np. sklepienie ciśnień spoczywa nie na ścianach chodnika lecz w głębi calizny. Różnice jakie zachodzą wynikają stąd, że zamiast warunku plastyczności, stosujemy tu przy rozwiązywaniu zagadnienia warunek równowagi w ciałach sypkich przy uwzględnieniu siły tarcia, a mianowicie:

$$\frac{\sigma_t}{\sigma_r} = \frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho}$$

Zasadniczą różnicą jest to, że naprężenie radialne zanika dopiero wtedy, gdy obwód R , ograniczający strefę zaburzenia, zdąży do nieskończoności. Podczas gdy w strefie plastycznej ciśnienie na obudowę po odpowiednim, większym lub mniejszym odkształceniu się skał spada do zera, to w górotworze luźnym posiada ono zawsze, choćby minimalną wielkość skończoną.

Materiał spękany w większe lub mniejsze części zachowywał się będzie pośrednio pomiędzy materiałem luźnym a plastycznym.

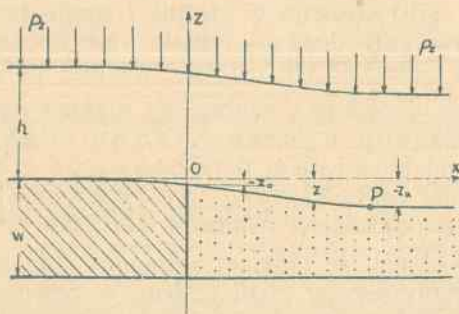
Pokłady węgla o budowie niejednolitej, gdzie partie durytów posiadają bardzo wysoką granicę wytrzymałości, zaś wityt, klaryt a specjalnie fuzyt stosunkowo niską, możemy uważać przy badaniu zagadnienia ciśnienia za warstwy plastyczne.

WIELKOŚĆ I ROZKŁAD NAPRĘŻEŃ PRZY ODBUDOWIE GÓRNICZEJ

Zagadnienie ciśnienia przy odbudowie górniczej jest w porównaniu z tym zagadnieniem przy pędzeniu chodników daleko więcej skomplikowane. Nie da się tu już utrzymać założenia jednorodności górotworu i jeśli chodzi o nasze zagłębienie węglowe, uwzględnić należy tę okoliczność, że jest on złożony z warstw o różnych własnościach sprężystych i wytrzymałościowych. Zastosowanie teorii układów płaskich z otworami nie jest tu właściwe. Wprawdzie nad odbudowaną przestrzenią tworzy się i w tym wypadku sklepienie ciśnień, to jednak na skutek uwarstwienia górotworu, a specjalnie przy występowaniu mocnych warstw piaskowców, na pierwszy plan wybijać się będzie zjawisko ugięcia warstw. Dlatego najwłaściwszym jest zastosowanie tej idei, którą po raz pierwszy zastosował prof. Budryk w swej teorii fali ciśnienia, mianowicie teorii ugięcia belek na sprężystym podłożu. Różnica leży w tym, że teoria fali ciśnienia zajmuje się częścią warstwy stropowej położonej nad calizną pokładu, podczas gdy tutaj zbadamy wytrzymałość stropu nad odbudowaną przestrzenią. Połączenie wyników obu teorii pozwoli określić wyężenie materiału w warstwie stropowej oraz wielkość całkowitego na-

cisku stropu na frontową strefę pokładu. Naprężenia w tej strefie przekraczają granicę plastyczności względnie wytrzymałości, tak że dla wyznaczenia ich wielkości i rozkładu najodpowiedniejszym jest zastosowanie podstaw teorii plastyczności.

Zakładamy, że pokład o zaleganiu poziomym odbudowywany jest systemem ścianowym z podsadzką, przy czym dla uproszczenia przyjmujemy, że podsadzka sięga do samej ściany. W tych warunkach możemy warstwę stropową uważać za belkę spoczywającą na sprężystym podłożu (rys. 13),



Rys. 13

przy czym podatność tego podłoża jest różna po obu stronach ściany odbudowy. Od strony calizny podatność podłoża zależy od własności fizycznych podkładu i spągu oraz grubości pokładu, zaś od strony odbudowy na podatność wpływa głównie ściśliwość podsadzki i grubość pokładu. Obciążenie belki stanowi ciśnienie pionowe, wywołane ciężarem nadkładu. Wskutek nierównej podatności podłoża po obu stronach ściany wystąpi zjawisko ugięcia belki w kształcie fali, której długość będzie inna nad calizną, a inna nad odbudowaną przestrzenią. Za podstawę wyjściową służy dla obu gałęzi różniczkowe równanie linii ugięcia:

$$IE \frac{d^4 z}{dx^4} = - \frac{1}{c} (z + cp_z)$$

przy czym I — moment bezwładności przekroju warstwy stropowej;

$I = \frac{bh^3}{12}$; gdzie h jest jej grubością, zaś b szerokością; przyjmujemy $b = 1 \text{ cm}$

E — jej współczynnik sprężystości

c — współczynnik podatności podłoża

p_z — obciążenie warstwy stropowej przez ciężar nadkładu.

Teoria fali ciśnień

Podług tej teorii strop nad calizną pokładu w sąsiedztwie ściany odbudowy ugina się w ten sposób, że tworzy linię o kształcie fali. Równanie tej linii wyprowadza się z podanego powyżej równania różniczkowego. Długość fali wynosi:

$$2L = 2\pi \sqrt[4]{4c IE}$$

Jak widać jest ona zależna od sztywności IE samej warstwy stropowej oraz od podatności podłoża.

Najdłuższą długość fali uzyskujemy, gdy w stropie pokładu zalega gruba warstwa piaskowca o wysokim współczynniku sprężystości, a w spągu gruba warstwa skały miękkiej i podatnej oraz gdy materiał samego pokładu nie jest twardy; wtedy bowiem zarówno czynniki IE jak i c osiągają duże wartości.

Najkrótszą długość fali będziemy mieli przy cienkiej warstwie stropowej o małym współczynniku sprężystości (łuppek plastyczny) oraz mało podatnym spągu i pokładzie.

W wypadkach gdy zarówno w stropie i spągu będą sztywne i mocne warstwy piaskowców (IE duże — c małe) lub miękkie warstwy łupków (IE małe — c duże), długość fali osiągnie wartość pośrednią.

Długość fali ma decydujący wpływ na rozkład naprężeń w pokładzie. Przy fali długiej całkowity nacisk stropu rozkłada się na dużej przestrzeni pokładu, podczas gdy przy fali krótkiej nacisk ten koncentruje się na wąskiej strefie przy ścianie. Jest to najważniejszy wniosek teorii fali ciśnień.

Drugi wniosek to ten, że moment zginający osiąga najwyższą wartość nie na krawędzi ściany lecz w głębi calizny w pewnej od niej odległości, przy czym przy długiej fali wartość ta jest wyższa niż przy fali krótkiej.

Ugięcie stropu nad odbudowaną i podsadzoną przestrzenią

Założymy, że strop osiada na podsadźce bez załamania. Obciążenie jego stanowi ciśnienie wywołane ciężarem nadkładu, skierowane ku dołowi oraz oddziaływanie podsadzki o kierunku do góry. Przy założeniu, że oddziaływanie podsadzki jest wprost proporcjonalne do jej ściśliwości, możemy i tutaj zastosować zasadę ugięcia belki na sprężystym podłożu.

Na krawędzi odbudowy wielkość ugięcia jest równa pewnej wielkości ($-z_0$), gdyż pokład poddaje się pod wpływem nacisku stropu a styczna do linii ugięcia tworzy z tych samych powodów z osią x pewien kąt ($-\psi$). Przy tych założeniach otrzymamy w wyniku całkowania podanego poprzednio ogólnego równania różniczkowego równanie linii ugięcia stropu w następującej formie:

$$z = -z_k + e^{-\alpha x} (C_1 \sin \alpha x + C_2 \cos \alpha x)$$

gdzie: — z_k jest wielkością całkowitą poddania się podsadzki pod wpływem nacisku p_z ,

$$\text{stała} \quad C_1 = z_k - z_0 - \frac{\psi}{\alpha}$$

$$\text{stała} \quad C_2 = z_k - z_0$$

$$\text{współczynnik } \alpha = \sqrt[4]{\frac{1}{4IEc}}$$

$$\text{podatność podsadzki } c' = \frac{z_k}{p_z}$$

A więc linia ugięcia jest linią o kształcie falistym.

Długość fali wynosi:

$$2L = 2\pi \sqrt[4]{4c'IE}$$

Bardzo ważną rolę odgrywa odległość ściany od tego punktu linii ugięcia, gdzie styczna jest pozioma. Albowiem poza tym punktem strop osiada w zupełności na podsadzce. Na przestrzeni zaś od tego punktu do ściany strop jest niezupełnie podparty i różnica pomiędzy całkowitym obciążeniem belki a jej częściowym podparciem decyduje o wielkości momentu zginającego siły poprzecznej oraz całkowitego nacisku na frontową strefę pokładu.

Różniczkując równanie linii ugięcia i przyrównując pochodną do zera otrzymamy, że odległość tego punktu od ściany wynosi:

$$x = \frac{1}{\alpha} \left(\pi - \arctg \frac{\psi}{2\alpha(z_k - z_o) - \psi} \right)$$

$$x = \frac{L}{\pi} \left(\pi - \arctg \frac{\psi L}{2\pi(z_k - z_o) - \psi L} \right)$$

Odległość ta jest tym większa, im dłuższa jest fala nad odbudowaną przestrzenią oraz im mniej podatny jest pokład.

Resumując dotychczasowe wyniki stwierdzimy, że przy długiej fali nad odbudowaną przestrzenią i mało podatnym spągu i pokładzie moment zginający w warstwie stropowej i jej nacisk na pokład osiągają wysokie wartości.

Wytrzymałość stropu

Wielkość momentu zginającego i siły poprzecznej na krawędzi ściany odbudowy wynoszą:

$$M = - \left(z_k - z_o - \frac{\psi}{\alpha} \right) \sqrt{\frac{I E p_z}{z_k}}$$

$$Q = \left(z_k - z_o - \frac{\psi}{2\alpha} \right) \sqrt[4]{\frac{4 I E p_z^3}{z_k^3}}$$

Moment zginający wywołuje w przekrojach poprzecznych naprężenia normalne, zaś siła poprzeczna naprężenia ścinające w przekrojach poprzecznych i podłużnych.

Maksymalna wielkość naprężeń normalnych (na górnej i dolnej ścianie belki) wynosi:

$$\sigma = \pm \left(z_k - z_o - \frac{\psi}{\alpha} \right) \sqrt{\frac{3 E p_z}{h z_k}}$$

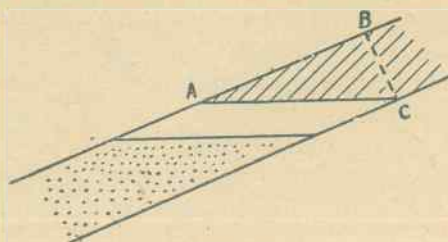
Maksymalna wielkość naprężeń stycznych (w warstwie obojętnej)

$$\tau = \left(z_k - z_o - \frac{\psi}{2\alpha} \right) \sqrt[4]{\frac{27 E p_z^3}{16 h z_k^3}}$$

Ostatnie wzory określają warunki wyłączenia materiału w warstwie stropowej nad odbudowaną i podsadzoną przestrzenią.

Otóż naprężenia są tym większe, im większy jest współczynnik sprężystości E , tzn. przy skałach w małym stopniu zdolnych do uginania się. Taki strop osiada w pełni na podsadzce w dużej odległości od krawędzi odbudowy, wskutek czego moment zginający i wielkość siły poprzecznej osiągają duże wartości.

tworzy łagodne przejście od podsadzki do pełnej calizny — jest więc elementem pośrednim, jeśli chodzi o podatność, pomiędzy pokładem i podsadzką (rys. 14).



Rys. 14

5. Długość niepodpartego odcinka stropu da się w pewnych wypadkach zmniejszyć przez zastosowanie odbudowy na zawal. Jest to oczywiście tylko wtedy możliwe, gdy zawal da się przeprowadzić przy niezbyt dużej długości wspornika, np. wykorzystując istniejącą łupliwość przez równoległe ustawienie frontu odbudowy do jej kierunku.

Rozkład i wielkość naprężeń w pokładzie w sąsiedztwie ściany

Podług teorii fali ciśnień całkowity nacisk stropu na pokład rozkłada się na obszar, którego wielkość jest zależna od długości fali. Przy fali długiej obszar ten jest duży, przy fali krótkiej — mały. O wielkości naprężeń decydować będzie stosunek całkowitego nacisku do powierzchni obszaru.

Największą długość osiąga fala przy stropie sztywnym o dużej miąższości oraz podatnym spągu, najmniejszą natomiast przy mało sztywnej i nieznacznej miąższości, warstwie stropowej i twardym spągu. Przy innych zestawieniach własności stropu i spągu długość fali osiągnie wartość pośrednią.

Ponieważ od własności stropu i spągu zależy również, jak to poprzednio podaliśmy, wielkość całkowitego nacisku, przeto o wielkości i rozkładzie naprężeń w pokładzie decydować będą własności stropu i spągu oraz, co później rozpatrzymy, własności materiału samego pokładu.

Jeżeli chodzi o strop, możemy tu odróżnić dwa wypadki:

1. Strop tworzy sztywna i mocna warstwa dużej miąższości.
2. W stropie zalegają warstwy cieńsze o niewielkiej wytrzymałości.

W wypadku pierwszym nacisk stropu na pokład jest duży. Przy odbudowie bowiem na zawal strop tworzy wspornik o znacznej długości, a przy odbudowie z podsadzką bez zawalenia się stropu osiada w dużej odległości od ściany. W zależności od jakości spągu nacisk może być w pewnych granicach większy lub mniejszy i obejmować różny obszar. Przy spągu podatnym mniejszy całkowity nacisk rozłoży się na większy obszar; przy spągu twardym nacisk wzrośnie i skoncentruje się na mniejszej przestrzeni. Tak więc naprężenia w pokładzie osiągają najwyższe wartości przy stropie o dużej miąższości i mocnym i sztywnym a równocześnie twardym spągu. Obszar objęty tym ciśnieniem w porównaniu z warunkami przy stropie słabym jest znaczny. Przy spągu podatnym całkowity nacisk nieco maleje, co przy zwiększonym obszarze poprawia warunki ciśnienia w pokładzie.

Gdy w stropie zalega warstwa słaba o niedużej miąższości, wówczas nacisk stropu na pokład w bardzo dużym stopniu maleje. Warstwa ta bowiem albo załamuje się w niewielkiej odległości od ściany, albo ugina się i osiada na podsadźce również w niewielkiej odległości.

Jeżeli chodzi o spąg, to i tutaj podobnie jak poprzednio otrzymamy korzystniejsze warunki przy spągu miękkim, kiedy nacisk rozłoży się na przestrzeń większą, aniżeli przy spągu twardym, kiedy cały nacisk skoncentruje się na niewielkiej przestrzeni przy ścianie.

Dopóki wyężenie materiału jest niewielkie i granica plastyczności względnie wytrzymałości nie zostanie osiągnięta, wykres rozkładu naprężeń jest podobny jak dla wyrobiska prostokątnego (rys. 3). Naprężenie poziome σ_x na ścianie ma wartość zero, zaś naprężenie pionowe ma tutaj wartość najwyższą. Wartość ta jest kilka do kilkunastu razy większa od wielkości ciśnienia pionowego.

O wyężeniu materiału w pokładzie decyduje, jak to wynika z hipotezy energetycznej Hubera, różnica naprężeń w kierunku pionowym i poziomym.

Gdy $\sigma_z - \sigma_x < \frac{2}{\sqrt{3}} k$, przy czym k jest granicą plastyczności przy jednokierunkowym ściskaniu, wówczas materiał jest w fazie sprężystej, a rozkład naprężeń jest taki jak na rys. 3.

Gdy $\sigma_z - \sigma_x = \frac{2}{\sqrt{3}} k$, to materiał znajduje się na granicy fazy sprężystej i plastycznej; odpowiada temu punkt B na wykresie (rys. 1).

Przy $\sigma_z - \sigma_x > \frac{2}{\sqrt{3}} k$, materiał znajduje się w fazie plastycznej. W wypadku tym każde naprężenie składa się z dwóch części — naprężenia sprężystego, czyli statycznego oraz naprężenia dynamicznego:

$$\sigma_z = \sigma_z^s + \sigma_z^r$$

$$\sigma_x = \sigma_x^s + \sigma_x^r$$

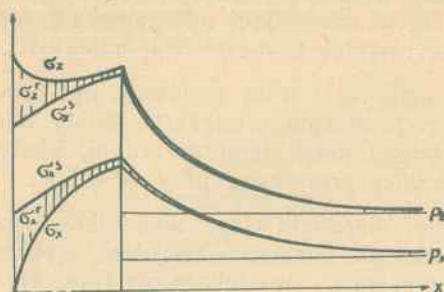
Naprężenia sprężyste odpowiadają tej ilości energii, jaka może być przez dany materiał zaakumulowana i spełniają równość:

$$\sigma_z^s - \sigma_x^s = \frac{2}{\sqrt{3}} k$$

Naprężenia dynamiczne odpowiadają nadmiarowi pracy sił zewnętrznych, który nie może być przez ciało zaakumulowany; są one wyrazem ruchu materiału. Nadmiar pracy zużywa się na pokonanie oporów przy tym ruchu.

W czasie tego ruchu poszczególne cząsteczki ulegają odkształceniom; zmniejszając swe wymiary w kierunku pionowym, zaś w kierunku poziomym wydłużają się; naprężenie dynamiczne pionowe σ_z^r jest zatem ciśnieniem, poziome σ_x^r natomiast rozciąganiem.

Wykres naprężeń w pokładzie przy ścianie odbudowy przedstawia rys. 15.

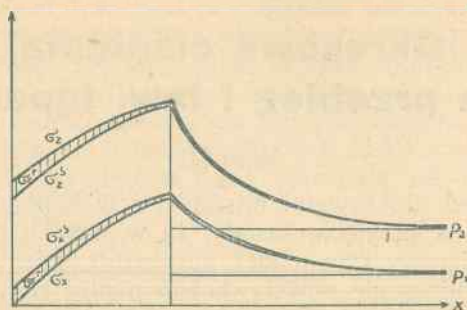


Rys. 15

Na osi poziomej odcięto odległości od ściany, zaś na osi pionowej odpowiednie wartości naprężeń. Z wykresu widać, że różnica pomiędzy naprężeniem statycznym pionowym i poziomym jest wielkością stałą w całym obszarze plastycznym. Naprężenia dynamiczne osiągają największą wartość na ścianie a w głąb calizny stają się coraz mniejsze; a zatem ruch materiału jest najbardziej intensywny na ścianie, podczas gdy w głąb calizny ruch ten stopniowo zanika.

Na granicy strefy sprężystej i plastycznej względnie strefy spękań naprężenia całkowite i statyczne osiągają wartości najwyższe. Przed postępującą ścianą posuwa się jak gdyby fala ciśnienia, którą po raz pierwszy zaobserwował w praktyce inż. Weber. Zjawisko to jednakowoż nie jest ruchem falowym, a powstanie swoje zawdzięcza różnemu zachowaniu się materiału w strefie sprężystej i plastycznej. Równocześnie grzbiety tej fali stanowi punkt oparcia sklepienia ciśnień, jakie się tworzy nad wybraną przestrzenią, gdy naprężenia w warstwach stropowych przekroczą ich granicę plastyczności względnie wytrzymałości. Położenie tego maksimum naprężeń tzn. jego odległość od ściany pozostaje w ścisłej zależności od prędkości popędu, mianowicie ze wzrostem prędkości zbliża się ono ku ścianie. A zatem przy szybkim popędzie maksimum ciśnienia leżeć będzie w niewielkiej odległości od ściany (rys. 15), natomiast przy popędzie powolnym odległość ta zwiększy się (rys. 16). W wypadku pierwszym naprężenia na ścianie zarówno statyczne jak i dynamiczne będą miały wysokie wartości — materiał znajdować się będzie w stadium dużego ciśnienia i intensywnego ruchu. Dzięki tej okoliczności łatwo się będzie urabiać, co gra dużą rolę w pokładach cienkich. W pokładach grubych zdolność urabiania schodzi na drugi plan, a decydującą rolę odgrywa sprawa bezpieczeństwa. Otóż materiał w stanie silnego ruchu na przodku roboczym przedstawia pewne niebezpieczeństwo dla załogi, a to z powodu szybkich zmian w stanie przodka oraz z powodu intensywnego odrywania się od niego większych i mniejszych części pokładu. Najniebezpieczniejsze warunki otrzymamy wtedy, gdy stan ciśnienia na ścianie odpowiada punktowi *D* wykresu na rys. 1. Przy takim stanie ciśnienia w pokładzie należy zachować wzmożone środki ostrożności, a w pewnych wypadkach wypadnie zwolnić popęd dla zmniejszenia naprężeń dynamicznych i związanej z tym intensywności ruchu masy pokładu. Oczywiście da się to przeprowadzić, gdy zezwalają na to warunki stropowe, które na ogół przy zwolnieniu popędu pogarszają się. Przy zwolnionym popędzie linia naprężeń maksymalnych oddala się od ściany, w związku z czym następuje spadek naprężeń zarówno statycznych

jak i dynamicznych. Materiał na ścianie będzie częściowo odprężony i spękanym w stanie bardzo słabego ruchu.



Rys. 16

Spękany pokład przedstawia również pewne niebezpieczeństwo, jednakowoż ze względu na ustalony stan przodka, na którym nie zachodzą prawie żadne zmiany, łatwiejszą jest rzeczą odpowiednio się przed nim zabezpieczyć.

Tak więc zbyt szybki postęp przodka, jak i zbyt wolny nie są pod względem bezpieczeństwa korzystne. Potwierdza się tutaj zasada, że dla każdego pokładu istnieje najkorzystniejsza prędkość postępu odbudowy, przy której uzyskuje się optymalne warunki bezpieczeństwa.

Jeżeli chodzi o bezwzględną wartość pionowego naprężenia maksymalnego na granicy obszaru sprężystego i plastycznego, to jest ona również zależna od położenia tej granicy. Przy szybkim popędzie maksimum naprężeń przybliża się do ściany, całkowity zatem nacisk stropu rozkłada się na mniejszą przestrzeń i wszystkie naprężenia, a więc i maksymalne zwiększają swoją wartość. Przy zwolnionym popędzie jest odwrotnie. Maksimum oddala się od ściany, nacisk stropu obejmuje większy obszar i naprężenia maleją.

Podane powyżej wnioski odnośnie rozkładu naprężeń w pokładzie w sąsiedztwie frontu odbudowy odnoszą się do przypadku, gdy pokład nie jest w tym miejscu poprzecinany chodnikami, lecz tworzy jednolitą całość, a więc przy odbudowie ścianowej. Przy odbudowie filarowej pokład jest poprzecinany szeregiem chodników, tak że strop opiera się nie na jednolitej płycie, lecz na całej grupie płyt. Z mechaniki jednakowoż jest wiadomo, że wytrzymałość na ciśnienie płyty jednolitej jest daleko większa aniżeli kilku płyt o sumarycznej powierzchni tej samej. Dzięki tej okoliczności warunki ciśnienia w pokładzie przy odbudowie ścianowej są korzystniejsze niż przy odbudowie filarowej, gdzie niezależnie od powyższego chodniki jako miejsca najsłabsze w pokładzie są specjalnie narażone na wpływy zwiększonego ciśnienia.

Okresowe ciśnienia, ich przebieg i tzw. tąpania

WSTĘP

Rozważania nad okresowymi ciśnieniami w kopalni i ich przebiegiem opierać się muszą na przyjęciu zasady, że w wyniku pędzenia wyrobiska, pierwotny trójwymiarowy stan napięć górotworu zmienia się na nowy stan napięć, charakteryzujący się powstawaniem napięć tzw. radialnych, skierowanych do wyrobiska i napięć obwodowych, opływających wyrobisko, będących w zasadzie funkcją głębokości zalegania wyrobiska i jego wielkości. Wskutek działania tego stanu napięć może nastąpić trwałe odkształcanie się górotworu naokoło wyrobiska, objawiające się pękaniem tj. zniszczeniem spoiwości przez naprężenia ścinające, działające w przekrojach o rozmaitych kierunkach względem wyrobiska. Najczęściej to zniszczenie spoiwości przebiega w kierunku płaszczyzn pomniejszonej spoiwości, jakimi są uławicenie i lupliwość warstw górotworu.

Tak spękany w swej dotychczasowej względnej spoiwości pewien obszar górotworu może się już wtedy rozluźniać i odprężać do wyrobiska, zamieniając przy tym swą potencjalną energię sprężystości na energię kinetyczną, co objawia się ruchem skały do wyrobiska w pewnych miejscach lub na całym jego obwodzie. Powstaje wtedy znane górnikowi ciśnienie górotworu na wyrobisko oraz na obudowę jego pustki.

Oddzielający się od reszty jeszcze spoiwego górotworu obszar rozluźniającej się skały nazywać będziemy sferą zruszenia albo krótko zruszeniem. W odróżnieniu od zruszenia górotworem niezruszonym nazywać będziemy otaczającą zruszenie tę część górotworu, w której nadal działa określony na początku stan napięć.

Odlamy w sferze zruszenia, przesuwając się do wyrobiska, mogą się jednak między sobą rozpierać, zwłaszcza gdy przesuwają się ze wszystkich stron. Wskutek tego na płaszczyznach przylegania do siebie odłamów może powstać tarcie, które prowadzi do zahamowania ruchu odłamów do wyrobiska, co nazywać będziemy sferą usztywnioną albo krótko usztywnieniem zruszenia. Dzięki temu usztywnieniu ciśnienie na wyrobiska maleje. Usztywnianiu się sfery zruszenia sprzyja zawsze odpowiedni opór obudowy i podszadki.

Na pękanie górotworu naokoło wyrobiska i intensywność tego pękania ma wpływ wielkość naprężeń ścinających, wytrzymałość skał górotworu, jego właściwości petrograficzne i geologiczne, opór usztywniania się zruszenia już rozluźnionej skały oraz czas.

Ponieważ jednak spękanie zależy przede wszystkim od wytrzymałości i od wielkości naprężeń ścinających, powstających wskutek różnic w działającym stanie napięć, wobec tego spękanie winno wzrastać w miarę wzrostu głębokości wyrobiska.

Pod tym względem można by wyróżnić pewne zakresy głębokości, jednakże o nieustalonych ściśle granicach, a więc:

1. Głębokość od 0 do 400 m.

Do tej głębokości przeważnie i praktycznie takie skały jak łupki piaszczyste i piaskowce nie ulegają spękaniu naokoło wąskich wyrobisk, a nawet i w tych wyrobiskach odbudowy (np. długie zabierki), gdzie powierzchnia obnażonej warstwy nie jest znaczna, można zapobiec spękaniu przez zwykłą obudowę drewnianą.

W tych głębokościach węgiel ulega spękaniu, a nawet dość daleko idącemu zruszeniu, zależnie od rodzaju pokładu węgla.

W pozostawionych jednak węglowych resztkach filarowych w tych głębokościach wyjątkowo tylko ujawniają się raptowne zruszenia w postaci „tapań”.

2. Głębokość 400 — 700 m.

W tych głębokościach następuje już wprawdzie pęknięcie łupków piaszczystych i piaskowców naokoło wąskich wyrobisk, ale tarcie na rysach spękań jest jeszcze tak duże, że rozluźnienie odłamów i zruszanie się ich do pustki jest jeszcze utrudnione; przy pokładach jednak węgla zruszanie może przybrać rozmiary utrudniające utrzymanie wyrobiska.

W głębokościach ponad 400 m w warunkach sprzyjających tapania w kopalni występują dość często.

3. Głębokość ponad 700 m.

W tych głębokościach pewien obszar o ograniczonych wymiarach drobno popękanego naokoło chodnika łupku piaszczystego i piaskowca ulega szybkiemu rozluźnieniu i jako zruszająca się sfera wywiera bardzo silny nacisk na obudowę chodnika, starając się wypełnić jego pustkę.

Takie zruszenie robi wtedy wrażenie plastycznego ruchu materiału skalnego, co jednak nie wyklucza gwałtownego zruszenia w formie tapania.

Z podziału powyższego wynika, że w głębokości do 400 m wytrzymałość piaskowca na ścinanie jest jeszcze większa od wartości naprężeń ścinających, w głębokościach zaś od 400 — 700 m wytrzymałość na ścinanie jest wprawdzie mniejsza od naprężeń ścinających, ale ruch po powierzchniach spękań jest jeszcze ograniczony z powodu tarcia.

To ostatnie zjawisko znane jest w laboratoriach wytrzymałościowych, kiedy to przy zgniataniu próbek materiałów, próbka pomimo spękania utrzymuje swą zwięzłość z powodu tarcia na płaszczyznach przylegania próbki do płyt zgniatających. W podobny sposób zachowywać się będzie obszar zruszenia pokładu węgla naokoło chodnika w głębokościach od 0 — 400 m, jeśli pokład zalega w niezbyt grubej warstwie pomiędzy wytrzymałymi warstwami mocnych piaskowców lub łupków, i gdy poślisz na tych warstwach będzie utrudniony.

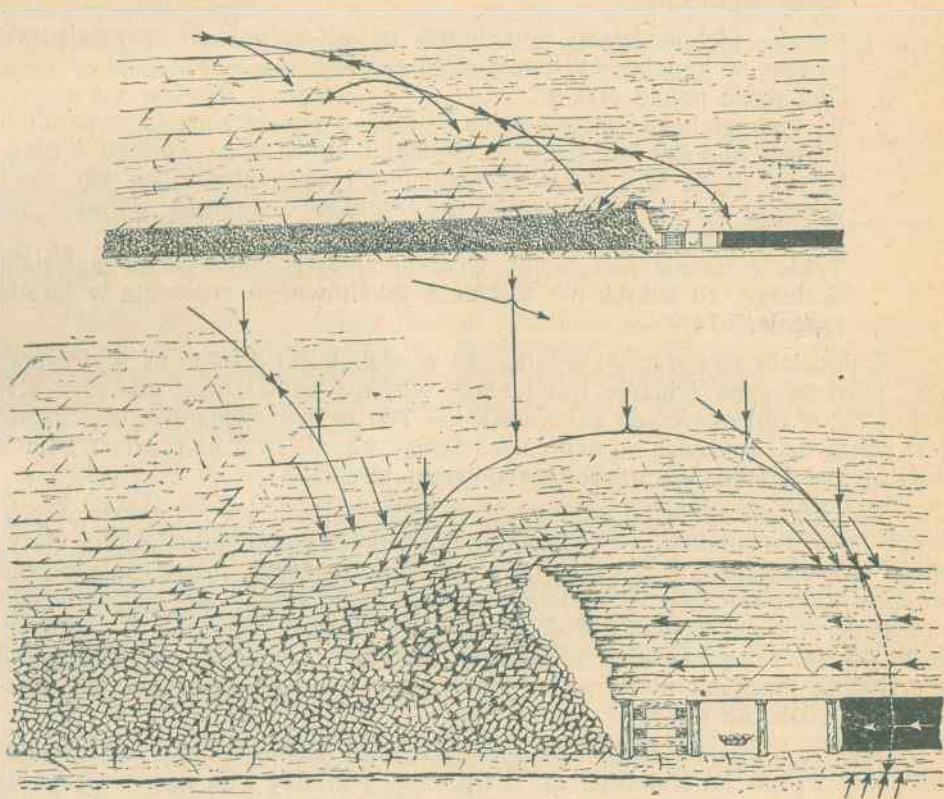
Jak stąd wynika, rodzaj zalegających obok siebie warstw ma również ogromny wpływ na zruszanie się skały danej warstwy i na usztywnienie się tego zruszenia. Dlatego też biorąc równocześnie pod uwagę brak jednorodności (homogeniczności), a przede wszystkim równokierunkowości (izotropowości) materiału skalnego tj. zależność przebiegu odkształceń od naturalnych płaszczyzn pomniejszych spoistości i od względności zalegania obok siebie rozmaitych warstw górotworu, nie można przy rozpatrywaniu stanu napięć jak i odkształceń sprężystych i trwałych opierać się tylko na zasadach matematycznej teorii sprężystości.

Teoria ta może okazać dopiero wtedy swą skuteczność przy rozpatrywaniu zagadnień kopalnianych, jeśli uwzględniając wyniki badań sprężystości i wytrzymałości w warunkach naturalnych jak i prób modelowych, oprze się na rachunku prawdopodobieństwa. Odnosi się to przede wszystkim do zjawisk ciśnieniowych w wyrobiskach odbudowy a więc o dużych rozmiarach, których zroby odkrywają cały kompleks różnorodnych warstw.

Drogą zaś wnikliwej obserwacji na dole i w laboratorium znaleźć będzie można wtedy sposoby na przeciwstawienie się zarówno ciśnieniom powolnym, jak i gwałtownym, jakimi są okresowe ciśnienia i tąpnięcia.

1. ZACHOWANIE SIĘ WYSOKO ZALEGAJĄCYCH WARSTW STROPOWYCH PONAD DUŻYMI WYROBISKAMI ODBUDOWY (ZROBAMI)

Uwaga każdego górnika, jeśli chodzi o zachowanie się górotworu otaczającego duże wyrobisko odbudowy, skupia się zwykle na tzw. środowisku przodka, którym jest sam pokład oraz przyległe doń warstwy stropu bezpośredniego i spągu.



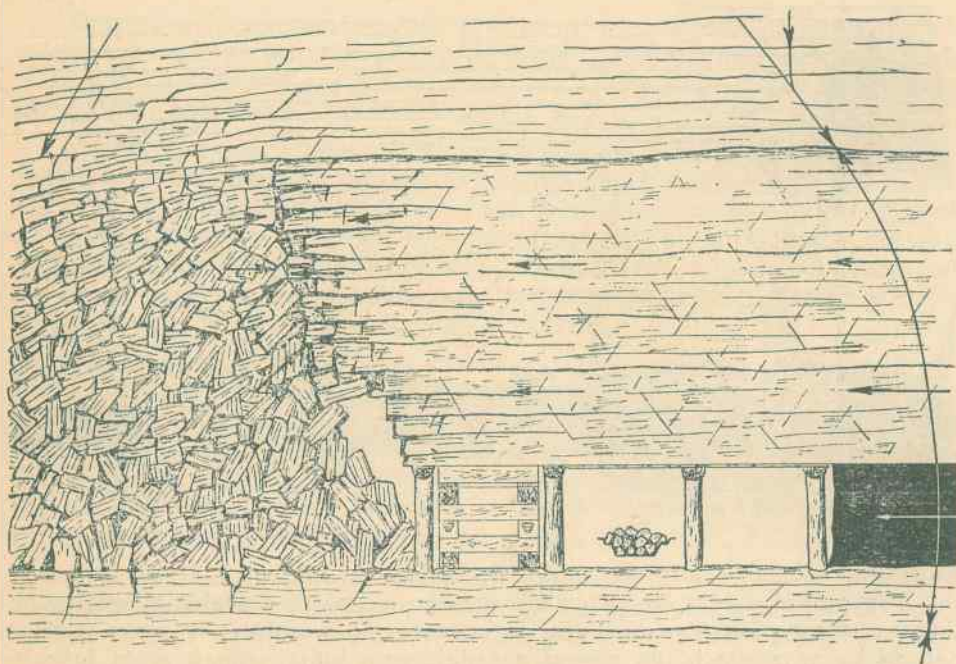
Rys. 1

I słusznie, bo to środowisko przodka i wszelkie zmiany w nim, jego zruszanie się do pustki wyrobiska powolne czy też gwałtowne, a więc ciśnienie powolne lub nagłe oraz usztywnianie się tego zruszania, a więc osłabienie a nawet zanikanie ciśnienia, stanowią o ułatwieniu czy też utrudnieniu pracy górnika.

Środowisko szerokobiernego przodka ścianowego względnie przodków filarów rozłożonych wzdłuż pewnej linii odbudowy stanowi specjalną i odrębną pod względem zachowania się część całkowitej sfery zruszania warstw górotworu, rozciągającej się ponad całością wybranych przez popęd ściany względnie filarów przestrzeni (rys. 1.)

Te duże wybrane przestrzenie, niezależnie od tego czy są puste czy też zawalone względnie podsadzone, nazywać będziemy zrobami.

Wypadnie nam teraz rozstrzygnąć, w jakich granicach rozpatrywać należy środowisko otaczające przodek ścianowy względnie przodki filarowe. Granic tych należy szukać z jednej strony nad, z drugiej strony pod pokładem na płaszczyznach, między którymi podczas dostatecznie szybkiego postępu odbudowy występuje wyraźny posuw warstw środowiska zgodny z uwarstwieniem tzw. wędrowanie bezpośredniego stropu pokładu, samego pokładu i jego spągu, co zostało już niejednokrotnie stwierdzone drogą obserwacji i pomiarów.



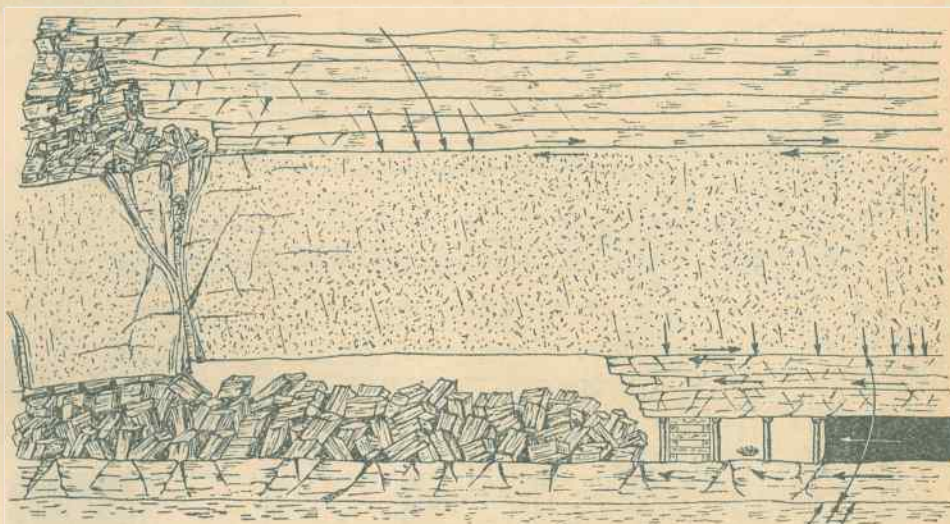
Rys. 2

Posuw środowiska odbywa się nie tylko do utrzymywanej pustki, jeśli chodzi o pokład, ale również do zrobów, jeśli chodzi o warstwy bezpośredniego stropu i spągu i to niezależnie od tego, czy w zrobach jest zawal, czy też naniesiona tam przez górnika podsadzka. Kierunek więc posuwu powinien być zasadniczo zgodny z zaleganiem warstw i tylko wtedy, gdy posuw ten jest hamowany, może on przejść w ruch poprzeczny względem zalegania warstw. Posuw poszczególnych warstw środowiska, wskutek różnorodnych właściwości warstw składających się na środowisko, jest bardzo zróżnicowany. Jest to bowiem ruch materiału skalnego, który jest różnie spękany i pokruszony, a którego pozorna spoistość czy też wytrzymałość utrzymana

jest dzięki wzajemnemu zapieraniu się między sobą okruchów i złomów i tarcia na swych powierzchniach przylegania oraz na płaszczyznach przylegania ograniczających środowisko od góry i dołu.

Warstwy środowiska zachowują się tak, jak pokruszona między płytami ale jeszcze nie rozpadająca się kostka, przy próbach laboratoryjnych na ściskanie.

Warstwy wznoszące się nad górną granicą środowiska nazywamy stropem zasadniczym, w odróżnieniu od tzw. bezpośredniego stropu, stanowiącego jeszcze środowisko pokładu. Górna granica środowiska leży zasadniczo na wysokości wyłomu zawału w najbliższym sąsiedztwie zrobów (rys. 1, 2 i 3); przy odbudowie na zawał. Jeśli warstwy stropu bezpośredniego są bardzo podatne na zruszanie i trudno się usztywniają, wówczas zawał staje się pełnym, a wtedy wysokość wyłomu zawału sięga 3 — 4-krotnej miąższości pokładu (rys. 1), tworząc tzw. strefę zawału.



Rys. 3

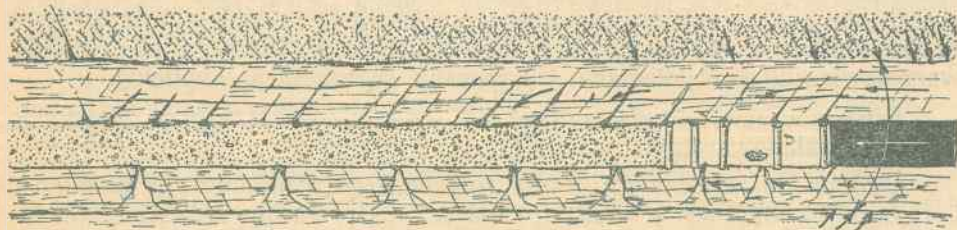
Przypuścić należy, że przez tak wysoko sięgające zawalenia spiętrzone złomy zawału podeprą już wyżej wznoszące się warstwy, tworząc własną podszatkę w zrobach dla stropu zasadniczego, który jednak może jeszcze pękać i zruszać się w poprzek uwarstwienia do pewnej wysokości (strefa spękania).

Czasem jednak zruszające się warstwy stropu bezpośredniego usztywnią się i wówczas zawał nie jest pełny; widać w nim zarys strefy usztywnienia (rys. 2). Zawał taki nie jest jeszcze dostatecznym podparciem stropu zasadniczego nadkładu z powodu swej znacznej jeszcze ściśliwości.

Czasem górną granicę środowiska stanowi opierająca się zruszeniu masywna warstwa piaskowca i wówczas granica środowiska leży na płaszczyźnie tej warstwy (rys. 3). Taka warstwa piaskowca może być oddzielona od pokładu warstwą stropu bezpośredniego, nie dającą jednak po zawaleniu podszatki, albo też warstwa leży bezpośrednio na pokładzie.

Przy odbudowie z podsadzką sztuczną górnej granicy środowiska należy szukać na górnej płaszczyźnie warstwy czy też jej ławicy, która może jeszcze łatwo wyboczyć w dół z kierunku przesuwania się zgodnego z uwarstwieniem, wskutek poddawania się ściśliwej podsadzki.

Wtedy to tworzą się w tej warstwie charakterystyczne rysy poślizgu warstwy w dół (rys. 4.).



Rys. 4

Dolną granicę środowiska pod pokładem w systemach na zawał i podsadzkę wyznacza ta warstwa czy też jej ławica, która nie ulegnie widocznemu zruszaniu. Za widoczne zaś zruszanie uważać należy podnoszenie się warstwy spągowej tj. dźwiganie (pęcznienie spągu rys. 1, 2, 3 i 4).

Aczkolwiek więc środowisko otaczające pustkę ściany czy też filarów jest częścią sfery zruszenia się górotworu naokoło całych zrobów (rys. 1), to jednak procesy zruszeniowe odbywające się w środowisku są o tyle odmienne od tychże procesów w reszcie sfery zruszenia naokoło zrobów, że przesuw i ciśnienie o kierunku zgodnym z zaleganiem warstw, a więc bocznym, najwięcej się tu uwydatnia, a postępujące urabianie pokładu zwłaszcza w czole ściany sprzyja potęgowaniu się tego przesuwu.

Można przyjąć, że warstwy środowiska ujęte są przez ciśnienia obwodowe działające od góry i od dołu i naciskane przez powierzchnie nacisku stropu zasadniczego i spągu są niejako wywalcowywane. Poddając się zaś zruszeniu, całą paczką przesuwają się w stronę wybranych przestrzeni, mniej lub więcej w tym ruchu hamowane przez tarcie między poszczególnymi warstwami i ławicami, a przede wszystkim między płaszczyznami ograniczającymi środowisko od góry i dołu.

I ta właśnie możliwość bocznego zgodnego z zaleganiem przesuwu warstw bezpośredniego stropu odróżnia go od warstw stropu zasadniczego, który wykazuje dopiero dalej od przodka jedynie zruszenie (ciśnienie) poprzeczne względem zalegania, a więc przeważnie pionowe lub prawie pionowe.

Jeśli przesuw boczny warstw bezpośredniego stropu środowiska nie jest hamowany, wówczas w stropie pustki nie wyczuwa się większego ciśnienia i obudowa nie jest zbyt naciskana. Jednakże na równomierność i zgodne z zaleganiem przesuwanie się stropowych warstw środowiska ponad pustką ma pewien wpływ stateczność jej obudowy.

Wiadome bowiem jest, że obudowa pustki ścianowej nie stanowi często zwartego zeskładu, który by był dostatecznie sztywny i równomiernie podatny, aby nie dopuścić pewnego zboczenia z kierunku, zgodnego z zaleganiem przesuwającej się ponad obudową warstwy stropu bezpośredniego. Może się więc zdarzyć, że zalegająca w stropie silnie zruszająca się warstwa zboczywszy już z przesuwu swego do zrobów, rozpocznie silny nacisk

na obudowę, zwłaszcza wtedy, gdy strop wskutek nierównomiernej podatności obudowy stanie się szczelinowaty i gdy względny posuw warstwy stropowej jest większy od posuwu pokładu i spągu środowiska. Naciskowi temu obudowa może się nie oprzeć i ulegnie połamaniu. Czasem uda się temu zapobiec, gdy pod silnie zruszającą się warstwą stropową przybuduje się mocniejszą ale nie przerwana choćby cienką ławicę węgla. Ławica ta stwarza dobrą płaszczyznę poślizgową dla przesuwej się powyżej warstwy stropowej, ale pod warunkiem, że warstwa stropowa będzie mieć możliwość swobodnego przesuwania się do wybranych przestrzeni. Inaczej i ta podbudowana ławica ulegnie połamaniu i rozpocznie się nacisk na obudowę.

Dodświadczenie powyższe znane jest ogólnie zwłaszcza przy odbudowie grubych pokładów węgla.

Ogólnie dostateczna sztywność równomierną a ograniczona podatność i stateczność obudowy w ścianach i filarach ma podwójne znaczenie, mianowicie z jednej strony ułatwia przesuw warstwy stropowej, zaś z drugiej strony przy odbudowie na zawał sprzyja załamywaniu się warstw stropu bezpośredniego w zrobach i to w pobliżu przodka.

To zaś systematyczne zawalanie się warstw stropu bezpośredniego odgrywa dla ułatwienia jego posuwu bocznego taką samą rolę, jak urabianie pokładu ułatwia zruszenie się pokładu w czole wyrobisk odbudowy; obudowa wystarcza wtedy dla utrzymania wyrobiska odbudowy.

Jak już wspomniałem, zruszanie się warstw stropu zasadniczego odbywa się w kierunku poprzecznym względem zalegania warstw, a więc w kierunku pionowym lub do niego zbliżonym. Wywołane zaś to jest rozparciem się warstw wysokiego nadkładu na bokach ponad zrobami, a wtedy przesuw warstw pod działaniem napięć pionowych i poziomych musi się odbywać po płaszczyznach pomniejszonej spoistości, jakimi są szczeliny i płaszczyzny łupliwości. Poprzeczny względem warstw przebieg płaszczyzn pomniejszonej spoistości w szczelinach i łupliwości warstw skierowuje więc ich zruszanie się w kierunku na podsadzkę, stworzoną przez zawał stropu bezpośredniego względnie na podsadzkę umyślnie do zrobów przez górnika nanieśioną.

Warstwy stropu zasadniczego obsuwają się wtedy w swych odłamach w kierunku tej podsadzki i albo naciskając na nią stopniowo na niej osiadają tworząc strefę spękania i osiadania, albo też w razie zbytnej ściśliwości tej podsadzki i istnienia w zrobach pustych przestrzeni, obwisające warstwy załamują się nagle i okresowo, a osiadając tworzą już wtedy dostateczne podparcie wyżej leżącego nadkładu.

Okresowe załamywanie się warstw stropu zasadniczego, będzie mieć miejsce również wtedy, gdy warstwy bezpośredniego stropu stworzą wystający daleko poza linie odbudowy i utwierdzony w caliznach wspornik nie podparty przez podsadzkę. Wspornik taki może się łatwo utworzyć, jeśli istniejące między warstwami duże opory tarcia na płaszczyznach przylegania warstw utrudniają rozpadanie się warstw stropu bezpośredniego na ławice i złomy. Ma to miejsce najczęściej w obecności grubszych warstw, w których sieć płaszczyzn pomniejszonej spoistości tj. uławicenie, łupliwość i szczelinowatość jest rzadka.

To okresowe załamywanie się warstw stropu bezpośredniego i zasadniczego odczuwa górnik w pustce wyrobiska odbudowy jako tzw. ciśnienie okresowe, które może prowadzić do zaciskania obudowy wyrobisk, a nawet

do zaważenia podbudowanych warstw stropu bezpośredniego. Naciski związane z okresowym załamywaniem się rozpartych i obwisających względnie utwierdzonych warstw stropu zasadniczego przenoszą się skośnie na wspornik utworzony ponad utrzymaną pustką z ławic stropu bezpośredniego.

Naprężenia cisnące, działające skośnie na wspornik, będą tym większe, im głębiej wystawać będzie wspornik stropu bezpośredniego, a więc im odleglejsze od czoła będzie miejsce nacisku załamujących się na wsporniku górnych ławic czy też warstw stropu zasadniczego.

Wskutek zaś nadmiernego wzrostu tych naprężeń następuje wyboczenie do utrzymywanej pustki dolnych ławic stropu bezpośredniego, połamanie obudowy i zaważenie pustki.

Ciągłość w zaważaniu warstw oraz w utrzymaniu nieprzerwanego i równomiernego przejścia warstw ze strefy zawału do strefy osiadania staje się utrudniona, gdy stosunkowo wytrzymałe warstwy nadkładu (piaskowce) zalegają nad odbudową w większych głębokościach tj. w głębokościach ponad 400 — 500 m. W takich to bowiem głębokościach wartość napięcia bocznego przestaje być funkcją liniową wartości napięcia ściskającego pionowego (ciśnienie stratygraficznego zależnego od głębokości danego punktu) i dlatego nieproporcjonalnie wzrasta w stosunku do napięcia pionowego. Równocześnie wzrasta moduł sprężystości warstw. Pod działaniem tych wzmózonych bocznych napięć ściskających, pomimo spękania na istniejących płaszczyznach pomniejszonej spoistości tj. łupliwości i uławicenia, utrzymuje się stale bardzo ściśle przyleganie złomów, a ciągłość osiadania w strefie osiadania zostaje przerwana, prowadząc do tworzenia się pustych przestrzeni między osiadłymi warstwami, a pozornie spoistymi, jeszcze unoszącymi się warstwami.

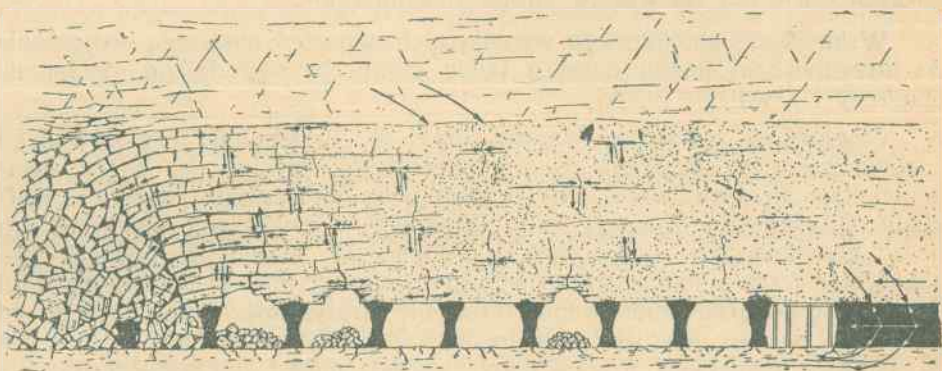
Uginania się zaś pozornie spoistych warstw piaskowca, wznoszących się w obrębie wybranych przestrzeni na dużych głębokościach, nie należy uważać za wynik jedynie sprężystego zginania się warstw jako utwierdzonych płyt w pojęciu mechaniki.

Choćby bowiem przyjąć, że sieć płaszczyzn łupliwości jest stosunkowo bardzo rzadka, to jednak działające na tych płaszczyznach siły poprzeczne, prowadzą już wcześniej do zniesienia ich pomniejszonej spoistości i powodują ich spękanie zanim działające momenty zginające mogłyby wywołać odpowiadające im odkształcenia, jako sprężyste ugięcie. Ugięcie się więc, jeszcze przed załamaniem grubej warstwy piaskowca wznoszącej się nad wybranymi przestrzeniami, przyjmuje wtedy postać powolnego i ograniczonego przesuwania i obsuwania się względem siebie złomów porysowanej warstwy. Ograniczone zaś jest to dlatego, gdyż panujące ściskające napięcia boczne, jak również grubość warstwy i jej złomów, utrzymują stale zapieranie się i tarcie między sobą złomów na nierównych powierzchniach przylegania ich do siebie (rys. 5).

Wynika z tego trwająca przez pewien czas pozorna spoistość odsłoniętej przez wyrobisko i jakby uginającej się warstwy. Dowodem tego jest często nie odpowiadająca warunkom sprężystego ugięcia za duża strzałka tej jakby ugiętej warstwy.

Przyjmujemy przy tym, że odsłonięta warstwa jest stale rozparta między istniejącymi z jednej strony caliznami, a z drugiej strony stokami istniejących już zawałów. Wolno zaś to przyjąć dlatego, bo chociażby już raz

zawalił się bieg warstwy, to i wtedy w miarę odślaniania jej wskutek postępowania odbudowy, może ona znowu przez pewien czas wznosić się bez zawalu nad rozległymi zrobami i utrzymywać spójnię między złomami. Zachodzi zaś to wtedy, gdy miąższość warstwy w porównaniu z wysokością wyrobiska jest duża (więcej niż 4-krotna) i gdy poprzedni zawal warstwy jest zaparty, tj. gdy jego dolny stok stanie się od razu oparciem dla przypierającej doń jeszcze niezawalanej warstwy (rys. 5).



Rys. 5

Z biegiem jednak czasu złomy obwisającej warstwy coraz więcej się przesuwają się i obsuwają po płaszczyznach spękań, zwłaszcza w sąsiedztwie poprzednich już zawałów. To pewien czas trwające, wciąż jeszcze ograniczone ale postępujące od strony zawałów obsuwanie się, nieraz słyszalne jako szmery i zgrzyty z powodu ocierania się złomów o siebie, doprowadzi w końcu do gwałtownego i rozległego obsunięcia się między sobą złomów, a więc nowego oberwania się i zawalu biegu warstwy.

Opór bowiem przeciw obsuwaniu się i powolność obsuwania się złomów miała przez pewien czas swoje źródło w oporności odprężania się złomów piaskowca, ich wielkości i utrzymywaniu się przez to tarcie między złomami. Jeżeli jednak złomy piaskowca przy pewnym tylko rozluźnianiu się na spoinach mogły się już odprężyć, wówczas to odprężenie przyczyniało się do spotęgowania dalszego rozluźniania spoiwości złomów. Niewielkie zaś zmiany w przestrzennym rozmieszczeniu złomów piaskowca wystarczają, by przy ich odprężaniu się zostały oddane duże ilości energii potencjalnej i by przy tym zniżał wzajemny nacisk złomów na siebie i wraz z nim również tarcie między złomami. W końcu też wskutek zanikania tarcia nastąpi gwałtowne obsunięcie się i nagłe zawalenie wznoszącej się warstwy.

Takie zawalenie się ma zaś charakter okresowy powtarzając się w pewnych odstępach i obok wpływów na bezpośredni strop wyrobiska może przez wywołanie wstrząsu spowodować drgania w górotworze, rozchodzące się daleko.

Zjawisko wywoływania drgań omówione zostanie bliżej w ustępie 3. Jest ono również przyczyną tzw. tapani.

Z dotychczasowych wywodów wynika, że wysoko zalegający tzw. strop zasadniczy odbudowywanego pokładu może się zachowywać w dwojaki sposób, a mianowicie:

1. Może osiadać powoli i w sposób ciągły jako tzw. strefa osiadania na podsadzce własnej, powstałej z zawalenia stropu bezpośredniego w strefie zawалу, albo też może osiadać z warstwami stropu bezpośredniego również powoli i w sposób ciągły na podsadzce sztucznej ale dostatecznie szczelnej, naniesionej przez górnika do wybranych przestrzeni.
2. Może załamywać się i zawałać w sposób okresowy i gwałtowny. Jeśli chodzi o okresowe i gwałtowne załamanie się i zawały masywnych warstw piaskowca, to szczelna podsadzka zamulona jest zwykle uważana za jedyny sposób zapobiegania takim zawałom.

Jednakże z doświadczeń ostatniego 10-lecia wynika, że przystosowane do wyników obserwacji w kopalni i odpowiednio użyte sposoby wywołania zawałów w bliskim sąsiedztwie frontu odbudowy pozwolą często na to, by zakres stosowania ścian na zawał nie ograniczał się tylko do wypadków, gdy warstwy stropu bezpośredniego są stosunkowo łatwo się zawałające. Przez odpowiednie bowiem prowadzenie robót w ścianie można wywołać systematyczny zawał stropu nawet w obecności trudno zawałającego się piaskowca.

Najtrudniej będzie wywołać pierwszy zawał i do tego celu należy dążyć wszelkimi środkami.

Doprowadzenie do wysokiego i pełnego zawału ławic w stropie przezywa spoisty bieg tych ławic, a działające naprężenia styczne w płaszczyznach uławicenia spowodzić mogą rozluźnienie uławicenia i boczny przesuw ławic, których zawalenie stanie się odtąd ułatwione.

Typowy dowód na to przytacza Haarmann, opisując odbudowę pokładu Dickebank (Ruhr) o miąższości 2,5 m i o stropie piaskowcowym grubości 20 m, kiedy pisze, że pomimo starannej pneumatycznej podsadzki nie można było uniknąć okresowo powtarzających się zawałów w pustce ścianowej.

Strop załamywał się nad podsadzką nagle i większymi partiami, gdyż był podparty na niewyrabowanej w podsadzce obudowie. Dopiero po wprowadzeniu odbudowy ścianowej na zawał, uniknięto nagłych zawałów i popęd ściany był normalny, ponieważ przez należyte stosowanie sztywnej obudowy oraz jej rabowanie, a nawet strzelanie w stropie, udawało się zawałać wysoko warstwy stropowe w miarę postępu czoła ściany.

O powodzeniu prowadzenia systemu ścianowego na zawał w pokładach do 3 m miąższości, który ma zapobiec rozległym i gwałtownym, okresowo powtarzającym się zawałom grubych warstw stropowych o dużym stopniu wytrzymałości i ich niebezpiecznym skutkom zarówno dla ściany, jak i wyrobisk postronnych, stanowić będzie dotrzymanie następujących warunków:

1. Należy w bliskim sąsiedztwie ściany wywołać wszystkimi środkami pierwszy wysoko sięgający zawał o stronim stoku, taki, by warstwy nadległe dla zawału względnie wysoko wznoszące się ławice jednej i tej samej grubej warstwy zostały dostatecznie podparte przez spiętrzone złomy zawału. Wywołanie tego pierwszego zawału jest zadaniem trudnym i to tym więcej, im grubsza i więcej spoista jest warstwa, mająca mało rozwiniętą sieć uławicenia i łupliwości i im głębiej warstwa zalega.
2. Należy od razu od pierwszego zawału nie dopuścić do tego, by w miarę dalszego popędu ściany i odkrywania stropu nie znalazły

jego dolne ławice większego oparcia bocznego na stoku spiętrzonego już zawалу (zaparcie się zawalu). Gdyby bowiem to nastąpiło, wówczas warstwa względnie jej ławice znajdujące podparcie na na tym stoku, trudniej będą się zawalać, w myśl poprzednich rozważań nad spoistością warstwy piaskowca. Spoistość zaś ta utrzyma się tym więcej, im niżej i wyraźniej wystąpi zasklepienie usztywnienie złomów warstwy, opierające się na ociosie ściany i na stoku poprzedniego zawalu. Aby zaś nie dopuścić do zapoczątkowania się tego większego oparcia i zasklepienia trzeba:

- a) utrzymać prostoliniowość względnie ciągłość i jak największą długość postępujących linii zawalu,
 - b) utrzymać równomierność i stopniowość zawalania wzdłuż tych linii zawalu w miarę postępu przodka ścianowego,
 - c) utrzymać dostateczną wysokość i stromość stoku zawalu potrzebną dla ostatecznego podparcia nadległych zawalowi warstw, czy też ławic jednej i tej samej warstwy, np. przez strzelanie w stropie,
 - d) dążyć do wywołania względnie uwydatnienia się rysów w warstwie stropowej na granicy zruszonego i niezruszonego jeszcze pokładu, aby przez to ułatwić obwalanie się warstwy w zawale,
 - e) utrzymać odpowiednią maksymalną odległość linii zawalu od przodka.
3. Należy zastosować taki postęp frontu odbudowy, by w postępującym przed frontem odbudowy zruszeniu górotworu nie nastąpiło zupełne rozluźnienie spoistości warstw stropu przez ścięcie ich jeszcze ponad pokładem. Postęp ten musi być tym szybszy, im więcej rozwinięta jest w warstwach łupliwość i ułatwienie. Wtedy po odkryciu rysów tego zupełnego rozluźnienia warstw stropowych może nastąpić nagle i gwałtowne oberwanie się stropu, którego nie utrzyma nawet żelazna obudowa ściany. Takie linie ścięcia stropu ponad pokładem spotyka się często przy uruchamianiu odbudowy od starych zrobów (popatrz jeszcze strona 44)

Linie te biegną w pewnej odległości równoległe do linii ograniczającej zroby i charakteryzują się wzmożonym ciśnieniem w ścianie. Teoretyczne określenie postępu ściany byłoby trudne, ale jak wynika z doświadczenia, prędkość postępu określa się na 2 — 5 m/dobę.

Jest oczywiste, że praktycznie uda się tylko przybliżone zastosowanie tych wskazań, jeśli tylko warstwy posiadają płaszczyzny pomniejszonej spoistości w postaci pewnej sieci łupliwości i ułatwienia. Idealne zastosowanie wskazań jest trudne, choćby ze względu na niemożliwość skończonej kontroli przebiegu zruszenia w zawale i w głębi calizny.

Najłatwiej jednak osiągnąć to można w prostolinijnej długiej ścianie o dostatecznej prędkości posuwania się przodka i o opornie poddającej się, sztywnej i wytrzymałej żelaznej obudowie utrzymywanej pustki ścianowej.

Obudowę tę musi się systematycznie wyrabowywać i przenosić w miarę postępu ściany.

Największe niebezpieczeństwo dla pustki ścianowej, wynikające z nie dopełnienia przytoczonych wskazań, polega przede wszystkim na możliwości utworzenia się na samej obudowie przyczółka dla zasklepionego usztywnie-

nia się zruszonego stropu bezpośredniego, gdy zachowa się w sposób przedstawiony na str. 38).

Wtedy zaś, podczas następującego później zawału, obudowa zwykle zostaje zniszczona, a pustka zawalona. Liczyć się bowiem wtedy należy nie tyle z oddziaływaniem zgniatającym obudowę, ile z oddziaływaniem wywracającym, na które żadna choćby najsztynniejsza obudowa nie jest dostatecznie przygotowana.

Stąd właśnie płynie utrzymująca się w szerokich sferach górniczych obawa zastosowania długich ścian na zawał w pokładach średnich o stropie mocnym. W grubszym bowiem pokładzie obudowa jest więcej wywrotna niż w niskim pokładzie.

Ściana powinna być długa, ponieważ zapieranie się złomów warstwy stropowej zależy również od rozpiętości tej warstwy między nie posuwającymi się bokami odbudowy (np. dolnym i górnym chodnikiem ścianowym). Na tych bowiem bokach utrzymują się stale przyczółki dla zasklepionego usztywnienia się wznoszącej się warstwy. Im zaś ta rozpiętość będzie większa, tym mniejsze będzie zapieranie się złomów warstwy między tymi przyczółkami, a więc łatwiejsze obwalanie się jej w zawał.

Ściana winna być prostolinijna, by móc utrzymać prostolinijne krawędzie stoku zawału. Wtedy bowiem utrudnionym staje się zapoczątkowanie niskiego oparcia się warstwy jeszcze nie zawalonej o stok istniejącego już zawału.

Prędkość posuwania się przodka ścianowego, jak to wynika z artykułów autora w Przeglądzie Górniczo-Hutniczym z roku 1935 i 1938 ma poza znaczeniem wynikającym z punktu 3 wpływ na usztywnianie się zruszenia.

W łączności z prędkością postępu przodka musi pozostawać stałe utrzymanie zawału blisko przodka ścianowego. Wtedy bowiem zruszanie się zarówno pokładu, jak i warstw stropowych postępuje równomiernie, a zapobiega się zapieraniu się odłamów w obszarze zruszenia.

Systematycznie postępujące zawalenie warstwy stropowej odgrywa dla ułatwienia zruszenia się i obwalania się tej warstwy taką samą rolę, jaką odgrywa urabianie pokładu dla ułatwienia jego zruszenia w czole ściany.

Co się tyczy oporności poddawania się i sztywności oraz wytrzymałości całej obudowy ściany, to jej znaczenie zostało oświetlone w artykule autora w Przeglądzie Górniczo-Hutniczym z listopada 1938 r.

Wybór obudowy, opornie i równomiernie poddającej się, sztywnej i statecznej, jest dla ścian w średnich pokładach zadaniem o wiele trudniejszym niż w pokładach cienkich.

Na linii zawału nie można zastosować kasztów, gdyż kaszty około 3,0 m wysokości są niewygodne i kosztowne w zabudowywaniu, a jeśli są drewniane, to stają się jeszcze podatne i mało sztywne.

Najodpowiedniejszą obudową są stalowe **stojaki organowe**, odpowiednio mocno wykonane, łatwo i prosto nastawialne i zwalniane z nacisku, które są już z powodzeniem stosowane zamiast stosów drewnianych w cienkich i średnich pokładach do 3,0 m grubości.

Stojaki takie zabudowywać można bieżąco w całej ścianie, przy czym jednak stojaki na linii przyszłego zawału muszą być od razu po odkryciu przez przodek linii przyszłego zawału ustawione.

Przed przystąpieniem zaś do zawałania trzeba stojaki zgęścić tak, by powstały organy.

Stawianie części stojaków organowych od razu po odkryciu przez przodek linii przyszłego zawału ma na celu zapobieżenie uginaniu się stropu, co ułatwia powstawanie w stropie na granicy zruszonego i niezruszonego pokładu rysów postępujących od dolnych ku górnym ławicom. Rysy te znalazły się później poza linią ustawionych stojaków organowych otwierają się i ułatwiają zawałenie.

Stojaki organowe trzeba ustawiać tak, aby nie ulegały wyboczeniu i wykręcaniu pod naciskiem stropu. Stojaki muszą być takie, by łatwo je było wyrabować i przenosić w miarę postępu czoła ściany i zawału.

W zawałe oczywiście nie może pozostać żaden stojak.

Przy rozpatrywaniu zachowania się wytrzymałej warstwy stropu ponad pokładem podatnym na przesuwanie się zgodne z zaleganiem, znamionym zjawiskiem jest występowanie objawów ugięcia się tej warstwy w podatny pokład, zaobserwowane już w praktyce na bokach dużego wyrobiska odbudowy, a ściślej mówiąc zrobów odbudowy. Odróżnia się dwa rodzaje ugięć zwanych nieściśle falami ciśnieniowymi, a to jednorazowe ugięcie poza postępującym bokiem (frontem) odbudowy, tzw. postępująca fala ciśnienia i wielokrotne ugięcie się, tzw. stojąca fala ciśnienia (Gaertner, Weber). Ugięcia te wywołane są działaniem maksymalnych ciśnień obwodowych sfery zruszania naokoło wyrobiska i jako takie charakteryzują się wzmożonymi ciśnieniami w pokładzie.

Teoretyczne tłumaczenie tego zjawiska oparte na zasadach uginania się sztywnej płyty ułożonej na sprężystym podatnym podłożu, a obciążonej siłami skupionymi wzdłuż pewnych linii, może być jedynie przybliżoną metodą badania tego zjawiska. Zarówno bowiem przy tzw. postępującej jak i stojącej fali ciśnieniowej trudno mówić o warstwie stropowej, jako o płycie sztywnej, spoczywającej na sprężystym — podatnym podłożu, biorąc pod uwagę płaszczyzny pomniejszonej spójności warstwy (łupliwość i uławicenie), jak również fakt, że warstwa stropowa zalegając na podatnym podłożu pokładu jest równocześnie nakryta niepodatnym nadkładem o ograniczonej możliwości bocznego przesuwu. Poza tym warstwa najczęściej jest utwierdzona w caliznach najmniej z dwu stron.

Również rozkład działania naprężeń naokoło dużego wyrobiska odbudowy trudno jest schematycznie upraszczać.

Wydaje się jako więcej przybliżone do rzeczywistości następujące rozumowanie:

Biorąc pod uwagę rozkład ciśnień obwodowych w sąsiedztwie boków wyrobiska zauważymy, że ciśnienia te osiągają najwyższe wartości z dala od boków tej odbudowy w sąsiedztwie górotworu jeszcze niezruszonego.

Tu więc panuje najintensywniejsze zruszanie się zwłaszcza w podatnym pokładzie i dlatego pokład doznaje tu zwężenia swej miąższości, ulegając przesuwaniu (przemieszczeniu) w stronę otwartych przestrzeni wyrobiska, zaś opierająca się zruszeniu bocznemu warstwa ulega ugięciu w zwężony pokład.

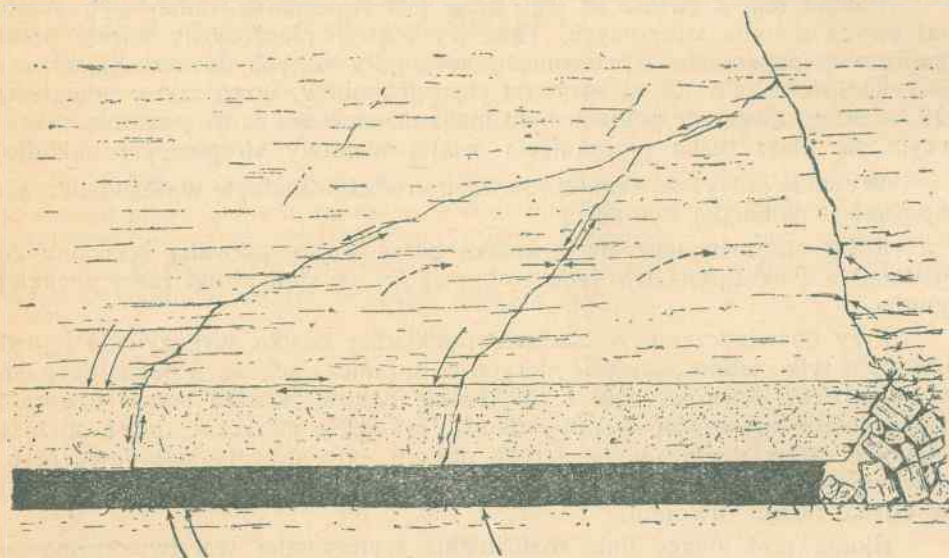
Jeśli bok wyrobiska, a zatem front ściany postępuje, postępuje również stopniowo zruszanie pokładu a ubieranie w ścianie zruszonego pokładu ułatwia jego przesuwanie się. W miarę tego przesuwania maksymalne ciśnienia obwodowe postępują w głąb, a wraz z nimi postępuje zwężenie pokładu oraz ugięcie warstwy.

Tak powstaje tzw. postępująca fala ciśnienia.

Jeśli zaś bok wyrobiska odbudowy nie postępuje albo też postęp ten jest stosunkowo mały, wówczas po pewnym czasie w miejscu działania maksymalnych ciśnień i ugięcia się warstwy może nastąpić rozluźnienie spoiwości tej wytrzymałej warstwy wskutek działania naprężeń ścinających.

Po rozluźnieniu spoiwości w warstwie i w pewnej części jej nadkładu boczne naprężenia działające od strony spągu mogą doprowadzić do przesunięcia i oderwania się w stronę zrobów obszernego pryzmatycznego odłamu górotworu, zwłaszcza wtedy, gdy chodzi o odbudowę partii pokładu, otoczonej z trzech stron zrobami (filar oporowy). Naprężenia od spągu powstają wskutek podziału spągu na obszary ciśnień wg schematu Gehlera p. str. 45). W czasie tworzenia się tego odłamu w chodnikach przecinających się z linią rozluźnienia wystąpić mogą tąpnięcia.

Po utworzeniu się odłamu maksymalne obwodowe naprężenia cisnące przesuwają się dalej w głąb górotworu. Pokład zniszczony może przemieszczać się nadal, jeśli wyrównując częściowo poprzednie zwężenie i ugięcie warstwy tworzyć się będzie nowe zwężenie pokładu i nowe ugięcie wytrzymałej warstwy.



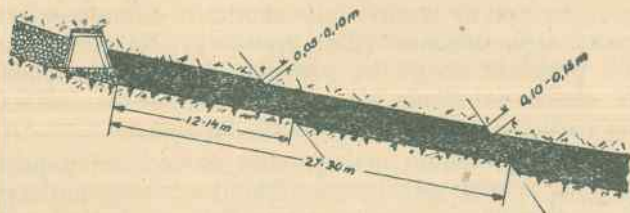
Rys 6

Po pewnym też czasie w sprzyjających warunkach dla oderwania się nowego odłamu górotworu może nastąpić powtórne rozluźnienie spoiwości pod działaniem poprzecznych sił ścinających. Wtedy w górotworze za boki wyrobiska odbudowy wytworzy się stan wg schematu na rys. 6, zwany w literaturze stojącą falą ciśnienia. Według tego schematu zwężenie pokładu i ugięcie wytrzymałej warstwy stropu będzie największe w miejscu działania maksymalnych napięć obwodowych. Tam też uwydatni się największe ciśnienie, jeśli to miejsce przecina chodnik. Tam też w momencie pęknięcia warstwy, może wystąpić tąpnięcie w tym chodniku.

Odległości linii rozluźnienia spoiwości warstwy od brzegu wyrobiska są rozmaite i praktycznie mierzą się w dziesiątkach metrów, zależnie od petrograficznych i geologicznych stosunków w górotworze.

Dowodem takiego zachowania się górotworu poza nieruchomym bokiem są obserwacje autora w kopalni Silesia, gdzie miejsca zwężenia pokładu i ugięcia względnie ścięcia i przechylenia się odtamu górotworu w stronę starych zrobów nazywają „ściskami” względnie „wyskokami”.

Wśród wielu innych autor zaobserwował i pomierzył w pokładzie VIII — wschód V poziom w dowierzchniach do starych zrobów, obraz przedstawiony na rys. 7.



Rys. 7

Pokład ten, a zwłaszcza jego spąg jest stosunkowo mniej wytrzymały od swych warstw stropowych. Tzw. wyskoki tj. płaszczyzny ścięcia przez naprężenie poprzeczne i przesunięcia wystąpiły w tych dowierzchniach raz w odległości około 12 — 14 m od starych zrobów, drugi raz w odległości 27 — 30 m. Zwężenie pokładu było mało zaznaczone, za to wydatnie zaznaczyła się płaszczyzna przesunięcia ściętej warstwy stropowej i pokładu.

Wywody powyższe znajdują pewnego rodzaju analogię w doświadczeniu Spackelera z kostką betonową.

Robił on doświadczenia z kostką betonową poddawaną ścisnaniu na podkładce z okrągłym otworem, zrobionej raz ze stali, drugi raz z miękkiej gumy.

Przy doświadczeniu ze stalową podkładką kostka wykazywała ponad otworem tylko jedno pęknięcie sferyczne, ograniczające się u boku brzegiem otworu. Przy doświadczeniu z podkładką gumową kostka ponad otworem wykazywała kilkakrotne współśrodkowe pęknięcia sferyczne, gdyż obrzeże gumowe odkształcając się w stronę otworu, powodowało stopniowe przesuwanie się naprężeń obwodowych i kilkakrotne zniszczenie spoistości w kostce ponad otworem.

Biorąc pod uwagę linie rozluźnienia wytrzymałej warstwy stropowej poza nieruchomym bokiem dużego wyrobiska, należy spodziewać się niebezpiecznych ciśnień, gdy przy rozpoczęciu na nowo odbudowy linia jej zbliży się do linii tego rozluźnienia.

Ciśnienia te mogą robić wrażenie ciśnień okresowych.

2. PRZENOSZENIE SIĘ WPŁYWÓW WYROBISK Z POKŁADU NADLEGŁEGO NA PODŁOŻE

Nienaruszony przez popęd wyrobisk górotwór zalegający ponad danym pokładem jako podłożem oddziałuje na pędzone w pokładzie wyrobisko w sensie określonym we wstępie.

Biorąc jednak pod uwagę zaleganie w każdej kopalni kilku pokładów, trzeba uwzględnić wpływ naruszonego wyrobiskami pokładu nadległego na pokład poniżej niego leżący.

Zmiany stanu napięciowego naokoło wyrobisk w pokładzie nadległym sięgają na pewną głębokość w podłoże, a zatem trzeba to uwzględnić przy pędzeniu wyrobiska w pokładzie niżej leżącym, objętym tą zmianą stanu napięć.

Głębokość, na którą sięga zmiana stanu napięć nadległych wyrobisk zależy:

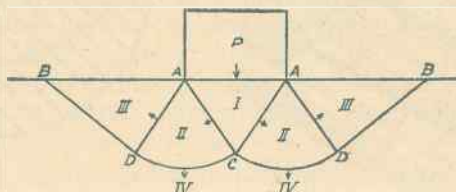
- a) od wymiarów tych wyrobisk i związanego z tym rozkładu napięć na brzegach tych wyrobisk,
- b) od szerokości powierzchni na brzegu wyrobiska, na której rozkładają się napięcia,
- c) od rodzaju warstw podłoża i ich ułożenia.

Zmiana stanu napięć naokoło wąskich wyrobisk nie sięga zbyt głęboko, a jeśli nawet obejmie pokład niżej w spagu leżący, to wpływ jego nie będzie zbyt wydajny.

W rozległych jednak wyrobiskach odbudowy, gdzie w zrobach nie ma należytego podparcia dla warstw ponad zrobami się wznoszących ani przez zawal ani podsadzkę, wpływ panującego na brzegach tych wyrobisk stanu napięć oddziałuje głęboko, dzieląc przy tym zalegający pod tym brzegiem górotwór na obszary rozmaitych wpływów.

Uwydatnia się to najwięcej przy pędzeniu wyrobisk w niżej leżących pokładach pod filarami ochronnymi, granicznymi, oporowymi, ogniowymi i w ogóle pozostawionymi w nadległych pokładach niewybranymi odcinkami (resztkami).

Teoretyczne zagadnienie to dałoby się sprowadzić do analogii z opracowanym przez Gehlera, na zasadzie doświadczeń, oddziaływaniem wąskiego sztywnego elementu obciążającego kostkę betonową, a sięgającego poza krawędzie kostki względnie schematu rys. 8. Wówczas pod wpływem ciśnienia tegoż elementu powstają w kostce obszary ciśnień.



Rys. 8

W obszarze I panujące naprężenia odpowiadają pełnej wartości ciśnienia P .

Powstawanie obszaru I w kształcie klina sprowadza za sobą oddziaływanie parcia klinowego na obszary II, II, a więc prostopadłe do płaszczyzn AC. Wskutek tego obszary II, II są wyciskane na zewnątrz. Parcie to rozkłada się na ciśnienie w dół w obszar IV oraz na parcie na obszary III, III, które rozmieszcza się prostopadłe do płaszczyzn AD.

Skutkiem tego powstaje ruch obszarów III, III w górę.

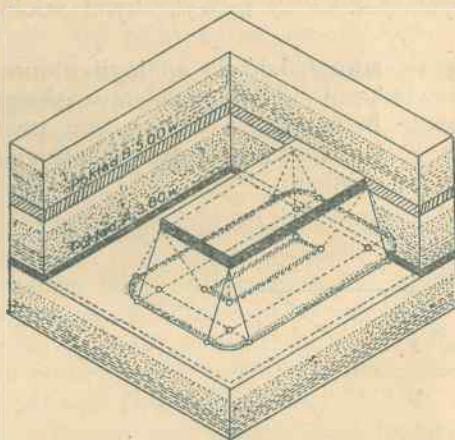
Przebieg płaszczyzn, odgraniczających pojedyncze obszary, zależy od jakości materiału warstw i jego oporu przeciw kompresji. Im materiał jest mniej odporny przeciw kompresji, tym kąty nachylenia się płaszczyzn granicznych obszarów I i II oraz II i III będą bardziej ostre, przechodząc w miarę wzrostu oporu przeciw kompresji w kąty bardziej rozwarte.

Granicami obszarów II i IV są powierzchnie walcowe o środku w punktach A, zaś granicami obszarów III i IV są płaszczyzny styczne w punktach D do tych powierzchni walcowych.

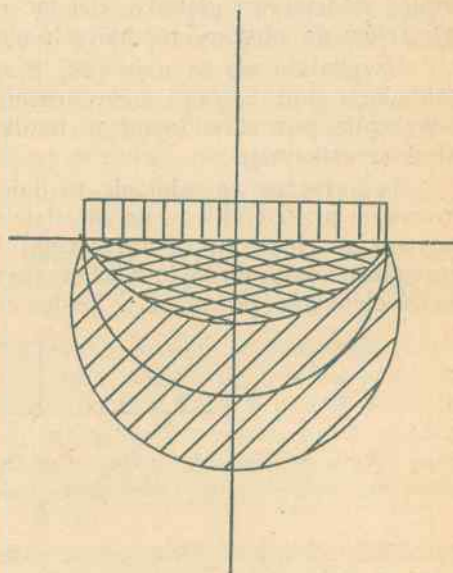
W związku z uściłowaniem przesunięciem się, pod wpływem działania sił, obszarów II i III na podłożu obszaru IV, powstaje tam zjawisko tarcia. Im opór tego tarcia jest większy, tym opór na rozerwanie materiału na granicznych płaszczyznach obszarów I, II oraz II, III jest też większy, a zarazem zwiększa się opór przeciw podziałowi na obszary.

Gehler udowodnił, że wytrzymałość na rozerwanie betonowej kostki spadła na 40% wytrzymałości, gdy pierwotne podłoże z szorstkiej płyty żelaznej zamienił na podłoże z sypkiego piasku.

Eggert na podstawie pomiarów w kopalni sformułował zagadnienie oddziaływania pozostawionego w górnym pokładzie filaru na pokład dolny, wyróżniając dwa obszary oddziaływania w dolnym pokładzie, obszar środkowy i obszar brzeżny, których granice są wyznaczone kątami załamania się warstw, wykreślonymi od krawędzi pozostawionego filaru do wewnątrz i na zewnątrz wg schematu rys. 9.



Rys. 9



Rys. 10

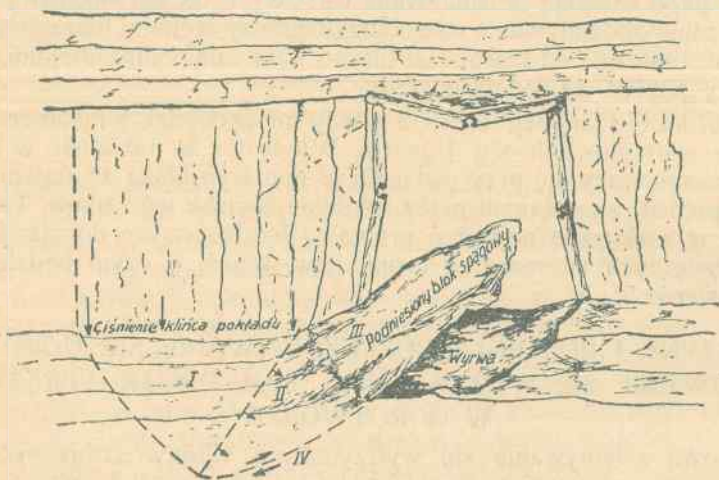
Obszar środkowy wykazuje wg Eggerta szczególnie silne naprężenia, zaś brzeżny mniejsze. Obszar środkowy utworzy się tylko wtedy, gdy pokład nie znajduje się poniżej przecięcia się ramion kąta załamania, wykreślonych z krawędzi filaru do wewnątrz.

Do innych wniosków doszedł prof. Sałustowicz na drodze matematycznej w oparciu o teorię sprężystych względnie sprężysto-plastycznych płaskich układów w skale jednolitej i wyróżnił 3 strefy naprężeń pod filarem, ograniczone obwodami kół wykreślonych na szerokości filaru jako na cięciwie (rys. 10).

Podział podłoża, naciskanego przez filar, na obszary oddziaływania i ich granice, opierający się o wyniki doświadczenia Gehlera, pomiary i sformułowania Eggerta oraz matematyczne dociekania prof. Sałustowicza,

cechuje pewna wspólna zasada, niemniej jednak dają one z osobna wytyczne do praktycznego ujęcia tego zagadnienia w warunkach zalegania niższego pokładu w różnorodnym górotworze.

Dzwiganie spągu w chodnikach przez jego podział za obszary wg Gehlera jest zjawiskiem powszechnym w kopalniach i autor między innymi zaobserwował to zjawisko w chodniku podstawowym pokładu XI na kopalni Silesia. Węgiel tego pokładu jest na ogół twardy, a pękał na ociosach chodnika grubymi płytami, zaś w piętrze jak i spodku zalegały twarde łupki.



Rys. 11

Po upędzeniu chodnika między dwiema upadowymi wyrobowano szyny i w tej części chodnika nie było przez pewien czas żadnej komunikacji. Po pewnym czasie chodnik na tym odcinku przedstawił ciekawy obraz (rys. 11). Ze spągu sterczały bloki — płyty skośnie względem poziomu, podniesione w górę jedną stroną, zaś drugą tkwiące pod ociosem chodnika. Wysokość między spodem podniesionego jednego z bloków a dnem wyrwy w spodku była tak duża, że mógł przebywać tam człowiek w postawie skulonej.

Takie zjawisko dzwigania spągu przebiegające nagle prowadzi do tzw. tapania spągu i dlatego to właśnie znalazło ono omówienie w niniejszym ustępie.

Wnioskując teraz z przedstawionego zjawiska dzwigania spągu przez nacisk na ociosie chodnika, można się spodziewać identycznego oddziaływania na podłoże obciążonego filara, pozostawionego między zrobami po odbudowie. Biorąc zaś pod uwagę różnorodność warstw zalegających w spągu pod filarem, można przypuścić na podstawie doświadczeń Gehlera, że zasięg w głąb tego podziału zależy właśnie od tego, jakie warstwy zalegają i o jakim stopniu kompresji i gdzie znajdzie się powierzchnia poślizgu, oddzielająca obszary III - III od obszaru IV. Największą kompresję wykazuje węgiel, mniejszą łupek, a najmniejszą piaskowiec, który ma kompresję 3 razy mniejszą od węgla pod tym samym ciśnieniem.

Im zaś skała ma większą kompresję, tym głębiej sięga obszar I.

Jeśli stopień kompresji warstwy jest mały (zwięzłe łupki i piaskowce) a powierzchnia warstwy poślizgu nie leży głęboko, wówczas koncentrujące się na filarze między zrobami naciski obwodowe mogą wywołać rychłe wy-

dźwiganie spodku w zrobach, jako obszarów III-III, wskutek czego następuje wyrównanie różnicy w rozkładzie naprężeń między filarem a obszarem osiadania nadkłać w zrobach. Do wyrównania naprężeń przyczyni się również rozgniatanie samego filara i wtedy oddziaływanie filara w głąb podłoża zostaje osłabione.

W razie gdy wspomnianą powierzchnią poślizgu stanie się zalegający głębiej pokład, wówczas należy się spodziewać w tym pokładzie w związku z naprężeniami stycznymi i tarciem połamania stropu tego pokładu. Jeśli jednak w spągu zalegają zróżnicowane warstwy o dużym stopniu kompresji, wówczas zasięg oddziaływania naciskanego między zrobami filara może sięgać dość głęboko zależnie od szerokości filara i kąta załamania, obejmując wtedy niżej leżący pokład względnie pokłady.

Podział na obszary wg Gehlera wtedy nie zachodzi, a może znaleźć zastosowanie sformułowanie wg Eggerta. Wtedy też w pokładzie w obszarze pod filarem spotkamy się przy pędzeniu w nim wyrobiska ze zmiennym rozkładem naprężeń, wywołanym przez działanie nacisku tego filara. Ta właśnie zmienność w rozkładzie naprężeń prowadzi bardzo często do zjawiska rozładowania się tych naprężeń w formie tzw. tupań, o czym będzie jeszcze mowa w ustępie 5.

3. PRZYCZYNY I ROZLEGŁE ROZLUZOWYWANIE SIĘ GÓROTWORU I PRZENOSZENIE SIĘ WYWOŁANYCH TYM DRGAŃ SPRĘŻYSTYCH W GÓROTWORZE

Okresowe załamywanie się wytrzymałych warstw stropowych, omówione w ustępie pierwszym, w zależności od miąższości warstw i ich rozległości mogą przybrać charakter dyslokacji sięgających względnie przesuwających się ze zrobów nawet w głąb calizn węglowych. Dzieje się to zwłaszcza wtedy, gdy warstwa zalegająca w krytycznych głębokościach ponad 400 — 500 m ulega pęknięciom dyslokacyjnym, wywołanym przez siły ścinające warstwę wzdłuż linii wyznaczonych przez kąt załamania warstw górotworu ponad wielkimi zrobami. Takie same pęknięcia dyslokacyjne wywołane być mogą również wskutek działania sił tektonicznego pochodzenia (siły górotwórcze). Na istnienie i działanie tych sił w obrębie naszego zagłębia wskazują nie tylko wielkie uskoki, ale również płaszczyzny pomniejszonej spoistości, w postaci łupliwości i szczelinowatości warstw węgla, łupku, a nawet piaskowca.

Nie ulega wątpliwości, że pomimo połamania przez napięcia tektoniczne górotworu naszego zagłębia uskokami i rozładowanie tych napięć na płaszczyznach tych uskoków, pewna część tych napięć tektonicznych tkwi utajona w niektórych okolicach, jako zakumulowana energia potencjalna. Wskutek zaś prowadzenia robót górniczych w takich okolicach powstaje naokoło wyrobisk, w myśl zasad mechaniki górotworu, zagęszczenie rozkładu tych napięć, co sprzyja powstawaniu nowych pęknięć.

Rozległe pęknięcia dyslokacyjne wywołane czy to przez okresowe załamywanie się warstw wskutek osiadania ich ponad zrobami, czy też przez działanie sił tektonicznych, połączone są z gwałtownym zwichnięciem naprężonej równowagi w górotworze. W wyniku tego wytwarza się w sąsiedztwie stan naprężeń zmieniających się nagle od zera do pewnej granicznej wartości, a więc o charakterze udaru, albo nawet zmienny stan naprężeń o zmianach od wartości negatywnej (ciśnienia) do wartości pozytywnej (rozrywania). Zostają wtedy wzbudzone drgania, które górnik od-

czuwa jako wstrząsy. Należą one do kategorii drgań mechanicznych, przy których w pewnych odstępach czasu powtarza się zamiana energii potencjalnej na kinetyczną i odwrotnie.

Obecność zwiezłych warstw takich jak piaskowce, konglomeraty, wapienie, sprzyja rozchodzeniu się fali drgań. Energia drgania przenosi się z miejsca na miejsce jako fala postępująca, albo też drganie zostaje związane w górotworze z pewnym ograniczonym obszarem jako tzw. fala stojąca.

Drgania wywołane przy powstawaniu pęknięć dyslokacyjnych obejmują niejednokrotnie duże połacie zagłębia, o czym świadczy nie tylko stwierdzenie ich w samych kopalniach ale i na powierzchni. Ponieważ drgania w górotworze powstają pod działaniem siły chwilowej (swobodne drgania), wobec tego po krótkim stosunkowo czasie następuje wygasanie drgań wskutek oporu ośrodka przeciw drganiom i tarcia międzycząsteczkowego.

Zmienność naprężeń, towarzysząca drganiom pobudzonym z pewnego miejsca w górotworze wpływa bardzo ujemnie na odporność górotworu naokoło postronnych wyrobisk, zwłaszcza ze względu na to, że skały nie należą do materiałów doskonale sprężystych, a narażone na zmienne napięcia nie wracają dość szybko i dokładnie do pierwotnego stanu. Dlatego to wskutek powtarzających się na przemian zmiennych stanów napięciowych, tzw. histereza może wywołać w górotworze takie podwyższenie napięć, że przekracza ono normalny stan napięć, odpowiadający danym warunkom. Równocześnie zachodzące zjawisko znużenia materiału skalnego może obniżyć jego wytrzymałość nawet 3-krotnie w stosunku do wytrzymałości przy napięciu stałym. Wtedy to może nastąpić gwałtowne zruszenie i zawalenie tych postronnych wyrobisk bez względu na to, czy miały one już przedtem obszar zruszenia, czy też utrzymywały się w stanie równowagi naprężonej, a więc bez zruszenia otaczającego górotworu. Zawał zaś musi nastąpić z powodu gwałtownego przebiegu procesu spekania i zruszania bez możliwości usztywnienia się między sobą zruszonych odłamów.

4. ISTOTA ZJAWISKA TĄPAŃ

Pod tąpnięciem rozumieć należy gwałtowne pękanie i zruszanie się skały do wyrobiska, wywołane przez działanie nadmiernego wzrostu naprężeń naokoło wyrobiska.

Gdy wyrobiska kopalni pędzi się na mniejszych głębokościach tąpnięcie objawia się tylko odgłosem pękającego w caliznie górotworu połączonego z odpryskiwaniem okruców węgla względnie nawet odrzucaniem (odmiotem) kęsu lub łaty węglowej ze stropu lub ze ścian (węgiel bujny). Gdy zaś kopalnie pędzą swe wyrobiska na znacznych głębokościach powyżej 400 m, tąpnięcie objawia się gwałtownym zawałem z wierzchu lub ze ścian, albo też gwałtownym podrzucaniem w górę spodku, połączonym z hukiem, podmuchem powietrza, gazu i pyłu węglowego, przy czym ulega zniszczeniu obudowa i urządzenia wyrobisk, zaś ludzie mogą doznać śmiertelnych obrażeń, nie konieczne od zasypania, ale nawet od rzucenia względnie podrzucenia.

Tłumaczy się to tym, że opór tarcia w głębi górotworu na płaszczyznach przylegania jego odłamów jest w porównaniu z napięciami występującymi na mniejszych głębokościach na tyle duży, że nie dopuszcza do gwałtownego zruszenia odłamów do wyrobiska. W większych zaś głębokościach naprężenia

są tak wielkie, że opór tarcia nie jest wystarczający, aby przeszkodzić nagłemu ruchowi odłamów wskutek rozładowywania się naprężeń.

Tąpania o dużym nasileniu zachodzą rzadziej w cienkich, najczęściej zaś w pokładach grubych, słabo nachylonych, mających w stropie grube i wytrzymałe warstwy piaskowców lub łupków piaszczystych.

Często mówiąc o tąpaniu miesza się pojęcia przyczyny i skutku, uważając mylnie tąpanie za przyczynę tj. działanie pewnych sił, a nie za skutek działania tych sił.

Dla istoty tąpania ważne jest więc stwierdzenie następujących okoliczności:

- a) wyznaczenie przebiegu zruszenia i usztywniania się tego zruszenia naokoło wyrobiska przy tąpnięciu,
- b) określenie stopnia równowagi ustalającej się w górotworze zruszonym, ale usztywnionym naokoło wyrobiska,
- c) określenie objętości jednorazowego zruszenia, które decyduje o ilości momentalnie oddawanej energii potencjalnej.

Uwzględniając powyższe okoliczności jak również i to, że w istocie tąpania leży gwałtowność przebiegu zjawiska, odróżnić należy dwa przypadki tąpani:

1. Może nastąpić gwałtowne przemieszczanie się do pustki wyrobiska już przedtem zruszonych odłamów wskutek zwicznienia równowagi ich usztywnienia przez nagłe dodatkowe zruszenie górotworu jeszcze niezruszonego, a leżącego naokoło sfery zruszenia.
2. Może też nastąpić naokoło pustki nieoczekiwane gwałtowne zruszenie się górotworu pozornie spoistego, który znajdował się wprawdzie w pewnej równowadze naprężonej, ale rozmaita podatność na zruszenie zalegających obok siebie warstw względnie rozkład panującego stanu napięć, nie doprowadziły przedtem do powolnego zruszania się tego górotworu.

W jednym i drugim wypadku zjawisko powoduje znaczne przekroczenie przez naprężenia wytrzymałości skał, a więc gwałtowne spękanie i odprężenie się przez zruszenie nagromadzonej energii sprężystości.

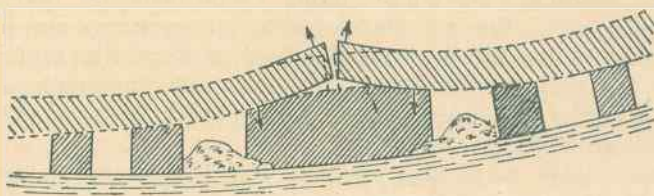
Warunkiem gwałtowności zruszania się do wyrobiska górotworu, który ulega spękaniu, jest dostateczne skawałkowanie (zmiażdżenie) najbliższych wyrobisku powłok zruszenia, takie by nie mogło wskutek zapierania się i tarcia następować jakiejkolwiek naturalne usztywnienie tego zruszenia. Dlatego też można zaobserwować urwanie się zawалу stropu chodnika na jakiejś wytrzymałej ławicy, która nie ulegała takiemu spękaniu, by skawałkowana mogła runąć do pustki; np. zawali się w stropie węgiel, a nie zawali się mocniejsza ławica łupku lub piaskowca. Ale stąd nie można wnosić, by pozornie spoista ławica łupku lub piaskowca nie uległa spękaniu.

Doświadczenia też wykazały, że podatna obudowa żelazna TH niejednokrotnie przez swój opór doprowadza do częściowego usztywnienia się gwałtownego zruszenia i łagodzi przez to skutki tąpania. Ma to miejsce zwłaszcza wtedy, gdy skała naokoło wyrobiska była jeszcze przed tąpnięciem zruszona i usztywniona. Wtedy to podczas tąpnięcia w górotworze leżącym w głębi poza sferą usztywnienia, gwałtowny ruch świeżo pękającej skały nie ma możliwości załamania sfery usztywnienia, z powodu podtrzymania jej przez podatną ale nie łamiącą się obudowę żelazną.

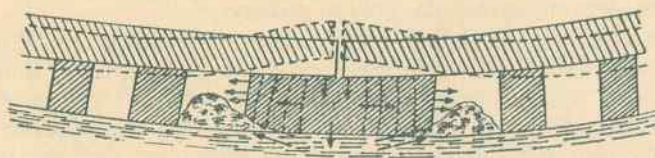
5. LOKALNE I REGIONALNE POCHODZENIA PRZYCZYN TĄPAŃ I NAGŁYCH ZAWAŁÓW

Pochodzenie przyczyn tąpań spróbowałem już wyjaśnić w ustępach poprzednich. Trzeba jednak pokrótce nadmienić o niektórych innych wyjaśnieniach przyczyn tąpań.

Francuski badacz tąpań Jarlier jak i niemiecki Lindemann szukali wyjaśnienia przyczyn tąpań w załamywaniu się sprężystych warstw wyginających się ponad pozostawionymi filarami. Podczas załamania się tak wygiętych warstw nagromadzona energia zgięcia miałaby wg ich teorii wyładowywać się przez gwałtowny uder na filar, tak jak na rys. 12 i 13, który powoduje nie tylko zmiążdżenie pokładu na brzegach filara, ale i gwałtowne podrzucenie spągu. Tłumaczenie to wydaje się nieścisłe, gdyż biorąc pod uwagę naturalne płaszczyzny pogniętzonej spoistości warstwy, choćby nawet piaskowca, trudno sobie pomyśleć takie ugięcie oraz podniesienie względnie skompresowanie wznoszącego się ponad ugięciem górotworu.



Rys. 12



Rys. 13

Zestawiając teraz z poprzednich ustępów przyczyny tąpań ustalimy sobie następujące uszeregowanie tychże.

Podzielimy sobie przyczyny tąpań na dwie grupy, tj. przyczyny lokalnego i regionalnego pochodzenia w stosunku do zawalonego chodnika lub zabierki.

Podziału takiego wymaga charakter działających podczas tąpnięcia zmian napięciowych, które mogą mieć swe źródło:

1. W stałym lokalnym stanie napięć.
2. W chwilowym stanie napięć, który jest stanem wypadkowym działania lokalnego, ale stałego stanu napięć oraz napięć dodatkowych, chwilowo występujących w danym miejscu.

Te dodatkowe napięcia, przesuwające się przez otoczenie danego wyrobiska, wywodzą się ze zmian stanu napięciowego jakiegoś ośrodka (centrum) napięciowego. Oznacza to, że zasięg działania zmian napięciowych tego ośrodka objął wyrobiska postronne.

Ganic tego zasięgu nigdy nie można zdecydowanie określić, gdyż zależą one od wielu czynników, jak względnych właściwości petrograficznych i geologicznych całego układu warstw podatnych na zruszenie, rodzaju procesów zruszeniowych w tym centrum.

Jeśli tym centrum będzie jakieś duże wyrobisko odbudowy, wówczas trzeba przyjąć, że zasięg stopniowo przesuwających się z otoczenia tego wyrobiska napięć obwodowych będzie zawsze mniejszy od zasięgu drgań napięciowych, wywołanych przez gwałtowne zawałenie się dużej objętości skał w tym wyrobisku. Związane z tym jest gwałtowne zwichnięcie równowagi naprężonej w wielkim obszarze naokoło tego wyrobiska.

- Ad 1. W wypadku lokalnie działającego stanu napięć możemy spodziewać się nagłych nieoczekiwanych zruszeń wtedy, gdy kierunek popędu pędzonego chodnika jest taki, że przecina on bieżące rejony napięciowe bardzo różniące się, tak co do wielkości, jak i kierunku tych napięć.

Takie warunki nierzadko mogą mieć miejsce przy pędzeniu chodnika w resztkach pokładowych otoczonych zrobami pod stropem piaskowcowym. Wtedy rozkład napięć na te resztki, wywołany przez sfery zruszenia otaczających zrobów, jest powierzchniowo bardzo nierównomierny i może jeszcze się zmieniać wskutek postępujących w tych zrobach zawałów.

Również takie warunki wywołane być mogą przy pędzeniu wyrobisk w tych częściach pokładu, nad którymi bezpośrednio w nadległych pokładach pozostały niewybrane resztki, na które działają ciśnienia otaczających zrobów nierównomiernie rozłożone i zmienne, które przenoszą się na pokład niższy.

Takie same warunki mogą zachodzić przy pędzeniu zabierek w systemach filarowych zabierkowych o ustępliwiej linii odbudowy. I wtedy rozkład napięć na calizny filarowe, wywołany przez sfery zruszenia zrobów, jest nierównomierny. Na wystających rogach linii odbudowy tych calizn napięcia są mniejsze, zaś we wnękach linii odbudowy napięcia są większe, wywołując tąpnięcia.

Jest to jeden z motywów przemawiających przeciwko prowadzeniu w kopalni odbudowy systemami filarowymi.

- Ad 2. Gdy w zasięgu regionalnie działających zmian napięciowych centralnego wyrobiska tylko stopniowo i powolnie przemieszczają się te napięcia przez obszar lokalnego stanu napięć postronnego wyrobiska (chodnika), wówczas skutek działania napięć obwodowych zależeć będzie od tego, czy ogarniają one otoczenie postronnego wyrobiska w powierzchniach równoległych do tego wyrobiska, czy też poprzecznych, tj. czy ogarniają one chodnik z boku, czy też postępują wzdłuż osi tego chodnika.

W pierwszym wypadku obok zaciskania zaistnieje groźba tąpnięcia z powodu nakładania się na siebie linii napięć lokalnych i regionalnych (interferencja).

W drugim zaś wypadku groźba nagłego zruszenia do chodnika tąpnięcia wystąpi wtedy, gdy dojdzie do rozluźnienia i oderwania się dużego odfamu górotworu nadkładu (ustęp i ugięcie i jego rozluźnienie). Gdy zaś do tego nie dojdzie, wówczas zachodzi powolne zaciskanie chodnika.

Największe niebezpieczeństwo dla postronnych wyrobisk stwarzają takie regionalnie działające zmiany napięciowe, kiedy w górotworze zostają wywołane drgania i związane z nimi fale naprężeń o wielkiej skali zmienności. Wtedy ogarnięte przez te naprężenia otoczenie postronnego wyrobiska najczęściej ulega gwałtownemu zruszeniu.

Z tymi działaniami często należy się liczyć, jeśli chodzi o określenie przyczyny nagłego i nieoczekiwanego zawału przez tąpnięcie. Trudne jest przy tym określenie centrum wywołanej fali.

Wymaga to bardzo umiejętnej obserwacji i wnikliwej ich oceny, z zachowaniem dużej ostrożności w tej ocenie.

Na koniec należy wspomnieć jeszcze o tąpniach, wywołanych przez wstrząs spowodowany strzelaniem materiałami wybuchowymi. Tak wywołane tąpnięcie ma dużo analogii z tzw. wybuchami dwutlenku węgla w kopalniach dolno-śląskich.

I tu i tam równowaga naprężona w pewnym obszarze pokładu znajduje się w stadium najwyższego wyężenia materiału i wystarczy wstrząs wywołany eksplozją materiału wybuchowego, by nastąpiło gwałtowne rozpadnięcie się wyężonego obszaru środowiska pokładu naokoło wyrobiska.

Zresztą takie gwałtownie przebiegające zwichnięcie wyężonej równowagi pewnego obszaru pokładu może być również wywołane w pewnych sprzyjających okolicznościach nawet przez uder, np. kilofa, co w praktyce miało już miejsce.

6. ŚRODKI OGRANICZENIA WZGLĘDNIE ZAPOBIEGANIA TĄPANIOM

W warunkach zachowania się górotworu kopalnianego w stosunku do wyrobiska trudno byłoby zmienić stan napięciowy, wywołany już naokoło wyrobiska, i trudno byłoby też zapobiec rozładowywaniu się tych napięć, jeśli górotwór skłonny jest do gwałtownego rozładowania napięć przez tąpnięcia, jak to ma miejsce w głębokościach ponad 400 m.

Jedyną pozostającą drogą jest stosowanie takich środków i metod przy prowadzeniu robót, które by:

- a) zapobiegały powstaniu anormalnej zmienności rozkładu napięć i gwałtownemu wzrostowi koncentracji napięć w pewnych miejscach,
- b) nie utrudniały, a raczej umożliwiały powolne rozładowywanie się tych napięć przez zruszanie się górotworu do wyrobisk.

W rzeczy samej takie środki i metody powinny w zasadzie znaleźć zastosowanie i na miejscu powstawania przyczyn tępnię oraz w miejscu odczuwania tępnię. Często bowiem zdarza się, że w najbliższym sąsiedztwie powstawania przyczyny tępnięcia tąpnięcie nie zachodzi, a jest odczuwane dopiero w pewnej odległości.

Środki zaradcze na miejscu powstawania tępnię

Dla ograniczenia przyczyn lokalnego pochodzenia postępowanie w odbudowie polegać winno:

1. Na unikaniu pozostawiania niewybranych resztek jako filarów granicznych między kopalniami, filarów oporowych dla przekopów, chodników i pochyli, filarów ogniowych między polami itp.

2. Na prowadzeniu odbudowy tak, by okresowe osiadania większych partii stropu nie zachodziły względnie by ich zasięg był ograniczony. Temu celowi służyć będzie najlepiej pełny zawał warstw stropu lub bardzo szczelna podsadzka.
3. Na unikaniu prowadzenia odbudowy z posuwaniem się jej frontu w kierunku starych zrobów.
4. Na regulacji kierunku odbudowy, biorąc pod uwagę deklinację i inklinację istniejących w górotworze płaszczyzn pomniejszonej spoiistości tj. łupliwości i szczelinowatości.
5. Na regulacji odpowiedniego postępu frontu odbudowy od powolnego do szybkiego.

Przy przyczynach tępań regionalnego pochodzenia zagadnienie odpowiedniego postępowania przy odbudowie nie jest proste. Z jednej bowiem strony podatność warstw górotworu na kompresję oraz sposób zruszania się jest zawsze wielką niewiadomą, z drugiej zaś strony uwzględniając regionalizm wpływów zruszenia w jednych wyrobiskach na zruszenia w drugich oraz nieprawidłowość koncentracji i zagęszczania się napięć z powodu różnorodności występujących warstw w górotworze, trzeba brać pod uwagę nie tylko zespół wyrobisk danej kopalni, ale ogółu kopalń w obrębie pewnego obszaru. W obszarze takim trudno pomyśleć sobie od razu takie prowadzenie robót, by móc skoordynować wysiłki dążące do sprowadzenia do minimum wpływów jednych wyrobisk na drugie, na pewną znaczną odległość.

Jednakże w ramach planu ruchu kopalni można zawsze zbliżyć się do integralnego traktowania zagadnienia regionalnych przyczyn tępań i takiego skoordynowania postępowania z sąsiednimi kopalniami, by we wspólnym wysiłku zapobiegać rozległym dyslokacjom w górotworze kopalni, które by mogły wywołać falę drgań, grożącą tym wyrobiskom postronnym, naokoło których górotwór znajduje się w niebezpiecznej równowadze naprężonej. Ta bowiem fala drgań, której ognisko trudne jest do ujęcia w miejscu i czasie, najczęściej zaskakuje górnika przez katastrofalne w skutkach tąpnięcie.

W dzisiejszym stanie wiedzy nie można przewidzieć ani zapobiec dyslokacyjnym pękaniom tektonicznego pochodzenia, których się również nie da ująć ani w miejscu ani w czasie. Nie ulega jednak wątpliwości, że prowadzenie robót górniczych sprzyja powstawaniu tych pęknięć. Naokoło bowiem wyrobisk, w myśl zasad nauki o sprężystości, powstanie zawsze zagęszczenie i superpozycja napięć tektonicznych i stratygraficznych. Dlatego też walka z nimi jako przyczynami tępań jest trudna.

Wydaje się, że może najtrafniejszym rozwiązaniem wszystkich wyszczególnionych powyżej zaleceń byłoby zastosowanie w kopalniach systemu odbudowy długimi ścianami, zarówno na podsadzkę szczelną, jak również i na zawał względnie zastosowanie prostolinijnej szerokobiernej odbudowy grupami zabierek, tak jak ją się stosuje na kopalni Bobrek.

Na takie może zbyt śmiało postawienie problemu zapobiegania zawałom i tąpnięciom składają się następujące zalety ścian:

1. Długa prostolinijna linia odbudowy ściany daje stosunkowo prosty i ciągły przebieg procesów zruszeniowych oraz do pewnego stopnia ułatwioną w ścianie kontrolę tego zruszenia w zrobach.
2. Ściana daje możliwość przewidywania rodzaju i zasięgu wpływów zruszania na otaczające postronne wyrobiska i możliwość ograniczenia tego zasięgu do minimum.

3. Ściana umożliwia najbardziej czyste wybieranie pokładu.
4. Ściana umożliwia wszelką regulację kierunku i postępu linii odbudowy, a przy prowadzeniu odbudowy do granic ściana umożliwia utrzymywanie chodników na brzegu wybranych przestrzeni.
5. Ściana umożliwia dowolną regulację jej długości oraz długości całego frontu odbudowy.
6. Ściana wymaga szczupłej ilości chodników potrzebnych dla prowadzenia ruchu, a więc jest ograniczona ilość postronnych wyrobisk, ewentualnie zagrożonych tąpaniem.
7. Ściana rozszerzyła swój zakres stosowania, a to na zawał nawet do średnich pokładów o 3 m grubości przy zastosowaniu odbudowy stalowej, zaś na podsadzkę zamulaną w pokładach do 5 m grubości.

Wprowadzenie w życie odbudowy ścianowej na kopalniach i odpowiednie wykorzystanie jej zalet, jeśli chodzi o zapobieganie tąpaniom, winno opierać się na uprzedniej obserwacji i gruntownym przemyśleniu wszystkich szczegółów odbudowy.

Środki zaradcze na miejscu odczuwania tępań

Uwypukla się tu oddzielnie lub łącznie 2 tendencje:

1. Aby objętość momentalnie w pewnej jednostce czasu zruszających się odłamów górotworu we wszelakich wyrobiskach była jak najmniejsza, a co za tym idzie, ilość jednorazowo wyładowującej się energii potencjalnej sprężystości.
Jeśli ta ilość czy objętość na ułamek czasu będzie możliwie ograniczona, wtedy może trwać powolne zruszanie się odłamów, a usztywnianie się zruszenia odłamów pozwoli górnikowi drogą przebudowy czy też przybierki utrzymać wyrobisko w stanie przydatnym. Jest to więc wyraz dążenia do utrzymania ciągłości zruszenia.
2. Aby ilość wyrobisk postronnych mogących się pomimo stosowania środków zapobiegawczych znaleźć w zasięgu oddziaływania dodatkowych napięć była jak najmniejsza.

Jeśli chodzi o tendencję pierwszą, to w obecności tąpających grubych pokładów pod mocnym stropem wypaść może prowadzenie odbudowy ścianowej warstwami w porządku z góry na dół. Celem takiego przedstawienia odbudowy będzie stworzenie dla następnych warstw warstwy ochronnej odciażającej odbudowę w tych warstwach. Grubość pierwszej warstwy winna być możliwie niewielka, by podsadzka względnie zawał był szczelny.

Spadek wydajności w odbudowie wskutek takiego prowadzenia wyrównałoby większe bezpieczeństwo przed tąpaniem.

Temu samemu celowi służyć może również stosowanie na pewien czas przed odbudową w pokładzie tąpającym wybierania choćby cienkiego pokładu nadległego.

Tendencja pierwsza wynika również z obserwacji i rozważań nad znaną już różnicą zachowania się w pokładach tąpających chodników i pochylił z jednej strony, a zabierek z drugiej strony.

Chodniki wąskie są częściej dotknięte tąpaniem niż zabierki nie tylko dlatego, że zabierka może leżeć poza oddziaływaniem naprężeń wywołujących tąpnięcie, ale i dlatego, że zruszanie się pokładu z powodu dużego obwodu przekroju zabierki przebiega w sposób więcej ciągły.

Na chodnikach zaś mających mniejszą wysokość i mniejsze obwody

przekroju może zachodzić takie usztywnianie się zruszenia, które w pewnej chwili może w sposób gwałtowny ustąpić, z powodu nagłego zniweczenia równowagi tego usztywnienia. Stwierdzenie tegoż może zmusić górnika do prowadzenia w kopalniach tąpniących chodników możliwie na całą grubość pokładu.

Niekiedy trzeba użyć specjalnych sposobów popędu czoła przodka, by pobudzić pokład do ciągłego intensywnego zruszania.

Wspomnieliśmy już, że żelazna obudowa TH okazała się najodpowiedniejszą obudową w chodnikach narażonych na tapanie. Ta jej zaleta ma swe źródło nie tylko w tym, że obudowa TH jest podatna i wytrzymała na złamanie, ale i w tym, że dla tej obudowy utrzymuje się przekrój chodnika w formie łukowej zaokrąglonej, pozbawionej ostrych naroży pod stropem i przy spągu. Wpływa to na równomierność zruszenia i usztywnienia, w razie nagłego wzrostu naprężeń.

Jeśli chodzi o tendencję drugą, tj. utrzymanie jak najmniejszej ilości chodników pędzonych w pokładzie, to przy odbudowie ścianowej mamy najlepsze ograniczenie rozcinania pokładu chodnikami i pochylniami do ilości niezbędnej technicznie i ze stanowiska przewietrzania i bezpieczeństwa. To samo zachodzi przy stosowaniu szerokobiernej odbudowy zabierkowej przy pomocy zabierek grupowych. System odbudowy ścianowej od przekopu do granic łączy w sobie równocześnie tendencję pierwszą i drugą.

Dotąd przy systemie ścianowym podłużnym do granicy stosuje się przy chodnikach ścianowych filary oporowe, mające odgradzać chodniki od starych zrobów ze względu na utrzymanie i przewietrzanie.

Często późniejsze wybieranie takich filarów staje się nieopłacalne a nawet niemożliwe ze względu na niebezpieczeństwo tapani i pożarów. Niebezpieczeństwo tapani przenosi się wskutek tego również w pokłady niżej leżące.

Przede wszystkim trzeba zaznaczyć, że filar oporowy niekoniecznie zabezpiecza łatwe utrzymanie chodników, bo może się zawsze zdarzyć, że z biegiem czasu ciśnienia obwodowe starych zrobów nasuną się na linię chodnika, powodując jego zagniatanie.

Jeśli zaś chodzi o przewietrzanie, to można odgrodzić się od starych zawałów pasami z kasztów i szczelnej podsadzki. Dlatego też należałoby lansować odbudowę do granic z utrzymywaniem chodników na brzegu zrobów w głębokościach powyżej 400 m, z następujących powodów:

- a) Odpada pędzenie w pole chodników narażonych podczas popędu na ewentualne tapanie i wymagających kosztownego i długiego utrzymania.
- b) Wyklucza tapanie w tych chodnikach również podczas samej odbudowy, jeśli wybierze się na boku chodnika od strony calizny pas pokładu, podsadzając go odpowiednio.

Dla ochrony przekopu przed ciśnieniem należy wtedy przejść z odbudową ścianową od razu ponad przekopem, co dzisiaj za granicą bardzo często się praktykuje.

Wystarczy tu wspomnieć głębokie tąpniące kopalnie rudnego złota w południowej Afryce.

W kopalniach tych dla ochrony przed ciśnieniem szybów pochytych pędzonych i utrzymywanych w spągu pokładu wybiera się naprzód pas pokładu o pewnej szerokości, zalegający właśnie ponad osią projektowanego szybu.

Linie najmniejszego oporu w złożu

WSTĘP

Proces sedymentacji i działania tektoniczne nadały złożu takie formy geometryczne, w jakich znajduje je górnik przy eksploatacji złoża. W górotworze występują pewne płaszczyzny względnie powierzchnie, wzdłuż których oddzielenie partii górotworu jest ułatwione. Te płaszczyzny lub powierzchnie będziemy nazywali liniami lub kierunkami najmniejszego oporu w złożu. Wśród tych form geometrycznych należy rozróżnić trzy zasadnicze grupy tych linii, ze względu na czas ich powstania, a mianowicie:



Z przodu widoczne płaszczyzny tektoniczne, poziome płaszczyzny uławicenia, z prawej strony powierzchnia sklepieniowa

Rys. 1

- a) tworzące się jednocześnie z górotworem,
- b) późniejsze wywołane działaniem sił tektonicznych, działających w skorupie ziemi oraz
- c) wszelkie zniekształcenia będące wynikiem naprężeń eksploatacyjnych, wywołanych robotami górniczymi.

Największe znaczenie dla górnictwa ma bezsprzecznie grupa pierwsza i druga, gdyż przedstawiają one największy wachlarz zaburzeń tak co do ilości jak i rozprzestrzenienia. Rys. 1 przedstawia partię skalną nad chodnikiem upędzonym w kamieniu, oddzieloną od calizny po powierzchni sklepieniowej, rozluźnioną wzdłuż poziomych płaszczyzn uławicenia, zaś z przodu widać gładką płaszczyznę tektonicznego pochodzenia. Widać tu zatem jednocześnie wszystkie trzy rodzaje płaszczyzn.

PLASZCZYZNY NAJMNIEJSZEGO OPORU, POWSTAŁE WSPÓŁCZEŚNIE Z GÓROTWOREM

Płaszczyzny uławicenia

Skały osadowe i pokłady węgla mają zdolność do rozdzielania się (łupania) w płaszczyznach uwarstwienia (uławicenia), utworzonych wskutek działania siły ciężkości, zmian składu petrograficznego materiału osadzanego, wielkości ziarn oraz warunków w okresie osadzania. Płaszczyzny są na ogół mało wyraźne, lecz na granicy warstw o odmiennym składzie petrograficznym są często bardzo wyraźne, wygładzone i pozwalają na swobodne oddzielanie się partii warstw od siebie względnie na przesuwanie względem siebie w wypadku zginania. Najwybitniej cechy uławicenia występują w węglu i w łupkach, najmniej w w piaskowcach; analogicznie przedstawia się zdolność tych skał do uginania się.

Warstwy górotworu

Skały płonne, występujące w stropie pokładów węglowych oraz w spągu, utworzone są zasadniczo w Polskim Zagłębiu Węglowym z łupków i piaskowców; w pewnych partiach nad nimi występują wapienie. Łupki i piaskowce składają się z dwu podstawowych składników: kwarcu i tlenku glinu; przewaga pierwszego składnika występuje w piaskowcach, a drugiego w łupkach. Od procentowego udziału tych składników zależy charakter skały. Wyróżnia się wobec tego łupki ilaste, łupki, łupki piaszczyste, piaskowce. Nazwy te względnie inne bardziej szczegółowe, jak łupek pęczniejący, piaskowiec zbity, kruchy, gruboziarnisty, węgiel twardy lub miękki, dają pewne pojęcie o wytrzymałości danej warstwy skalnej i o sposobie jej zachowania się przy pędzeniu wyrobisk górniczych. Wiemy, że łupki mogą łatwiej ugiąć się niż piaskowce, a są mniej wytrzymałe na ciśnienie niżli piaskowce. Jednak dla pewniejszego i ściślejszego obrazu należy pomierzyć wytrzymałość poszczególnych warstw, wtedy okaże się, że często w jednym pokładzie węgla można będzie wyróżnić kilka lub kilkanaście warstw o różniącej się często znacznie wytrzymałości; podobnie odnosi się to do warstw płonnych.

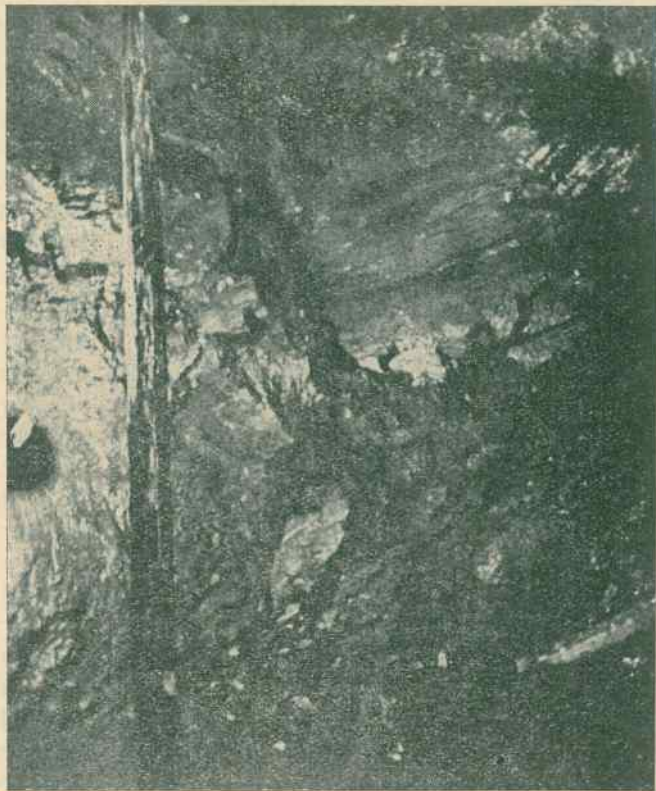
Wtrącenia w warstwach

Górnika interesują najbardziej wtrącenia w stropie pokładu. Do najczęściej występujących zaliczyć tu należy skamieniałe pnie drzew, znajdujące się w pozycji stojącej w stropie lub w pozycji leżącej. Poza tym istnieją pewne zaburzenia z okresu sedimentacji, wskutek czego w warstwach stropowych utworzyły się partie skalne, słabo zespolone z otaczającymi skałami, wskutek czego mogą łatwo wypadać w formie buł, dzwonów lub całych płytów.

Znaczenie w technice górniczej

Znajomość dokładna współczynników wytrzymałościowych pozwoli na właściwą ocenę zachowania się pokładu, stropu i spągu przy odbudowie górniczej. Zjawiska objęte ogólnym pojęciem „ruchu górotworu“ będą zależne od naprężeń występujących oraz od wielkości i wzajemnego stosunku współczynników wytrzymałościowych warstw występujących w stropie i spągu pokładu oraz od samego pokładu.

Niezmierzalnie ważną rzeczą dla zachowania się górotworu nad odbudowaną przestrzenią jest grubość poszczególnych warstw, gdyż jak wiadomo górotwór złożony z większej ilości warstw nałożonych jedna na drugą ma znacznie większą zdolność uginania się niż górotwór jednolity o tej samej grubości.



Otwór w stropie filaru po odpadniętym pnlu (zabijaku)

Rys. 2

W wyrobiskach odbudowy, zabierkach i ścianach zachowanie się spągu ma podrzędniejsze znaczenie, natomiast rodzaj i charakter warstw stropowych ma zasadnicze znaczenie i one decydują w dużej mierze, jaki system może być zastosowany oraz jakie wymiary może osiągnąć wyrobisko, ściśle jaka powierzchnia stropu może być odsłonięta. Szczególnie dla systemów ścianowych znajomość i właściwość poszczególnych warstw w stropie jest konieczna, gdyż ich zachowanie się nad wyrobiskiem decyduje o udaniu się takiego czy innego systemu ścianowego.

Uwarstwienie ma wpływ na wychód sortymentów węgla. Przy urabianiu należy dążyć do otrzymania ławy, co uzyskuje się przez wrębianie w miękkich warstwach, sposobem maszynowym lub kilofem. Przy zastosowaniu roboty strzelniczej otwory zakłada się równolegle lub prostopadłe do płaszczyzn uławicenia, co daje lepszy efekt i mniejsze kruszenie węgla; pośrednie kierunki dają efekt gorszy.



Strop słaby, łupkowy, ze skawieniałą roślinnością karbońską i otworem po wypadniętym pniu

Rys. 3

Formy okrągłe lub owalne są najbardziej wytrzymałymi formami wyrobiska. Płaszczyzny uławicenia są styczne, przez co uzyskuje się wyrobiska w postaci naturalnej, o kształcie krzywych ograniczonych płaszczyznami stropu i spągu, a my dążymy do form naturalnych.

W pokładach stromych płaszczyzny uławicenia są płaszczyznami obrywania i obsuwania się brył; w ogóle ułatwiają one ruch materiału do wyrobiska. Cienkie warstwy łupku w stropie o wyraźnych płaszczyznach oddzielenia od wyżej leżących warstw, mogą odpadać małymi bryłami, jeżeli

są słabe, natomiast przy większej wytrzymałości utrzymują się po odsłonięciu na większej przestrzeni, jeżeli jednak w jakimkolwiek miejscu nastąpi skrócenie i wywrócenie obudowy, to zawal obejmie większą przestrzeń.

Pnie drzewne w stropie, stojące lub leżące, stanowią bardzo duże niebezpieczeństwo dla pracujących górników, ponieważ są luźno związane ze skałą oraz mają zazwyczaj większy ciężar gatunkowy, powinny więc być prześledzone i oberwane lub specjalnie podbudowane. Bardzo niebezpieczne są inne skalne wtrącenia w stropie, słabo z nim związane, bardzo często po odkryciu stropu niewidoczne; w takich partiach pokładu należy stosować dokładną obudowę, dobrze podbitą pod strop, a okładziny winny również

być dostatecznie gęste, dobrze przylegające do stropu i o większej wytrzymałości (połowice). Rys. 2 i 3 przedstawiają otwór w stropie po wypadnięciu takiej bryły.

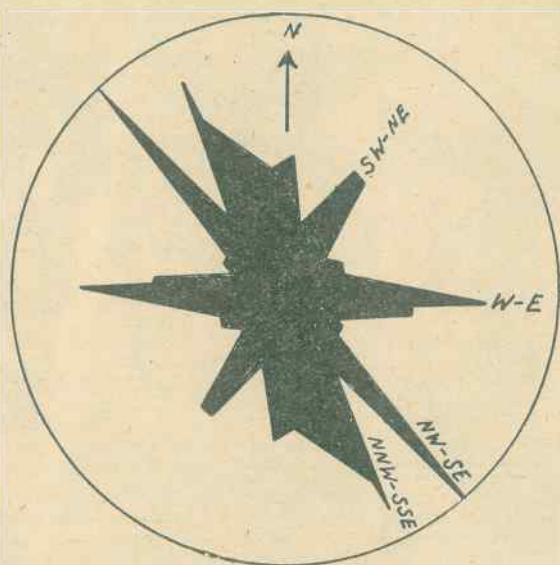
ZABURZENIA TEKTONICZNE

W skorupie ziemskiej były czynne siły tektoniczne, które wywołały:

- a) spękania widoczne zaledwie pod mikroskopem,
- b) łupliwość i szczelinowatość obserwowaną gołym okiem oraz
- c) spękania o dużym rozprzestrzenieniu, wzdłuż których nastąpiło przesunięcie wzajemne warstw, zwane szczelinami uskokowymi.

Poza tym warstwy osadowe początkowo poziomo ułożone zostały pofałdowane, uzyskując nachylenie od 0° do 90° , to znaczy do pozycji stojącej, a niekiedy są nawet odwrócone.

Polskie Zagłębie Węglowe leży między trzema grzbiecami, a mianowicie: Sudetami, Górami Świętokrzyskimi i Prakarpatami (Karpatai). Stąd na Zagłębie działały trzy siły, które nadały mu istniejące formy geometryczne.



Wykres łupliwości z kopalni Jan na Dolnym Śląsku
widzianej pod mikroskopem

Rys. 4

Czarnocki wyróżnia dwa kierunki sfałdowań:

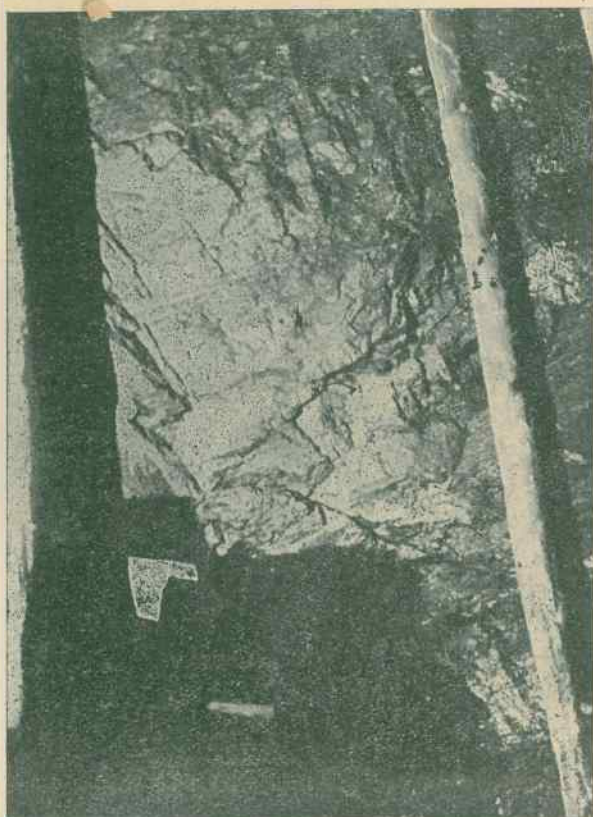
- a) fałdy o biegu SWS — NEN,
- b) fałdy o biegu WNW — ESE,

podporządkowując je działaniom Sudetów i Gór Świętokrzyskich. Nowak wyróżnia poza tym trzeci kierunek SW — NE, odnosząc go do działania Karpat.

Głównymi elementami tektonicznymi Polskiego Zagłębia są Niecka Bytomska, Siodło Główne, Niecka Centralna oraz kilka mniejszych, przebiegające o kierunku WNW — ESE i fałdowanie związane z nasunięciami Michałkowskim i Orłowskim, o kierunku SWS — NEN. W tym ostatnim kierunku wystąpiły zaburzenia fałdujące najsilniej, aż do powstania warstw stojących.

Łupliwość widziana pod mikroskopem

Na jednej z dolno-śląskich kopalń została zbadana łupliwość pewnego pokładu węgla przez dra R. Höhne'go pod mikroskopem, przy powiększeniach 120 do 200-krotnych. Do badania wycinał próbki w pokładzie, ustalając ich położenie w przestrzeni, przez co mógł podać kierunki wykrywanej łupliwości. Wynik pomiarów podał na wykresie przedstawionym na rys. 4. Następnie zbadał miejscową tektonikę i doszedł do wniosku, że kierunki łupliwości pokrywają się z kierunkami uskoków. Obserwując przebieg łupliwości zauważył, że występują kierunki poprzecinane i przesunięte przez inne, wobec czego wyróżnił kierunki najstarsze W-E, młodsze SW-NE i NW-SE, dla których nie mógł stwierdzić różnicy wieku, oraz najmłodsze NNW-SSE, które przecinały wszystkie inne.



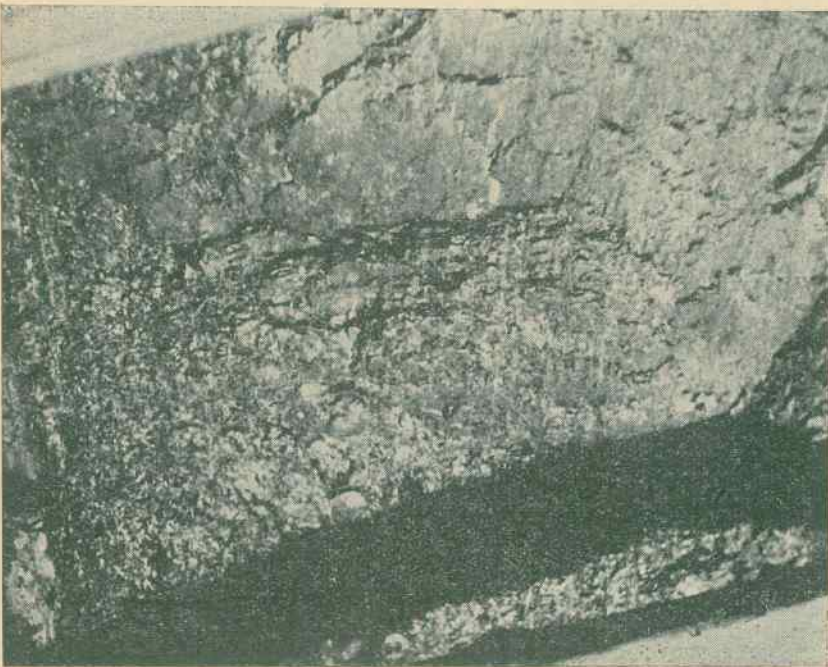
Łupliwość w pokładzie 507 nadająca równoległą strukturę

Rys. 5

Te obserwacje potwierdzałyby działanie na Zagłębie trzech sił tektonicznych, co zostało podane powyżej, oraz zachodzi tu również zgodność co do ich starszeństwa.

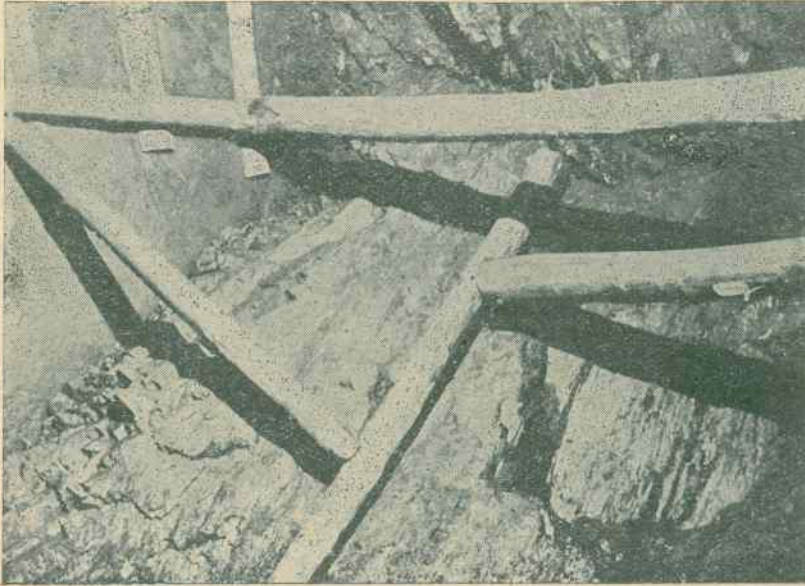
Łupliwość i szczelinowatość widoczna w naturalnej wielkości

Łupliwość ta była badana w wielu krajach, o rozwiniętym przemyśle górniczym. W Polsce pierwszy badał łupliwość na kilku kopalniach Zagłębia



Struktura równoległa pokładu 501 utworzona gęstą lupliwością

Rys. 6



Wyraźna płaszczyzna szczelinowatości, po której nastąpiło obsunięcie bryły węgla na skrzyżowaniu

Rys. 7

inż. B. Krupiński. Na podstawie otrzymanych wyników mógł on stwierdzić, że występuje ona wg pewnych praw, a mianowicie że:

1. Łupliwość jest pochodzenia tektonicznego.
2. Łupliwość występuje parami.
3. Łupliwość w większości wypadków jest równoległa do panujących uskokuw.



Szczelinowata budowa grubego pokładu węgla

Rys. 8

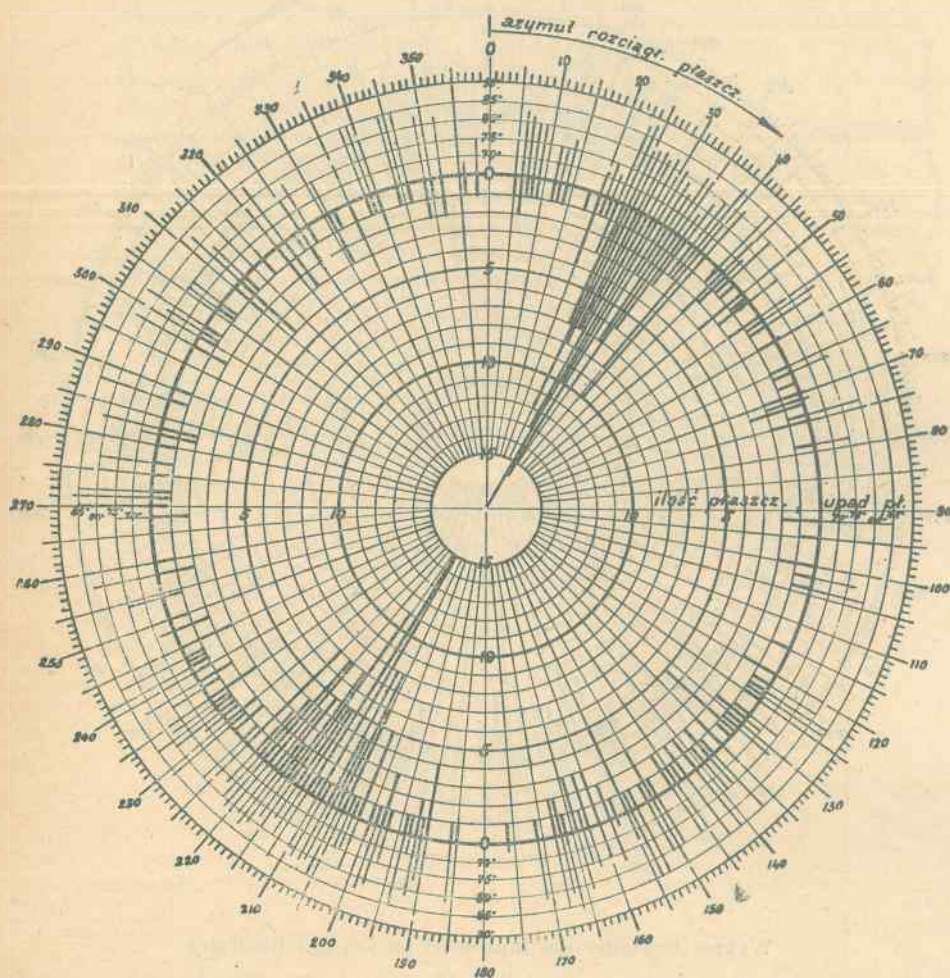
Do podobnych wniosków doprowadziły badania przeprowadzone w innych zagłębiach, jak w Zagłębiu Ruhry, we Francji, przez innych zajmujących się tym zagadnieniem.

Pomiary przeprowadzone przeze mnie oraz wykorzystane z kilkunastu kopalń potwierdzają również poprzednie prawa oraz to, że płaszczyzny łupliwości i szczelinowatości występują zazwyczaj pochylone do uławicenia pod kątem zawartym w granicach 70° — 85° . Choć spotykają się płaszczyzny o nachyleniu ca 20° , a więc mogą występować nachylone w jedną lub drugą, przeciwną stronę. Można to zaobserwować na przekrojach geologicznych, przy horstach i rowach tektonicznych. Jeżeli kierunki płaszczyzn określimy azymutami, to można określić tę zależność tak:

4. Jeżeli występują płaszczyzny o azymucie α , to występują również o azymucie $180^{\circ} + \alpha$.

Ilość systemów łupliwości zależy od form tektonicznych danego obszaru; bardziej skomplikowanym formom odpowiada większa ilość kierunków. Można wyróżnić dwa sposoby występowania: a) jako bardzo gęsta sieć

plaszczyn łupliwości równoległych do siebie i nadających strukturę podobną, jak przy uławiceniu albo b) jako pojedyncze pęknięcia lub szczeliny, występujące w pewnych większych odległościach; pierwszy wypadek przedstawiają rys. 5 i 6, a drugi rys. 7 i 8.

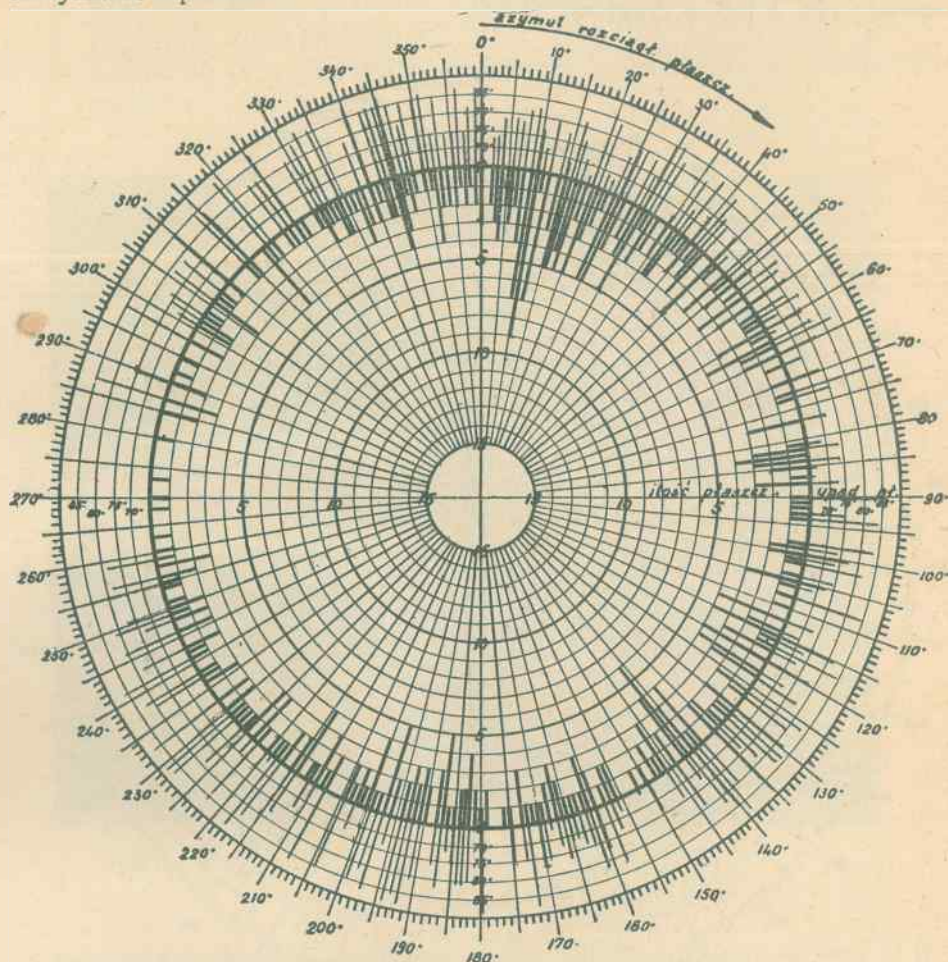


Wykres częstotliwości łupliwości na kopalni Barbara-Wyzwolenie

Rys. 9

Wykresy częstotliwości łupliwości z poszczególnych kopalń pokazują, że gdy na pewnych kopalniach jest ona stosunkowo prosta i zagęszcza się właściwie w jednym lub dwu kierunkach głównych, to na innych jest ona bardzo skomplikowana i liczna w wielu kierunkach; oprócz kilku systemów głównych występuje kilka systemów drugorzędnych. Wykres z kopalni Barbara — Wyzwolenie wykazuje, że łupliwość jest zupełnie prosta, bo występuje bardzo wyraźnie właściwie jeden system (rys. 9). Natomiast wykres z kopalni Rokitnica wskazuje na skomplikowaną łupliwość, gdzie występuje kilka głównych systemów i kilka drugorzędnych (rys. 10).

W skałach mocnych widoczna jest rzadsza łupliwość, natomiast w skałach słabych jak łupki pokłady węgla poprzecinane są liczniejszymi płaszczyznami łupliwości.



Wykres częstotliwości łupliwości na kopalni Rokitnica

Rys. 10

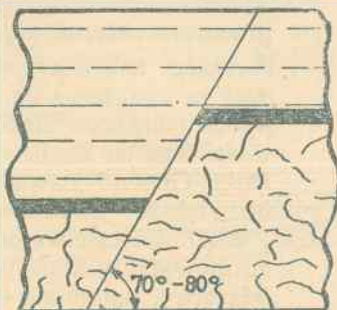
Przesunięcia warstw po szczelinach tektonicznych

Jeżeli po powstaniu szczeliny nastąpi przesunięcie wzajemne rozdzielonych partii warstw górotworu, to utworzy się, w zależności od rodzaju ruchu, uskok właściwy, niewłaściwy, nasunięcie, przesunięcie, a jeżeli warstwy zostaną powyginane, to otrzymają pewne nachylenie lub ulegną sfałdowaniu w formie siodła i niecek.

- a) Uskoki właściwe tworzą się wtedy, gdy warstwy znajdujące się w stropie szczeliny znajdują się wskutek ruchu niżej od tych samych warstw, znajdujących się w spągu (rys. 11). Wskutek utworzenia się uskoku właściwego skorupa ulega rozszerzaniu, którego wielkość wynosi dla niektórych zagłębi 10% lub więcej całkowitej dłu-

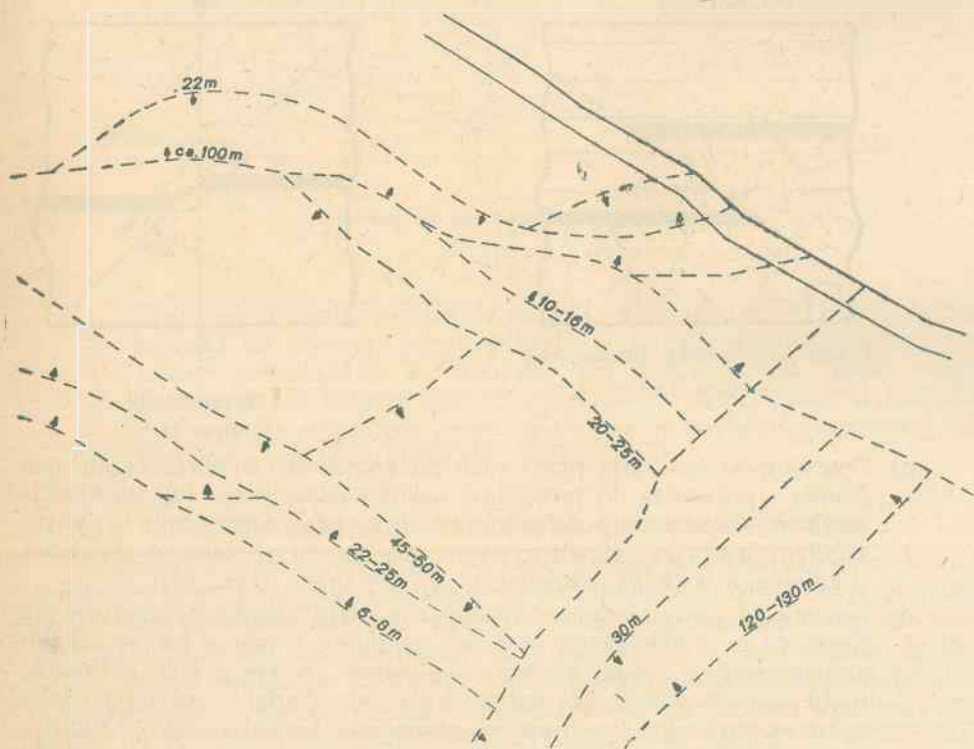
gości. Kąt nachylenia szczelin uskokowych wynosi dla warunków Polskiego Zagłębia Węglowego najczęściej 65° — 85° ; spotykają się i szczeliny o mniejszym kącie upadu. Powierzchnia szczelin bywa wygładzona, niekiedy szczeliny są otwarte, w innych wypadkach wypełnione startą masą skalną z wtrąceniami brył kamiennych lub węglowych, lub warstwy jednolite stykają się bezpośrednio.

Warstwy skalne lub pokłady węgla uległy w pobliżu szczeliny uskokowej deformacjom, ścienieniu lub wygięciu w zależności od kierunku ruchu. Im kąt nachylenia szczeliny jest mniejszy, a przesunięcie w kierunku pionowym większe, tym deformacje są większe. Przy dużych uskokach, o stosunkowo małym kącie nachylenia (55° — 65°) obserwuje się często obszerne niecki lub zmiany nachylenia warstw. Świadczy to o wielkości sił, jakie brały udział przy tworzeniu się uskoku, oraz o dużych zmianach w budowie otaczających



Uskok właściwy

Rys. 11



Rys. 12

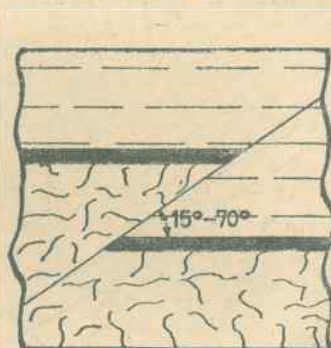
System prostopadłych i równoległych uskokuw

warstw, objawiającej się w większym spękaniu i zgnieceniu (miazdzeniu).

Wytrzymałość górotworu przyuskokowego jest znacznie zmniejszona, pokłady węgla zanieczyszczone bywają skałą płonną. Wielkość przesunięcia pionowego dochodzi do kilkuset metrów, bywa najczęściej zmienna, niekiedy można na stosunkowo krótkim odcinku prześledzić powstanie, wzrost do pewnej wysokości, a następnie stopniowy zanik uskoku, który może nagle urwać się na innym poprzecznie przebiegającym uskoku.

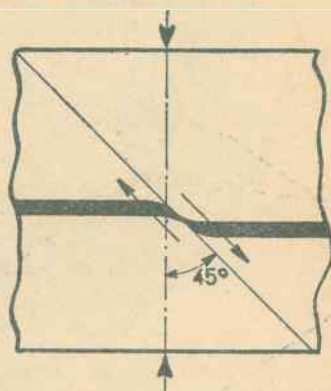
Przebieg uskoków wskazuje na pewną prawidłowość (rys. 12) oraz na związek z ogólną tektoniką. Sprawa ta dla naszego Zagłębia jest stosunkowo słabo zbadana. Kopalnie o najsilniejszej uskokowości leżą na Siodle Głównym, jak kopalnie Śląsk, Barbara-Wyzwolenie, Generał Zawadzki.

Największe uskoki mają bieg zbliżony do równoleżnikowego. b) Uskoki niewłaściwe odznaczają się odwrotnym usytuowaniem warstw stropowych w stosunku do spągowych warstw szczeliny niż uskoki właściwe, natomiast kąt nachylenia szczelin jest taki sam (rys. 13). Cechy te mają duże znaczenie przy poszukiwaniu zauskokowej partii złoża, co tak często zdarza się w praktyce górniczej; okolicznością sprzyjającą jest rzadkość występowania tego rodzaju uskoków, powszechnie bowiem spotyka się uskoki właściwe.



Uskok niewłaściwy (nasunięcie)

Rys. 13

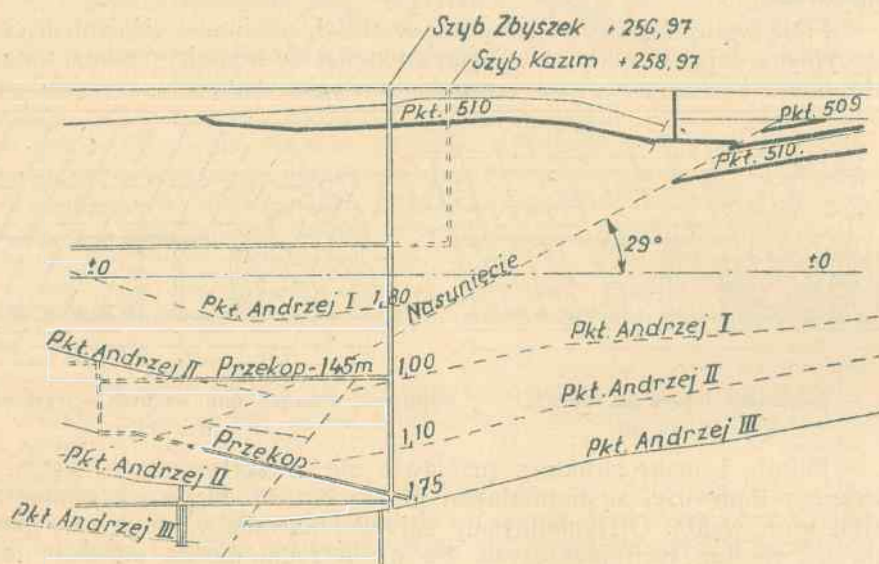


Przesunięcie

Rys. 14

- c) Przesunięcia powstają przez ruch po szczelinie w płaszczyźnie poziomej i prowadzą do powstania uskoku właściwego lub niewłaściwego w warstwach pofałdowanych i są prawdopodobnie jedynym źródłem uskoków niewłaściwych. Na terenie Polskiego Zagłębia Węglowego większe przesunięcia nie są znane (rys. 14).
- d) Nasunięcia powstają przez nasunięcie partii stropowej skorupy na spągową, wskutek czego powstaje podobna sytuacja jak w uskoku niewłaściwym, z tym że kąt nachylenia szczeliny jest normalnie mały, od 15° wzwyż. Na terenie Polskiego Zagłębia występują jako znane w zachodniej jego części, nasunięcia Michałkowickie i Orłowskie, stanowiące elementy tektoniki pierwszorzędного znaczenia przez wielki zasięg oraz wielkość nasunięcia. Z nasunięciami tymi związane jest silne sfaldowanie warstw w partii stropowej oraz wygięcie w partii spągowej szczeliny. Rys. 15 przedstawia nasunięcie na kopalni Concordia. Wielokrotne nasunięcia tworzą charakterystyczną budowę łuskową.

- e) Fałdowanie warstw względnie wygięcie, jak widzieliśmy, bywa związane z uskokami lub nasunięciami. Składowymi częściami fałdowania są niecki, siodła i skrzydła. Warstwy skalne przy przejściu z położenia poziomego do fałd ulegały naprężeniom zginającym, rozrywającym i ściskającym oraz ścinającym. Największe naprężenia występowały w szczytach siodła i w dolinach niecek, tam też struktura warstw została najsilniej zmieniona, tam należy spodziewać się najliczniejszych pęknięć, najgęstszej szczelinowatości i łupliwości.



Nasunięcie na kopalni Concordia

Rys. 15

Warstwy doznały większych zmian w tych odcinkach fałdów, gdzie styczna do obwodu warstwy szybciej zmienia kąt nachylenia; stąd można wnioskować, że skrzydła fałd mające stały upad uległy w mniejszym stopniu deformacji. Uskoki niewłaściwe, nasunięcia, przesunięcia wywołały podobną zmianę w partiach górotworu otaczających jak przy uskokach właściwych.

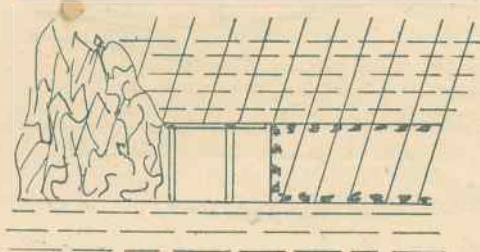
Znaczenie zaburzeń tektonicznych dla techniki górniczej

Łupliwość i szczelinowatość od wykrywanej pod mikroskopem do widocznej w swej naturalnej wielkości, są to kierunki osłabionej wytrzymałości skał i jako takie powinny być wykorzystywane przy urabianiu węgla i skał, przy zawałach skał oraz we wszystkich wypadkach, gdzie staramy się kierować kątem załamania. Z drugiej strony musimy przeciwdziałać osłabieniu wytrzymałości wszędzie tam, gdzie w grę wchodzi utrzymanie wyrobisk, ruch gazów w szczelinach i ruch wody. Urabianie daje najlepszy efekt, jeżeli otwory strzałowe zakłada się równolegle względnie prostopadłe do łupliwości. Rozpatrując dwa wypadki ułożenia łupliwości

- a) gdy ławice kładą się na caliznę (rys. 16),
- b) gdy ławice wiszą nad wyrobiskiem (wrębem) (rys. 17),

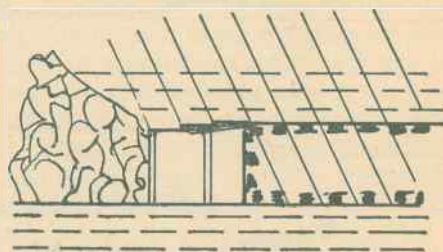
dochodzimy do wniosku, że w wypadku pierwszym strop lepiej się trzyma; ławice wyznaczone w stropie trudniej mogą się przesuwać, zatem otwieranie szczelin jest mniej prawdopodobne, natomiast w wypadku drugim otwieranie szczelin w stropie, przesunięcia i zawaly mogą występować łatwiej. Co się tyczy urabiania węgla, to w pierwszym wypadku jest ono nieco trudniejsze niż w drugim przy węglu wiszącym. Zasadniczo dla lepszego utrzymania stropu oraz dla uniknięcia zbyt łatwego, a zatem niebezpiecznego obwalania się węgla, należy front odbudowy ustawić skośnie do przebiegu łupliwości.

Płaszczyzny łupliwości i szczelinowatości, otwierane ciśnieniem eksploatacyjnym, dają szczeliny, w których gromadzi się węgiel zmielony, i stają się ośrodkiem samozagrzewania i zapalania węgla względnie zassania gazów.



Łupliwość leżąca na caliznie

Rys. 16



Łupliwość wisząca nad wrębem i wyrobiskiem

Rys. 17

Mikro- i makrostruktura przejawia się w sortymentach węgla. Płaszczyzny łupliwości są naturalnymi płaszczyznami niejako krystalograficznych form węgla. Otrzymalibyśmy najmniej kawałków, gdybyśmy potrafili urabiać według tych płaszczyzn. Na powierzchni można odnaleźć te płaszczyzny; pomiary goniometryczne brył węgla wykazują pewne stałe kąty dla poszczególnych sortymentów i poszczególnych pokładów. To co zmienia te formy geometryczne, to kruszy węgiel i zniekształca.

Uskoki naruszają ciągłość złoża a tym samym wywierają wpływ na:

- wszystkie roboty przygotowawcze, przedłużając je (tylko przy nasunięciach roboty przygotowawcze są krótsze),
- przewodzenie gazów, metanu, dwutlenku węgla i wody, które odbywa się szczelinami uskokowymi,
- partie przyskokowe zaburzone pęknięciami równoległymi do uskoków. Nie należy frontu odbudowy zakładać równoległe do uskoku, roboty odbudowy muszą być starannie obudowane.
- Partie te muszą być szczególnie obserwowane, ze względu na gazy i wodę.

Fałdy są obszarem największego poluzowania, a zatem zmniejszonej wytrzymałości, natomiast zwiększonych naprężeń rozciągających w siodłach i ściskających w nieckach. Dlatego należy unikać prowadzenia wyrobisk w osiach fałd, a raczej prowadzić je prostopadle. Tak samo front odbudowy nie powinien być równoległy a prostopadły. Z dna niecki należałoby z odbudową posuwać się do góry.

Jako przykład służyć może przekop na kopalni Mikulczyce, upędzony w dnie niecki, którego utrzymanie jest utrudnione. Poza tym należy wymienić kopalnię Centrum, znajdującą się w lokalnym zagłębieniu Niecki Bytomskiej, gdzie występują duże ciśnienia, utrudniające prowadzenie kopalni.

PEKNIĘCIA I OBLUZY WYTWÓRZONE PRZEZ NAPRĘŻENIA EKSPLOATACYJNE

Przez wykonanie wyrobiska stan naprężeń istniejący w górotworze ulega pewnym zmianom; naprężenia, które przejmował przedtem wyjęty węgiel lub skała, muszą przejść ociosy, a układ i kierunek naprężeń w stropie i spągu zmieni się. Wyrazem nowego układu napięć są pęknięcia i obluzy w stropie i ociosach wyrobiska. W spągu również obserwuje się pęknięcia, połączone z wyciskaniem do góry. Wyciskanie spągu związane jest naturalnie z ruchem ociosów i jest niebezpieczne przy nagłych tąpnięciach; spokojne wyciskanie przedstawia tylko trudność w utrzymaniu dróg przewozowych. Największe jednak znaczenie ma strop oraz ociosy. Co dzieje się w stropie, pokazuje rys. 1, gdzie widać oddzieloną partię stropu nad chodnikiem w formie sklepienia. Na rys. 18 widać pęknięcia w ociosie chodnika, o przebiegu poprzecznym do uławicenia. Jeżeli chodnik stoi długo, to pęknięcia te obejmują coraz dalsze partie złoża, które przesuwane zostają do wyrobiska aż do ewentualnego całkowitego zapełnienia przekroju. Stąd wniosek taki, że w ociosach jakiegokolwiek wyrobiska chodnikowego lub zabierki tworzą się szczeliny, oddzielające od calizny kolejno ławy węgla, a w chodnikach kamiennych skały, w stropie zaś powstają szczeliny owalne, w formie sklepień.

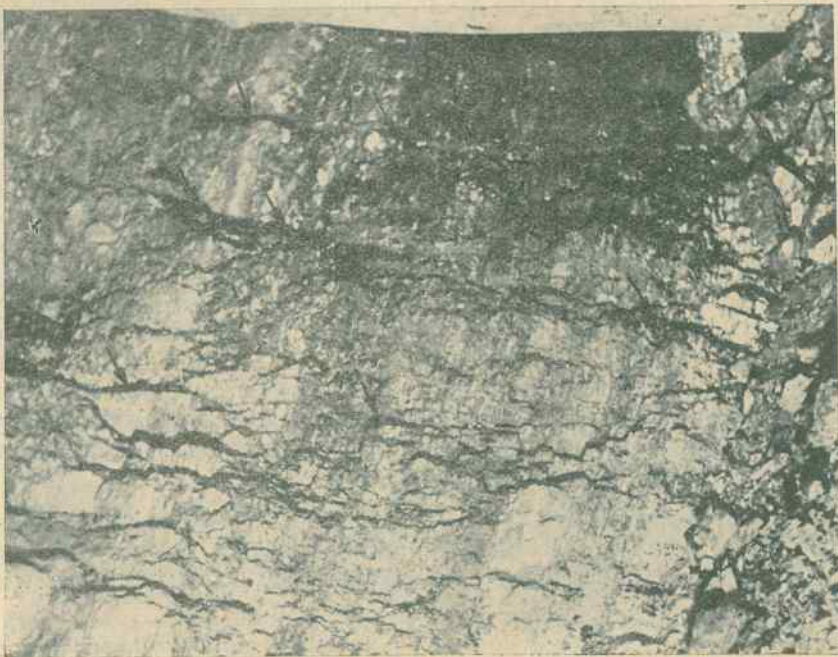
W ociosach ścian tworzą się również takie szczeliny (rys. 19) prostopadle do uławicenia, wzdłuż frontu ścianowego. Szczeliny te sięgają daleko w głąb ociosu.

Przyjmuje się na podstawie obserwacji, że ciśnienia eksploatacyjne przenoszą się na ca 40 m w głąb calizny od frontu odbudowy i tak daleko sięgają pęknięcia i obluzy w węglu. Jeżeli kierunek łupliwości i szczelinowości pokrywa się lub jest bliski do powstających pęknięć eksploatacyjnych, to są one wykorzystywane i ułatwiają rozluźnianie oraz ruch węgla do wyrobiska. Strop nad odbudowaną przestrzenią ugina się i załamuje, o ile chodzi o ściany na zawal za linią kasztów czy organów, często jednak pęka w polu roboczym; szczeliny tworzące się mają nachylenie ku caliznie, a czasem ku wyrobisku.

W praktyce górniczej zdarza się, że przejeżdża się przez stare chodniki nowymi chodnikami lub zabierkami, wtedy trzeba dobrze pamiętać, jakie pęknięcia i jakie obluzy są w stropie nad starym chodnikiem, a jakie w ociosach węglowych i zastosować odpowiednie zabezpieczenia przed przewróceniem się ociosów lub oberwaniem stropu. Z tych też względów należy zawsze w pokładach średniej grubości i grubych opinać okno w zabierce i stawiać w oknie dodatkowe odrzwia, połączyć je z sąsiednimi odrzwiami klamrami, dla zabezpieczenia przed skręceniem i wywróceniem. Pamiętać również należy przy przechodzeniu w zabierce na nogę o tym, jakie zmiany mogły zajść w stropie i w ociosie w czasie pędzenia zabierki, a tak samo przy zbliżaniu się wyrobiskiem do starych zrobów.

Nie należy zapominać o czynniku czasu przy tworzeniu się pęknięć i obluzów, dlatego należy dobrze zrewidować strop i ociosy po przyjsciu do pracy, a szczególnie dokładnie przy rozpoczęciu pracy po dłuższej przerwie na tym wyrobisku.

Wiedzieć trzeba, że skały wilgotne są znacznie mniej wytrzymałe od suchych, zatem stwierdzenie wilgotności skał względnie ściekanie wody po-



Równoległa struktura pokładu z pęknięciami eksploatacyjnymi
przy chodniku

Rys. 18



Pęknięcia w ośrobie ścianowym

Rys. 19

winno być sygnałem ostrzegawczym, gdyż wtedy łatwiej o zawał lub oberwanie się brył po szczelinach.

Poza tym linie słabego oporu złoża wyznaczają strefy zwiększonych ciśnień, które poza wymienionymi powyżej mogą pochodzić od pozostawionych resztek pokładów, wyżej lub niżej leżących, wreszcie w zależności od głębokości zalegania pokładów zachodzi wzrost ciśnienia nadkładu wywołującego objawy ciśnień i rozgniatań węgla i skał.

ZAKOŃCZENIE

Kierunki najmniejszego oporu w złożu mogą współdziałać przy eksploatacji złoża, lecz również mogą one być źródłem poważnych trudności, dlatego istnieje konieczność znajomości tych kierunków i szczegółowego przedstawienia ich na planach kopalnianych.

Każda koncepcja robót górniczych musi opierać się na znajomości kierunków najmniejszego oporu i być w zgodzie z tymi kierunkami, gdyż tylko takie ujęcie podnosi współczynnik bezpieczeństwa prowadzenia robót górniczych i daje najkorzystniejszy w danych warunkach efekt gospodarczy.

Literatura

- | | |
|------------------------------------|--|
| Prof. W. Budryk | Ruch gazów w szczelinach a pożary podziemne. |
| Inż. B. Krupiński | Wyznaczenie filarów ochronnych. P. G. H. 1924. Linie najmniejszego oporu w złożu węglowym. P. G. H. 1932. |
| Inż. J. Cis | Łupliwość i szczelinowatość pokładów węgla i skał otaczających w Polskim Zagłębiu Węglowym, P. G. H. 1938, nr 10. |
| Jan Nowak | Zarys Tektoniki Polski 1927. |
| Stefan Czarnocki | Polskie Zagłębie Węglowe 1935. |
| Inż. Jan Blitek | Odbudowa z zamułką i wrębem. P. G. H. 1934. |
| Inż. R. Cordebas | Diaclases et failles ou essai sur la détermination des lois qui régissent leur réparation dans les terrains sédimentaires plissés. <i>Révue de l'industrie minière</i> 1930. |
| Dr H. Cloos | Der Mechanismus tiefvulkanischer Vorgänge 1921. |
| Dr K. Oberste-Brink
Dr F. Heine | Klüften und Schichten in ihren Beziehungen zum geologischen Aufbau des Ruhrkohlenbeckens. Glückauf 1934. |
| Inż. A. Kubuschok | Ueber die Arten, Entstehung und Bedeutung der Rissbildung in oberschlesischen Steinkohlenflözen 1930. |
| Dr R. Höhne | Zusammenhang von Mikrogefüge und tektonischer Bewegung bei einer niederschlesischen Kohle. Glückauf 1934. |

Analiza systemów odbudowy

KLASYFIKACJA SKAŁ POD WZGLĘDEM ZACHOWANIA SIĘ ICH PRZY ODBUDOWIE

Pod względem zachowania się przy odbudowie złóż możemy podzielić skały na 3 zasadnicze grupy:

- a) skały plastyczne lub uginające się,
- b) skały zwięzłe i mocne,
- c) skały słabe i kruche.

Między tymi zasadniczymi typami skał możliwa jest nieskończona ilość postaci pośrednich.

Przy odbudowie pokładów węgla kamiennego do skał pierwszej grupy zaliczamy gliny, ility oraz łupki ilaste, posiadające w znacznym stopniu zdolność uginania się. Do skał drugiej grupy należą grube warstwy mocnych piaskowców, do trzeciej — piaski oraz łupki ilaste, posiadające zdolność łatwego załamywania się małymi bryłami i tworzenia typowego zawaliska.

Cienkie warstwy piaskowca, zalegające między warstwami łupku, stanowią typ pośredni między skałami uginającymi się a mocnymi; piaskowce słabe oraz łupki piaszczyste — typ pośredni między skałami mocnymi a kruchymi, są więc skałami średnio mocnymi.

Na charakter skał wywiera bardzo duży wpływ większe lub mniejsze występowanie w nich powierzchni łupliwości (kliważu). Powierzchnie łupliwości znacznie wyraźniej występują w węglu i łupkach aniżeli w piaskowcach i tworzą w nich zwykle bardziej gęstą sieć. W partiach pokładów, gdzie sieć łupliwości jest mniej rozwinięta, piaskowce zachowują się jako skały mocne, łupki — jako uginające się; w partiach natomiast z gęstą i wyraźną siecią łupliwości piaskowce są skałami średnio mocnymi, łupki — kruchymi.

ZACHOWANIE SIĘ SKAŁ STROPOWYCH NAD POKŁADEM ODBUDOWANYM

Pod względem zachowania się stropu przy odbudowie może on być odniesiony — zależnie od charakteru skał — do jednej z trzech grup:

- a) strop giętki — przy skałach plastycznych lub uginających się;
- b) strop sztywny — przy skałach zwięzłych i mocnych;
- c) strop kruchy — przy skałach słabych.

Strop giętki

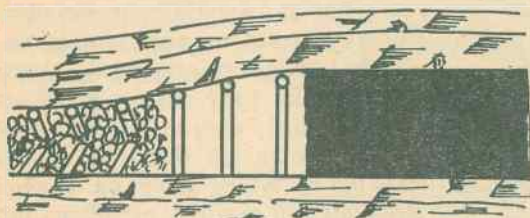
Przy stropie giętkim i małej grubości odbudowywanego pokładu skały stropowe mogą się ugiąć bez tworzenia zawalów, a jeżeli są one wyjątkowo plastyczne, to nawet i bez pęknięć, zaciskając po pewnym czasie całkowicie wybraną przestrzeń pokładu.

Dla umożliwienia łagodnego ugięcia się stropu przy odbudowie pokładów większej grubości musi być zastosowana podszkoka. Każda podszkoka jest w mniejszym lub większym stopniu ściśliwa. Tak np. ściśliwość

podszadzki suchej wykonanej ręcznie wynosi 40 — 50%, przy podszadzaniu maszynowym lub pneumatycznym — 20 — 25%; ściśliwość podszadzki płynnej zależy w wysokim stopniu od rodzaju użytego materiału i wynosi przy piasku kwarcowym 5 — 10%, żużlach wielkopieczowych — do 25%, przy materiale gliniastym — do 30%.

Im dokładniej jest wykonana podszadzka i im mniejsza jest jej ściśliwość, tym przy mniej plastycznych skałach i przy większej grubości złoża osiągnąć można ugięcie się stropu. Obniżenie się stropu przy podszadce częściowej jest większe aniżeli przy pełnej.

Podobną rolę jak podszadzka odgrywają również pozostawione w odbudowanej przestrzeni stopy. Ściśliwość stóp z miękkiego drzewa wynosi 40 — 50%, z drzewa twardego jest mniejsza. Dla zmniejszenia ściśliwości stóp z drzewa miękkiego wypełnia się je skalą płonną.



Rys. 1

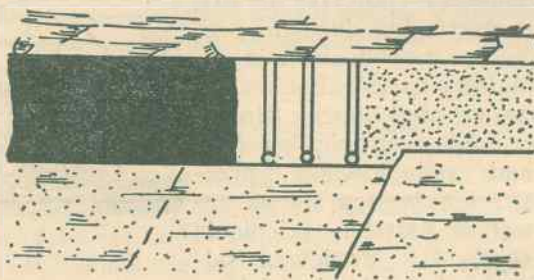
Przy dostatecznie szczelnej podszadce oraz przy odpowiednio dużym postępie przodka unika się załamania stropu: stojaki na pewnej odległości od przodka zostają złamane (rys. 1), strop zaś łagodnie osiada na podszadce. Jeżeli natomiast odbudowa zostanie zatrzymana, to po pewnym czasie następuje zwykle załamanie się stropu wzdłuż przodka.

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

Strop sztywny

W wypadku zalegania w stropie skał mocnych i nie uginających się (np. grube warstwy piaskowca) utrzymuje się on bez załamania często nawet nad dużą odbudowaną przestrzenią. W miarę jednak jej powiększania się musi nastąpić moment przekroczenia wytrzymałości skał, nagłe ich załamanie i osiadanie całą masą (rys. 2).

Takie nagłe zawały sięgają zwykle aż do przodka i stanowią duże niebezpieczeństwo dla załogi. Przez zastosowanie możliwie szczelnej podszadzki niebezpieczeństwo to zostaje zmniejszone, lecz nie zawsze daje się je całkowicie usunąć, gdyż w niektórych



Rys. 2

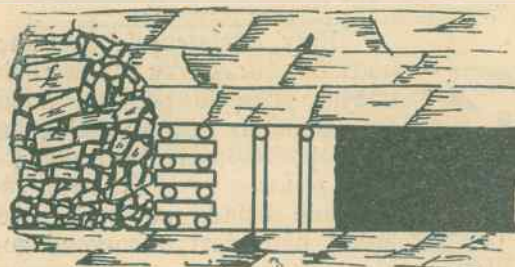
wypadkach skały nie uginają się na wielkość ściśliwości bardzo nawet dobrej i szczelnej podszadzki i przy nagłym załamaniu osiadają całą swą masą na podszadce. Załamania takie, sięgające aż do przodka, powtarzają się systematycznie w mniej więcej jednakowych odstępach (np. 80, 100 lub więcej metrów) wielkość ich zależna jest od grubości i wytrzymałości skał stropowych, przy czym wykorzystywane są płaszczyzny łupliwości jako

kierunki najmniejszej wytrzymałości skał. Objawia się to w ten sposób, że w rzucie poziomym linie załamania są równoległe zarówno do siebie, jak i do kierunku panującego na danym terenie kłiważu. Tworzące się wzdłuż tych linii szczeliny obejmują nie tylko odbudowaną część pokładu, lecz sięgają również na odległość kilkudziesięciu metrów nad calizną.

Po załamaniu się skał osiadają one całą masą bez poważniejszego zwiększenia objętości.

Strop kruchy

Przy kruchych skałach stropowych, które łatwo łamią się na mniejsze bryły, można w ślad za posuwającym się przodkiem wywoływać systematyczne zawały w pewnej odległości od przodka przez wyjęcie (wyrabowanie)



Rys. 3

obudowy (rys. 3) po uprzednim jednak zabezpieczeniu przodka za pomocą specjalnie mocnej obudowy (stosy, organy, stojaki żelazne). Niebezpieczeństwo pracy w przodku przy stropie kruchym może mieć miejsce, gdy skały stropowe są tak słabe, że nie da się ich utrzymać nawet na wąskiej przestrzeni wzdłuż przodka, lub gdy nie da się wywołać zawałów mniejszymi partiami.

Jak wykazały badania przeprowadzone przed wojną w ZSRR, najkorzystniejsze warunki przy odbudowie ścianowej mamy wtedy, gdy celowe zawały daje się wywoływać co 2 pola obudowy (około 2,4 m) — gorsze warunki, gdy zawały należy wywoływać co 3 lub 1 pole obudowy (3,6 lub 1,2 m), w wypadku zaś gdy wywołanie zawałów jest możliwe dopiero po wyrabowaniu obudowy na czterech lub więcej polach obudowy (powyżej 4,8 m), zachodzi już duże niebezpieczeństwo stosowania odbudowy na zawał ze względu na zbyt mocny strop.

Przy stropie kruchym nad odbudowaną przestrzenią tworzy się na zawał w kształcie sklepienia (rys. 4). Ponieważ odlamki skał zajmują większą objętość aniżeli skała w caliznie, przeto strefa zawału obejmuje w rezultacie objętość sklepienia razem z odbudowaną przestrzenią. Zawalisko odgrywa tu rolę podsadzki (samopodsadzenie wyrobiska). Nad tą strefą zawałów znajduje się strefa spękania, a nad nią strefa ugięcia.



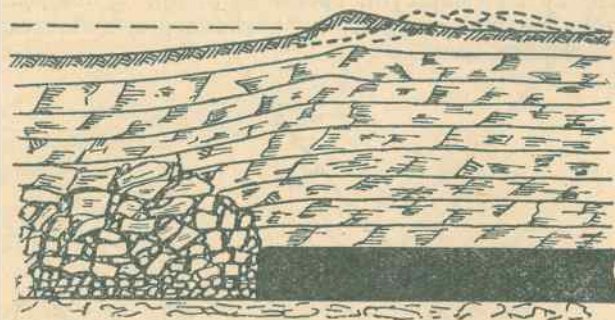
Rys. 4

Wysokość strefy zawału jest równa mniej więcej 4-krotnej grubości pokładu; łączna zaś grubość stref zawału i spękania — około 8-krotnej grubości pokładu.

Jeżeli grubość łatwo rabującej się (zawalającej się) skały stropowej (łupek) jest większa od 8-krotnej grubości pokładu, wówczas piaskowiec zalegający nad łupkiem i tworzący tzw. „strop zasadniczy” może nawet się nie załamać, lecz łagodnie ugiąć. Przy mniejszej grubości łupku w stropie bezpośrednim następują co pewien czas załamania stropu zasadniczego, które tym bardziej dają się odczuć w przodku (duże ciśnienie, zawały), im cieńsza jest wspomniana warstwa łupku w stropie bezpośrednim.

OSIADANIE POWIERZCHNI ZIEMI POD WPŁYWEM PODZIEMNEJ EKSPLOATACJI GÓRNICZEJ

Po wyeksploatowaniu pokładu w głębi ziemi powstaje nad nim na powierzchni niecka N (rys. 5.). Na krawędzi tej niecki (K) tworzy się nieduże wypiętrzenie terenu (rzędu jednego lub kilku cm), przy czym w tym miejscu występują siły poziome, powodujące zniszczenie lub uszkodzenie budowli.



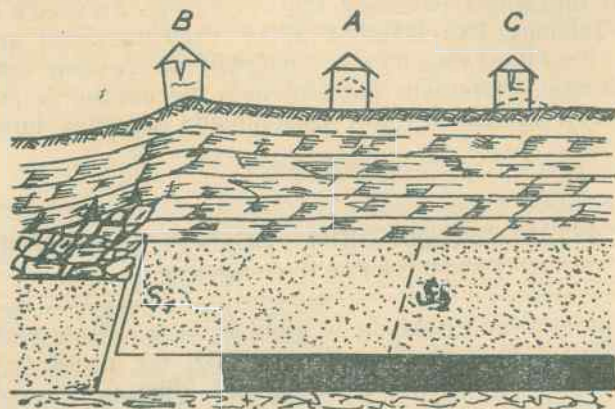
Rys. 5

W miarę posuwania się eksploatacji pokładu granice niecki osiadania rozszerzają się. Sposób przesuwania się krawędzi niecki zależy od rodzaju skał zalegających nad pokładem.

Jeżeli skały łatwo się łamią lub uginają, jak to ma miejsce w wypadku łupków ilastych, krawędź niecki przesuwa się stopniowo (rys. 5). W wypadku natomiast obecności nad pokładem grubych i mocnych warstw skalnych (np. piaskowców) nie tworzą one po wybraniu pokładu typowego zawaliska, lecz jak widzieliśmy załamują się olbrzymimi bryłami w kierunkach najmniejszej wytrzymałości jakimi w skałach są płaszczyzny kłważu. Odległość między powstającymi w ten sposób szczelinami S1 i S2 (rys. 6) zależy od grubości i wytrzymałości skały i w naszych warunkach wynosi często 80 — 100 m. W wypadkach tych krawędź niecki osiadania nie posuwa się stopniowo, lecz po każdym załamaniu piaskowca tworzy się w nowym miejscu wzdłuż powstających szczelin.

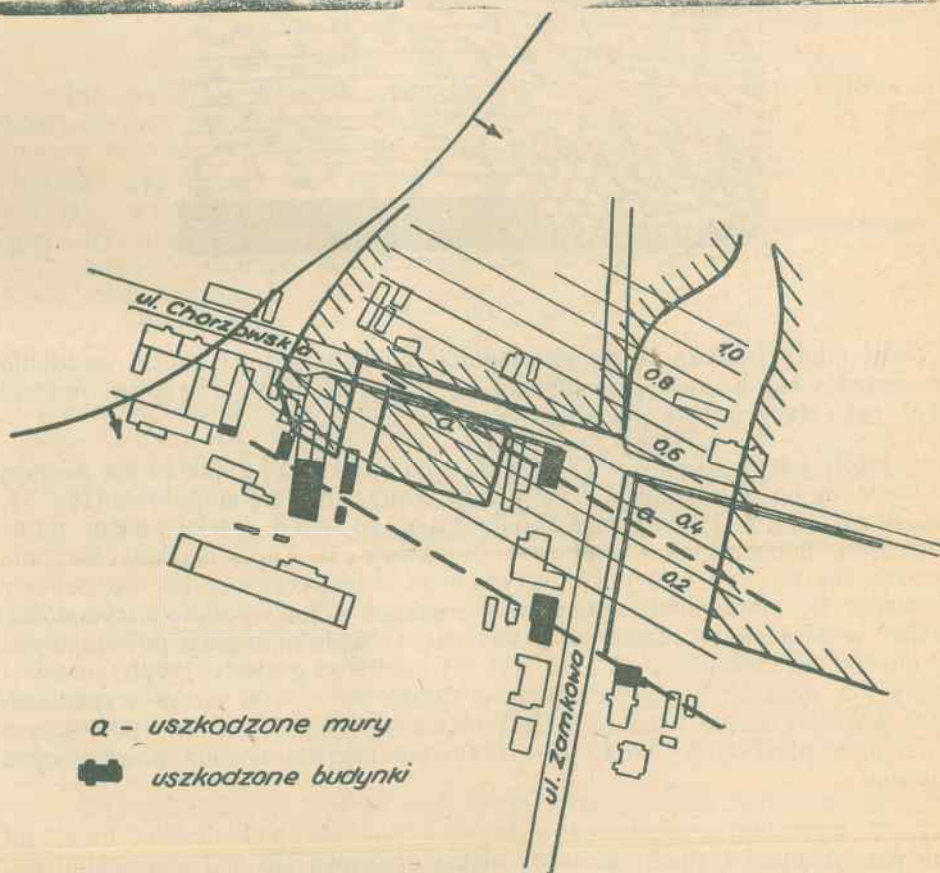
W wypadku prowadzenia odbudowy pokładu pod skałami kruchymi lub plastycznymi (rys. 5) krawędź niecki przesuwa się pod wszystkimi na-

potykanymi obiektami, narażając je na zniszczenie. Inaczej przedstawia się sprawa w wypadku odbudowy pod skałami mocnymi (rys. 6). Jeżeli obiekt



Rys. 6

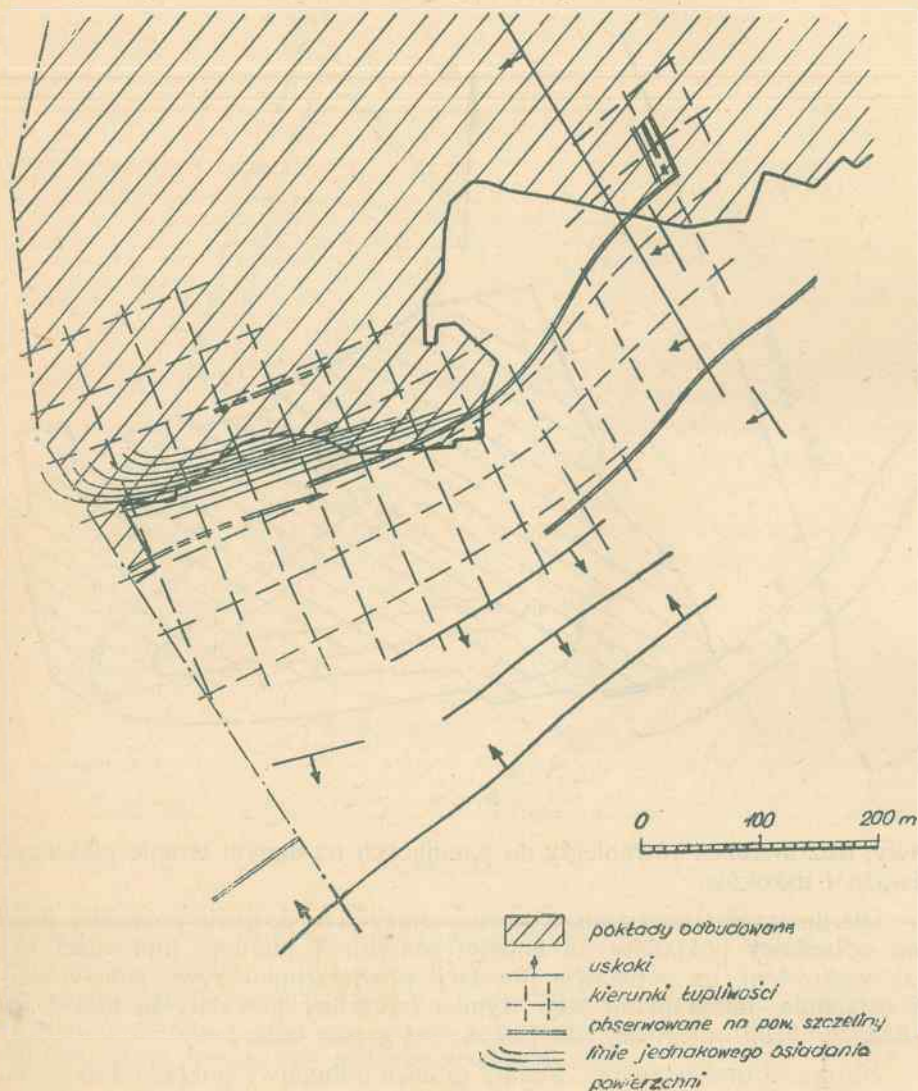
znajduje się między powstającymi szczelinami, np. w miejscu A (rys. 6), może on w ogóle nie być narażony na uszkodzenie, zwłaszcza przy odbu-



Rys. 7

dowie z podsadzaniem. Jeżeli natomiast okaże się na krawędzi powstającej niecki osiadania (w miejscach B lub C), zostanie zniszczony lub uszkodzony.

Za przykład opisanego tu zjawiska może posłużyć zaobserwowany w Katowicach wpływ odbudowy pokładu 416. Mianowicie u zbiegu ulic Zamkowej i Chorzowskiej (rys. 7) można obecnie zauważyć mniejsze lub większe uszkodzenie obiektów na powierzchni wzdłuż 2 linii równoległych do płaszczyzn kłważu i odległych od siebie o 80 m. Odpowiadają one strefom niebezpiecznym B i C, przedstawionym na rys. 6.

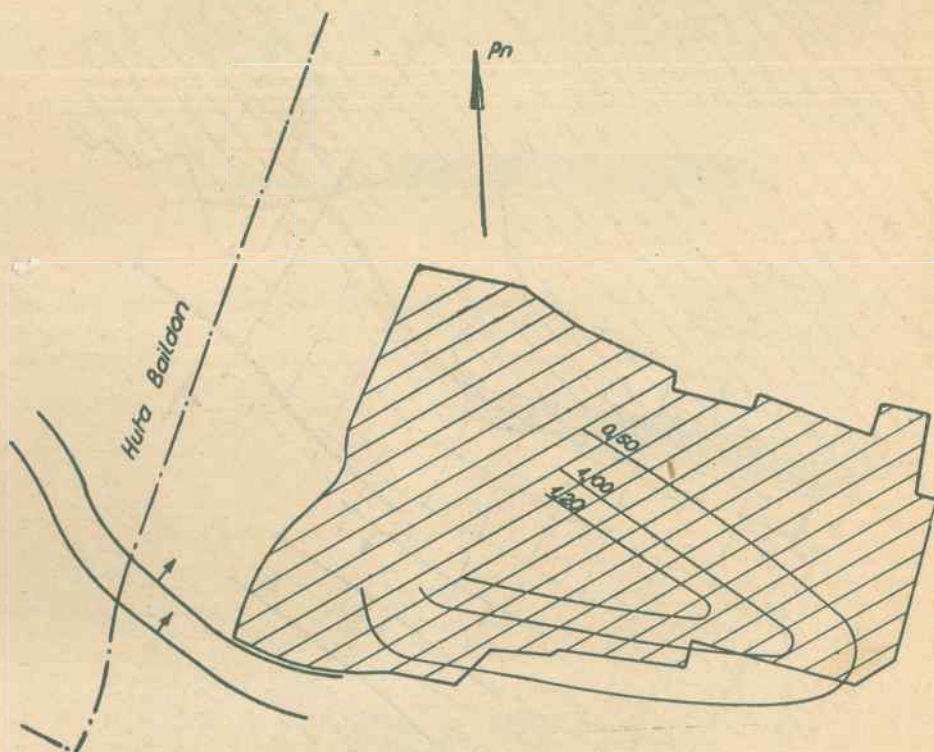


Rys. 8

Przebieg osiadania powierzchni na skutek eksploatacji górniczej trwa zwykle przez czas dłuższy, który w warunkach naszego zagłębia węglowego wynosi przynajmniej kilka lat i w rzadkich tylko wypad-

kach dochodzi do 10 lat. W pierwszym roku po odbudowaniu pokładu ruchy powierzchni są zwykle stosunkowo wolne, w drugim lub trzecim roku są najbardziej intensywne, w następnych zaś latach powoli zanikają.

Jeżeli nad pokładem zalegają skały kruche lub plastyczne, niekiedy osiadania tworzy się nad całą odbudowaną częścią pokładu, przy czym krawędzie niecki są mniej lub więcej równoległe do granic odbudowy. Przy odbudowie natomiast pokładów węgla, zalegających pod grubymi warstwami mocnych piaskowców, zarówno krawędzie niecki osiadania, jak i powstające na powierzchni ziemi szczeliny nie mają przebiegu równoległego do granic odbu-



Rys. 9

dowy, lecz kierunek równoległy do panujących na danym terenie płaszczyzn kliważu i uskoków.

Dla ilustracji tego zjawiska może posłużyć rys. 8, gdzie pokazany został stan odbudowy pokładów na kopalni Matylda i kierunki łupliwości skał oraz wykreślone na podstawie niwelacji powierzchni krzywe jednakowego jej osiadania. Jak z planu tego wynika, szczeliny powstały tu nawet nad calizną w dużej odległości (do 150 m) od granic odbudowy.

Na rys. 9 przedstawione zostały granice odbudowy pokładu 416 na kopalni Eminencja oraz linie jednakowego osiadania powierzchni. Granice utworzonej niecki nie są tu również równoległe do granic odbudowy, lecz do panujących na danym terenie głównych kierunków kliważu i uskoków.

Na rys. 10 pokazano osiadanie powierzchni na terenie tejże kopalni Eminencja na skutek odbudowy pokładów 501 i 510 z podsadzką płynną

The diagram illustrates a dam cross-section with the following features:

- Point A:** Located at the top left corner of the dam structure.
- Point B:** Located at the bottom right corner of the dam structure.
- Point C:** Located on the left side of the dam, near the top.
- Point D:** Located on the left side of the dam, near the bottom.
- Point E:** Located in the center of the dam, within the core.
- Core (Odbudowa na zawat):** The central part of the dam, indicated by a diagonal hatching pattern.
- Foundation (Odbudowa na zawał):** The base of the dam, indicated by a diagonal hatching pattern.
- Seepage (Płytna):** Indicated by a label "Płytna" with an arrow pointing towards the right.
- Contours:** Several curved lines representing different levels or depths, labeled with values: 0,10, 0,20, 0,30, 0,40, and 0,50.
- Structural Lines:** Several straight lines, some with arrows, indicating structural boundaries or flow paths.

terenu wynosi tu średnio 1:670 czyli 0,15%. Przy tak małym nachyleniu i bardzo powolnym jego przebiegu (6 lat) obiekty na powierzchni nie powinny ulec uszkodzeniu. Największe roczne przechylenie płyty piaskowca wynosiło tu 0,03%, czyli 0,3 mm na 1 mb. Niebezpieczeństwo uszkodzenia na tym terenie mogło zagrażać przede wszystkim tylko tym obiektom, które położone są na wychodach szczelin uskokowych.

Skały w głębi ziemi znajdują się pod wszechstronnym ciśnieniem, przy czym ciśnienie boczne stanowi zwykle od $\frac{1}{3}$ — $\frac{1}{2}$ ciśnienia pionowego.

81

pują miejscowe pęknięcia i załamania od dużych naprężeń, pod jakimi się



Rys. 11

(rys. 11 i 12). Dalej w głąb calizny ciśnienie to stopniowo maleje i staje się wreszcie równe ciśnieniu w skałach nienaruszonych.

Ściśle biorąc rozkład ciśnienia przebiega według pewnej zanikającej fali ciśnienia (rys. 12). Długość fali ($2L$) zależy w pierwszym rzędzie od sztywności skał stropowych tzn. od ich sprężystości i grubości. Przy odbudowie pokładów pod sztywnym stropem piaskowcowym długość fali ciśnienia wynosi $2L = 20 - 30 - 40$ m lub więcej, pod stropem łupkowym $2L = 12 - 15$ m lub więcej.



Rys. 12

Im dłuższa jest fala, tym na większej przestrzeni rozkłada się ciśnienie i tym mniejsze występują naprężenia w pokładzie. Odwrotnie przy krótkiej fali ciśnienia są bardziej skoncentrowane i większe. Dlatego też ciśnienia w przodku są mniejsze przy strdpie piaskowcowym i większe przy łupkowym.

Wskutek dużego ciśnienia pod łupkiem węgiel zostaje prędzej odprężony, a wobec tego w celu wykorzystania naprężeń w złożu przy urabianiu wskazany jest możliwie szybki postęp przodka, zwłaszcza pod stropem łupkowym. Wykorzystanie ciśnienia do urabiania

skał, wskutek czego uwalniają się one znajdowały przed wykonaniem wyrobiska, czyli odprężają się. W ten sposób dookoła utworzonego wyrobiska powstaje strefa odprężona (rys. 11). Im dłużej istnieje wyrobisko, tym na większej przestrzeni zostaje skała odprężona.

Skała odprężona znacznie trudniej urabia się i wymaga większego zużycia materiałów wybuchowych. Po usunięciu węgla ze strefy odprężonej i odsłonięciu warstw, będących pod znacznym ciśnieniem, urabianie jest znacznie ułatwione. W przodku, posuwającym się z normalną prędkością, węgiel odprężony sięga do głębokości $0,5 - 1$ m. Po zatrzymaniu przodka strefa odprężona zwiększa swą grubość do 3 , a czasem nawet do 5 lub 6 m. Tak więc szybki postęp przodka ułatwia urabianie skał.

Poza strefą odprężoną mamy strefę największych ciśnień

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

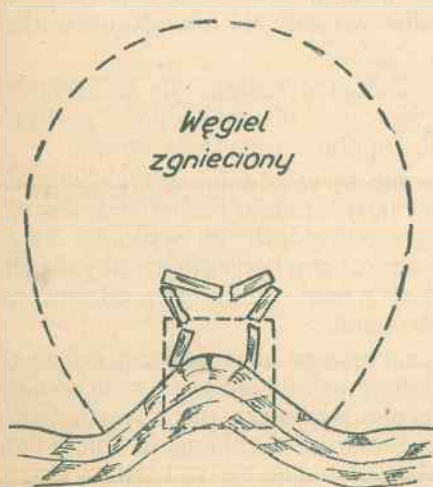
Jeżeli odbudowa pokładu prowadzona jest w ten sposób, że warstwa stropowa A (rys. 13) tworzy nad przodkiem wspornik, to ciśnienie w pokładzie będzie tym większe, im większa jest długość wspornika.

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

Podobne zjawiska obserwujemy również przy odbudowie na zawał. Załamanie lub zawalenie się stropu w przestrzeni odbudowanej wywołuje spadek ciśnienia w sąsiedniej kaliznie i wzrost zużycia materiałów wybuchowych.

Środkami dla regulowania ciśnienia w przodku są: prędkość postępu przodka oraz utrzymywanie linii zawału lub podsadzki na odpowiedniej od niego odległości. Im większa jest prędkość posuwania się przodka (mniejsze jego odprężenie) i im na większej od niego odległości znajduje się zawał lub podsadzka, tym większe ciśnienie występuje w przodku.

WYCISKANIE SPĄGU



Rys. 14

Po wykonaniu wyrobiska występują naprężenia i odkształcenia nie tylko w skale stropowej, lecz również i w skale spągowej. Odkształcenie warstwy spągowej (rys. 14) przejawia się przez wygniatanie pokładu do spągu w pewnej odległości od ściany i jego wyciskanie w wyrobisku i na krawędzi kalizny.

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

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

TĄPANIA

Tąpania występuje bądź to wskutek nagłego odprężania się węgla w pokładzie narażonym na wzmożone ciśnienie, bądź też na skutek załamывania się mocnych skał, występujących w stropie pokładu.

Pierwszy rodzaj tąpań występuje zwykle sporadycznie w miejscach, gdzie węgiel narażony jest z takiego lub innego względu na duże ciśnienie. Tąpania takie mają miejsce przy pędzeniu wyrobisk w węglu nieodprężonym, w częściach pokładu, ponad którymi znajdują się pozostawione w wyższych pokładach filary oporowe, oraz w filarach węglowych, na których skoncentrowane jest ciśnienie skał stropowych. Skutki tego rodzaju tąpań obejmują przeważnie jedno wyrobisko.

Tąpania wskutek załamывania się lub pękania mocnych skał stropowych są na ogół pod względem swych skutków znacznie groźniejsze i występują tylko w takich pokładach, ponad którymi zalegają grube warstwy mocnych piaskowców. Im grubszy i mocniejszy jest pokład piaskowca, tym trudniej i rzadziej (większa odległość między szczelinami S1 i S2 (rys. 6) się załamuje, ale jednocześnie tym groźniejsze są skutki tąpań. Tąpania tego rodzaju obejmują zwykle kilka wyrobisk i powtarzają się wzdłuż linii równoległych, mających przebieg w kierunku płaszczyzn kłiważu. Odległość tych równoległych linii, jak widzieliśmy, jest tym większa, im grubsza jest warstwa załamującego się piaskowca i w warunkach naszego zagłębia dochodzi nawet do 100 i więcej metrów.

Wzdłuż powstającej szczeliny następuje nagłe wyładowanie naprężeń, następują w wyrobiskach zawały węgla, a często i wydzwigania spągu pociągające za sobą zniszczenie obudowy i samego wyrobiska oraz niebezpieczne wypadki z ludźmi. Załamania takie nie ograniczają się tylko do przestrzeni odbudowanej, lecz sięgają również w głąb calizny na odległość nawet kilkudziesięciu metrów od odbudowanej przestrzeni. Wzdłuż takiego pęknięcia zostają zawałone wyrobiska na pewnej szerokości (np. 20 m). Poza tym pasem na szerokości do 20 — 30 m zostaje złamana obudowa, a często również znacznie wyciśnięty spąg.

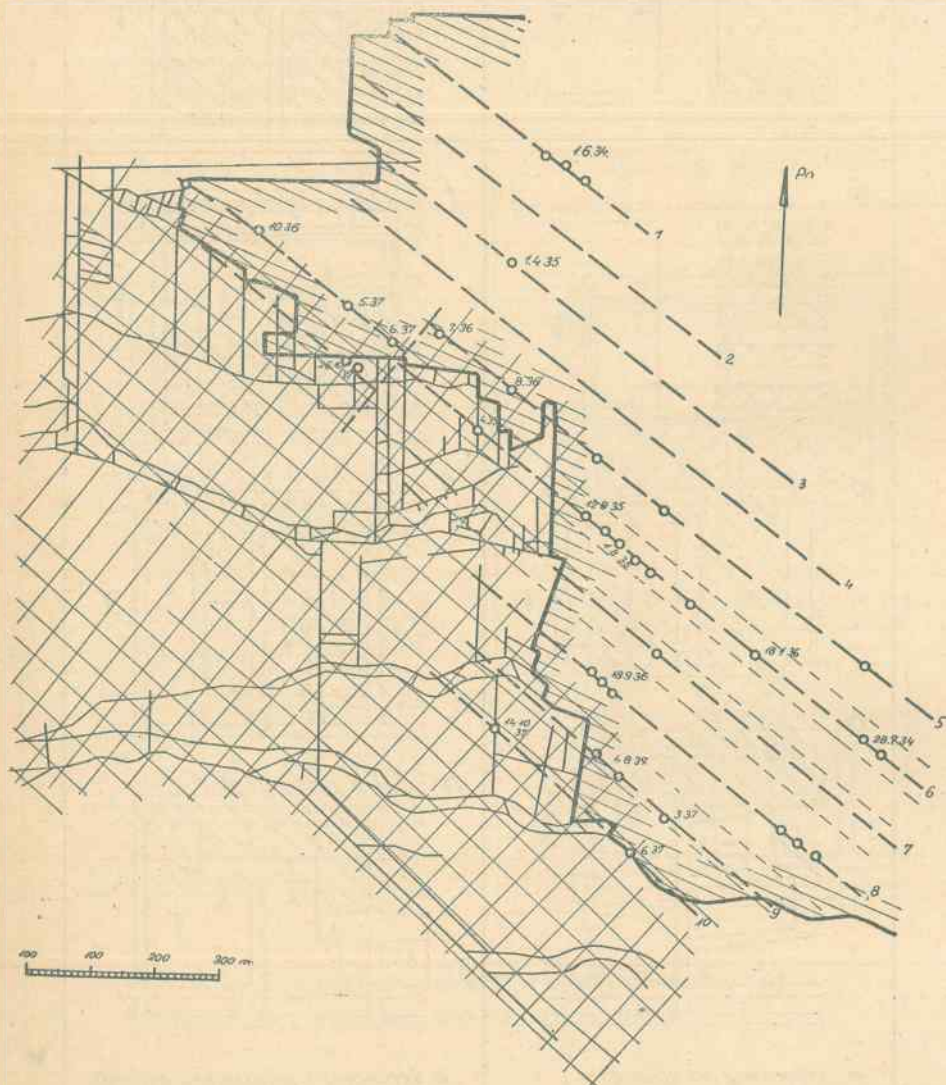
Jeżeli nad jakimkolwiek miejscem wyrobiska nastąpi już pęknięcie piaskowca, to przy dalszym jego pękaniu lub osiadaniu na skutek późniejszej odbudowy skutków tąpań w tym miejscu albo w ogóle się nie odczuwa, albo mają one znacznie łagodniejszy przebieg.

Raz zapoczątkowana szczelina w piaskowcu przedłuża się w kierunku kłiważu w miarę postępu odbudowy, przy czym obecność dość grubych nawet filarów oporowych nie jest w stanie zapobiec załamaniu stropu.

Najgroźniejsze skutki tąpań obserwowane są w kopalni w tych wypadkach, gdy gruba warstwa piaskowca zalega bezpośrednio nad odbudowanym pokładem względnie na niedużej od niego odległości. W wypadku załamania się warstw piaskowca zalegającego na znacznej odległości od pokładu skutki tąpania są już znacznie mniejsze i to nawet wtedy, gdy odczuwane one są na powierzchni w postaci trzęsienia ziemi.

Jeżeli nad załamującym się piaskowcem zalega inna grubsza od niego warstwa mocnego piaskowca, to załamania tego ostatniego 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.

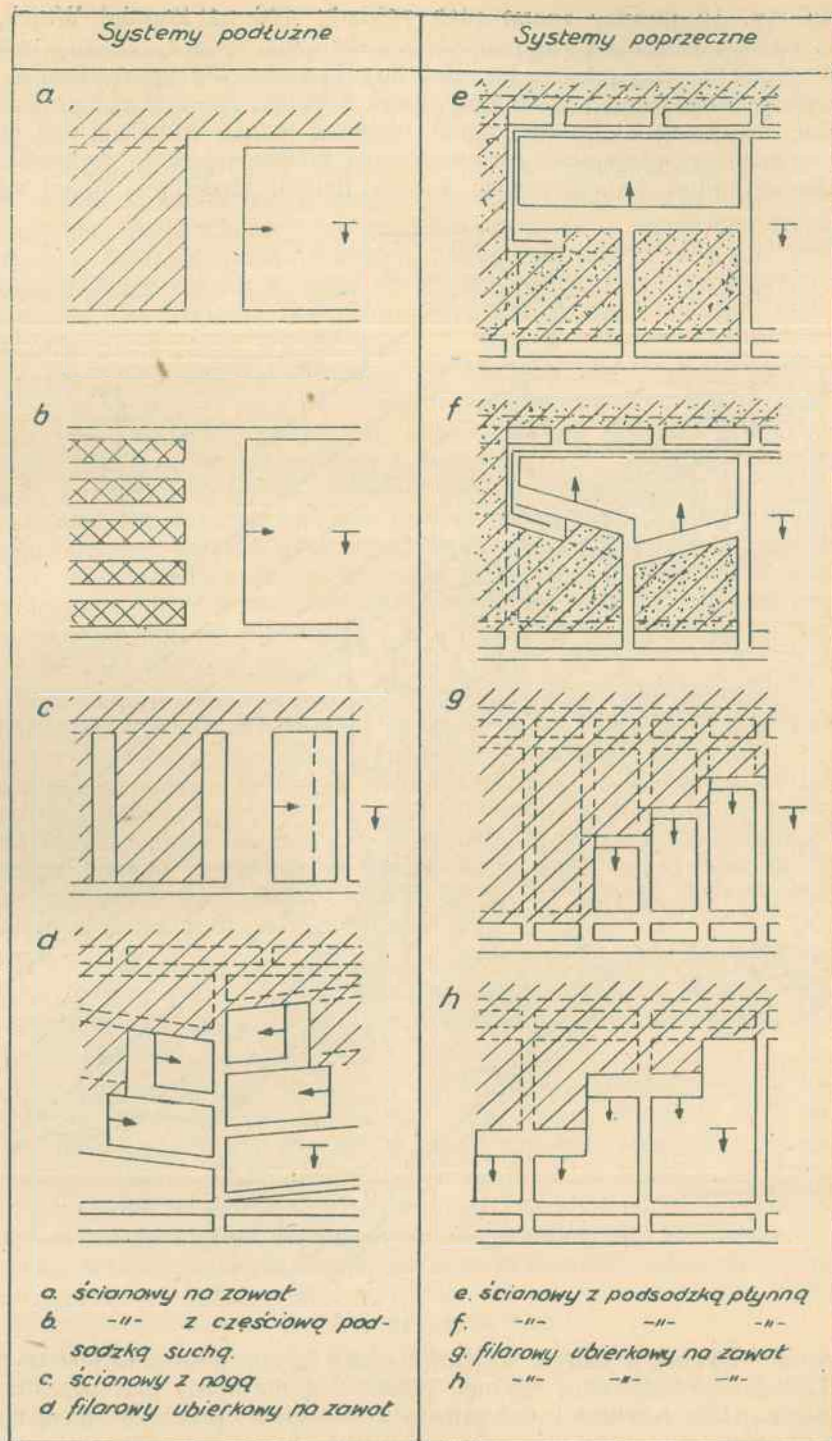
Na rys. 15 podany został plan pokładu 416 na kopalni Wujek, na którym oprócz kierunków łupliwości zostały oznaczone (kółkami) miejsca dużych tępań w ciągu kilku lat. Zebrany materiał dla sporządzenia tego planu nie jest bynajmniej kompletny, gdyż kopalnia na ogół nie prowadziła dokładnej ewidencji wszystkich tępań, niemniej jednak widoczna jest tu zupełnie wyraźna równoległość rozmieszczenia miejsc tępań do wykreślonych linii kłiważu. Poza tym odległość między liniami tępań jest mniej więcej



Rys. 15

jednakowa i wynosi w danym wypadku około 80 m. Widoczne jest tu poza tym zjawisko powstawania pęknięć piaskowca nie tylko nad przestrzenią odbudowaną, lecz również i nad calizną w odległości przekraczającej nawet 30 m od wybranej części pokładu.

Charakterystyczne jest, że duże tępnięcia występują tylko przy większej głębokości eksploatacji (w naszych warunkach — powyżej 300 m); poza



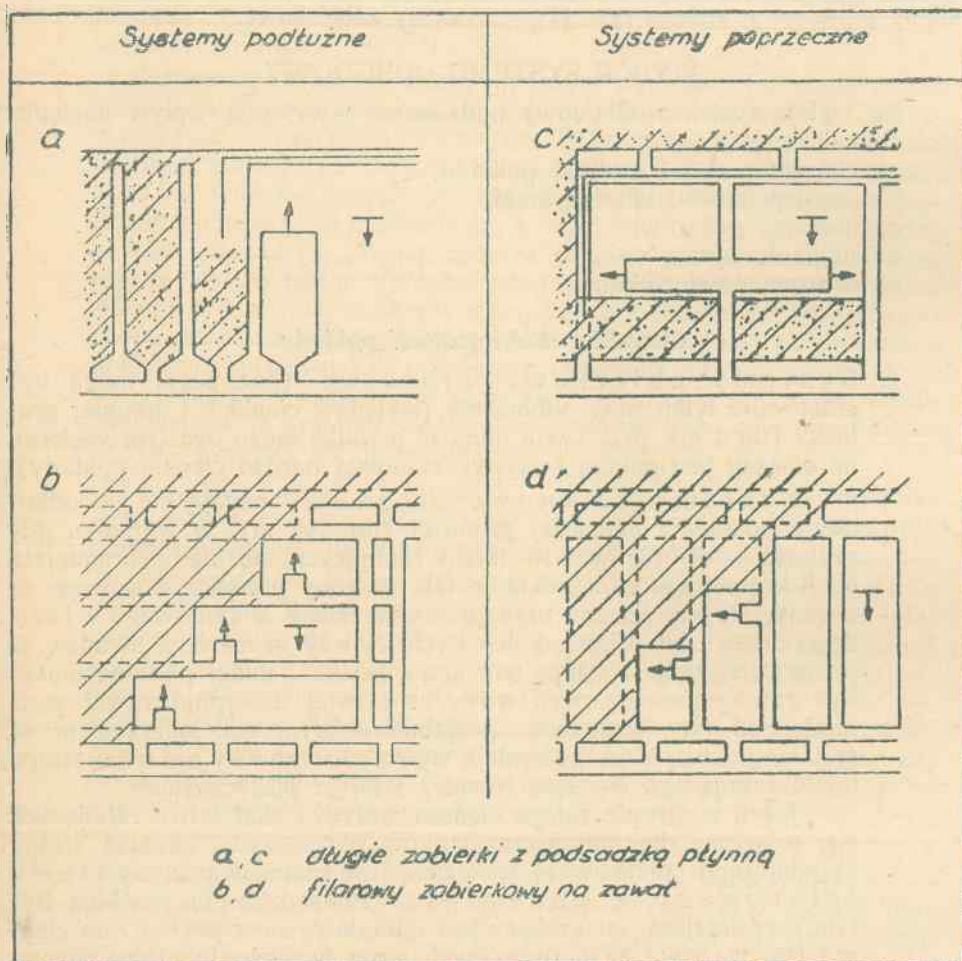
Rys. 16

tym zjawisku tapan sprzyja większa grubość pokładów (w pokładach o grubości poniżej 4 m tapania są stosunkowo rzadkie) oraz obecność dużych partii skał nienaruszonych uskokiemi.

KLASYFIKACJA SYSTEMÓW ODBUDOWY

- a) Pod względem zachowania się skał stropowych nad odbudowaną przestrzenią systemy odbudowy podziemnej mogą być podzielone na systemy:

z ochroną stropu przed opuszczaniem się,
z ugięciem się stropu,
z zawaleniem się stropu.



Rys. 17

- b) Zależnie od rodzaju wyrobisk systemy odbudowy podziemnej mogą być podzielone na systemy
ubierkowe (ścianowe i filarowe ubierkowe)
zabierkowe (systemy długich zabierek i filarowe zabierkowe).

- c) Wszystkie systemy mogą być podzielone na podłużne i poprzeczne, normalne i przekątne (filary skośne), bez nogi i z nogą.
- d) Zależnie od grubości złoża i warunków jego zalegania może być prowadzona odbudowa na całą grubość pokładu, warstwami (równoległymi do utawicenia lub w poprzek utawicenia).
- e) Poza tym odbudowa podziemna może być prowadzona bez podsadzki z podsadzką (częściową lub zupełną).

Na rys. 16 przedstawione zostały najczęściej stosowane ubierkowe systemy odbudowy, zaś na rys. 17 — systemy zabierkowe.

WYBÓR SYSTEMU ODBUDOWY

Na wybór systemu odbudowy podziemnej wywierają wpływ następujące czynniki:

- a) charakter skał i grubość pokładu,
- b) upad pokładu i inne czynniki,
- c) unikanie pożarów,
- d) unikanie tąpnięć,
- e) ochrona powierzchni.

Charakter skał i grubość pokładu

1. Systemy ubierkowe właściwe (bez nogi) mogą być stosowane tylko przy odbudowie pokładów cienkich i średniej grubości (do 4 m), przy czym długość przodka może być tym większa, im cieńszy jest pokład (wyjątek stanowią bardzo cienkie pokłady).

Systemy ścianowe na zawał nadają się do odbudowy pokładów mniejszej grubości (do 2½ m), w wypadku gdy grubość w stropie warstw łatwo rabujących się nie jest mniejsza od 8-krotnej grubości pokładu. Dla ochrony przodka stosowane są organy, stojaki żelazne oraz przenośne stopy z kantowego i twardego drzewa lub z szyn kolejowych. Należy tu mieć na uwadze, że im mocniejszy jest strop, tym sztywniejsze i mniej podatne muszą być zabezpieczenia, gdyż wówczas łatwiej następuje zawał poza nimi. Pod tym względem specjalnie dobrym zabezpieczeniem są stojaki stalowe, które pozwalają wywoływać zawały nie tylko stropu łatwo rabującego się, lecz również i łupku piaszczystego.

Jeżeli w stropie zalega cieńsza warstwa skał łatwo rabujących się, wówczas dla uniknięcia skutków okresowych załamań stropu zasadniczego (piaskowca) wskazane jest zastosowanie systemu ścianowego z podsadzką. Podsadzka ta powinna być tym szczelniejsza, im grubszy jest odbudowywany pokład i im cieńsza jest warstwa skał, tworzących strop bezpośredni. Przy stosunkowo dużej grubości tych warstw można stosować podsadzkę suchą częściową (pasami), przy mniejszej natomiast — podsadzkę zupełną. Przy ścianowej odbudowie pokładów średniej grubości (do 4 m) musi być już stosowana podsadzka płynna.

2. Odbudowa ścianowa z nogą na zawał może być stosowana tylko do pokładów mniejszej grubości (do 2 m), w pokła-

dach zaś grubszych (do 4 m) system ten może być stosowany tylko w odmianie filarowej ubierkowej z nogą. Systemy te najlepiej nadają się do odbudowy pod stropem średnio mocnym, który umożliwiał zawały co 15 — 20 m. Celem pozostawienia nóg jest opóźnienie załamania stropu, by zawał nie objął miejsca pracy. Mianowicie nogi te z biegiem czasu zostają zgniecione, strop zaś załamuje się w pewnej odległości od przodka.

- 3) Systemy zabierkowe mogą być stosowane do pokładów każdej grubości, są one jednak korzystniejsze od ubierkowych tylko przy odbudowie pokładów grubych (powyżej 4 m). Poza tym systemy ubierkowe nie nadają się do odbudowy pokładów pod stropem wyjątkowo kruchym, np. przy odbudowie pod zawałiskiem, kiedy to niezależnie od grubości pokładu należy stosować systemy filarowe zabierkowe.

Wymiary zabierek muszą być tym mniejsze, im słabszy jest strop i im grubszy jest pokład, a to ze względu na trudność utrzymania przez dłuższy czas wyrobiska. Przy stropie mocnym i średniej grubości pokładu (3 — 4 m) mogą być z powodzeniem stosowane systemy długich zabierek. W wypadku stropu bardzo mocnego najodpowiedniejsza jest odbudowa z możliwie szczelną podsadzką, a więc podsadzką płynną. System długich zabierek z podsadzką płynną jest w takim wypadku nawet odpowiedniejszy od systemu ścianowego z podsadzką płynną. Jeżeli odbudowa ma być prowadzona na zawał, to przy mocnym stropie muszą być pozostawione nogi, których celem jest opóźnienie załamania stropu, by zawał nie objął będącej w odbudowie zabierki. Przy stropie łupkowym odpowiednie są systemy filarowe zabierkowe, przy czym podsadzka w tym wypadku nie jest konieczna.

4. Odbudowa warstwami 3 — 4 m grubości jest z powodzeniem stosowana przy eksploatacji pokładów grubych. W obecnych czasach odbudowa taka prowadzona jest z podsadzką płynną.

W warunkach Górno-śląskiego Zagłębia Węglowego cienkie pokłady do 2,5 m odbudowywane są najczęściej systemem ścianowym podłużnym i rzadziej — poprzecznym. Dla zmniejszenia kosztów eksploatacji dąży się w miarę możliwości do stosowania odbudowy ścianowej na zawał. Jeżeli warunki stropowe na to nie pozwalają, stosuje się podsadzkę suchą częściową a w ostateczności (pod mocnym i nieuginającym się stropem) podsadzkę suchą zupełną. Podsadzka płynna przy odbudowie cienkich pokładów na ogół nie znajduje zastosowania.

Przy odbudowie pokładów średniej grubości (do 4 m) znajduje zastosowanie system ścianowy z podsadzką płynną zarówno w odmianie podłużnej, jak i poprzecznej, oraz system filarowy ubierkowy na zawał. Poza tym w wypadku mocnego stropu często stosowane są systemy długich zabierek z podsadzką płynną, znacznie natomiast rzadziej spotykamy przy odbudowie pokładów średniej grubości systemy filarowe zabierkowe.

Odbudowę pokładów grubych (powyżej 4 m) prowadzi się zazwyczaj bądź to systemem filarowym na zawał, czyli tak zwanym „systemem śląskim“, bądź też warstwami pochyłymi lub poziomymi z podsadzką płynną.

Upad pokładu i inne czynniki

Przy większym upadzie pokładów (powyżej 25 — 30°) należy unikać przodków pędzonych w kierunku wzniesienia, jak również długich przodków ścianowych pędzonych w kierunku rozciągłości, a to ze względu na możliwość staczania się urobku po spągu, wybijania obudowy oraz niebezpieczeństwa dla ludzi.

Z tego względu przy dużym upadzie pokładu najodpowiedniejsze są systemy zabierkowe (wąski przodek) poprzeczne (posuwanie się w kierunku rozciągłości). W systemach zabierkowych podłużnych przodek posuwać się winien w kierunku upadu. Poza tym mogą być stosowane systemy filarowe ubierkowe podłużne przy małej długości przodka.

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

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

Oprocz tego o wyborze systemu odbudowy może zdecydować sposób urabiania, zmechanizowanie robót w przodku, rodzaj podsadzki, przewietrzanie i inne czynności. Tak np. przy tzw. „amerykanizacji” robót najkorzystniejszym jest system długich zabierek z nogą.

Unikanie pożarów

Duży wpływ na samozapalenie węgla wywiera zastosowany system odbudowy. Przy odbudowie zabierkowej na zawał, gdy pozostają w starych zrobach niewybrane części pokładu, po ich rozgnieceniu powstają skupienia miazgi, a tym samym i warunki do łatwiejszego powstawania pożarów w przestrzeni odbudowanej. Zastosowanie podsadzki pełnej zmniejsza lub nawet wyklucza możliwość pożarów w starych zrobach, natomiast skutek ugięcia się stropu nad podsadzką może się zwiększyć ciśnienie w sąsiadującej z nią caliznie, a wobec tego istnieje tu większa możliwość pożarów w caliznie.

Przy systemach filarowych oraz przy odbudowie grubych pokładów warstwami poziomymi zachodzi konieczność wcześniejszego przygotowania pola do odbudowy przez rozcięcie go chodnikami, a wskutek tego filary narażane są na rozgniatanie i powstawanie w nich pożarów. Z tych względów systemy ścianowe znacznie korzystniejsze, duże zaś wymiary pól przeznaczonych do wybierania filarami, podobnie jak i mała grubość filarów oraz duży przekrój chodników odbudowy sprzyjają powstawaniu pożarów.

Odbudowa od szybu do granic bardziej sprzyja powstawaniu ognia aniżeli odbudowa od granic kopalni, gdyż w tym wypadku powietrze musi płynąć przez chodniki w filarach oporowych narażonych na duże ciśnienie.

Przy projektowaniu systemu odbudowy powinniśmy również zwrócić uwagę na to, by powietrze nie miało tendencji przepływania przez stare zrobry.

Unikanie tapani

Istota tapani nie została jeszcze do tego stopnia poznana, by można było już teraz podać środki, które by całkowicie zabezpieczały kopalnię przed tym niezmiernie groźnym zjawiskiem żywiołowym. Niemniej jednak dotychczasowa wiedza pozwala już w pewnym stopniu przewidzieć, jakimi drogami powinniśmy kroczyć dla opanowania tego zjawiska.

1. Jeżeli chodzi o tapania wywołane odprężaniem się węgla, to dla ich uniknięcia powinniśmy z jednej strony prowadzić odbudowę w taki sposób, by w pokładzie nie występowały miejsca skoncentrowanych ciśnień, z drugiej zaś dążyć do możliwego odprężenia węgla w miejscu odbudowy.

Dla uniknięcia miejsc skoncentrowania ciśnień nie należy w wyżej zalegającym pokładzie pozostawiać przy wcześniejszej jego odbudowie filarów oporowych, pod którymi siła rzeczy musi występować wzmożone ciśnienie. Odbudowę pokładu narażonego na tapania należy prowadzić planowo całym frontem w jednym kierunku, by uniknąć konieczności późniejszego wybierania mniejszych partii pokładu, otoczonych ze wszystkich stron starymi zrobami.

Odprężenie węgla w narażonym na tapania pokładzie można osiągnąć przez wcześniejszą odbudowę blisko zalegającego innego pokładu, np. cienkiego, w którym tapania nie występują lub, jeżeli i występują, to w mniej groźnej postaci. Przypuszczać również można, że przy odbudowie ścianowej odprężenie węgla w pokładzie jest większe aniżeli przy odbudowie zabierkowej. Nie jest również wykluczone, że przez zwolnienie postępu przodka dałoby się uniknąć skutków tapani wywołanych odprężaniem się węgla.

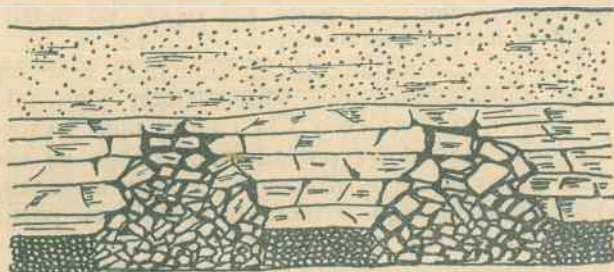
2. Dla uniknięcia tapani spowodowanych załamywaniem się grubych warstw piaskowca, zalegających w stropie pokładu, należy starać się prowadzić odbudowę w taki sposób, by do załamania ich w ogóle nie doszło. Za najpewniejszy środek prowadzący do tego celu należy uznać częściową odbudowę pokładu z pozostawieniem grubych filarów oporowych o takiej wytrzymałości, by mogły one utrzymać na sobie strop. Odbudowa taka może być prowadzona np. pasami szerokości 20 — 30 m z pozostawieniem takiej samej lub nieco mniejszej grubości filarów oporowych również w postaci pasów. Przy takim systemie odbudowy mamy wprowadzić bardzo duże straty pozostawionego węgla, wynoszące 40 — 50%, to jednak pocieszyć się możemy tym, że i przy zwykłej odbudowie systemem ślaskim rzeczywiste straty węgla wynoszą na wielu kopalniach nawet powyżej 50%, jakkolwiek teoretycznie nie powinny one przekraczać 25%.

Niedopuszczenie do załamania piaskowca można jednak osiągnąć również innymi sposobami. Mianowicie, jak już wiemy, załamanie piaskowca nie następuje nawet przy odbudowie na zawal, jeżeli grubość skał kruchych (łupek), tworzących bezpośredni strop pokładu, nie jest mniejsza od 7 — 8-krotnej grubości pokładu. Przy mniejszej grubości łupku można uniknąć załamań piaskowca, zalegającego nad kruchym stropem bezpośrednim, przez zastosowanie przynajmniej częściowej podsadzki najlepiej w postaci pasów, między którymi wywoływany jest zawal (rys. 18). Taki sposób odbudowy cechuje ogólnie stosowane w Anglii systemy odbudowy pokładów węgla.

Im mniejsza jest grubość łupku, tym bliżej siebie muszą być układane pasy podsadzki, a w wypadku gdy warstwa łupku jest bardzo mała lub

w ogóle jej nie ma i bezpośrednio nad pokładem zalega piaskowiec, jedynym racjonalnym z technicznego punktu widzenia sposobem odbudowy jest odbudowa z pełną podsadzką.

Każda podsadzka jest ściśliwa w mniejszym lub większym stopniu; idealnie nieściśliwej podsadzki w ogóle nie znamy. Z drugiej natomiast strony piaskowiec posiada, w niedużym wprawdzie stopniu, zdolność uginania się. Toteż jeżeli pokład jest bardzo cienki, może być podsadzany ręcznie, gdyż pomimo nawet dużej ściśliwości podsadzki ręcznej (wynosi ona 40 — 50%)



Rys. 18

absolutne zmniejszenie jej grubości może być mniejsze od zdolności uginania się piaskowca, który w tym wypadku będzie osiadał na podsadźce bez załamania. Przy nieco grubszym pokładzie musi już być zastosowana bardziej szczelna podsadzka, maszynowa lub pneumatyczna (ściśliwość 20 — 25%). Przy jeszcze grubszych pokładach, w celu uniknięcia załamania piaskowca, konieczne jest stosowanie najszczelniejszej podsadzki, jaką jest podsadzka płynna.

Ściśliwość podsadzki płynnej zależy od charakteru materiału podsadzkowego oraz wielkości ciśnienia skał osiadających na podsadźce, a więc od głębokości odbudowy. Dobry piasek kwarcowy, osadzony w wodzie, wykazuje ściśliwość około 1 lub kilku procent przy obciążeniu 100 — 150 kg/cm² (co odpowiada głębokości odbudowy 400 — 600 m). W rzeczywistości obniżenie stropu pokładu nad podsadzką płynną jest zazwyczaj większe i wynosi 5 — 10%, co może być wytłumaczone zarówno tym, że strop zostaje już częściowo obniżony jeszcze przed podsadzeniem wyrobiska, jak i głównie okolicznością, że w wielu wypadkach wyrobisko nie zostaje dokładnie podsadzone pod strop; często niedomulenie takie wynosi 0,5 m lub nawet więcej.

Na podstawie tych danych z praktyki niektórych kopalń Polskiego Zagłębia Węglowego stwierdzić można, że przy użyciu dobrego materiału podsadzkowego i przy starannym podsadzaniu wyrobisk możliwe jest uniknięcie załamania piaskowca, nawet przy odbudowie bardzo grubych pokładów węgla (kilkanaście metrów grubości).

Tak więc jednym ze sposobów zapobiegania tąpniom jest zwrócenie jak największej uwagi na możliwie dokładne i szczelne podsadzanie wybranych przestrzeni.

Na wypadek, gdyby środek ten miał z tego lub innego powodu zawieść, należy jednocześnie zaprojektować taki system odbudowy, ażeby możliwe załamanie stropu miały jak najłagodniejszy przebieg i ażeby następowały one w miejscu, w którym nie zagrażają załodze kopalnianej. Innymi słowami powinna być zwrócona uwaga na odpowiednie pokierowanie możliwymi zawałami.

Te dwa środki zapobiegawcze (szczelna podsadzka i kierowanie zawalami) dają już dostatecznie dużą rękojmię, że nieszczęśliwe wypadki na skutek ewentualnych tępai zostaną zredukowane do minimum lub nawet w ogóle usunięte.

Szczelne podsadzanie wybranych przestrzeni

O dokładności podsadzania wybranych przestrzeni, przy której możliwe jest uniknięcie nadmiernego obniżania się stropu, decydują, jak widzieliśmy, prócz własności materiału podsadzkowego i głębokości odbudowy również i takie czynniki, jak:

1. zmniejszenie do minimum obniżenia stropu w wyrobisku przed jego podsadzaniem,
2. dokładne podsadzenie wyrobiska aż do jego stropu.

Dla uniknięcia nadmiernego obniżenia się stropu w wyrobisku przed jego podsadzaniem należy z jednej strony utrzymywać linię podsadzki możliwie blisko przodka odbudowy, z drugiej zaś niedopuszczać, ażeby wyrobisko przez dłuższy czas pozostawało niepodsadzone. Innymi słowami należy podsadzać możliwie często i wąskimi pasami. Lepsze wyniki uzyskamy, gdy po wybraniu zabierki zostaje ona natychmiast podsadzona aniżeli wtedy, gdy przez dłuższy czas stoi niepodsadzonych szereg zabierek. Przy systemie ścianowym lepsze rezultaty osiągniemy, gdy tama czołowa stawiana będzie co 5 lub 6 m, aniżeli wtedy gdy do podsadzania przystępuje się po odjechaniu przodkiem na odległość kilkunastu metrów od poprzednio postawionej tamy; lepsze rezultaty będziemy mieli przy szybkim postępie przodka aniżeli przy powolnym.

Jeżeli chodzi o dokładne podsadzanie wyrobiska do jego stropu, to decydować tu będzie między innymi kolejność i system odbudowy poszczególnych odcinków. Najmniej korzystne warunki mamy przy systemie zabierkowym, gdy poszczególne zabierki wybierane są od góry do dołu (rys. 19). Pozostają tu zwykle niedomulone kliny w górnej części zabierki.



Rys. 19

Lepszym pod tym względem jest system długich zabierek, pędzonych w kierunku wzniesienia, gdyż niedomulony klin wobec znacznej długości zabierki nie odgrywa tu poważniejszej roli (rys. 20).



Rys. 20

Jeszcze lepszym systemem jest system ścianowy poprzeczny (rys. 21), a najlepszym system zabierkowy poprzeczny przy wybieraniu zabierek od dołu bez pozostawienia nogi lub płotu (rys. 22). W obu tych systemach mogą być wprowadzić niedomulone kliny przy podsadzaniu poszczególnych

odcinków, to jednak zostają one domulone z bezpośrednio sąsiadujących odcinków wyższych. W ten sposób uzyskuje się maksymalną szczelność podszadania.



Rys. 21



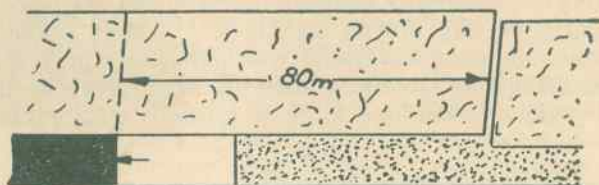
Rys. 22

Kierowanie zawałami stropu

Jakkolwiek przy dokładnym i szczelnym podszadzeniu wybranych przestrzeni istnieje już samo przez się duże prawdopodobieństwo, że uda się uniknąć załamania stropu, to jednak ze względu na małą zdolność piaskowca do uginania się najmniejsza nawet niedokładność w podszadzeniu może przyczynić się do załamania stropu.

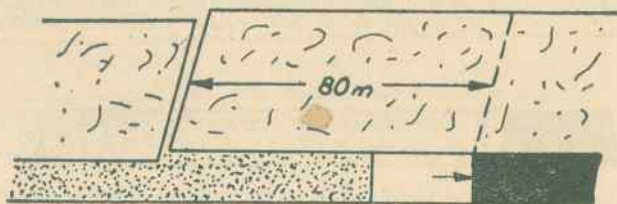
Kierowanie zawałami, a raczej załamaniem stropu, może być oparte na następującym rozumowaniu.

Jeżeli pokład jest odbudowywany od góry ku dołowi (rys. 23), zalegający w stropie piaskowiec będzie okresowo załamywał się (np. co 80 m), przy czym w danym wypadku zawały obejmować będą wyrobisko odbudowy



Rys. 23

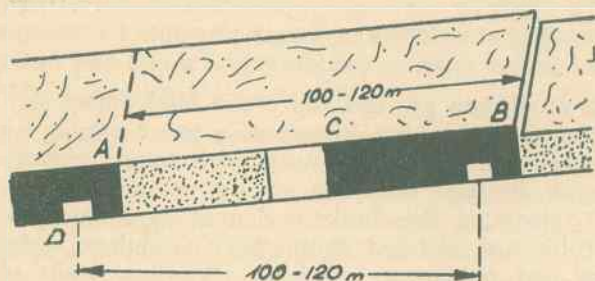
względnie sąsiadujące z nim wyrobiska przygotowawcze. Załamania stropu następują tu wskutek przekroczenia wytrzymałości piaskowca, tworzącego wspornik.



Rys. 24

Podobne zjawiska, jakkolwiek o łagodniejszym przebiegu (ze względu na lepsze podszadzenie) mogą mieć miejsce również i w wypadku odbudowy w kierunku wzniesienia (rys. 24).

Jeżeli jednak zastosujemy odbudowę w kierunku wzniesienia w taki sposób, że chodniki rozdzielcze będą przeprowadzone np. co 100 lub 120 m (jeżeli piaskowiec tworząc wspornik załamuje się co 80 m), przy czym odbudowa będzie prowadzona od najwyższego chodnika rozdzielczego w kierunku odbudowanej części pokładu, gdzie już nastąpiło załamanie stropu (rys. 25) i osiadł on na podsadzce, wówczas w czasie odbudowy odcinka AB strop będzie się wspierał na dwóch podporach (calizna A i C). W warunkach takich załamanie jego jako belki na dwóch oporach będzie możliwe tylko wówczas, gdy odległość AC wyniesie przynajmniej 160 m. Przy odległości chodników rozdzielczych 100 — 120 m jest to wykluczone, a wobec tego póki istnieje podpora CB, mamy duże prawdopodobieństwo, że załamanie stropu nie nastąpi w odbudowywanym polu nawet przy niedokładnym jego podsadzaniu. Z chwilą, gdy filar oporowy CB zostanie wybrany, długość wspornika AB (w danym przykładzie 100 — 120 m) okaże się większa od tej, przy jakiej piaskowiec w stropie załamuje się (80 m), a wobec tego wspornik będzie musiał się załamać w punkcie A.



Rys. 25

Mamy w tym wypadku już tę korzyść, że załamanie piaskowca nastąpi nie nad miejscem odbudowy, gdzie znajdują się ludzie, lecz nad podsadzką ściśle przylegającą do calizny. Skutki takiego tapnięcia będą w ten sposób złagodzone do minimum. Mogą one przejawiać się jedynie tylko w powierzchni w pobliżu punktu A, jeżeli tylko chodnik rozdzielczy D będzie dostatecznie chroniony filarem oporowym A.

W rzeczywistości z chwilą zbliżenia się z odbudową do punktu B, gdy pozostanie tu stosunkowo cienki filar oporowy, będzie odczuwane silne ciśnienie w przodku. Zanim jednak filar ten nie zostanie zgnieciony, piaskowiec nie pęknie w punkcie A. Toteż gdy będzie już zagrażało zgniecenie filaru B, praca na danym odcinku powinna być przerwana, kilkumetrowej grubości ten filar będzie musiał być pozostawiony jako strata.

Po upływie pewnego czasu, w ciągu którego będzie mogła być przeprowadzona odbudowa z następnego niższego chodnika rozdzielczego, pozostawione resztki filaru B zostaną zgniecione, nastąpi załamanie stropu w punkcie A, a więc nad polem już odbudowanym, podsadzonym i opuszczonym przez załogę.

Taki sposób odbudowy zabezpieczyć może załogę przed skutkami tapai nawet w wypadku niedostatecznie szczelnego podsadzania wyrobisk odbudowy. W połączeniu natomiast z możliwie dokładnym podsadzaniem będziemy mieli dużą pewność bezpieczeństwa pracy i duże prawdopodobieństwo uniknięcia skutków tapai w ogóle.

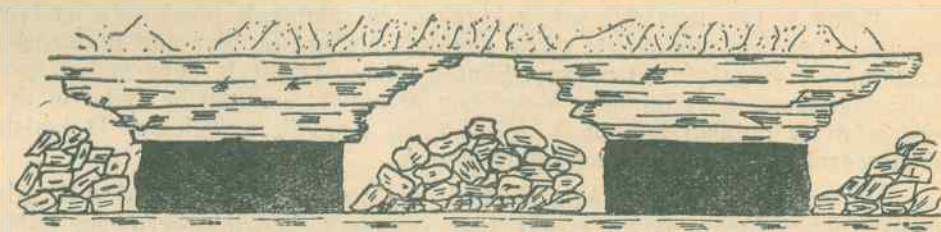
W krótkim tym rozważaniu została podana jedynie sama zasada sposobu odbudowy zabezpieczającego przed skutkami tąpni. Przy wcielaniu tej zasady w życie napotykamy niejednokrotnie na dość duże trudności, a to ze względu na rozmaite na różnych kopalniach położenie płaszczyzn klifu względem kierunku wyrobisk przygotowawczych i przodków odbudowy. Okoliczności te zmusić mogą niejednokrotnie do zaprojektowania bardziej skomplikowanej kolejności wybierania pól względnie do poczynienia pewnych odstępstw od zasadniczej idei.

Zabezpieczenie obiektów na powierzchni przed skutkami odbudowy górniczej

Ochrona obiektów, znajdujących się na powierzchni, przed skutkami odbudowy górniczej jest możliwa przez pozostawienie filaru ochronnego lub przez zastosowanie

- a) bądź sposobu odbudowy, który zabezpiecza powierzchnię przed obniżeniem się,
- b) bądź też sposobu, który zapewnia powolne i równomierne obniżanie się powierzchni wraz ze znajdującymi się na niej obiektami.

Odbudowa z ochroną powierzchni przed obniżaniem się. Dla uniknięcia ruchów powierzchni w wypadku dostatecznie mocnych skał wystarcza na ogół pozostawienie w odbudowanym obszarze odpowiednio grubych filarów oporowych, których zadaniem jest utrzymanie na sobie zasadniczego stropu bez jego załamania. Nie chodzi w danym wypadku bynajmniej o utrzymanie nad wyrobiskami słabego stropu bezpośredniego, jeżeli cieńsza jego warstwa zalega nad pokładem, gdyż po jego zawaleniu się wytworzone zostaną sklepienia, które wspierają na sobie strop zasadniczy (rys. 26).



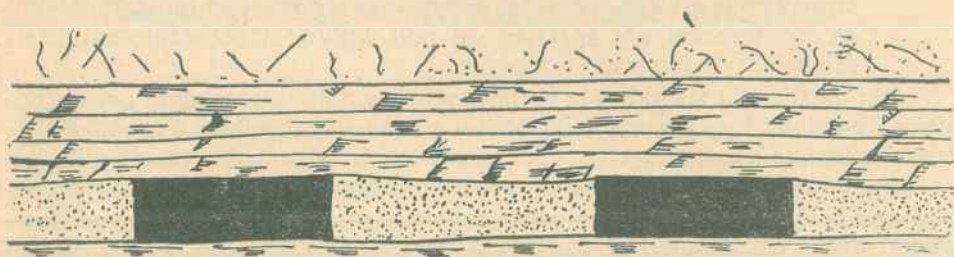
rys. 26

Taki sposób odbudowy stosowany jest powszechnie przy eksploatacji złóż solnych, co ułatwione jest tym, że mamy tu do czynienia nie tylko z mocnymi skałami stropowymi, lecz jednocześnie i sama sól, pozostawiona w filarach oporowych, odznacza się również dużą wytrzymałością.

Zastosowanie takiego sposobu odbudowy do pokładów węgla napotyka na tę trudność, że na ogół pozostawione filary węglowe zostają z czasem zgniecione.

Wzmocnienie filarów i niedopuszczenie do ich zgniecenia osiąga się przez podsadzanie wyrobisk między nimi (rys. 27). Nie chodzi w tym wypadku nawet o dużą szczelność materiału podsadzkowego, gdyż celem jego nie jest podparcie bezpośredniego stropu, który może się nawet załamać i utworzyć sklepienie. Chodzi tu jedynie o wzmocnienie ścian filarów opo-

rowych i zapobieganie odpadaniu z nich węgla, co w zupełności może być osiągnięte przez podsadzkę niezbyt szczelną, o znacznej nawet ściśliwości, jeżeli tylko węgiel jest dostatecznie wytrzymały. Natomiast im słabszy jest węgiel w pokładzie, tym dokładniejsze winno być podsadzanie wyrobisk.



Rys. 27

Sposób ten nie nadaje się w wypadku zalegania nad pokładem skał słabych i kruchych lub plastycznych. Tak więc przy odbudowie pokładów węgla ochrona powierzchni przed obniżeniem się jest możliwa tylko wtedy, gdy w stropie zalegają mocne warstwy piaskowca.

Odbudowa dopuszczająca obniżenie się terenu. Przy odbudowie, dopuszczającej pewne obniżenie się terenu, znajdujące się na nim obiekty mogą zostać nienaruszone tylko w tym wypadku, gdy obniżenie to przebiega powoli i równomiernie. Dla osiągnięcia tego celu należy stosować takie lub inne sposoby odbudowy zależne od rodzaju skał stropowych.

- a) **Strop mocny (piaskowiec).** Najpewniejszym sposobem odbudowy, przy którym mocne skały stropowe obniżają się wyjątkowo powoli i równomiernie, jest odbudowa z pozostawieniem filarów oporowych (podobnie jak w wypadku ochrony powierzchni przed obniżaniem się), lecz o mniejszych wymiarach, które pod wpływem ciśnienia skał zostają z czasem zgniecione. Jeżeli wybrana przestrzeń między takimi filarami zostanie podsadzona, filary będą rozgniatane na boki tylko do pewnych granic, a wobec tego całkowite obniżenie się powierzchni będzie bardzo nieduże i tym mniejsze, im szczelniejsza jest podsadzka.

W wypadku mało ściśliwej podsadzki można uniknąć w ogóle pozostawienia filarów oporowych, stosując całkowitą odbudowę z podsadzką płynną. Pomyślne wyniki otrzymamy jednak tylko wówczas, gdy z jednej strony materiał podsadzkowy będzie bardzo dobry, z drugiej zaś gdy sam proces podsadzania zostanie przeprowadzony starannie. Ściśliwość bardzo dobrego piasku kwarcowego, osadzonego pod wodą, wynosi zaledwie 1 lub 2%, tymczasem obserwowane obniżenie stropu nad podsadzonymi wyrobiskami wynosi do kilkunastu procentów, co można wytłumaczyć tylko złym podsadzaniem wyrobisk. Przy odbudowie grubych pokładów powoduje to tak duże obniżenie stropu, że zalegające za nimi mocne skały, nie mogąc ugiąć się na wielkość ściśliwości podsadzki, systematycznie załamują się, co jest już niebezpieczne dla obiektów na powierzchni.

- b) Strop uginający się (łupek). W wypadku zalegania w stropie pokładu grubej warstwy łupków, a więc skał, które mogą znacznie nawet ugiąć się bez załamania, najodpowiedniejszym sposobem jest zastosowanie pełnej odbudowy z podsadzką płynną przy zachowaniu jednak warunku, ażeby osiadanie skał stropowych przebiegało możliwie łagodnie i ażeby chronione obiekty na powierzchni nie znalazły się pod wpływem niebezpiecznych sił ściskających lub rozciągających.

Dla możliwego złagodzenia ruchów powierzchni zastosowana podsadzka płynna powinna być jak najmniej ściśliwa i jak najszczelniej wypełniać wybraną przestrzeń.

Największe niebezpieczeństwo grozi obiektom na powierzchni wówczas, gdy poddane są one działaniu sił bocznych, tzn. gdy znajdują się na krawędzi niecki osiadania. Dla uniknięcia uszkodzeń zaleca się rozpoczęcie odbudowy bezpośrednio pod chronionym, obiektem i rozszerzanie jej we wszystkie strony. W wypadku tym obiekt znajdzie się odrazu na dnie niecki.

Innym sposobem uniknięcia uszkodzeń budynku jest możliwie szybkie prowadzenie odbudowy, zanim niecka nie zostanie całkowicie wykształcona. Innymi słowami chodzi tu o to, by krawędź rozszerzającej się niecki przesuwiała się w postaci fali możliwie szybko pod chronionym obiektem, zanim powierzchnia nie osiadzie całkowicie.

Jak z powyższego wynika, dla ochrony obiektów przed skutkami odbudowy należy

- 1^o pokłady, zalegające pod mocnym stropem piaskowcowym, odbudowywać z pozostawieniem filarów oporowych (np.* odbudowa pasami) i z zastosowaniem podsadzki;
- 2^o pokłady, w których stropie znajduje się gruba warstwa łupków, odbudowywać całkowicie przy zastosowaniu możliwie szczelnej (płynnej) podsadzki, przy czym prędkość odbudowy pokładu powinna być jak największa.

Środki te przy odbudowie pojedynczych pokładów spełniają pomyślnie swoją rolę i pod tym względem górnictwo nasze ma już pewne doświadczenie. Tak np. w latach 1931 — 1936 kopalnia Sosnowiec (Renard) odbudowała pod terenem huty Katarzyna pokład grubości 8 m pasami 30 m przy pozostawieniu filarów oporowych takiej samej szerokości. W stropie zalega gruba warstwa mocnego piaskowca; wybrane pasy wypełniano podsadzką płynną. Obiekty huty nie zostały naruszone; największe obniżenie wynosiło 0,145 m, tzn. niecałe 2% grubości wybranego pokładu. Nadmienić tu można, że na tejże kopalni Sosnowiec odbudowa całkowita z podsadzką płynną pociągała za sobą obniżenie powierzchni do 12% grubości pokładów.

Sprawa znacznie się komplikuje, gdy w odbudowie znajduje się nie jeden, lecz kilka pokładów. W tym wypadku możliwy jest wzajemny wpływ odbudowywanych pokładów zarówno na siebie, jak i na wielkość i charakter obniżania się powierzchni. Pod tym względem nie mamy jeszcze dostatecznego doświadczenia na terenie naszego zagłębia, toteż do zagadnienia tego powinniśmy podchodzić możliwie ostrożnie.

Katastrofalne zawały i ich analiza

WSTĘP

W miarę schodzenia górnictwa węglowego coraz głębiej technika górnicza siłą rzeczy musi zająć się poważnie sprawami przejawów sił wzbudzonych w wyrobiskach górniczych ciężarem nadkładu.

Wielokrotnie odbudowa głębszych pokładów bez podsadzki lub z niedostatecznie szczelną podsadzką doprowadziła do rozpętanu wielkich ciśnień, które wyrządzały ogromne spustoszenie robót i straty w ludziach przez wstrząsy i tąpnięcia, przez wybuchy gazów albo powstałego w czasie tąpnięć pyłu, przez wypływ wyciśniętych gazów duszących lub rozniecenie pożarów. Nieszczęścia tego rodzaju związane są z tąpnięciami, będącymi niczym innym, jak następstwem naruszenia równowagi przez wytworzenie pustych przestrzeni wskutek wybrania pokładów węgla.

Wszelkie tąpnięcia, zgodnie z dotychczas poczynionymi spostrzeżeniami, zdarzają się tylko w tych pokładach, w których stropie występują skały bardzo twarde, nieplastyczne, zdolne w stanie niepodpartym utrzymywać się niezłamane nad długimi i obszernymi przestrzeniami wybranymi. Są to: piaskowiec w jego wielkiej skali twardości i zwięzłości, twardy łupek piaskowy, zlepienie czyli konglomeraty. Tąpnięcia to nic innego, jak załamywanie się twardych skał nad pustymi przestrzeniami, skoro została przekroczona granica ich wytrzymałości.

Jeżeli natomiast w stropie pokładów znajdują się w znacznej miąższości miękkie łupki i wszelkie inne plastyczne skały, wtedy tąpnięcia nie zdarzają się i nie ma obawy nagłych wielkich wstrząsów z racji przywracania stanu równowagi po odbudowaniu pewnej partii złoża. Łupki zachowują się wtedy podobnie, jak bardzo gęsty płyn — łatwo wyginają się, rozciągają i pod wpływem ciśnień powoli zapełniają szczelnie wyrobiska przez częściowe stopniowe zawały, pęcznienia, wygięcia itp. ruchy materiału plastycznego.

Zagadnienie wstrząsów, tąpnięć i nagłych zawałów na robotach górniczych omówione będzie wyłącznie na podstawie przykładów z praktyki.

ZAWAŁY

Zawały w wyrobiskach szerokich

Rozróżniamy dwa rodzaje zawałów w szerokich wyrobiskach: zawały przewidziane w wyrobiskach przy wybieraniu węgla bez podsadzki, a więc na rabunek opróżnionych z węgla przestrzeni oraz zawały nieprzewidziane i niepożądane w wyrobiskach szerokich przy wybieraniu węgla z podsadzką.

Zawały na filarach poziomych poprzecznych z zamulaniem wybranych przestrzeni

Bardzo często stosowana w odbudowie grubszych pokładów węgla metoda filarów poziomych poprzecznych z podsadzką płynną jest dość dobrze przystosowana do naszych warunków odbudowy grubych pokładów, jakkolwiek ma ona szereg wad, a mianowicie:

1) zbytne rozczłonkowanie punktów wydobywczych, powodujące liczny i drogi przewóz, 2) nieszczelność podsadzania zamulaniem, skutkiem czego zdarzają się ciśnienia zaciągające z dala, 3) niemożność wyzyskiwania siły ciśnień eksploatacyjnych do łatwiejszego urabiania węgla wskutek odbudowy w kierunku poprzecznym z pozostawieniem nogi, którą zbiera się w odbudowie powrotnej.

Jak praktyka wykazuje, najslabszym miejscem w procesie odbudowy filarów poprzecznych bywa miejsce tzw. zerowe, czyli końcowa część filaru pod piętrzem kamiennym, zwłaszcza o ile płonną skałą nadkładową jest miękkie łupki. Miejsca te bardzo trudno szczelnie zamulić; najczęściej pozostają tam duże niedomulone pustki. Często, jak to wspomina prof. Czeczott, już po zakończeniu zamulania, miejscami tymi można swobodnie przechodzić. Te nieszczelności zamulania sumują się i w rezultacie pustki są niedostatecznie wypełnione, co wywołuje ciśnienia i zawały.

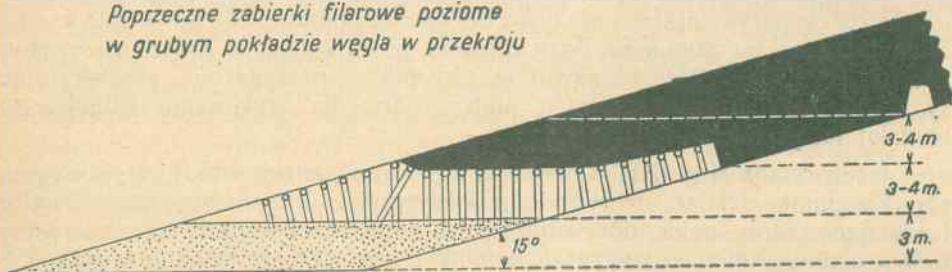
Dla tej właśnie przyczyny bardzo często zdarza się, że filar poprzeczny, odkrywszy w końcu łupkę piętrowy na znaczniejszej przestrzeni, zawala się, przy czym zawałowi podlega w pierwszym rzędzie łupkowe piętro, obnażone przez wybranie węgla. Jest to najczęstszy typ zawałów na filarach poprzecznych poziomych. Czasem zdarzają się zawały na tzw. uciniec, tj. w miejscu skrzyżowania filaru z chodnikiem przewozowym, z którego wykonuje się zawsze odpowiednią wdzierkę na wysokość warstwy węgla, wybieranego na raz filarem. Zawałom uciniec zapobiega budynek wzmocniony, ewentualnie kozły z drzewa. Niebezpieczne obwały zdarzały się również na filarach poprzecznych podczas wybierania węgla pod wąskimi wyrobiskami pod piętrzem. Dzieje się to z tej przyczyny, że bardzo często wyrobiska, zarówno po spodzie, jak i pod piętrzem, wskutek ciśnień wzdłuż ścian powodują powstawanie szczelin, wzdłuż których obsuwa się zawarty między nimi węgiel. Jeżeli nie ma widocznych szczelin, to w każdym razie są to miejsca bardzo osłabione pod względem wytrzymałości. Dlatego w miejscach, gdzie filar przechodzi pod chodnikiem pod piętrzem, należy stosować podwójny budynek, czyli zwykłe stropnice powinny być wzmocnione poprzecznymi ryszpami. Stropnice w jednym kierunku są czasem w danym wypadku niewystarczające, np. z powodu szczelin, które mogą być równoległe do nich. W ogóle jeżeli piętro filaru jest połupane równoległymi względem siebie szczelinami, staramy się tak prowadzić odbudowę, aby stropnice zakładane były w kierunku prostopadłym do szczelin, w przeciwnym bowiem razie pomiędzy nich wyslizgują się kawałki skały okrojone tymi szczelinami.

Odbudowując na większej przestrzeni gruby pokład filarami poprzecznymi poziomymi z chodników po spodzie z napełnianiem pustek podsadzką płynną, zaobserwowano w pewnych odległościach i w pewnych okresach gwałtowne ciśnienia, tapania itp., pod wpływem których wyłamuje się budynek na chodnikach i na filarach, nagle i mocno wyciska spodek, czasem któraś zabierka filarowa ulega zawaleniu, a czasem po przejściu takich gwałtownych ciśnień i tapani widoczne są duże szczeliny w węglu i w kamieniu piętrowym. Są to okresy załamywania się i osiadania na nieszczelną podsadzkę grubej warstwy piętrowego piaskowca. Nie można dokładnie określić odległości, w jakich powtarzają się wspomniane gwałtowne wstrząsy połączone z załamywaniem piętra i powstawaniem dużych szczelin. Zachodziły one zwykle w odstępach około 80 do 100 m przy 35 m grubej warstwie piaskowca. Szczeliny wytworzone tym osiadaniem przebiegały przez będące w ruchu filary i zazwyczaj były mniej lub więcej równoległe do linii ogólnego

frontu filarów w dotyczącym polu. Niektóre odcinki takiej szczeliny były tu i ówdzie równoległe do łupliwości zasadniczej. Odcinki te jednak były niewielkie i stanowiły tylko nieznaczne zygzakowate odchylenia od ogólnej linii pęknięć. W niektórych miejscach gwałtowne wstrząsy osiadania trwały kilka dni i kończyły się uspokojeniem bez wytworzenia widocznego pęknięcia. Prawdopodobnie wtedy pęknięcie następowało w niewidocznych dla obserwacji już podsadzonych terenach albo osiadanie dokonało się może przez wygięcie osiadającej warstwy.

Okres trwania wstrząsów osiadania wynosił zwykle od 1 do 6 dni. Największe nasilenie wstrząsów obserwowano w okresie powstawania pęknięcia skały piętrowej. Wkrótce po dokonaniu pęknięcia następowało zwykle jeszcze kilka słabych wstrząsów i wreszcie górotwór uspokajał się. W okresie osiadania urobność węgla na filarach była ogromnie łatwa. Przez wzgląd na bezpieczeństwo załogi i robót, w okresie osiadania wzmacniano budynek i zatrzymywano te filary, na których odczuwano najsilniejsze wstrząsy, nadto stosowano specjalne środki ostrożności przeciw niebezpieczeństwom od pyłu węglowego i od metanu, ponieważ w tych okresach węgiel łatwo się kruszył, dostarczając dużo pyłu oraz wydzielając większą ilość metanu. Zawaly filarów w tym okresie następowały zwykle prawie nagle, jakkolwiek wstrząsy poniekąd informowały o mogącym nastąpić niebezpieczeństwie. Zwykle nie zawałał się cały filar, lecz tylko jego przypiętrowa część, np. od piętra do chodnika po spodzie (rys. 1).

*Poprzeczne zabierki filarowe poziome
w grubym pokładzie węgla w przekroju*



Rys. 1

Siłą powodującą zawalenie filaru był nacisk osuwającej się, czyli osiadającej grubej warstwy piaskowca nadredenowskiego. Działała ona prostopadle do ulawicenia z odchyleniem do pionu, skutkiem czego wywracało stojaki w zarabowanej części filaru przeważnie górnym olunkiem w stronę filarowego chodnika po spodku. Wysokość zarabowiska ponad stropnicami była zwykle 2 do 3 m. Równocześnie z zawaleniem filaru ulega złamaniu większa ilość budynku na najbliższych chodnikach filarowych. Zawał kilku filarów na raz zdarza się bardzo rzadko. Przez zawalenie jednego filara lub przez powstanie szczeliny następuje odprężenie.

Wstrząsy i inne zjawiska, towarzyszące osiadaniu grubej warstwy piaskowca nadredenowskiego byłyby daleko łagodniejsze, gdyby udało się podsadzać piaskiem zupełnie szczelnie. Na filarach poziomych jest to zadanie dość trudne, zwłaszcza o ile zabierki filarowe są długie po kilkadziesiąt metrów, co zależy od grubości pokładu i od jego nachylenia.

Szczelność podsadzania poziomych zabierek uzyskuje się przez stosowanie zamulania pod ciśnieniem. Zamulanie zabierki przerywa się wtedy, gdy manometr wskazuje 5 atmosfer ciśnienia.

Do zamulania pod ciśnieniem rurociągi zamulkowe muszą być utrzymane w bardzo dobrym stanie pod względem wytrzymałości i szczelności.

Zawały na ścianach pochyłych, pędzonych w kierunku rozciągłości

Zastosowanie do odbudowy węgla w cienkich pokładach metody ścian pochyłych pędzonych po rozciągłości odniosło w górnictwie światowym ogromne sukcesy. Największą zaletą tej metody jest wielka koncentracja wydobycia i co za tym idzie zredukowanie do minimum odstawy.

Przystosowanie tej metody do grubych pokładów węgla napotkało na znaczne trudności w kwestiach podsadzania wyrobisk. Przez zastosowanie długich tam, czyli zawarć podsadzkowych z płótna jutowego zadanie zostało definitywnie rozwiązane i obecnie z powodzeniem stosuje się metodę ścian pochyłych po rozciągłości i po wzniesieniu również przy odbudowie grubych pokładów węgla.

Oprócz wymienionej zalety koncentracji wydobycia metoda ta przy odbudowie grubego pokładu posiada cały szereg innych cennych zalet, z których najważniejsze są: 1) dokładnie szczelne podsadzanie wyrobisk za pomocą zamulania, 2) odbudowa węgla równoległe do jego uławicenia, a więc nieprzecinanie warstw sprzyjające trwałości stropu filarów, 3) duże wykorzystanie siły ciśnień do ułatwienia urabiania węgla, 4) dobre stałe przewietrzanie roboty do góry po wzniesieniu.

Odległość, na jaką ściana bezpiecznie może oddalić się od podsadzki, ustala się eksperymentalnie, nie tylko dla każdej kopalni, lecz nawet dla każdej ściany. Często po zamuleniu pasa zabierki, jeżeli węgiel w przodku jest zbyt twardy, zrywa się płótno z zawarcia, aby piasek rozsypał się, powiększając swobodną niepodbitą przestrzeń piętra filaru dla wykonania silniejszego nacisku na przodek.

Jeżeli ściana zbyt daleko odsunęła się od podsadzki, wtedy strop wygina się: Zaczynają działać nie tylko siły rozrywające i ściskające, lecz również i ścinające. Strop pęka, odrywają się od niego większe lub mniejsze płyty a w przodku ciśnienie „wygryza” kominy ponad odbudowywane ławice. Zaprzęganie ciśnień eksploatacyjnych do wykonywania pracy urabiania węgla w przodku, to sprawa bardzo czuła, delikatna i odpowiedzialna.

Przy odbudowie ścianami pochyłymi następnych warstw po piasku obowiązuje wszystko to samo, co powiedzieliśmy w tym względzie o pierwszej warstwie z wyjątkiem, że piasek nie wywołuje wleczenia węgla, jak to czyni łupek w pierwszej warstwie. W warstwach po piasku wydobywa się zwykle spokojniej. Zawały na ścianach pochyłych, pędzonych w kierunku rozciągłości, zdarzają się rzadko i jeżeli następują, zawsze mają jakąś przyczynę. Postaramy się wyszczególnić najczęstsze przyczyny zawałów:

1. Zbyt wielkie oddalenie przodka ściany od linii podsadzki. W tym wypadku strop nad odbudowaną przestrzenią wygina się. Przodek odczuwa bardzo silne ciśnienia. Węgiel w przodku idzie bardzo dobrze i bije. Strop na linii przodka ściany jest narażony nie tylko na wyginanie, lecz i na ścinanie i rozrywanie, co powoduje, że właśnie wzdłuż linii przodka ściany naprężenia eksploatacyjne „wygryzają” zagłębienia w stropie ponad stropnicami. W tym wypadku można najczęściej zapobiec zawaleniu ściany przez niezwłoczne wzmocnienie budynku, ustawienie kozłów z drzewa i przez zamulenie części wyrobionej pustki. Jeżeli zaś następuje zawał, bywa on niewielki, to znaczy ogranicza się do kilku. względ-

nie kilkunastu metrów wzdłuż ściany, kilku metrów w kierunku rozciągłości i $1\frac{1}{2}$ do 2 — 3 m nad stropnicami. Zawał następuje po linii ściany.

2. Długotrwałe wyczekiwanie ściany na podsadzenie odbudowanych przestrzeni. To, co było powiedziane przedtem o doskonałym przystosowaniu stropu ścian pochyłych do wytrzymania naprężeń eksploatacyjnych, obowiązuje w granicach pewnego określonego czasu. Czynnikiem czasu ma tu bardzo duże znaczenie. W czasie długiego wyczekiwania ściany na podsadzenie warstwy odprężają się, tracą swoją wytrzymałość, powoli wyginają się i wreszcie po upływie pewnego czasu strop może runąć. Oznaki znamionujące zbliżanie się zawalenia podobne są do opisanych w poprzednim punkcie, a więc ciśnienie wygrzyza zagłębienia w stropie wzdłuż ściany, lecz główną charakterystyczną oznaką stanu przed zawaleniem ściany w tych warunkach jest bardzo silny nacisk stropu na stojaki i stropnice, które tu i ówdzie łamią się zwłaszcza w środku ściany.

Uchronić ścianę przed zawaleniem można przez wzmacnianie budynku, przez kozły i jak najszybsze zamulenie. Jeżeli następuje zawał, bywa on zwykle dość obszerny i następuje najczęściej w środkowej części ściany.

3. Często przyczyną zawałów ścian bywają stare wąskie wyrobiska pod piętnem lub w środku pokładu, wykonane najczęściej dawniej, kiedy kopalnię przygotowywano do innych systemów odbudowy. Wyrobiska pod piętnem powodują strefy osłabienia węgla a nawet szczeliny w okolicy wyrobiska. Skoro przodek ściany na dłuższej przestrzeni mija taką strefę osłabienia lub szczelinę pod wyrobiskiem, znajdującym się w górze, wówczas wzdłuż tej szczeliny może nastąpić załamanie i zawał. Oznakami zbliżającego się zawału tego typu jest silny nacisk na budynek. Kozłami z drzewa można wprawdzie taki zawał czasem powstrzymać, atoli zawały tego rodzaju zdarzają się przeważnie nagle, tak że nie ma czasu na zrobienie kozłów lub przygotowanie i wykonanie zamulania. Zawałowi podlega część ściany, nad którą znajdują się dotyczące wyrobiska. Zawały tego typu odznaczają się tym, że powodują bardzo wysokie zarabowiska. Zawała się węgiel w całej pozostałej grubości, nadto pewna wysokość kamienia piętrowego. Stąd wysokość takich zarabowisk wynosi 2 — 12 m. O odbudowie takiego zawaliska i ewentualnym wybraniu węgla zwykle w ogóle nie ma mowy, z powodu dużej wysokości i groźących niebezpieczeństw. Chcąc się zabezpieczyć przed tego rodzaju zawaliskami, należy w okolicach pod starymi wyrobiskami często mulić, zostawiając tylko małe odległości między podszkłą a przodkiem. Środki te są wystarczające do wykonania odbudowy pod wyrobiskami bez zawału. Ponieważ zawał tego rodzaju zaciąga dość wysoko, obruszając znaczne grubości skał, przeto często nie tylko zwykły budynek, lecz i kozły z drzewa nie są w stanie powstrzymać zawału. Przebieg zawalenia się ściany wzmocnionej kozłami z drzewa jest następujący: Ciśnienie na kozły wzmacnia się i zaczyna okrawać węgiel i skałę naokoło kozłów. To okrawanie trwa dłużej. Wreszcie ciśnienie załamuje skały naokoło kozłów. Podczas gdy otoczenie jest zarabowane, kozły stoją przez pewien czas, utrzymując na sobie okrojone czworograniaste słupy węgla i skał. Wreszcie ciśnienie znowu się wzmacnia i w pewnym momencie te okrojone słupy skalne na kozłach pękają, rozpryskują się, przy czym, jeżeli kierunek ciśnienia się zmienia, rozrzucają drewna z kozła albo też, rozpryskując się na drobne odłamy, przywalają gruzem cały kozioł, dokonując już całkowitego zawału. W ten sposób mniej więcej odbywają się te zawały

i dlatego właśnie koźły nie mogą sprostać ani przeszkodzić zawaleniu filara, o ile zawał zaciąga bardzo grubo i wysoko.

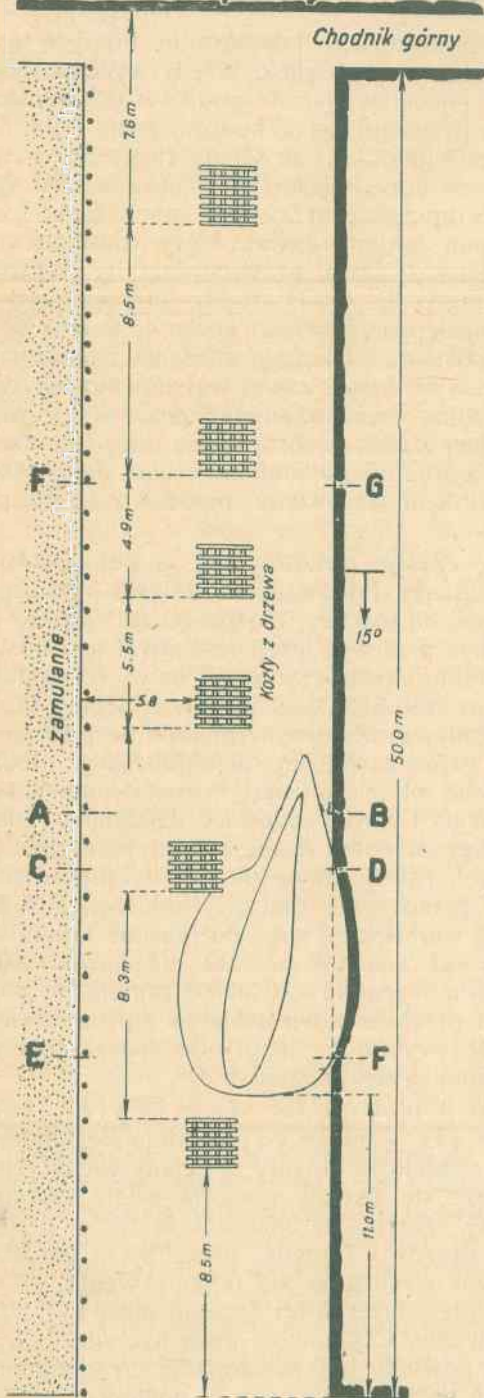
4. Również większe lub mniejsze, często nieznaczne, na planach nienotowane uskoki bywają przyczyną zawałów ścian pochyłych. Zawały tego rodzaju są prawie nagłe. Zachodzą one po przekroczeniu linii przodka ściany poza linię uskoku. Jedynie załamywanie się budynku na chwilę przed rabunkiem daje oznakę zbliżającej się katastrofy, tak iż jest czas na opuszczenie roboty, lecz nie wystarcza go na poczynienie środków zapobiegawczych, a więc na stawianie koźłów czy też na zamulenie. Zawał tego typu obejmuje najczęściej prawie całą odbudowaną a niepodszczepioną przestrzeń danej ściany, względnie zależnie od kierunku uskoku tylko jej część.

Wysokość zawałów bywa tu dość znaczna; dochodzi do kilku, a nawet kilkunastu metrów. Sposoby uchronienia ściany przed zawaleniem w tym wypadku można stosować naturalnie jedynie wtedy, gdy uskok, który mamy mijać odbudową, jest nam dokładnie znany i naniesiony na planach. Wtedy można zawczasu gęsto mulić w danej okolicy ścianę, stawiać mocny gęsty budynek i koźły. Środki te stosowane zawczasu zwykle wystarczają do przekroczenia ścianą okolicy uskokowej. Jeżeli jednak nie wiemy o obecności uskoku i nie zachowamy środków zapobiegawczych, to późniejsze wzmocnienia budynku nie osiągają celu. Do środków zapobiegawczych zaliczyć trzeba również prowadzenie ściany tak, aby jej kierunek nie był równoległy do kierunku uskoku, lecz odchylony, możliwie prostopadły albo zbliżony do prostopadłego. Obudowa zawalonej w tych warunkach ściany jest niezmiernie trudna, niebezpieczna i dlatego jej nie stosuje się. Najlepiej zawalisko zamulić.

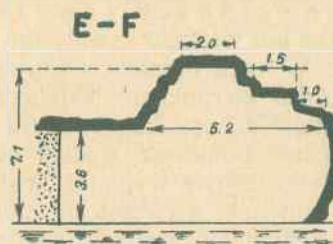
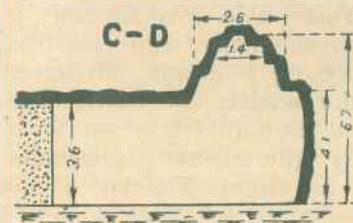
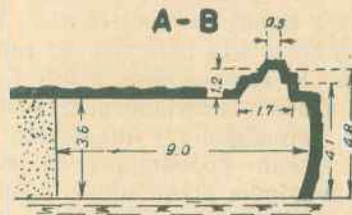
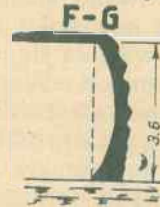
5. Dalszą przyczyną zawałów jest osiadanie kamienia piętrowego, a więc piaskowca na podsadzkowy piasek. Mimo idealnych warunków podsadzania za pomocą zamulania na ścianach pochyłych szczelność podsadzki nie jest jednak zupełna z powodu jej ściśliwości. Dlatego w pewnych odstępach przy pędzeniu ścian dają się odczuwać wzmożone ciśnienia na ścianie w związku z osiadaniem warstw górnych na podsadźce. Odstępy te w warunkach zalegania pokładu „Chrobry“ wynoszą 60 do 80 m. Przejawy ciśnień związane z tym osiadaniem są podobne do opisanych w punkcie pierwszym niniejszego rozdziału, a więc: Ciśnienia działają skoncentrowanie na linii przodka ściany i wybijają kominy, które łączą się tworząc jakby odwrócony rów. Często mimo niewielkiej odległości ściany przodka od podsadzki ciśnienia wskutek osiadania piętra bywają bardzo duże i wywołują częściowe zawały ścian. Zawał taki zdarza się przeważnie w dolnej części ściany, o ile specjalne warunki zalegania lub eksploatacji nie przesuną zawału wyżej ku górze. Zawał taki zaczyna się zarabowaniem węgla tuż po ścianie przodka i zwykle nie sięga do podsadzki. Najczęściej wzdłuż ściany podsadzki pozostaje swobodne niezawalone miejsce. Zawał tego rodzaju bywa kilka metrów szeroki i kilka do kilkunastu metrów długi oraz 2 do 5 m wysoki. Zawalisko tworzy się stopniowo. Najpierw wybija węgiel do góry po ścianie przodka, następnie powstała w ten sposób wyrwa powoli powiększa się we wszystkie strony.

Największy nacisk ujawnia się z reguły po ścianie przodka, wskutek czego z tej ściany odpryskują kawały węgla, tworząc w ścianie zaokrągloną wyrwę. Rysunek 2 przedstawia szczegółowo odrysowany z natury jeden zawał tego typu. Przedstawia on mianowicie rzut poziomy ściany z kontu-

Ściana pochyła



Przekroje:



Chodnik dolny przewozowy

Rys. 2

rami zawалу i rozmieszczenie kozłów z drzewa, które ustawiono dopiero po zauważeniu silnego nacisku. Zawal odbywał się w sposób następujący:

Podczas normalnego ruchu ściany tępnęło kilkakrotnie. Po tych tąpnięciach spostrzeżono bardzo silny nacisk na budynek. Wtedy wycofano załogę ściany na chodnik przewożowy, pozostawiając 4 górników do wzmocnienia budynku i do budowy kozłów. Przystąpiono do budowy kozła 1 i 3. Tymczasem wzmożył się nacisk na ścianę przodka i ze ściany ciśnienie co chwilę odwalalo kawały węgla. Zarządzono uprzątnięcie rynien oraz napędu rynien wstrząsanych. W 2 godziny po uprzątnięciu rynien, mimo wykończenia kozłów 1 i 3, wśród silnych tępnięć nastąpił zawal, który właściwie trwał 7 godzin. Po tym czasie uspokoiło się. Zawal przybrał kształty, określone konturem na rys. 2 i przekrojami A—B, C—D, E—F. Już po dokonaniu zawalu zbudowano kozioł 2, a następnie stawiano kozły 4, 5 i 6. W tym stanie ściana pozostała, nie przejawiając większego ciśnienia ani skłonności do dalszego walenia się. Napięcie wywołujące zawal wyładowało się. W następstwie zamulono kompletnie dolną część ściany aż poza zasięg zawalu i wykonano nową zabierkę w dolnej części, pozostawiając nogę 3 m szeroką od strony zawalu i przebijając do górnej niepodmulonej części starej zabierki powyżej górnej granicy zawalu. Potem wyrównano przodek i ściana posuwała się naprzód normalnie.

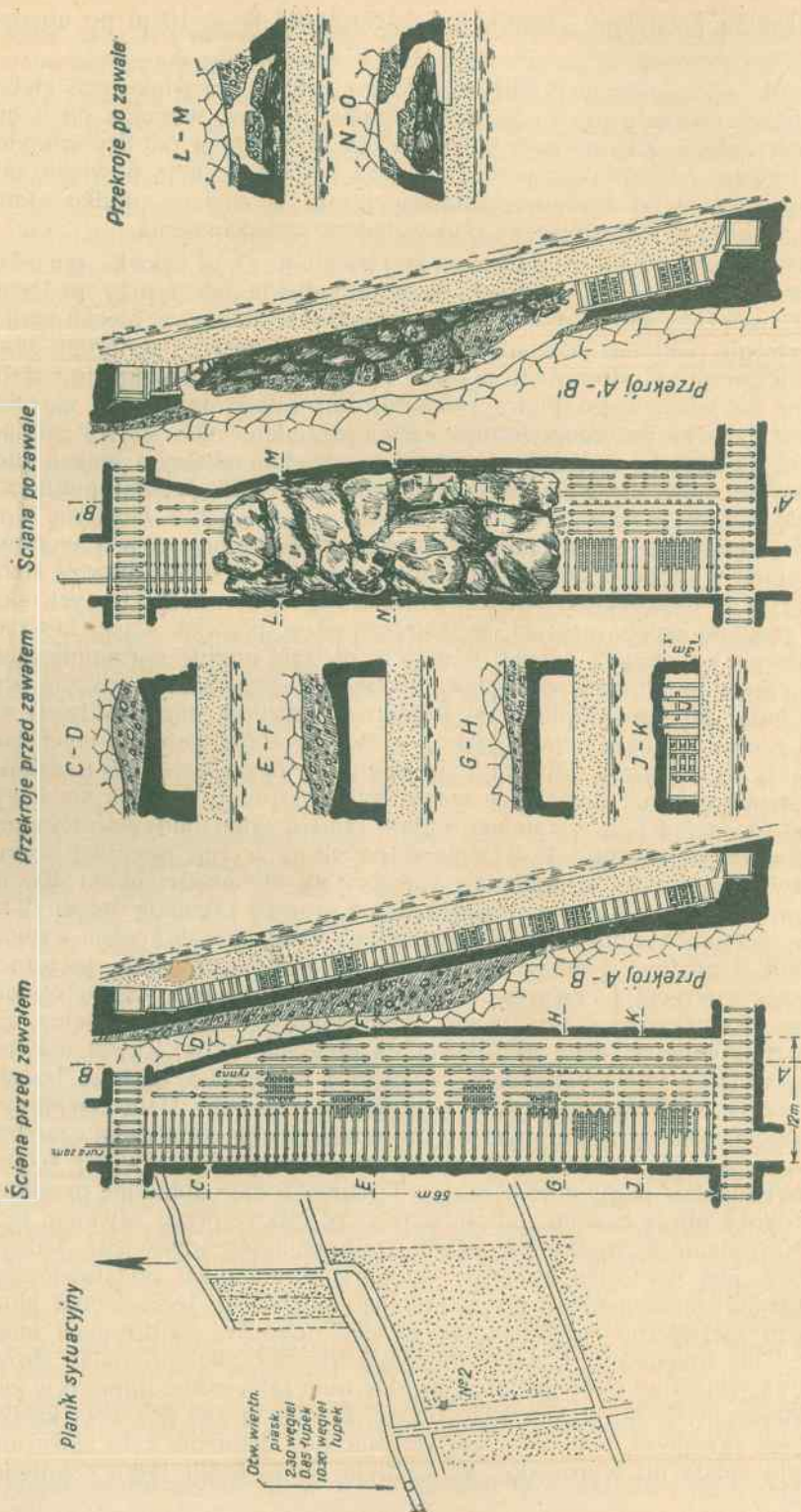
Zawały tego typu udaje się czasem powstrzymać za pomocą kozłów i ewentualnie zamulania części zabierki. Po dokonaniu zawalu i po uspokojeniu ruchów skał, jeżeli zawal jest nieznaczny, można go zabudować i odbudowę ściany prowadzić dalej bez przerwy; jeżeli zaś zawal jest obszerny i wysoki, wtedy najlepiej go zamulić i rozpocząć obok nową ścianę, zostawiając od zawalu nogę 2 lub 3 m szeroką. Pędzenie nowej ściany tuż koło zawalu bez zostawiania nogi jest niewskazane ze względów bezpieczeństwa. Mimo uspokojenia i odprężenia przez zawalisko, w najbliższym otoczeniu obok zawalu pozostają nadal dość silne ciśnienia. Pozostawiona czasowo noga węglowa przejmuje te ciśnienia i chroni przed ich działaniem. Dlatego lepiej w takich wypadkach rozpoczynać nową ścianę z nogą, naturalnie jeżeli zawalisko było dość znaczne. Jeżeli zawalisko uległa cała szerokość ściany, wtedy zamulenie tego zawaliska przedstawia znaczne trudności, gdy zawal zdarzył się w drugiej lub trzeciej warstwie, a więc po piasku. Trudności są z odprowadzeniem wody, ponieważ wskutek zawalu nie można założyć rynien do odpływu wody. W takim wypadku zawalisko zamula się dopiero wtedy, gdy została przejechana i przebita nowa zabierka z pozostawieniem nogi od strony rabunku. W nodze wybija się dziury do spuszczenia wody rynienkami i wówczas dopiero zamula się zawalisko.

6. W pobliżu wielkich uskoków działanie ciśnienia na ścianach zawsze się wzmacnia, co powoduje niejednokrotnie mniejsze lub większe zawały lub częściowe obwały ze ściany większych mas węgla. W tych okolicach zauważa się swoiste pocięcie węgla szczelinami w różnych kierunkach. Najwięcej szczelin w bliskości uskoków przebiega równoległe do uskoku i również pionowo. Pionowe szczeliny są bardzo niebezpieczne, ponieważ wzdłuż nich wyslizgują się odtamy węgla, powodujące nieszczęśliwe wypadki. Wskutek dużej ilości szczelin musi być wzmocniony budynek, a zwłaszcza felowanie. Czasem zaś musi być zmieniony kierunek zakładania stropnic, które powinny być prostopadłe do kierunku najliczniej i najsilniej występujących szczelin. Dla tych to powodów w okolicy wielkiego uskoku przeważnie zmieniano system odbudowy. Zatrzymywano ścianę w odległości 15 — 20 m od wielkiego uskoku i pozostałą partię wy-

bierano wąskimi pochyłymi zabierkami o szerokości 8 — 10 m po upadzie pokładu.

W ogóle odbudowa w pobliżu wielkiego uskoku na większych głębokościach bywa niekiedy dość uciążliwa i niebezpieczna, wymaga dużo budynku i ostrożności. Zawały zdarzające się na ścianach w pobliżu wielkich uskoku bywają początkowo niewielkie, lecz mają tendencję powiększania się z biegiem czasu do dużych rozmiarów, jeżeli nie zostaną prędko zamulone. Są one bardzo niebezpieczne pod względem samozapalenia.

7. Do najniebezpieczniejszych zjawisk geologicznych w górnictwie tak przy odbudowie jak i przy pędzeniu chodników, należy zaliczyć tzw. buły i odwrócone fałszywe niecki geologiczne w stropie pokładu, składające się zazwyczaj z innego materiału skalnego aniżeli normalny, płonny strop złoża i przeważnie bardzo luźnie i słabo przylepione do właściwego piętra pokładu. W okresie tworzenia się złóż węglowych były to prawdopodobnie rzeki, strumienie lub stawy wodne, których koryta zostały wypełnione innym materiałem skalnym aniżeli otoczenie. Zwykle materiał ten zawiera najrozmaitsze rodzaje skał pokruszonych względnie otoczków spojonych między sobą niezbyt mocnym lepiszczem. Najczęściej ta nieckokształtna bryła jest oblepiona cienką warstwą ilu, zamienioną w ciągu wieków na cieniutką warstewkę łupku, bardzo słabo wiążącą bryłę z otoczeniem. Niebezpieczeństwo tego rodzaju obcych skał w piętrze pokładu polega na tym, że górnik, pędząc przodek wąski lub szeroki zwykle nie spostrzega żadnej różnicy w piętrze, buduje normalnie albo, jak bywa często na chodnikach, wcale nie buduje. Tymczasem odkryta wyrobiskiem buła słabo przylepiona do właściwego stropu, nagle oddziela się od niego i runie całą masą w wyrobisko, często zawałając zatrudnionych tam ludzi. Zawały tego rodzaju odbywają się raptownie bez uprzednich trzasków, tapani i łamań kamienia, dlatego że masa skalna prosto odlepi się i wyslizguje po otaczającej ją warstewce łupku, łamiąc tylko budynek. Rysunek 3 ilustruje wyraźnie i jasno taki właśnie wypadek na ścianie pochyłej w drugiej warstwie po piasku w pokładzie Chrobry na głębokości około 400 m. Ściana 56 m długa, 3 m wysoka posunęła się od granicy zaledwie dołem 12 m, a górą 9 m. Ściana była normalnie dobrze zabudowana, a nadto celem wzmocnienia miała 6 kozłów z drzewa. Nad stropnicami pozostawało jeszcze 2 warstwy węgla trzecia i czwarta, wnioskując z odległego o 20 m otworu świdrowego. Tymczasem ściana ta nie dając najmniejszego ostrzeżenia, zawała się raptownie na całej szerokości na długości 40 m. Zawał ujawnił, że w tym właśnie miejscu zamiast czwartej i częściowo zamiast trzeciej warstwy węgla znalazła się niecka wypełniona czarnym słabo zlepionym konglomeratem, lekko przyklejonym do otoczenia cienką warstewką czarnego łupku. Niecka ta raptownie odlepiła się, załamała budynek i zawała ścianę. Rabunek był zupełnie nagły i momentalny. Rysunek 3 daje dokładne przekroje oraz prawdziwy obraz zawału. Jak zabezpieczyć roboty przed zawałem tego rodzaju? Na pytanie to trudno dać pewną, zadowalającą odpowiedź. Jednym ze sposobów jest wiercenie otworów do góry, aby na ich podstawie wykonać dokładny obraz geologiczny stropu nad pokładem. Jednak buła może mieć bardzo nieznaczące rozmiary, tak iż sieć otworów świdrowych może ją ominąć i nie uwydatnić. Czasem można rozpoznać nieregularność stropu większym naciskiem na budynek, atoli zwykle buła taka ciśnie dopiero w momencie odlepienia się od stropu właściwego, chwila ta zaś jest zbyt krótka, aby zapobiec zawałowi, ponieważ niezwłocznie po odlepieniu cała zawartość niecki nagle spada do wyrobiska. W każdym razie, jeżeli tylko cokolwiek



bądź naprowadzi nas na przypuszczenie, że nad wyrobiskiem mamy fałszywą nieckę lub tylko bułę skały obcej, należy bezwzględnie zastosować najdalej idące środki ostrożności, a więc starannie gęsto mulić, zostawiając tylko wąskie pasy wolne wzdłuż ściany, starannie mocno budować oraz gęsto ustawiać silnie zmocowane kozły. W razie odbudowy zabierkami znacznie zwęzić szerokość zabierki oraz przyspieszyć okres odbudowy zabierki i jej mulenia, aby pustka nie stała zbyt długo niepodsadzona.

Ponieważ jak powiedziano wyżej, wszelkie buły, fałszywe niecki wypełnione materiałem obcym, a najczęściej druzgotem lub otoczakami, powstały w zagłębieniach, w których niegdyś płynęła lub stała woda, przeto ich obecność w stropie często poznać można po kapaniu zeń wody. Mokra powierzchnia powinna być w ciągu prowadzenia robót obserwowana codziennie przez jedną lub dwie odpowiedzialne osoby. Osoby te powinny pamiętać sobie i ewentualnie notować ilość kapiącej wody. Jeżeli stwierdzony zostanie wzrost ilości kapiącej wody, należy mieć się na baczności: robotę, jeżeli to jest filar lub ściana, albo zatrzymać, albo częściowo lub całkowicie zamulic. Okoliczność zwiększenia się ilości kapiącej wody oznacza, że w stropie nad wyrobiskiem odbywają się ruchy skał względnie oddzielenie się skał jednych od drugich, wskutek czego powiększają się kanały wodne i dopływ wody wzrasta. W wypadku fałszywej niecki powiększanie ilości kapiącej do wyrobiska wody oznacza właśnie okres stopniowego oddzielania i odklejania się niecki od właściwego stropu, dlatego każda chwila po zwiększeniu kapania wody jest niebezpieczna, — w niedługim bowiem czasie nastąpi gwałtowny i nagły zawal, jeżeli ściana nie zostanie do jak najmniejszej szerokości częściowo albo całkowicie zamulona.

Zjawisko kapania wody z piętra niekoniecznie musi pochodzić z miejsca kryjącego fałszywą nieckę. Najczęściej pochodzi ona z jakiegoś widocznego lub niewidocznego uskoku względnie z jakiegoś pęknięcia lub szczeliny skalnej — atoli zjawisko to zawsze oznacza, że w danej okolicy strop jest słaby, zrujnowany i popękany. Dlatego ostrożność w takich okolicach jest wskazana. W celu upewnienia się, co oznacza kapanie wody, najlepiej w mokrym miejscu wykonać kilka głębszych otworów świdrowych, które wyjaśnią geologiczną przyczynę zjawiska oraz stan stropu.

W razie stwierdzenia fałszywej niecki lub buły w stropie chodnika, należy to miejsce specjalnie gęsto zabudować stropnicami i ryszpami z odpowiednią ilością stojaków, albo betonem lub murem. Gdy niecka jest niewielkich rozmiarów, czyli jest to buła, lepiej w pewnych razach dopomóc do oberwania się i wypełnić potem pustkę drewnem.

8. Zdarzają się okolice w odbudowie ścianami pochylymi, gdzie bardzo silnie wyciska ze spodu łupki w odbudowanej przestrzeni, niepodsadzonej jeszcze piaskiem. Wskutek podnoszenia się wyciskanego spągu stojaki wyłamują się w dużej ilości. Jednocześnie wobec złamania stojaków wygina się strop, łamiąc stropnice. Wyciskający spodek rysuje się widocznymi dla oka szczelinami, jak również odlupują się w spodzie tu i ówdzie poszczególne grube płyty. Stwarza to na pierwszy rzut rzut oka widok bardzo niebezpieczny i brzydki. Atoli obserwacja wykazała, że jak dotąd, w miejscach takich nigdy nie nastąpił większy zawal, zdarzały się tylko obwały większych brył ze stropu oraz bardzo nieznaczne zawały. Tego rodzaju zjawiska zachodziły w tych miejscach, kiedy przodek zbliżał się do miejsca niedawno tą samą metodą już wyeksploatowanego. W takich miejscach zastosowano ze skutkiem bardziej gęsty i silniejszy

budynek, wymianę połamanych stojaków i stropnic oraz stawianie kozłów w punktach największego wyciskania spodku i spieszne podsadzanie zamulaniem wybranych przestrzeni.

W toku rozważania problemu zawałów na ścianach może ktoś postawić pytanie, które miejsce podczas tapani i ruchów stropu na ścianie jest więcej bezpieczne od innych, czyli dokąd należy uciekać, aby uchronić się przed grożącym obwałem? Otóż z obserwacji większej ilości zawałów wynika, że najbardziej niebezpieczną okolicą w czasie tapani na ścianie pochyłej jest sam środek ściany, natomiast mniej niebezpieczny jest ocios przodka. Zauważono, że zawał na ścianie tylko bardzo rzadko sięga aż do zawarcia podsadzkowego. Najczęściej zawał zatrzymuje się w 2 lub 3 metrach przed zawarciem, pozostawiając tę przestrzeń nienaruszoną i wolną do przejścia. Stąd wynika, że najpewniejszą pod względem bezpieczeństwa okolicą na ścianie jest najbliższe sąsiedztwo wzdłuż zawarcia podsadzkowego. Jest rzeczą jasną, że na chodniku górnym lub dolnym w bok od przodka ściany jest znacznie bezpieczniej. Dlatego, jeżeli ktoś podczas tapani i ruchów stropu znalazłby się na ścianie, powinien uciekając przed obwałem uskoczyć w pobliże zawarcia podsadzkowego i wzdłuż zawarcia udać się szybko do góry lub na dół do chodnika w bok od przestrzeni ścianowej, umieszczając się najlepiej po dolnym ociosie chodnika, ponieważ z ociosu górnego chodnika również mogą odprysnąć kawałki węgla podczas tapani na ścianie. Inni jednak są zdania, że najbezpieczniej jest posuwać się wzdłuż przodka ściany.

9. Podkreśliliśmy poprzednio jedną z zalet odbudowy ścianami pochyłymi, a to prawie zupełną szczelność podsadzania piaskiem zamulkowym wybranych przestrzeni. Jednak, jak już wspomniano, mimo tej szczelności osiadanie stropu następuje z powodu ściśliwości podsadzki.

Inż. J. Blitek w pracy „Odbudowa pokładów węgla pod wartościowymi obiektami” ocenia wielkość ściśliwości podsadzki płynnej piaskowej na 5% podsadzonej wysokości. Przy odbudowie większego pola ścianami pochyłymi, po odbudowaniu i zamuleniu dwóch warstw podczas pędzenia pod kamieniem chodnika dla odbudowy trzeciej ostatniej warstwy zauważono, że węgiel tej trzeciej warstwy na przestrzeni około 30 m po rozciągłości i 60 m po pochyłości oddzielił się od piaskowcowego kamienia piętrowego właśnie wskutek ściśliwości podsadzki płynnej. Wskutek tego wytworzyła się rozległa pusta szczelina między piaskowcem a węglem. Wysokość szczeliny w różnych punktach była niejednakowa i wahała się w granicach od 3 do 20 cm, przeważnie zaś 12 cm. Oddzielenie się węgla od piaskowca i wytworzenie szczeliny w tym i w innych podobnych wypadkach wyjaśnia się nie tylko ściśliwością podsadzki. Wpływa poza tym okoliczność, że do chwili zamulenia odbudowanej przestrzeni węgiel warstw wyższych wygina się nad wyrobiskiem i przez to obniża się, zanim podparła go podsadzka płynna, a nadto łupek ze spodu wyciska, wskutek czego podsadzka zapełnia przestrzeń mniejszą niż należy. Pustka ta sumuje się z pustką powstałą wskutek ściśliwości.

Powstanie pustej szczeliny, chociażby o takich rozmiarach jak w danym wypadku, tj. na przestrzeni $30 \times 60 \text{ m} = 180 \text{ do } 200 \text{ m}^2$, jest bardzo niebezpieczne. Wszak w czasie pędzenia ściany zwisająca swobodnie niepodparta warstwa piaskowca może załamać się i uderzyć wielką rozpiętością w wyrobisko ścianowe.

Nie trudno wyobrazić sobie, że skutki takiego uderzenia byłyby nagłe i niebezpieczne. Obudowa ściany nie wytrzymałaby i nastąpiłby niespodziewany zawal. W pierwszych dwóch warstwach wybrano z pokładu około 6 m, a wysokość pozostającej trzeciej warstwy wynosiła około 5,3 m. Zdając sobie sprawę z grożącego niebezpieczeństwa, podszadono zamulaniem szczelinę odkrytą pod kamieniem piętrowym. Opisany przykład odstania węgla od piaskowca na znacznej przestrzeni narzuca nam wniosek, że przy odbudowie grubego pokładu węgla ścianami pochyłymi na podszadkę płynną należy tu i ówdzie mieć kontakt z piętrem piaskowcowym i w razie zauważenia szczelin, wskutek odstania węgla od kamienia, zapęlnić je podszadką płynną. Kontakt ten może być nawiązywany nie przez specjalne wyrobiska, lecz przez chodniki, przygotowujące ostatnią przypiętrową warstwę.

KIERUNEK PĘDZENIA ŚCIAN

Przy odbudowie pokładów węglowych ścianami, celem zapewnienia sobie łatwości urabiania i polepszenia jakości urobku należy tak prowadzić odbudowę, aby ściana spotykała łupliwość od strony zewnętrznej, odchylonej, czyli od strony kąta rozwartego przecięcia łupliwości z poziomem. Jeżeli ścianę poprowadzimy od strony przeciwnej, tak aby ona spotykała łupliwość pod kątem ostrym z poziomem, wtedy urabianie będzie ciężkie, materiał wybuchowy będzie odwałiał małe ilości węgla, wyfukując kominy i powodując silne pokruszenie urobku i mały w nim procent grubego węgla.

Powyższe spostrzeżenie jest trafne dla większości pokładów węglowych, lecz nie dla wszystkich — w niektórych wyjątkowych warunkach kierunek przeciwny zalecanemu wyda lepsze rezultaty.

Zarówno rozważania teoretyczne jak i doświadczenia z praktyki górniczej potwierdzają, że wspomniana wskazówka o kierunku pędzenia ścian jest trafna również i ze względów bezpieczeństwa prowadzenia robót. Łatwiej i bezpieczniej jest odkrywać uskok od strony kąta rozwartego, utworzonego przez szczelinę uskokową z poziomem.

Przy odbudowie ścianowej cienkich pokładów branych na jedną warstwę, na bezpieczeństwo właściwie nie wpływa strona pędzenia.

Natomiast odbudowa ścianami grubych pokładów branych na kilka warstw przedstawia pod względem bezpieczeństwa zagadnienie dość poważne. Tę trudną dziedzinę bezpieczeństwa ścian starano się rozwikłać w praktyce różnorodnymi sposobami, na podstawie których można podać następujące wskazówki.

a) Ściany brane warstwami należy pędzić w tym samym kierunku. Nie należy odbudowywać węgla w poszczególnych warstwach ścianami w odmiennych kierunkach dlatego, ponieważ ściana pędzona w pierwszej warstwie w jednym kierunku otwiera w węglu i w skałach wyżej leżących szczeliny w pewnym kierunku, zaś ściana pędzona przeciwnie w drugiej warstwie otwiera w węglu i skałach wyżej leżących szczeliny w innym kierunku. Wskutek działania powstałych w ten sposób różnokierunkowych szczelin oddzielają się nad będącymi w ruchu ścianami wielkie bryły przyrmatyczne, ograniczone z boku tymi właśnie szczelinami, które górnicy nazývają truchłami.

Truchły te mogą dochodzić do wielkich rozmiarów i mogą zawalić ścianę. Dlatego w razie pędzenia ściany w drugiej czy trzeciej warstwie w innym kierunku niż w poprzedniej — należy mocniej budować i gęściej

mulić. Najlepiej zatem unikać przy pędzeniu ścian warstwami różnych kierunków w poszczególnych warstwach.

b) Należy unikać krzyżowania się dwóch ścian pędzonych równocześnie w sąsiednich pasach odbudowy. Krzyżowania takie zdarzają się wtedy, gdy w sąsiednich pasach odbudowy ściany pędzone są w przeciwnych kierunkach. W okolicy krzyżowania tworzą się niebezpieczne pęknięcia.

c) Ściany w sąsiednich pasach albo w tym samym pasie, lecz w innych warstwach powinny nadążać za sobą nie za blisko, lecz w pewnej dostatecznie dużej odległości. Odległość tę przyjmuje się w praktyce na około 20 m.

d) Do odbudowy ścianami kwalifikują się długie i szerokie pola. Wybieranie ścianami wąskich pasów wśród calizn nie jest korzystne, a nawet przedstawia pewne niebezpieczeństwo powstawania szczelin i zawałów szczególnie na granicach tych pasów, gdzie wytwarzają się wielkie naprężenia ścinające, sprzyjające obrywaniu się skał stropowych.

e) Długość ścian odbudowy w cienkich pokładach branych na jedną warstwę, jak dotąd nie ma ścisłych granic. Bywają ściany 50, 100, 200, 300, 500 metrów długie, zależnie od głębokości zalegania i warunków geologicznych. Przy odbudowie grubych pokładów na 3 lub 4 warstwy długość ścian redukuje okoliczność osłabienia górotworu wskutek odbudowy poprzednich warstw, przeto praca w następnych warstwach wydaje się mniej pewna. W grubych pokładach, również w zależności od głębokości i geologicznych warunków zalegania stosuje się obecnie ściany 40, 50, 60, 100, 150-metrowe.

Badanie filarów i ścian ze względu na zawały

Na filarach wszelkiego rodzaju:

- a) Strop filaru (węgiel lub skała płonna) pokrajany licznymi drobnymi szczelinami w różnych kierunkach oznacza, że okolica filaru znajduje się w strefie wielkich ciśnień eksploatacyjnych albo dana okolica przeżywa okres osiadania skał nad sąsiednimi zrobami. W jednym i drugim wypadku istnieje możliwość wypadania kawałków węgla lub skał pomiędzy stropnic, dlatego należy dobrze i gęsto opinać. Popsadzać gęsto, nie dopuszczając do powstawania szerokich, pustych przestrzeni. Zabierki należy pędzić węższe niż zwykle i w przyspieszonym tempie. Jeżeli chodzi o przejściowy okres osiadania skał nad sąsiednimi zrobami, wskazane jest czasem wstrzymać odbudowę filarów najsilniej zaatakowanych ciśnieniem na ten właśnie zwykle niedługi okres, dopóki nie nastąpi pewne uspokojenie górotworu.
- b) Strop filaru z jedną lub kilku głębokimi szczelinami powstaje wskutek działania ciśnień eksploatacyjnych względnie osiadania skał nad zrobami. Wzdłuż takich szczelin zachodzą często w czasie pędzenia filaru nieznaczne, niedostrzegalne przesunięcia skał, które powodują odrywanie mniejszych lub większych truchwał, a nierzadko ogromnych brył skalnych. Oberwiska tego typu są częste w górnictwie i pochłonęły już wiele istnień ludzkich. Szczeliny takie należy tu i ówdzie zabudować stropnicami poprzecznymi do kierunku szczeliny, a przede wszystkim gęsto opinać. Naturalnie i tu nie można pozwalać im długo stać w stanie niepopsadzonym i oprócz starannego budynku zwrócić uwagę na szybki postęp odbudowy oraz popsadzania.

- c) Strop filaru z jedną lub więcej mało widocznymi rysami uskokowymi względnie starymi szczelinami geologicznymi. Zazwyczaj najbliższe sąsiedztwo z jednej i drugiej strony rys uskokowych względnie dawnych pęknięć bywa posiekane drobnymi rysami w różnych kierunkach. Zdarza się często, że spomiędzy tych rys wyslizguje się kawał węgla lub kamienia i padając trafia pracujących pod nim. Wysłizgiwanie się kawałków skały ułatwiają cienkie warstewki łupku, znajdującego się w rysach uskokowych. Po tych właśnie warstewkach, „jak po mydle“, ślizga się wykruszona ciśnieniem eksploatacyjnym bryła węgla lub skały. Skoro tylko filar mija odbudową podobną rysę lub szczelinę, trzeba jej okolicę starannie zabudować i dokładnie opiać.
- d) Filar przekracza odbudową drobną, lecz widoczny uskok, który robotę filarową może być przekroczony. Okolica uskoku grozi wypadaniem brył skalnych ze stropu, a nadto grozi zawaleniem filaru, jeżeli uskok od razu na długiej przestrzeni zostanie obnażony. Oprócz starannego budynku i opinania okolicy uskoku, należy prowadzić przodki w takim kierunku pod względem uskoku, aby uskok tylko stopniowo był obnażony, a nie równocześnie na długiej przestrzeni. Celem wzmocnienia budynku dobrze jest z jednej i drugiej strony uskoku stawiać kozły. W pewnych warunkach w okolicy uskoku wypadnie nieraz zmienić system odbudowy, np. na wąskie zabierki odpowiednio skierowane względem uskoku.
- e) Strop filaru był suchy. W pewnej chwili ze stropu zaczyna kapać woda. Bacność! Oznacza to niebezpieczeństwo rozluźnienia w górotworze ponad filarem, mogące spowodować nagły zawał. Najlepiej przestrzeń zagrożoną czym prędzej zamulić.
- f) Strop filaru mokry, w niektórych miejscach kapie woda, mimo że w sąsiednich filarach strop był suchy. Przyczyną kapania może być wspomniana fałszywa niecka, wypełniająca dawny strumień. W każdym razie zjawisko to sygnalizuje miejscowe zmiany w stropie oraz jego niepewność i osłabienie.
Wskazane jest zbadać jakość piętra np. wierceniami i ewentualnie, o ile to jest możliwe, wyświetlić przyczynę kapania wody. Obowiązkowo przedsięwziąć codzienną obserwację kapania wody. Jeżeli kapanie wzmoże się, wówczas filarowi z wszelką pewnością grozi niebezpieczeństwo nagłego zawału. W tym wypadku najlepiej zagrożoną przestrzeń natychmiast zamulić, a do chwili zamulenia zatrzymać odbudowę filaru.
- g) Na większych głębokościach pod wpływem znacznie większych ciśnień nierzadko tworzą się szczeliny w węglu od spodu aż do piętra wzdłuż obu ścian zarówno filarowych, jak i chodników przewozowych po rozciągłości. Okolica tych szczelin powinna być chwyтана i podpierana specjalnym budynkiem oraz kozłami zwłaszcza dlatego, że w tej okolicy, czyli na ucinie filaru koncentruje się największy ruch.
- h) Jeżeli ponad filarem przebiegają stare chodniki lub pochylnie, np. pod kamiennym piętnem, należy na filarze zabudować strop pod chodnikiem specjalnie mocno, np. dodatkowym budynkiem w poprzek do normalnego, pamiętając o tym, że wzdłuż tego chodnika może okroić się węgiel aż do piętra i może nastąpić zawał. Zbliżanie się niebez-

dzenie zamulania oczywiście nie wyklucza wzmocniania budynku. spód, w piasek, łamanie stojaków i stropnic, lekkie tąpnięcia. Wtedy okolice pod chodnikami wzmocnić kozłami i podsadzać.

- i) Na filarze po spadku bardzo silnie wyciska łupkowy spód, który pęka, tworząc szczeliny najczęściej w 2 kierunkach — równoległe do przodka oraz częściej spotykane i szersze szczeliny i wypuczenia w kierunku rozciągłości pokładu. Zjawisko takie charakteryzuje okolice, gdzie działają bardzo silne ciśnienia eksploatacyjne. Zachodzi ono zazwyczaj przy wybieraniu nóg węglowych pomiędzy obszerniejszymi zrobami. Wyciskający spód łamie stojaki i stropnice. Pomimo często znacznej ilości złamanych stojaków sprawa nie przedstawia się niebezpiecznie, dopóki w stropie tąpnięcia nie zaczynają wykruszać wyrw i odłupywać grubszych kawałków. Skoro to nastąpi, strop grozi zawaleniem i filar trzeba mulić.
- j) Strop filaru „głuchnie”. Jeżeli w poszczególnych miejscach pewna warstwa stropu oddzieli się od warstw nad nią leżących (uderzona kilofem wydaje głuchy dźwięk), czyli gdy wg potocznego wyrażenia górniczego strop staje się „głuchy”, zwiastuje to początek ruchu górnych warstw, zmierzającego do oberwania się tych warstw i zawalenia filaru. Wzmocniony budynek w tych poszczególnych, osłabionych miejscach względnie kozły zdołają przeważnie utrzymać filar w całości. Skoro jednak strop filaru głuchnie na znacznej przestrzeni, wtedy bliski zawał jest możliwy i filar najlepiej zamulić. Jeżeli zaczyna stopniowo głuchnąć strop łupkowy, można być pewnym, że zawał w tej partii roboty napewno wkrótce nastąpi. Jeśli odbudowa danego filaru prowadzi się po piasku zamułkowym, często przyczyną odciągania względnie głuchnięcia warstw stropowych bywa wadliwie i niedbale przez górników ustawiany budynek. Albo nie dają oni pod niektóre stojaki podkładek, albo dają podkłady za cienkie i za krótkie, lub wreszcie nieodpowiednio ustawiają stojak na podkładce. Dozór obowiązany jest ustawicznie sprawdzać budynek ustawiany na piasku, sprawdzać, czy gdziekolwiek woda nie podmyła stojaków, czy nie uniosła spod nich piasku.
- k) Na filarze tąpie. Rozróżniamy tu 2 rodzaje tąpnięć: 1) Tąpnięcia pojedyncze krótkotrwałe (mogą być nawet bardzo głośne), odrywające tu i ówdzie drobne kawałki węgla w poszczególnych miejscach pomiędzy stropnic lub ze ściany nie są dla całości filaru ze względu na zawał niebezpieczne. Wywołują je pęknięcia warstw wyginanych i ciągnionych na skutek eksploatacji. 2) Natomiast tąpnięcia dłuższe trwające, podczas których cały filar jest w ruchu, przy czym ze stropu po całym filarze sypie się drobny węgiel, znamionują prawie zawsze groźny, bliski zawału stan filaru. Przyczyną podobnych tąpnięć wstrząsających z powodu osiadania górotworu nad zrobami, może być uskok przebiegający w pobliżu, może być jakaś dla nas niewidoczna nieregularność w zaleganiu warstw ponad zabierką filarową. Wzmocnianie budynku, stawianie kozłów po takich tąpnięciach często jest niewystarczające dla uratowania filaru. Najwłaściwiej filar taki trzeba częściowo lub całkowicie zamulić, spiesząc się, aby zdążyć przed zawałem. Przygotowanie i prowadzenie zamulania oczywiście nie wyklucza wzmocniania budynku.

Na ścianach pochyłych:

- l) Na ścianie pochyłej czyli podłużnej wzdłuż ociosu przodka tąpnie. Tąpanie wykrusza w stropie równoległe do ściany niewielkie zagłębienie. Dzieje się to pod wpływem działania fali ciśnień i przeważnie wywołane bywa zbyt dużą odległością podsadzki. W celu osłabienia działania fali ciśnień należy część ściany zamulić i utrzymać linię podsadzki bliżej od ściany aniżeli dotąd.
- l) Ściana pochyła w dolnej swej części w odległości kilku lub kilkunastu metrów od dolnego chodnika ma w stropie szczeliny równoległe do rozciągłości pokładu (o ile w stropie jest jeszcze węgiel). Są to szczeliny, spowodowane wygięciem zesuwałcej się w dół warstwy węgla nad stropnicami. Stropnice bywają w tym miejscu wygięte. W niektórych miejscach wskutek ciśnienia, głównie w pobliżu ściany, zdruzgotany nad stropnicami węgiel wypada odłamkami. Jeżeli dokładnie zbadamy strop w górnej części tejże ściany, w kilku metrach poniżej górnego chodnika, najprawdopodobniej znajdziemy tam w stropie mniej więcej równoległą do rozciągłości lub nawet zaokrągloną ryse albo szczelinę rozłączeniową, od której dolna część węgla nad stropnicami oddziela się i zgoła niewidocznymi ruchami zesuwa się razem z budynkiem w dół ściany. Chodzi tu naturalnie o ruchy milimetrowe. Jeżeli stojaki stoją na piasku, można zauważyć niekiedy lekkie spulchnienie piasku obok nich. Opisane w tym rozdziale zjawisko jest nader niebezpieczne dla ściany. Uwydatnia ono jakąś geologiczną nieregularność uwarstwienia górotworu; coś się widocznie tam okrywa i zesuwa na dół wraz z węglem. Strop taki w każdej chwili może runąć, choć nie słyszy się tąpań, nie ma nawet złamanych stojaków. Zawał może nastąpić momentalnie. Ścianę taką względnie jej zagrożoną część należy zamulić. Zjawisko to zachodzi rzadko, ale jednak zdarza się.
- m) Kierunek długich ścian ze względu na spotykane szczeliny i rysy uskokurowe powinien być dostatecznie odchylony od kierunku głównych uskoków, w celu zapewnienia ścianom pewnego bezpieczeństwa przed zawałem przy przekraczaniu odbudową jakiegoś uskoku. Również i pochyli rozcinających pole górnicze nie należy pędzić równoległe do najbliższego dużego uskoku, ponieważ wszelkie wyrobiska równoległe do uskoków, zwłaszcza położone niedaleko od nich są niewytrzymałe, łatwo podlegają zawałom i utrzymanie ich kosztuje drogo.
- n) Ze stropu ściany pochyłej prószy, czyli od czasu do czasu z lekka posypuje drobnym węglem lub odłamkami skały płonnej. Zjawisko to oznacza, że strop ściany podlega falującemu nagniataniu i wyginaniu pod wpływem ciśnień sklepieniowych lub innych przejawów ciśnień eksploatacyjnych. Strop wtedy faluje, wygina się, pęka i kruszy się. Objaw ten może po krótkim czasie zniknąć i ściana może się nadawać do prowadzenia dalszej odbudowy po wzmocnieniu budynku, np. kozłami i dodatkowymi stojakami. Jeżeli jednak prószenie trwa dłużej i nie przemija, lecz powtarza się, należy odnośną ścianę zatrzymać celem podsadzenia jej, ponieważ powtarzające się prószenie jest oznaką zbliżającego się zawału i jest zarazem ostrzeżeniem dla zatrudnionych ludzi. Skoro zatem prószy, należy wyprowadzić załogę w bezpieczne miejsce i wprowadzić ją dopiero po

całkowitym uspokojeniu i potem mieć się stale na baczności, nasłuchiwać, wzmacniać budynek aż do czasu zamulenia. Równocześnie z proszeniem dają się słyszeć ciche trzaski pękającego stropu i łamanego budynku.

Badanie spągu filarów i ścian ze względu na grożący zawal stropu

Na filarze pędzonym po spodku bardzo silnie wyciska łupkowy spąg, który pęka tworząc szczeliny najczęściej w dwóch kierunkach — równoległe do przodka względnie do ściany przodkowej filaru oraz częściej spotykane i szersze szczeliny i wypuczenia w kierunku rozciągłości pokładu. Wyciskanie spągu na robotach odbywa się przeważnie stopniowo, powoli, czasem atoli w miejscach silnych tępai wyciska spód na raz o kilkanaście do kilkudziesięciu centymetrów do góry. Wyciska naturalnie tylko spąg miękki łupkowy. Zjawisko takie charakteryzuje okolice, gdzie działają silne ciśnienia eksploatacyjne. Zachodzi ono szczególnie na większych głębokościach oraz mniejszych w specjalnych warunkach, jak np. przy wybieraniu nóg węglowych i resztek pól górniczych pomiędzy obszerniejszymi zrobami. Wyciskający spód łamie stojaki i stropnice. Pomimo często znacznej ilości złamanych stojaków sprawa nie przedstawia się niebezpiecznie, dopóki w stropie tąpnięcia nie zaczynają wykruszać wyrw i odłupywać grubszych kawałków. Skoro to nastąpi, strop grozi zawaleniem i filar trzeba podsadzić.

Przy odbudowie pokładów na większych głębokościach w niektórych okolicach wyciska miękki spąg łupkowy we wszystkich filarach i we wszystkich wąskich robotach po spodku. Na filarach tworzy wyciśnięty spąg lekkie fałdy, biegnące zwykle w kierunku rozciągłości pokładu. Pękanie tych wygiętych fałd powoduje wspomniane na początku szczeliny w spągu. W niektórych okolicach odznaczających się specjalnymi geologicznymi warunkami wyciska spąg w pokładach względnie płytko położonych. Zdarza się również często, że spąg głębszego pokładu nie ulega fałdowaniu i wyciskaniu, mimo że przy odbudowie jakiegoś wyżej położonego, a więc płytszego pokładu spąg mniej lub więcej wyciska. W tym wypadku główną rolę odgrywają dwie przyczyny: a) miękkość spągu i b) miękkość względnie niewytrzymałość stropu, powodująca większe lokalne ciśnienia przy odbudowie wyżej położonego pokładu, podczas gdy pokład głębszy może posiadać trwalszy spąg i wytrzymalsze skały płonne w stropie, co zabezpiecza od wyciskania spągu. Na ogół wyciskanie spągu na robotach górniczych nie tylko utrudnia prowadzenie kopalni przez ciągłe pobierki chodników i podnosi skutek tego koszty produkcji, lecz wpływa również ujemnie na twardość stropu i ociosów zarówno robót wąskich jak i filarowych.

Skutkiem wyciskania spągu ociosy wyrobisk są wygniatane, a strop obniża się i podlega wygięciom. W rezultacie mamy zmniejszenie wytrzymałości ociosów i stropu, zwiększenie rozchodu kopalniaków i podwyższenie kosztów produkcji oraz zwiększenie liczby nieszczęśliwych wypadków, zwłaszcza lekkich przy przewozie, skutkiem wyciskania i przechylania kolejek przewozowych.

Badanie ociosów filarów i ścian ze względu na grożący zawal

Na normalnym filarze zarówno ocios przodkowy jak i boczne mają dość twardy węgiel i wygląd mniej lub więcej gładki. Z chwilą wzmożenia ciśnień zmienia się wygląd ociosów i urobność węgla. Przykłady:

a) Ociosy zabierki nie są gładkie, lecz połuszczone i powierzchnia ich składa się z nastroszonych cienkich odłamków węgla. Obraz ten oznacza wzmoczenie ciśnień górotworu nad filarem i jakkolwiek nie zwiastuje zawалу, to jednak zachęca do umocnienia budynku na zabierkach. Urobność węgla bywa wtedy łatwiejsza.

b) Wzdłuż przodka ścianowego powstają pod wpływem tępai wyłobienia najczęściej tuż pod stropem. Widok ten sygnalizuje najczęściej zbyt wielkie spotęgowanie fali ciśnień eksploatacyjnych i wskutek tego mocny napór stropu na ociosy ściany. Stan ściany zwłaszcza długiej bywa w takich wypadkach niebezpieczny i wymaga niezwłocznego wzmocnienia budynkiem i koźlami, a następnie podsadzenia celem zmniejszenia pustej przestrzeni i obniżenia tym sposobem zbyt potężnych ciśnień. Czasem w takich wypadkach nie zdąży się na czas wykonać podsadzki i część ściany zawala się. Im dłuższy front ściany, na której występuje wyłobienie, tym działanie wyłobienia silniejsze i niebezpieczniejsze. Wyłobienie ukazuje się zwykle nie na całej długości przodka ściany. Przy wzmacnianiu ściany należy ustawiać drewniane koźły przede wszystkim w tej części, gdzie występuje wyłobienie, bo tam są skoncentrowane działania ciśnień i tam nastąpi ewentualny zawal. Rzadziej spotyka się wyłobienia po ścianie w części dolnej przyspagowej. Zachodzą one skutkiem silnego wyciskania spągu z towarzyszeniem lekkich tępai, oddrywających czasem kawały węgla ze ściany. Takie wyłobienia wzdłuż i towarzyszące im tępai nie są bardzo groźne dla całości ściany, nie powodują zawałów, natomiast bywają niebezpieczne dla robotników zatrudnionych w przodku.

Jeżeli w czasie technicznego badania filaru lub ściany spotkamy wyłuszczone tu objawy, a więc strop pokrajany szczelinami, ze stropu prószy lub kapie, strop „głuchy“, strop i ściany tępai, spąg silnie wyciska, w ścianach powstaje wyłobienie wtedy możemy napewno wnioskować, że na okolicę filaru lub ściany działa wzmoczone ciśnienie eksploatacyjne i że należy temu przeciwdziałać przez wzmocnienie budynku i przez szybkie podmulenie.

UWAGI O PROWADZENIU FILARÓW ŚLĄSKICH NA ZAWAŁ W POKŁADACH TĄPIĄCYCH

Powszechnie stosowana u nas metoda odbudowy średnich pokładów węgla filarami ślaskimi na zawal ma swoje zalety i swoje wady. Ze względu na tępai do zalet tej metody zaliczyć trzeba tę okoliczność, że przedstawia ona dużą ilość punktów pracy nielicznie obłożonych. Jeżeli nieszczęście spotka zabierkę, to narażona bywa zwykle tylko grupa ludzi składająca się z 4 do 6 osób, podczas gdy na ścianach obsada jest liczna. Wśród wad tej metody wymienić trzeba przede wszystkim tę okoliczność, że trudno jest utrzymać równą linię frontu odbudowy. Zwykle to jedna to druga zabierka wybiera węgiel i posuwa się prędzej, inne zaś pozostają w tyle, co następcza sposobność do powstawania łamanej linii frontu odbudowy szkodliwej w okolicy tępai. Poszczególne stadia pracy na filarze ślaskim mają rozmaite ustosunkowanie do przejawów wstrząsów i tępai. Najniebezpieczniejszym okresem pracy na zabierce jest cały okres wykonywania wdzierki. Podczas tej pracy zachodzi ciągła obawa zasypiania zatrudnionych tam ludzi węglem z wdzierki w momencie wstrząsu względnie tępnięcia. Dlatego w pokładach średniej grubości należy robić wdzierkę możliwie ostrożnie, obserwując pilnie, czy nie ma objawów zachodzącego wstrząsu, a więc czy nie łądypyskuje węgiel, czy nie wyciska spąg. Należy również,

o ile można, zabezpieczać zwisający węgiel krzyżami, jakkolwiek te przyznać trzeba szczerze, w czasie wstrząsów i tąpnięć, nie przedstawiają pewnego zabezpieczenia. Szczególne niebezpieczeństwo zagraża załodze zabierki wtedy, gdy wdzierka odbywa się w węglu spękany, pociętym szczelinami z powodu ciśnień sklepieniowych, czy też przyuskokowych. Skoro wdzierka już jest wykonana i strop kamienny podparty przepisowym budynkiem, robota i przebywanie na zabierce stają się bezpieczniejsze. W celu podniesienia bezpieczeństwa na filarze należy przestrzegać mocnego zabudowania ucinki nie tylko przepisowymi dwoma dodatkowymi stropnicami policyjnymi, lecz i innymi jeszcze elementami obudowy, jakie w danym wypadku są potrzebne. Zdarza się, że nad stropnicami znajduje się zrujnowany ciśnieniem węgiel w znacznej ilości. Dla bezpieczeństwa zatrudnionych na zabierce najlepiej ten zdruzgotany węgiel usunąć, wyrwać zakłocować i należyście mocno zabudować. Bardzo ważnym momentem zabezpieczającym ruch na filarze śląskim w tąpniących okolicach jest stosowanie mocnego budynku wiązanego, upewnionego przed przewróceniem, zdolnego wytrzymać uderzenia wstrząsów ze wszystkich stron. Upewniamy, wiążąc stropnice ze stojakami za pomocą giętkich cienkich linek stalowych, które okręcamy dookoła nich. Najpraktyczniej jest używać do tego celu krótkich linek około 1 m do 1,5 m długości, zaopatrzonych z jednej strony w kołko żelazne, a z drugiej strony w hak. Zamiast wiązania linkami możemy też wiązać stojaki ze stropnicami za pomocą klamer wbijanych równocześnie jednym ostrzem w stropnicę, a drugim w stojak. Stojaki winny być utwierdzone w spągu przez umieszczenie w głębszych gniazdkach.

Opinanie stropu na zabierkach tąpniących powinno być mocniejsze i gęstsze niż zwykle. Często też stosuje się opinanie ociosów filarowych, a zwłaszcza tak zwanej ściany górnej od strony schodzącego w dół upadu. Aby w razie wstrząsu nie odrywały się z ociosów większe kęsy węgla, przechyla się ociosy górą na zewnątrz filaru. Na filarach tąpniących należy stale upominać górników o należytych i dokładnym obrywaniu. Obrywkę trzeba przeprowadzić bardzo starannie. Nie wolno pozostawić ani jednego zwisającego niepewnego okapu. Wszystek głucho odpowiadający węgiel powinien być zerwany do rzeczywiście twardego. Wtrząsy i tąpnięcia objawiają się na filarach prawie zawsze jako łamanie i odbijanie węgla z ociosów. Na skutek tych objawów wstrząs zasypuje zabierkę węglem ze wszystkich stron. Najwięcej węgla obrywa się zwykle z górnego ociosu i z posuwającego się naprzód ociosu przodkowego. Wobec powyższego najpewniejszym miejscem na zabierce w czasie tąpnięć będzie jej środek pod stropem kamiennym. Zazwyczaj tąpnięcia nie naruszają kamiennego stropu zabierek. Były jednak wypadki, kiedy i strop kamienny zwłaszcza bezpośredni łupkowy zawalił się. Tym nie mniej ucieczkę pod strop kamienny na filar w okresie tąpnięć zawsze należy doradzać, bo człowiek tam jest pewniejszy niż gdziekolwiek w pobliżu pod stropem węglowym.

Powrotne wybieranie nóg na filarach tąpniących napotyka często na poważne trudności, dlatego bywamy zmuszeni do pozostawiania niewybranego węgla w tych nogach.

Uwagi o pędzeniu ścian w cienkich pokładach na zawał

Pędzenie ścian na zawał w cienkich pokładach dzięki wprawie górników przodkowych przedstawia się na Śląsku i w Zagłębiu Dąbrowskim dość po-myślnie. Również i w prowadzeniu ścian z zastosowaniem suchej podsadzki

częściowej ze ślepych chodników nastąpiło wyraźne polepszenie. Aby na ścianach o ile możliwości zabezpieczyć się przed nagłym zawalem, należy pilnie obserwować strop kamienny wybieranego pokładu. Dopóki strop jest regularny i nie wykazuje jakichś zmian geologicznych, odbudowa postępuje normalnie i nie grozi jej żadne zaburzenie. Skoro jednak zauważymy jakieżś zmiany w stropie, na przykład jakieś rysy, obluzy, jakieś zaokrąglone buły lub zgoła fałdy i małe uskoki, wówczas musimy mieć się na baczności. Bezpieczne prowadzenie ściany bywa wówczas zagrożone. Możemy mieć wtedy nagłe zawaly albo wypadnięcia buł ze stropu itd. Pod tak nieregularnie ukształtowanym stropem musimy odpowiednio mocno budować i gęsto opinać strop dostatecznie mocnymi okładzinami, musimy zabezpieczać i upewniać budynek przed przewróceniem. Wszelkie nieregularności w stropie oznaczają jego osłabienie, oznaczają zwiększenie niebezpieczeństwa nagłego zawalu stropu. Przekraczanie ścianą okolicy obluzów i drobnych uskoków w stropie powinno być ubezpieczone pewną ilością roztopnie rozmieszczonych stosów z drzewa usztywnionych wsypanymi do ich wnętrza kamieniami. Pędzenie ścian w okolicach tąpnięć nie przedstawia zbyt wielkich niebezpieczeństw, ponieważ właśnie długofrontowe metody odbudowy wykazują w tym wypadku większe bezpieczeństwo aniżeli fronty krótkie, złożone z licznych punktów roboczych. Na ścianach, gdzie tąpie, trzeba zaprowadzić budynek związany linkami lub klamrami i dobrze upewnić przed przewróceniem. Konieczne jest też ustawianie tu i ówdzie stosów z drewna okrągłego lub kantowego albo też z szyn ustabilizowanych przez wypełnienie ich kamieniem.

Sposoby bezpiecznej odbudowy resztek pól górniczych

W celu usystematyzowania rozważań na powyższy temat podzielimy roboty górnicze w formacji węglowej pod względem głębokości robót odbudowy na 3 grupy. Do pierwszej grupy należeć będą roboty podziemne od powierzchni do 300 m głębokości, do drugiej od 300 do 600 m, a do trzeciej wszystkie poniżej 600 m głębokości pod powierzchnią. Na robotach pierwszej grupy do głębokości 300 m odbudowa resztek pól górniczych oraz filarów oporowych i filarów ochronnych za pomocą tej lub innej metody w obecności twardego lub miękkiego piętra zazwyczaj nie przedstawia większej trudności ani niebezpieczeństwa, o ile górotwór danej okolicy nie jest skłonny do specjalnie wielkich ciśnień, jak na przykład niektóre dość płytkie baseny węglowe Francji. Podana systematyka opiera się głównie na warunkach geologicznych Polskiego Zagłębia Węglowego.

W drugiej i trzeciej grupie robót górniczych bezpieczeństwo odbudowy wąskich pasów węglowych czyli nóg lub resztek zależeć będzie w głównej mierze od jakości skał w stropie. Jeżeli w stropie pokładu zalegają grube warstwy miękkich łupków bardzo podatnych do wygięć i do wypełnienia pustych wyrobisk, wtedy odbudowa resztek, aczkolwiek trudna, nie będzie narażona na tąpnięcia i wielkie niebezpieczeństwa z nimi związane. Przeciwnie, jeżeli w stropie pokładu zalegają grube twarde warstwy, na przykład piaskowca albo mocnych wytrzymałych łupków piaszkowych, wtedy odbudowa wąskich pasów węglowych na głębokościach poniżej 300 m może być narażona na wielkie niebezpieczeństwo. Pojęcie wąskiego pasa węglowego jest bardzo względne i zależy od głębokości, bo pewien pas węgla na mniejszej głębokości może być uważany za szeroki, a taki sam pas na większej głębokości będzie uważany za wąski. Na ogół wąskim pasem węglowym będziemy nazywać nogę lub filar węgla o szerokości mniejszej od 50 m.

Omówimy sposoby odbudowy resztek pól dla robót górniczych z mocnym piętrzem na głębokościach od 300 do 600 m pod powierzchnią.

Działania niebezpiecznych tępów na dole przywiązane są do stref narażonych na wielkie ciśnienia skutkiem pewnych sposobów prowadzenia eksploatacji. Takimi strefami są przede wszystkim wyspy węglowe, otoczone zrobami nogi węglowe, filary oporowe chodników i pochyliń, filary ochronne. Najlepszym sposobem uniknięcia owych tępów i ich niebezpiecznych skutków będzie w pierwszym rzędzie zastosowanie takich sposobów eksploatacyjnych i takich metod odbudowy, które pozwalają zupełnie uniknąć powstawania tych niebezpiecznych ośrodków czyli stref wielkich ciśnień.

A więc filary oporowe chodników przewozowych lub wentylacyjnych mogą nie istnieć, o ile chodniki te będą wykonane w skale płonnej albo w szczelnej podsadźce. Jak wiadomo, niektóre kopalnie, zwłaszcza takie, którym zagraża niebezpieczeństwo ognia na chodnikach, wykonują podstawowe ważne chodniki w kamieniu (np. kopalnia Kazimierz). Inne zaś kopalnie, a mianowicie odznaczające się mniejszym ciśnieniem górotworu wykonują chodniki przewozowe i powietrzne w podsadźce pod stropem piaskowcowym, nie pozostawiając żadnych węglowych filarów oporowych.

Filarów oporowych pochyliń można uniknąć przez zastosowanie jednoskrzydłowej metody odbudowy od granicy nadania ku szybowi. Dwuskrzydłowe metody odbudowy mają właśnie tę najgorszą wadę, że zawsze pozostaje obok pochyliń z obu jej stron wąski pas węgla trudny i niebezpieczny do likwidacji. Należy zatem unikać dwuskrzydłowych metod eksploatacyjnych. Przy prowadzeniu jednoskrzydłowej odbudowy w miarę zbliżania się eksploatacji do pochyliń wykonuje się dalej nową pochylnię, łączy ją chodnikami z poprzednią i przekłada ruch wydobywania ze starej na nową, gdy tymczasem stara podlega likwidacji przez ciągłość odbudowy. Niektóre kopalnie, odbudowujące cienkie pokłady, zostawiają czasem w podsadźce pochylnię i chodniki przewozowe do niej. Sama odbudowa powinna postępować planowo albo szerokim frontem, albo zabierkami, zdążającymi jedna za drugą w niewielkich odstępach, aby nie tworzyły się wąskie daleko w wyrobiska wystające pasy węglowe.

Jeżeli przy odbudowie tym lub innym sposobem powstały jednak wąskie pasy węglowe, to likwidację ich i na większych głębokościach można przeprowadzić spokojnie z zastosowaniem pewnych środków zabezpieczających. Rozpatrzmy trzy rodzaje odbudowy: 1) na zawal, 2) z podsadzką suchą i 3) z podsadzką płynną.

Odbudowa wąskiego pasa węglowego przy systemie rabunkowym bez podsadzki, czyli na zawal

Przypuśćmy, że na głębokościach od 300 do 600 m pod powierzchnią ziemi mamy do odbudowy długi wąski pas węgla pokładu średniej grubości 2 — 4 m, przy stropie z piaskowca, a spodzie z miękkiego łupku. Jeżeli okoliczne zrobry są dobrze zarabowane i zawalone dość szczelnie odłamami skały stropowej i teren nie odznacza się skłonnością do tępów, wówczas można przystąpić do odbudowy pozostałej reszty poprzednim sposobem na zawal bez stosowania specjalnych środków, zaczynając odbudowę od końca i spędzając w kierunku calizny. Jeżeli okoliczne zrobry są nieznacznie zarabowane albo wcale niezawalone, to przed przystąpieniem do odbudowy nogi trzeba spowodować zawal zrobów sztucznie za pomocą materiału wybuchowego. W wypadku gdy się nie uda wywołać szczelnego zawalu, należy stosować następujące środki ostrożności:

W okolicach, gdzie tapania są rzadkie lub nie występują, prowadzić odbudowę resztki od jej końca ku caliznie z zastosowaniem mocniejszego budynku i kozłów z drewna. Stosy te o rozmiarach 1,5 m $\times$ 1,5 m albo 2 m $\times$ 2 m lub 2 m $\times$ 2,5 m powinny być ustawiane w szachownicę w odległościach około 6 do 12 m jeden od drugiego, tak w kierunku rozciągłości, jak i w kierunku nachylenia pokładu. Kozły z drzewa powinny być szczelnie wypełnione odłamkami skały płonnej i mocno podbite pod strop, albo mogą być zmcowane w inny sposób, np. spięte klamrami.

W okolicach, gdzie występują większe ciśnienia i zdarzają się tapania, dobrze jest pozostawić od strony wyrobisk około 10 m nogi węglowej na całą szerokość pasa i następnie wybierać w kierunku calizny, stawiając kozły, przesypane szczelnie skałą płonną w odległościach mniejszych niż poprzednio, na przykład co 5 do 10 m w szachownicę. W okolicach bardzo dużych ciśnień i częstych tapani nogę węglową wybierać w szachownicę, czyli pozostawić 10 m nogi od zrobów, następnie wybrać 10 m i znowu 10 m zostawić. Rozmiary nóg węglowych dostosować do poszczególnych warunków. W odbudowanych zrobach ustawiać stosy przełożone kamieniem w odległości około 4 m jeden od drugiego w szachownicę. Ponieważ zostawianie nóg węglowych jest bardzo niebezpieczne ze względu na mogący powstać ogień, przeto trzeba pamiętać o bardzo szczelnej izolacji takich zrobów od wszelkich robót górniczych. Mając na uwadze niebezpieczeństwo ognia, trzeba o ile możliwości unikać odbudowy z pozostawianiem nóg węglowych, a skoro już konieczności zmuszeni jesteśmy je zostawić, należy postarać się doprowadzić do tego miejsca podsadzkę płynną i pozostałe nogi dobrze dookoła zamulić. Odnosnie zostawiania nóg wśród zrobów należy pamiętać jeszcze i to, że w pokładach położonych niedaleko pod lub nad dotyczącym pokładem będzie się odczuwało podczas ich odbudowy wielkie ciśnienie w miejscu pozostawionej nogi w poprzednio odbudowanym pokładzie. W każdym razie nogi odbudowywać w ten sposób, aby ich nie zwężać, lecz wybierać całą szerokością, posuwając się z odbudową w kierunku długości nogi, skracając ją, a nigdy nie zwężając.

Odbudowa wąskiego pasa węglowego na głębokości 300 — 600 m przy systemie podsadzania zrobów podsadzką suchą

Najprawdopodobniejszą przyczyną tapani są wyladowania naprężeń górotworu, które powstają wskutek wygięć mocnych piętowych skał płonnych nad zrobami. Zapobiec tym wygięciom możemy przez wypełnienie zrobów szczelną podsadzką. O ile wiemy, sucha podsadzka nie jest szczelna, zwłaszcza w pokładach poziomych lub mało nachylonych, gdzie zapełnia ona zaledwie 50 — 60% pustki wyrobiskowej. W pokładach o większych upadach sucha podsadzka bywa znacznie szczelniejszą. Sucha podsadzka wskutek swej nieszczelności nie potrafi całkowicie zapobiec wygięciom piętra, może je tylko złagodzić. Odbudowę wąskiego pasa węgla wśród zrobów zapełnionych podsadzką suchą w okolicach o niezbyt wielkim ciśnieniu, mało skłonnych do tapani można przeprowadzić stopniowo, wzmacniając budynek przez ustawianie kozłów z drewna, wypełnionych podsadzką i przez ulepszenie podsadzki suchej, układając ją specjalnie dobrze pomiędzy stojącymi w szachownicę kozłami. Jeżeli jednak dana okolica odznacza się dużymi ciśnieniami oraz jest skłonna do tapani, wówczas przy odbudowie wąskiej reszty pola górniczego należy zachować specjalne środki ostrożności. Z doświadczenia wiemy, że najbardziej niebezpieczną strefą w nodze węglowej nie jest bynaj-

mniej najbliższy wyrobiskom brzeg nogi, lecz okolica położona nieco dalej w głąb nogi, a najczęściej zwykle w samym środku nogi, wzdłuż jej linii środkowej w kierunku jej długości. Dlatego w celu zwiększenia bezpieczeństwa chodnik przewozowy, służący dla odbudowy nogi, powinien być zostawiony najlepiej w podsadzie, równolegle do nogi w odległości kilku metrów (3—5) od niej. Gorsze jest położenie chodnika przewozowego wzdłuż nogi po dolnej jej ścianie, a najgorsze w środku nogi. To ostatnie nie powinno być w ogóle stosowane. Po przeniesieniu odstawy w bezpieczniejsze miejsce można prowadzić odbudowę nogi od jej końca ku caliznie, stawiając kozły z drzewa, przesypane gęsto i szczelnie kamieniami. Kozły ustawiać w szachownicę w odległości 5 do 10 m jeden od drugiego. Tuż za odbudową powinna postępować podsadzka sucha specjalnie dobrze i szczelnie wykonana, najlepiej w postaci szczelnie układanych i dobrze podbijanych suchych murów, zapelniających całą wyrabianą pustkę. Szczelnie ułożona podsadzka sucha, wzmocniona drewnianymi kozłami daje niejako gwarancję spokojnej odbudowy nogi węglowej. Gdyby atoli przy tego rodzaju odbudowie zdarzały się tąpnięcia i gdyby widocznym było, że grozi większe niebezpieczeństwo od silnych tąpnięć, wtedy jako środek ostateczny można pozostawić dla wzmocnienia jeden lub więcej słupów węglowych, np. szerokich na 10 do 20 m. Najmniejszą szerokość nogi węglowej, zdolnej wpłynąć dodatnio na bezpieczeństwo odbudowy można przyjąć na około 5 m. Odległość między poszczególnymi słupami może wynosić 20 do 50 m. W celu zabezpieczenia się od ognia najlepiej zamulić słupy i w tym wypadku dokładnie dookoła.

Odbudowa wąskiego pasa węglowego na głębokości 300 — 600 m przy systemie zamulania wyrobisk

Jak wiadomo, podsadzka płynna zapełnia najszczelniej wyrobiska, dlatego odbudowa resztek pól górniczych tym systemem jest najłatwiejsza i najbezpieczniejsza. Wybranie resztki pola w okolicy nieznacznych ciśnień może być dokonane bez specjalnych środków ostrożności, jedynie dokładając starania, aby podsadzka była wykonana jak najskrupulatniej, jak najszczelniej. W okolicach wysokich ciśnień i tąpnięć, w celu podniesienia bezpieczeństwa, należy wzmocnić budynek kozłami z drzewa ustawionymi w szachownicę, w wyjątkowych zaś okolicznościach nieprzychylnych można pozostawić jeden lub więcej słupów węgla o wymiarach jak wyżej, przy czym specjalnie trzeba dopilnować szczelnego obmulenia tych nóg. W celu zabezpieczenia przewozu najlepiej w takich nadzwyczajnych okolicznościach nie umieszczać chodnika przewozowego w nodze węglowej, a przenieść go w podsadzkę, umieszczając kilka metrów poniżej brzegu nogi.

Odbudowa resztek węglowych pól górniczych na głębokości poniżej 600 m pod powierzchnią ziemi

Eksploatacja pokładów węglowych na głębokościach większych od 600 m pod powierzchnią ziemi w geologicznych warunkach Polskiego Zagłębia Węglowego napotyka w ogóle na dość poważne trudności, jak to stwierdzono już na niektórych głębokich kopalniach. Przede wszystkim występują tu większe ciśnienia, dające się głównie we znaki przy eksploatacji grubych pokładów węgla. Ciśnienia te zagrażają bezpieczeństwu pracujących najsilniej przy odbudowie pierwszej warstwy po spągu. Przejawiają się one w postaci silnych tąpnięć, odrywających grube kawały węgla; przejawiają się również w łamaniu i kruszeniu węgla w stropie i w bocznych ociosach

chodników. Wskutek wysokich ciśnień węgiel na tych głębokościach jest wielce skłonny do samozapalania. Kruszenie, ścieranie i rozgniatanie węgla wywołuje jego samonagrzewanie i wzniesie częste pożary na dole. Przedstawia to znaczną trudność w bezpiecznym prowadzeniu kopalni. Inne, a mianowicie znacznie wyższe, trzeba będzie postawić wymogi obudowie kopalnianej, większe również podszadze głównie ze względu na jak największą szczelność i jak najmniejszą ściśliwość. Dla zwalczania ogni kopalnianych zwykła podszadzka płynna okazała się w tych warunkach na jednej z kopalni niewystarczająca, ognie prześladowały kopalnię mimo stosowania zwykłej podszadzki płynnej. Dopiero po zaprowadzeniu podszadzki płynnej pod ciśnieniem ognie przestały trapić kopalnię.

Odbudowa resztek pól górniczych, zalegających głębiej niż 600 m pod powierzchnią ziemi może odbywać się i tylko z zastosowaniem jak najszczelniejszej podszadzki płynnej pod ciśnieniem około 5 atmosfer, albo podszadzki płynnej specjalnie dokładnie wykonywanej. Oprócz szczelnego zamulania wyrobisk trzeba wzmocniać budynek postępującej eksploatacji pasa węglowego dzielnianymi stosami w szachownicy w odległościach około 10 m, naturalnie jeżeli nacisk stropu tego wymaga. W niektórych wypadkach nie obejdzie się bez pozostawienia w zamulce nóg węglowych, zabezpieczających od wyładowania zbyt dużych ciśnień. Szerokość nóg zdolnych na tej głębokości wywrzeć wpływ wydatny na utrzymanie stropu w całości można przyjąć od 10 m wzwyż. Podkreślić jednak wypada, że odbudowa wąskich pasów węglowych, zostawionych wśród zrobów dobrze zamulonych, zwykle nawet i na znacznych głębokościach nie przedstawia trudności. W kwestii umieszczenia chodnika przewozowego przy odbudowie resztki pola obowiązują tu również wskazówki wyluszczone poprzednio. Przy odbudowie resztek pól górniczych na głębokościach większych od 600 m należy z góry być przygotowanym na tąpnięcia i wypływy gazów wybuchowych. Dlatego trzeba przewietrzać taką robotę silnym prądem okrężnym i nie należy stosować metody odbudowy „głuchym” przodkiem przewietrzanym przez dyfuzję lub chociażby za pomocą wentylatora. Dla podniesienia bezpieczeństwa przygotować należy za wczasu tamy, izolujące i oddzielające ten niebezpieczny odcinek pracy od innych robót kopalni. Chodnik przewozowy i wentylacyjny ze względu na tąpnięcia i na możliwość samonagrzewania węgla i ognie najlepiej umieścić zewnątrz resztki pola w podszadze.

Ogólne uwagi o odbudowie resztek pól górniczych

Niepoślednią rolę w bezpiecznym prowadzeniu robót górniczych odgrywa sposób osiadania stropu skalnego nad zrobami. Najlepsze są te metody odbudowy i te sposoby zapewniania zrobów, które zapewniają stopniowe, równomierne osiadanie stropu na podszadze bez nagłych nieoczekiwanych załamania i wstrząsów. Najodpowiedniejszą pod tym względem podszadzką jest zamulka, najodpowiedniejszym systemem odbudowy jest wybieranie węgla ścianami pochyłymi, postępującymi w kierunku rozciągłości, albo ścianami po wzniesieniu przy małym upadzie pokładu. Systemy ścianowe pochyłe zapewniają równomierne osiadanie stropu.

W sprawie obudowy chodników przewozowych lub wentylacyjnych w podlegających likwidacji nogach węglowych zaznaczyć należy, że budynek w tych wyrobiskach powinien być starannie i mocno wykonany, ewentualnie tu i ówdzie wzmocniony koźlami z drzewa.

Jeżeli teren eksploatacji jest pofałdowany, to przy odbudowie siodła geologicznego należy najpierw odbudować szczyt siodła. Również przy eks-

płotacji łęku trzeba zaczynać odbudowę w obie strony z najgłębszego punktu. Zarówno u szczytu siodła, jak i w głębi niecki koncentrują się największe naprężenia, dlatego projekt eksploatacji powinien przewidzieć odbudowę najpierw tych miejsc, ażeby w tych okolicach przypadkiem nie wypadła jakaś reszta pola. Z tych samych względów baczyc należy, aby resztką pola górniczego nie wypadła nigdy w pobliżu uskoku.

Zgodnie z poczynionymi obserwacjami pamiętać należy, że często przy odbudowie resztek pól górniczych jakaś niepokazna przyczyna, na przykład silniejszy strzał, rozpętuje silne tąpnięcia. Dlatego przy odbudowie specjalnie niebezpiecznych nóg węglowych pożytecznie jest zarządzić wykonanie strzałów na robotach w tym momencie, kiedy w obrębie resztki pola nie ma nikogo, to znaczy w nocy, albo też każdorazowo przed strzelaniem wycofać całą załogę roboczą w bezpieczne miejsce. Wskazane jest także strzelać w stropie, celem wywołania choć częściowych zawałów w zrobach dla wyładowania lub osłabienia naprężeń zginających, ponieważ one właśnie są najniebezpieczniejsze.

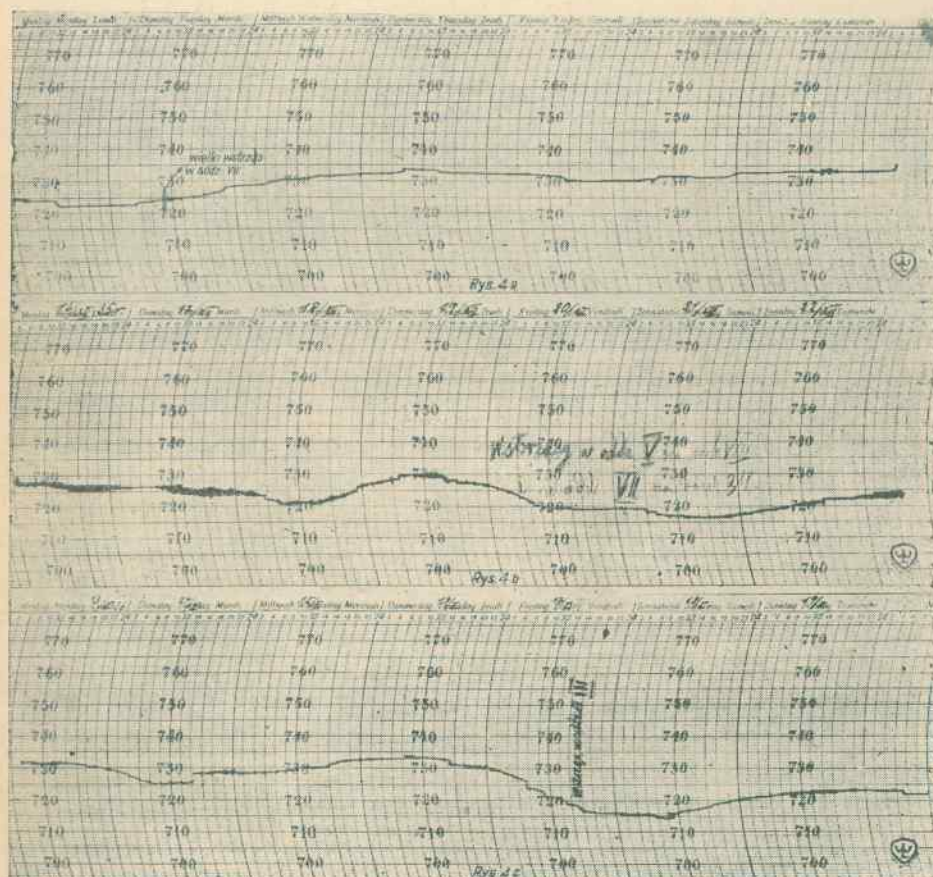
Celowe jest wybieranie nogi węglowej w kierunku jej długości, czyli stopniowe jej skracanie, nie należy zaś odbudowywać nogi w kierunku prostopadłym do jej długości, czyli nie trzeba nogi ścieniać. Trzeba również pamiętać, że przy odbudowie nóg węglowych w stromych pokładach jest niewskazane prowadzić odbudowę do góry po wzniesieniu pokładu, ponieważ w razie tępnię robotnicy byłiby narażeni na duże niebezpieczeństwo od staczających się mas węgla. Tąpnięcia zdarzające się przy odbudowie resztek pól górniczych wywołują na powierzchni wstrząsy i ruchy terenów podobne do trzęsień ziemi. Na powierzchni w domach słyszy się głuchy, stłumiony huk pękających skał, odczuwa się drżenie ziemi, zdarzają się wylatywania szyb z okien oraz tłuczenia naczyń szklanych i glinianych spadających z miejsc umieszczenia. Ściany budowli ulegają zarysowaniu. Niejednokrotnie na powierzchni odczuwa się tąpnięcia, które na dole uwydatniły się bardzo słabo. Pochodzi to stąd, że moc wstrząsów ziemi i powierzchni nie przejawia się w watach, a ujawnia się przede wszystkim w pękaniu skał, który to proces na dole często nie uwydatnia się silnie. Podczas pękania skał rozpętuje się niezmiernie wielka ilość energii, której działanie odczuwa się właśnie na powierzchni. Zazwyczaj ruchy terenów odbywają się na powierzchni wewnątrz koła o średnicy kilkuset metrów naokoło miejsca tępnię. W niektórych wypadkach ruchy terenów na powierzchni uzależnione są od wielu czynników. Najwięcej wpływa tutaj geologiczne uwarstwienie górotworu, obecność lub brak uskoków, stan eksploatacji pokładów węglowych w danej okolicy. Warstwy jednolite i twarde transportują wstrząsy podziemne bardzo daleko. Różnorodność warstw przeszkadza pochodowi wstrząsów. Warstwy sypkie i płynne jak piasek luźny i kurzawa tłumią wstrząsy i łagodzą ruchy nimi wywołane. Uskokki przeszkadzają pochodowi wstrząsów wśród górotworu albo je zupełnie przerywają. W okolicy mało naruszonej przez eksploatację wstrząsy rozchodzą się szeroko i daleko, natomiast w okolicy silnie wzruszonej przez odbudowę licznych pokładów, wstrząsy i ruchy górotworu wędrują trudniej i rozchodzą się niedaleko. Obserwacja ruchu terenów podczas tępnię na Górnym Śląsku wykazała, że jakkolwiek nadzwyczaj rzadko, można zaliczyć niektóre tąpnięcia i wstrząsy na karb tektonicznych ruchów górotworu. Jak wiadomo, w niektórych miejscowościach wzdłuż uskoków odbywają się jeszcze obecnie ruchy tektoniczne, jako dalszy zresztą zanikający ciąg energii pradawnych kataklizmów ziemskich. Wspomniane ruchy ziemi są najczęściej tak nieznaczne, że dla współczesnych w wielu wypadkach

bywają niedostrzegalne. Przytłaczającą ilość ruchów powierzchni w naszym Zagłębiu zaliczyć musimy do tąpnięć eksploatacyjnych. Za pomocą sejsmografu można rozpoznać rodzaj ruchów ziemi i można określić w pewnych granicach prawdopodobieństwa, do jakich przyczyn zaliczyć je należy.

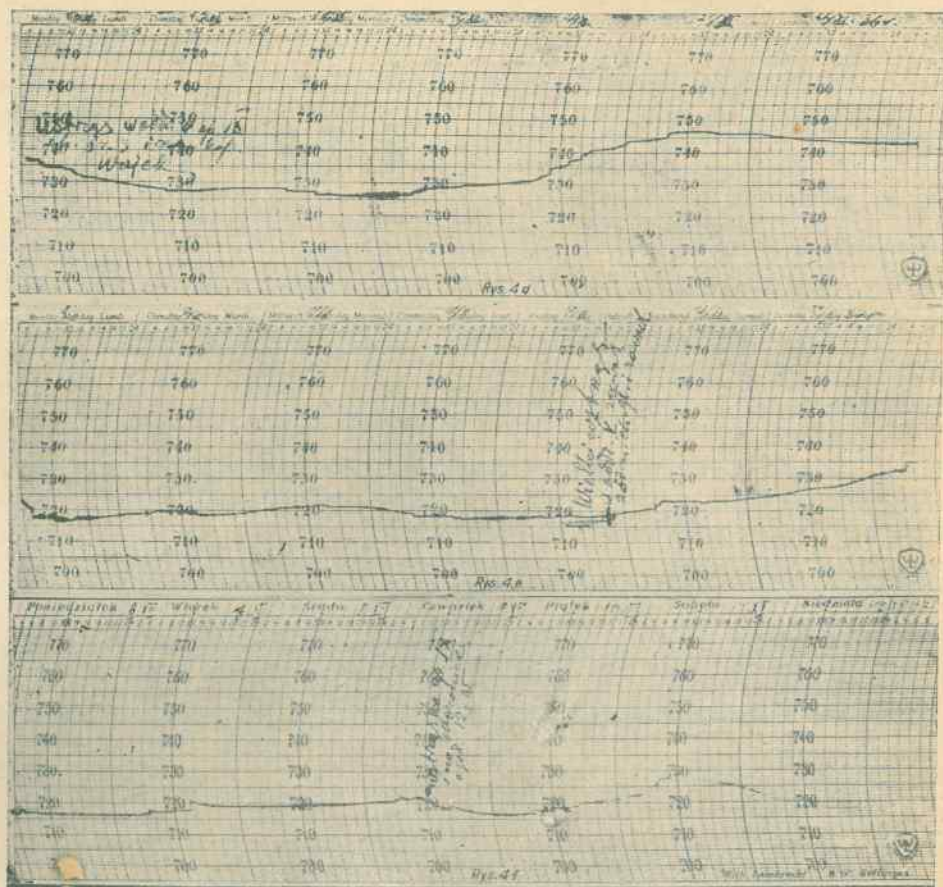
Przypuszcza się, że pewien wpływ na powstawanie wstrząsów względnie trzęsień wywiera również zmiana ciśnienia barometrycznego. Wprawdzie nie chodzi tu o wielkie różnice obciążeń, lecz i te, jakie w takich wypadkach zachodzą, dodane do innych naprężeń potrafią tu i ówdzie, zwłaszcza w miejscach słabszych wzduż uskoków wywołać tąpnięcia i wstrząsy tektoniczne. Jednoprocentowe różnice ciśnienia powietrza w przeciągu 12 godzin są zjawiskiem dość częstym, a zmiany dziesięcioprocentowe ciśnienia powietrza na przestrzeni 48 godzin zachodzą też nierzadko, zwłaszcza w porze zimowej.

Już zmiana ciśnienia powietrza o 1% powoduje zmianę ciśnienia o 100 kg na jednym metrze kwadratowym, czyli o 100 milionów kg/km², to jest o 100 000 ton na 1 kilometrze kwadratowym.

Naprężenia powstające wskutek powyższego, dodając się do już istniejących naprężeń mogą wywołać złamanie lub rozniesienie jakiejś warstwy, wywołując tąpnięcia i wstrząsy. Dla przykładu załączano sześć pasków barografu z dni tąpnięć i wstrząsów w kopalni Lech:



Rys. 4 a, b, c



Rys. 4 d, e, f

- Rys. 4a z okresu 27. 7. do 4. 8 35r. — wielki wstrząs w oddziale VII,
 „ 4b „ 16. 12. „ 22. 12. 35r. — wstrząsy w oddziałach V i VII,
 „ 4c „ 13. 1. „ 19. 1. 36r. — wstrząs w oddziale III,
 „ 4d „ 16. 11. „ 22. 11. 36r. — tąpnięcia tektoniczne w oddziałach IV i na kopalni Wujek,
 „ 4e „ 8. 2. „ 14. 2. 37r. — wielki wstrząs w oddziale V,
 „ 4f „ 6. 12. „ 12. 12. 37r. — wstrząs na upadkowej IX.

Najważniejsze wskazania odnośnie odbudowy resztek pól górniczych

Najniebezpieczniejsze jest wybieranie resztek pól, otoczonych zrobami po wyeksploatowaniu pokładu na zawal. Aby, o ile to jest możliwe, zabezpieczyć od wypadków wybieranie takich resztek pól należy:

1. zastosować szczelne podszadanie wyrobisk, chociażby tylko w tej resztkę pola,
2. utrzymać stale prawidłową linię posuwania się przodków odbudowy,
3. unormować postęp odbudowy,

4. zabezpieczyć pole specjalnymi tamami,
5. wprowadzić silniejsze przewietrzanie i doprowadzić w rurach wodę do miejsc prawdopodobnych ogni,
6. dobrać odpowiedni personel roboczy i dozoru technicznego.

Ad 1. Zastosowanie szczelnego podsadzania wyrobisk ma największe znaczenie, ponieważ ten środek najskuteczniej zapobiega rozwojowi i działaniu ciśnień. Najlepszą jest w tym wypadku podsadzka płynna, lecz w razie niemożności jej zastosowania można posłużyć się starannie układaną podsadzką suchą. Przede wszystkim należy odgrodzić resztę pola od otaczających ją zrobów podsadzkowym pasem ochronnym w celu podparcia piętra i izolowania od starych rabunków, następnie stopniowo podsadzać odbudowane wyrobiska.

Ad 2. Utrzymanie stałej regularnej linii posuwania się przodków znaczy, że odbudowa filarów z poszczególnych chodników powinna posuwać się tak, aby ugrupowanie będących w ruchu przodków filarów tworzyło regularną linię skośną do rozciągłości. Nie należy przyspieszać posuwania się jednych filarów, a opóźniać innych, aby nie pozostawały nieodbudowane wąskie a długie skrawki. Układ równocześnie spędzanych przodków powinien być dostatecznie szeroki.

Ad 3. Szybkość postępu odbudowy w terenach, podlegających wielkim ciśnieniom i wyładowaniom energii w postaci łąpań, powinna być unormowana w zależności od miejscowych warunków. Nie można z góry przewidzieć, że przy odbudowie resztek pól i filarów oporowych trzeba prędko lub powoli odbudowywać. Czynnikiem czasu ma tutaj ogromne znaczenie. Wszelka zmiana kształtu skał, zarówno w piętrze jak i w spodzie, wymaga pewnego okresu czasu. Plastyczne łupki potrzebują mało czasu dla dokonania tych zmian. Dlatego pod stropem łupkowym trzeba szybko odbudowywać. Odwrotnie, twardy piaskowiec potrzebuje znacznie dłuższego czasu dla dokonania wygięć. Dlatego pod stropem piaskowcowym postęp odbudowy powinien posuwać się znacznie wolniej. Jeżeli odbudowa pod stropem piaskowcowym posuwa się zbyt szybko, wtedy w krótkim czasie odsłaniają się znaczne powierzchnie stropu, który nie zdąży się wygiąć i dostosować do nowych warunków, skutkiem czego wytwarzają się wielkie ciśnienia i okoliczności usposabiające do nagich łąpań.

W ogóle ustalenie szybkości postępu odbudowy odbywać się musi na mocy doświadczenia dla wszelkich warunków indywidualnie.

Ad 4. Ze wszech miar wskazane jest izolować niebezpieczne pole od pozostałych robót górniczych tamami z mocnymi drzwiami, które można łatwo zamknąć w razie potrzeby. Najpraktyczniej wykonać odpowiednie tamy kłocowe z otworem dla przepływu powietrza. Tam murowanych w terenach podlegających wysokim ciśnieniom stawiać nie należy, ponieważ są niepodatne i łąpania kruszą je i rozbijają.

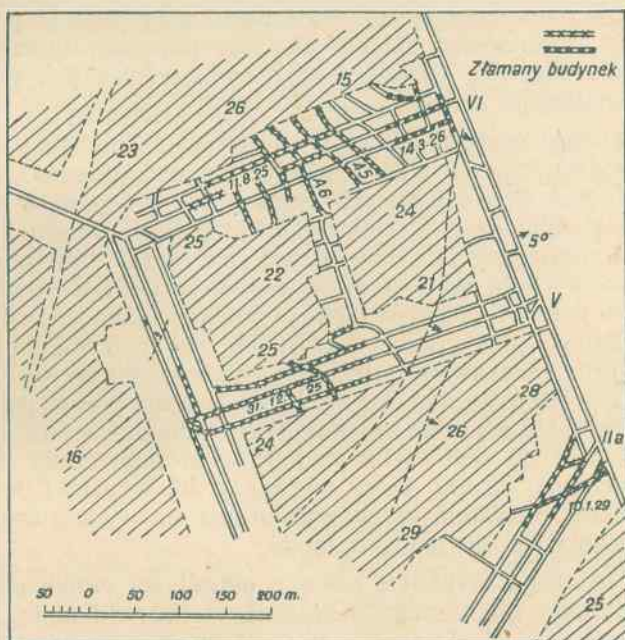
Ad 5. W celu zabezpieczenia dopływu świeżego powietrza w chwili łąpań pożytecznie jest stosować pomocniczą tłoczącą wentylację małym wentylatorkiem w miejscu wejścia powietrza do odnośnego pola. Wentylatorek wspomaga prawidłowy ruch powietrza i przyspiesza przywrócenie normalnej wentylacji w momencie zaburzeń podczas wstrząsów. Ważne jest to szczególnie w pokładach wydzielających metan i pył węglowy. Jeżeli eksploatowany pokład jest skłonny do samozapalania, dobrze jest doprowadzić rury z wodą do punktów najbardziej zagrożonych pożarem.

Ad 6. Dobór doświadczonych, obznajmionych z łąpaniem i wypływami metanu oraz pyłu górników i pomocy górniczej oraz wykwalifikowanego dozoru technicznego jest również sprawą nader ważną. Robotnicy niedoświadczeni boją się i tracą głowę, skoro znajdą się w obrębie łąpań.

PRZYKŁADY łąPAŃ, NAGŁYCH ZAWAŁÓW I ICH ANALIZA

1. łąpania na kopalni Concordia

Kopalnia Concordia eksploatuje pokład Andrzej gruby na 1,40 — 1,80 m, na głębokości 550—650 m pod powierzchnią. Pokład ten należy do grupy brzeźnej czyli ostrawskiej i ma w stropie warstwę łupku 30 m grubą, nad którą zalega 30-metrowa warstwa mocnego piaskowca. Pokład odbudowywano na zawał. łąpania zdarzały się często i głównie przy odbudowie resztek pól górniczych. Na rys. 5 przedstawiającym część pola wschodniego

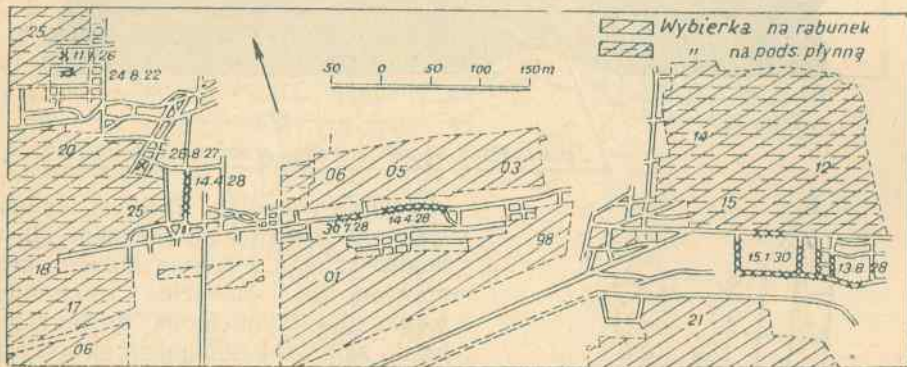


Rys. 5

tej kopalni mamy 3 pochylnie, a właściwie 3 grupy pochylni, z których każda grupa otoczona jest zrobami na zawał. Przy odbudowie tych resztek pól, czyli w tym wypadku filarów oporowych pochylni, wydarzyło się w 1925 i 1926 roku kilkanaście groźnych łąpań wśród takich samych objawów, jak opisaliśmy poprzednio. Podczas tych łąpań ginęli ludzie. Na wierzchu łąpania te odczuwano jako lekkie trzęsienie ziemi. Na dole wyrobiska były zasypywane węglem oraz zapełnione pyłem węglowym i metanem. Budynek zwykle łamał się w wielu miejscach. Spąg był wyciskany do góry, a strop obniżał się. W niektórych wypadkach stwierdzono obniżenie się stropu o $\frac{1}{2}$ m. Główną przyczyną łąpań na kopalni Concordia była dwustronna odbudowa pokładu, która w tych warunkach nie powinna mieć miejsca.

2. Tąpania na kopalni Rozbark

Kopalnia Rozbark pracuje w południowym skrzydle niecki bytomskiej. Nadania jej przecięte są kilkoma uskokami z północy na południe. Trzy główne uskoki ziszcujące o 15, 30 i 50 m dzielą nadania na trzy części. Najwięcej tąpnięć wydarzyło się w zachodniej nieprzerzuconej części i kilka w środkowej między pierwszym a drugim uskokiem. Prawie wszystkie tąpnięcia wydarzyły się przy odbudowie pokładu 510, należącego do grupy siodłowej grubości 6 — 7,5 m, na głębokości 350 — 450 m. W piętrze tego pokładu zalega piaskowiec, a w spodzie łupek. Kopalnia odbudowuje pokład 510 częściowo na zawal, częściowo na podsadzkę płynną. Na rys. 6 uwidoczniło daty kilku tąpnięć. A więc 17. I. 1927 r. wskutek tąpnięcia runął filar będący w ruchu. Tąpnięcia z dnia 24. VIII. 1927 r. i 26. III. 1927 r. oraz 14. IV. 1928 r. spowodowały zawaly chodników i filaru. Najsilniejsze



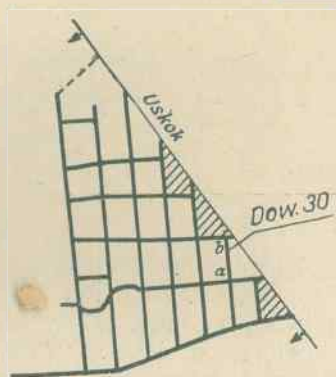
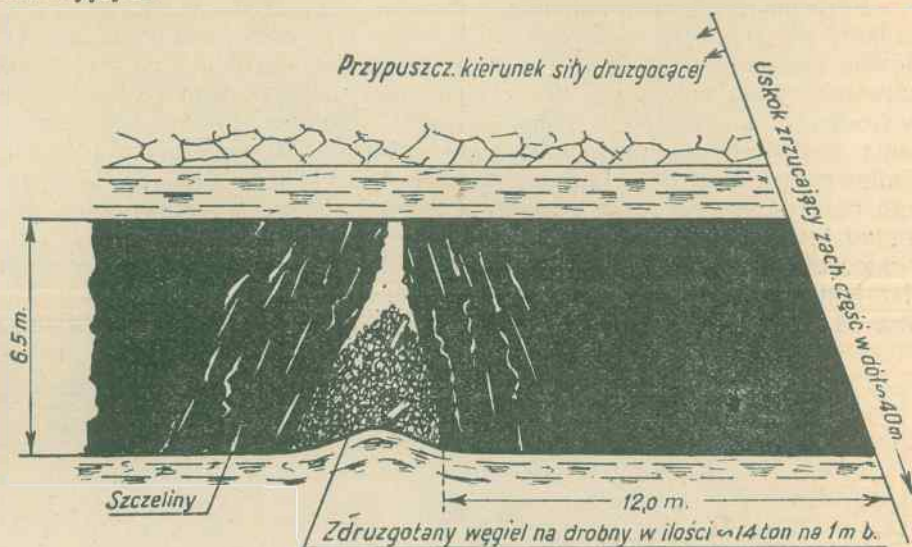
Rys. 6

jednak tąpnięcia wydarzyły się w otoczonych wyrobiskami długich nogach węglowych. Tąpnięcia, oznaczone na rysunku datą 14. IV. 1928 r. i 30. VII. 1928 r., były bardzo silne i zarabowały betonowany chodnik wentylacyjny na długości 70 m. Słyszano je również na powierzchni. Jeszcze silniejsze było tąpnięcie 13. VIII. 1928 r., a najsilniejsze 15. I. 1930 r. To ostatnie zdarzyło się po rozpoczęciu odbudowy nogi węglowej pomiędzy dwoma rozległymi polami zrobów, z których jedno wykonano na rabunek, a drugie na podsadzkę płynną. Tąpnięcie to odczuto na powierzchni w rejonie 6 km jako lekkie trzęsienie ziemi. Na kopalni Rozbark, która odbudowuje jeszcze inne pokłady, jak pokład 507 (28 m nad pokładem 510) i inne, stwierdzono, że najsilniejsze tąpnięcia w pokładzie 510 zdarzają się tam, gdzie noga węglowa względnie resztkę pola lub filar oporowy w pokładzie 507 krzyżuje się z takim samym filarem lub nogą w pokładzie 510.

Tektoniczny wstrząs na kopalni Lech w Nowej Wsi z dnia 30. VII. 1935 r.

W dniu 30. VII. 1935 r. wydarzył się na kopalni Lech w Nowej Wsi w pokładzie 502 Gerhard grubym na 6,5 m, na głębokości około 650 m silny wstrząs, którego ofiarą padła załoga jednego filaru, to jest 4 ludzi, a mianowicie 2 górników i 2 ładowaczy. Załączony rysunek 7 ilustruje położenie miejsca i okoliczności, w jakich wstrząs się wydarzył, na wdzierze z pierwszej od sąsiedniego dużego uskoku dźwierzchni, na której zaczęto odbudowywać drugi filar. W danym polu górniczym dopiero rozpoczęto wybieranie

węgla filarami. Nie może tu więc być mowy o wstrząsie czy łąpaniu eksploatacyjnym.



Rys. 7

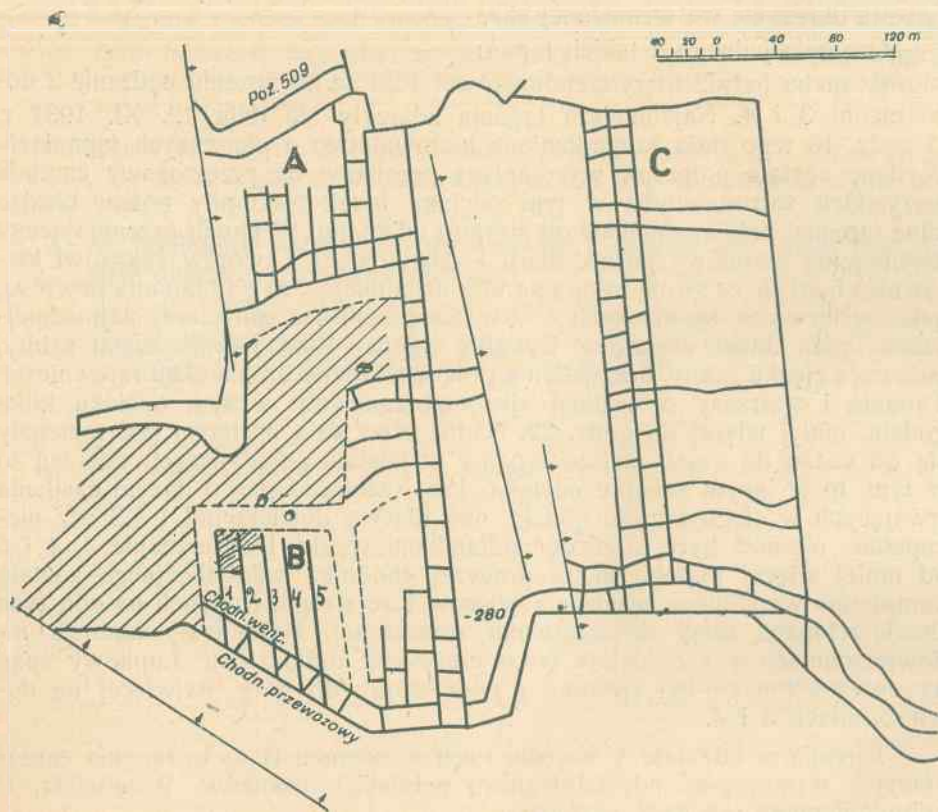
dzenie węglem 12 m chodnika po rozciągłości za tą dowiezchnią w stronę uskoku, połamanie budynku i oderwanie dość znacznej ilości węgla na dowiezchniach i chodnikach sąsiednich oraz wyciśnięcie do góry łupkowego spągu na dowiezchni 30 i na sąsiednich, a także na chodniku po rozciągłości. Na pierwszym filarze wybranym pod kamienny strop od uskoku z dowiezchni 30, posiadającym jeszcze pełną obudowę niewyrabowaną nie zauważono prawie żadnych zmian. Załedwie kilkadziesiąt większych kawałków węgla oderwało się z ociosów. Budynek stał nieuszkodzony. Wyłączną winę wywołania wstrząsu i nagłego zawalu przypisać tu musimy oddziaływaniu uskoku; w tym wypadku więc działała przyczyna tektoniczna. Wypadek ten poucza nas między innymi, że nawet szerokie wyrobiska pod kamiennym stropem są względnie zabezpieczone przed skutkami łąpania.

Łapania na kopalni Lech w pokładzie 502 poniżej poziomu 509

Załączony rysunek 8 przedstawia dawne roboty oddziału V w pokładzie 502 grubym na 6,5 m, na głębokości pomiędzy poziomem 500

a 600 m. Odnośne pole przecinają trzy uskoki, z których dwa małe a trzeci zachodni dość duży. Pokład odbudowywano filarami ślaskimi na zawal. Upad pokładu około 8°.

O zaznaczonym na tym rysunku niedużym półku górniczym A można opowiedzieć dziwne rzeczy, nienotowane w jakimkolwiek innym odcinku kopalni zarówno w tym pokładzie jak i w innych. Półko to rozcięto jak zwykle dźwierzchniami, celem przeprowadzenia normalnej odbudowy pokładu filarami ślaskimi na zawal. Skoro jednak przystąpiono do wybierania węgla zabierkami, przekonano się wkrótce, że normalna odbudowa pokładu jest



Rys. 8

tu niemożliwa wskutek nadmiernych tępai. W trakcie pędzenia zabierki po każdym strzale, a nawet i bez strzału, wyzwały się tak głośne tąpnięcia, takie odrywanie i miotanie dużych kawałków węgla, że obsada po prostu nie mogła wejść na filar. Zastawiono więc roboty na miesiąc czasu. Po miesiącu uruchomiono je, lecz zaraz zaprzestano tam pracować, gdyż w ogóle nie można było tam węgla wybierać wskutek tępai i wstrząsów. Po półrocznej przerwie rozpoczęło ponownie eksploatację w tym półku. Niestety powtórzyło się identycznie to samo, co pierwszej. Następnie próbowano jeszcze raz również bez pomyślnego rezultatu. Węgiel był tutaj bardzo bujny. Po strzałach sypał się w wielkiej obfitości w przodku. Wreszcie po darem-

nych próbach zdecydowano zaniechać wybierania tego odcinka. Nie ustalono jednak z pewnością, jaka była istotna przyczyna nadmiernych tępań w tym odcinku. Według wszelkiego prawdopodobieństwa spowodowane one były w głównej mierze na skutek niedokładnie wybranego w tych okolicach nadległego pokładu 418 i pozostawienia w nim niewybranych wysp węglowych, a także wskutek oddziaływania trzech małych uskoków, z których 2 ograniczały to małe półko, a trzeci je przecinał. Przypuścić trzeba, że oddziaływały tu dwie przyczyny: tektoniczna i błędy eksploatacji.

Poniżej opisanego poprzednio półka odbudowywano pokład 502 dość spokojnie systemem filarów śląskich na zawal. Dopiero w dalszym przedłużeniu tego pola w rejonie zaznaczonym na rys. 8 literą B pojawiły się znowu tąpnięcia okresowe we wzmożonej sile.

Oto opis jednego z takich tępań:

W ruchu były 2 filary z chodników 1 i 2 i na ukończeniu pędzenie 2 dowierzchni 3 i 4. Najsilniejsze tąpnięcia zdarzyły się dnia 12. XI. 1937 r. O godz. 16 tego dnia zawiadomiono kierownictwo o pierwszych tąpnięciach. Wydane zostało polecenie wycofania z przodków na przewoźowy chodnik wszystkich zatrudnionych w tym odcinku ludzi. Nastąpiły potem bardzo silne tąpnięcia, huki i uderzenia od stropu i od spągu. W chwili przemijającego uspokojenia przodowy górnik filaru z dowierzchni 1, wbrew zakazowi kierownika udał się ze swoją załogą na filar oznajmiając, że gdy tąpnięcia powrócą, uskoczy łatwo ze swoimi ludźmi. Wkrótce potem nastąpił szereg najmocniejszych tępań, które częściowo zawałyły węglem filar. Górnik został zabity, ładowacz ciężko ranny, oraz jeden z pracowników w czasie akcji ratowniczej. Tąpnięcia i wstrząsy o wielkiej sile rozbrzmiewały w tym odcinku kilka godzin, mniej więcej do godz. 22. Nadto przez całą następną noc rozlegały się od czasu do czasu lżejsze tąpnięcia w postaci pojedynczych uderzeń to w tym, to w innym zakątku odcinka. Jako rezultat tępań o dużym nasileniu trwających w ciągu sześciu godzin oba filary z dowierzchni 1 i 2 acz niezupełnie, również były zarzucone odłamkami węgla. Dowierzchnie 3, 4 i 5 od mniej więcej piętego metra powyżej chodnika wentylacyjnego zostały kompletnie wypełnione węglem z ociosów i ze stropu. Budynek na obu tych dowierzchniach uległ doszczętnemu zniszczeniu. Natomiast obudowa na dowierzchniach 1 i 2 została tylko częściowo uszkodzona. Łupkowy spąg na dowierzchniach był spękany i podniesiony do góry, najwięcej na dowierzchniach 3 i 4.

Tąpnięcia w oddziale V kopalni Lech w odcinku B — to tąpnięcia eksploatacyjne wzmocnione oddziaływaniem pobliskich uskoków. W odcinku C odbudowywano już dość spokojnie.

UWAGI O WSTRZĄSACH NA KOPALNIACH MIKULCZYCE I LUDWIK

W listopadzie 1946 r. tereny kopalń Zabrskiego Zjednoczenia Przemysłu Węglowego uległy wstrząsom, które spowodowały dnia 17. XI. 1946 r. o godzinie 11³⁰ zawal i zasypanie 10 ludzi na kopalni Mikulczyce, a dnia 18. XI. 1946 r. o godzinie 9⁰⁰ zawal i zasypanie 13 ludzi na kopalni Ludwik, przy czym obie katastrofy miały miejsce w pokładzie 504. Wstrząsy te zostały gruntownie zbadane i wszechstronnie opisane w nrze 9 Przeglądu Górniczego z 1947 r. przez inżynierów górniczych, Konrada Drozdowskiego i Mieczysława Mrozowskiego. Polecając zainteresowanym przeczytanie tych bardzo ciekawych wywodów oraz powołując się na załączone do tej pracy rysunki podaję kilka swoich uwag.

1. Jakkolwiek zupełnie możliwe jest działanie przyczyn tektoniczno-geologicznych na powstanie i przebieg dotyczących wstrząsów, to jednak głównym powodem były siły naprężeń eksploatacyjnych rozwinięte w grubych warstwach mocnego piaskowca nad cienką nogą, czyli nad resztką pola górniczego w pokładzie 504.
2. Wskazania odnośnie zwalczania tapani przy odbudowie resztek pól górniczych w pokładach narażonych na wstrząsy głoszą, że przy likwidacji tych resztek nie wolno stosować odbudowy dwuskrzydłowej i nie należy ich zwężać, lecz wybierać je w taki sposób, aby w czasie wybierania linia odbudowy obejmowała całą szerokość resztki pola i równomiernie ją skracać. W danym wypadku ani kopalnia Ludwik, ani kopalnia Mikulczyce nie postępowały według tych wskazań, lecz obie zwężyły i to dwustronnie i tak już wąską nogę węgla wśród zrobów, co nieuchronnie prowadzi do wywołania tapani i zawałów.

Nauczeni smutnym doświadczeniem kopalń Ludwik i Mikulczyce, powtórzymy jeszcze raz to ważne zalecenie dla biur planowania i dla zarządów kopalń:

- a) **W pokładach narażonych na wstrząsy i tapania nie wolno prowadzić odbudowy dwuskrzydłowej.**
- b) Przy likwidacji resztek pól i wąskich pasów węglowych (nóg, filarów, ochronnych, oporowych itp.) nie wolno ich zwężać, lecz trzeba je skracać jednolitym frontem odbudowy obejmującym całą szerokość pasa.

Organizacja odbudowy filarowej

WSTĘP

Sposób odbudowy filarowej, czy ogólniej mówiąc zabierkowej był dla Zagłębia Górnego-śląskiego początkowo jedynym systemem odbudowy. Z biegiem czasu wprowadzono również systemy ubierkowe, których rozwój zredukował procentowo stosowanie zabierek. Niemniej jednak udział odbudowy zabierkowej jest dla naszego zagłębia w dalszym ciągu przeważający i wyraża się obecnie (dane za lipiec 1947 r.) cyfrą 57 % węgla z odbudowy zabierkowej w stosunku do 43 % ze ścian.

Podczas gdy stosowanie systemów zabierkowych miało i ma dla naszego górnictwa tak poważne znaczenie, opracowanie tych systemów pod względem organizacji jak też i w innych kierunkach pozostało w tyle. Główny wysiłek myśli technicznej i techniczno-naukowej skierowany był w ostatnich dziesiątkach lat na odbudowę ścianową, dając bardzo pozytywne rezultaty. Odbudowa ścianowa, choć stosowana zasadniczo w trudniejszych warunkach zbliżyła się bardzo znacznie pod względem wydajności i kosztów do systemów zabierkowych.

W czasie jednak, gdy w naszym zagłębiu i w ogóle w Europie zrobiono mało w zakresie modernizacji metod zabierkowych, bardzo poważne postępy w tym względzie osiągnięto w Ameryce. Całkowita mechanizacja przodków w połączeniu z systemami odbudowy komorowo-filarowymi i pokrewnymi dała wyniki, które zaczęły już wywierać wpływ na górnictwo pozaamerykańskie. Wyniki te staną się niewątpliwie bodźcem do nowego rozwoju badań nad metodami zabierkowymi także i w Zagłębiu Górnego-śląskim.

Przeniesienie metod amerykańskich na nasz teren nie może być z wielu względów dokonane zbyt szybko. Nie byłoby więc na miejscu oczekiwać aż mechanizacja przodków ulepszy automatycznie ich organizację. Poza tym uwagi autorów, którzy zapoznali się z obecnym górnictwem amerykańskim wskazują wyraźnie na fakt, że pod mianem amerykanizacji należy w pierwszym rzędzie rozumieć bezbłędną organizację a dopiero w dalszym mechanizację.

SYSTEMY ODBUDOWY ZABIERKOWEJ

Ze względu na ograniczone rozmiary referatu muszę pominąć przegląd stosowanych systemów zabierkowych, nadmienię tylko najogólniej, że mogą być podzielone na systemy zabierkowe filarowe oraz na systemy długich zabierek, do których należałoby zaliczyć również systemy komorowo-filarowe. Każdy z tych systemów może być stosowany jako podłużny (chodniki po szerzeniu) lub poprzeczny (dowierzchnie po upadzie).

Rozważania niniejsze odnoszą się zasadniczo do odbudowy na zawał. Odbudowa z podsadzką stawia odrębne problemy i musi być omówiona osobno.

Wybór systemu odbudowy zależy od warunków naturalnych (miąższość, upad, łupliwość, nadkład), od konieczności mniejszego czy większego szar-

nowania powierzchni, od warunków technicznych jak rozporządzalne środki przewozowe, odbudowa itp. i wreszcie od względów ekonomiczno-organizacyjnych.

Te ostatnie względy przemawiają za wyborem systemów, pozwalających na maksymalną koncentrację wydobywania. Najkorzystniejsze są niewątpliwie systemy komorowe i komorowo-filarowe, wymagają jednak specjalnych warunków stropowych. Systemy poprzeczne są na ogół bardziej ekonomiczne od systemów podłużnych, ponieważ potrzebują mniejszej przygotówki, zaś chodniki po upadzie stoja przeważnie lepiej niż chodniki po szerzeniu.

Do opracowania systemu odbudowy należy określenie wymiarów wyrobisk odbudowy i przygotówki. Jest jasne, że ze względów ekonomicznych procent przygotówki winien być możliwie mały. Idealnym byłby system, przy którym przygotówka byłaby w ogóle zbyteczna. Takimi są systemy komorowo-filarowe, gdzie chodniki odbudowy są zastąpione komorami, które ze względu na wymiary mogą być zaliczone do elementów odbudowy.

W wypadkach, gdy stosowanie takich systemów nie jest możliwe, należy w inny sposób dążyć do zmniejszenia procentu węgla z przygotówki. Należy mianowicie ograniczać do minimum ilość chodników, zaś gabaryt chodników wybierać możliwie mały. Nie powinien on przekraczać wymiarów koniecznych dla środków przewozowych, przewodów energetycznych oraz dla przejścia ludzi. Nie należy łudzić się pozornym zyskiem wydobywania osiąganym przez prowadzenie obszernych chodników. Ścisłe rozważanie mówi, że pomijając względy bezpieczeństwa, wybranie możliwie małej części węgla z przygotówki a możliwie dużej z odbudowy jest ekonomicznie najsluszniesze.

Z tych również powodów przecinki należy zastępować przewodami lutniowymi.

Ilość zapasowych chodników czy dowieczni dla uniknięcia zbytecznych kosztów utrzymania, winna być ustalona na koniecznym minimum.

Natomiast wymiary zabierek powinny być możliwie duże, o ile na to tylko zezwalają warunki stropowe. Pozwala to na stosowanie zwiększonych załóg względnie na wprowadzenie mechanicznych urządzeń do urabiania i ładowania. Niezależnie od tych korzyści znaczne wymiary zabierek redukują ilość wdzieriek, a tym samym poprawiają regularność ruchu oraz zmniejszają zużycie materiałów wybuchowych.

ORGANIZACJA ZABIERKI

Omówimy zasadę koncentracji oraz zasadę regularności w odniesieniu do organizacji pracy w zabierce.

Zasada koncentracji

Zasada ta wyraża się w dążeniu do skupienia wydobywania całej kopalni w możliwie małej liczbie przodków odbudowy, w wypadku idealnym w jednym przodku.

Konsekwencją tej zasady jest dążność do powiększania wydobywania z pojedynczej zabierki do granic możliwości. Na przeszkodzie stoją tzw. wąskie przekroje w przebiegu pracy w przodku odbudowy.

Przebieg pracy w zabierce składa się z następujących elementów:

1. Urabianie
2. Usuwanie urobku
 - a) ładowanie
 - b) odstawa
3. Zabezpieczenie wyrobiska
4. Likwidacja wyrobiska.

Każdy z tych elementów może w poszczególnym wypadku okazać się przekrojem wąskim.

Dążeniem postępu technicznego jest zamienienie aktualnego przekroju wąskiego w przekrój szeroki i zharmonizowanie z tym przekrojem pozostałych elementów.

Charakterystyczną jest ewolucja, którą górnictwo jako całość przeszło w tym zakresie w ciągu swego rozwoju. W początkach górnictwa wąskim przekrojem było urabianie. Żelazko i perlik były bardzo mało wydajnymi narzędziami. Ładowanie i odstawa, choć prymitywne, jak również i pozostałe elementy nadążały bez trudu. Z chwilą wprowadzenia materiałów wybuchowych a później wiercenia maszynowego wąski przekrój przerzucił się na zagadnienie odstawy. Wprowadzenie dużych wozów, rynien, taśm, transporterów łańcuchowych itp. przesunęło punkt ciężkości na ładowanie. Ten z kolei wąski przekrój usuwają amerykańskie ładowacze mechaniczne.

Wprowadzenie ładowaczy mechanicznych w naszym zagłębiu nasuwa jednak poważne trudności, które muszą być rozwiązane. Należy sobie bowiem zdać sprawę z faktu, że zastosowanie ładowaczy zmienia element ładowania z przekroju wąskiego w przekrój najszerszy. W zrozumieniu tego faktu technika amerykańska starała się podciągnąć wszystkie inne elementy pracy w przód do odbudowy do elementu ładowania. I tak użyto najwydatniejszych środków odstawy, wprowadzono nowe typy wrębiarek i maszyn do wiercenia, zastosowano długie otwory strzelnicze i nowe materiały wybuchowe.

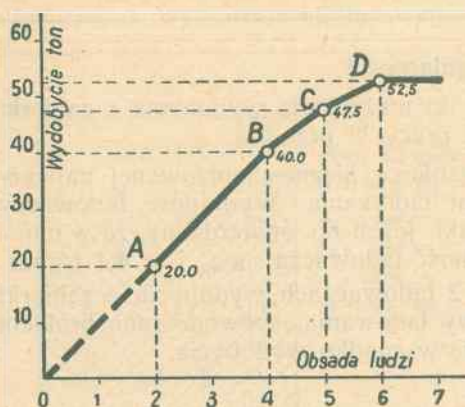
W warunkach Zagłębia Górno-śląskiego najwęższego przekroju przy zastosowaniu maszyn amerykańskich należy spodziewać się ze strony zabezpieczenia wyrobiska, to znaczy obudowy. Nadzwyczaj korzystne stropy nie narzuciły technikom amerykańskim konieczności rozwiązania tego zagadnienia. Dla nas będzie to jednak problem zasadniczy. Okaże się koniecznym usunięcie z obudowy zabierek stojaków pośrednich, aby maszynom umożliwić manewrowanie. Stropnice musiałyby być bardziej wytrzymałe, aby mogły przy pozostawieniu tylko dwu stojaków końcowych poddać ciśnieniu stropu. Nasuwa się myśl wprowadzenia stropnic o specjalnym przekroju, stalowych lub ze stopów lekkich, przy zastosowaniu maszyn do budowania, używanych w Ameryce.

Jak z powyższych uwag wynika, należy przewidywać pewne trudności przy mechanizowaniu odbudowy na naszych kopalniach. Próby i znalezienie środków zaradczych będą wymagać dłuższego czasu. Zasięg stosowania będzie powiększał się stopniowo od warunków najkorzystniejszych do coraz trudniejszych.

Jeszcze przez szereg lat posiadać będziemy przeważający procent zabierek niezmehanizowanych. Do nich w międzyczasie należy podejść od strony organizacji i ekonomii ruchu.

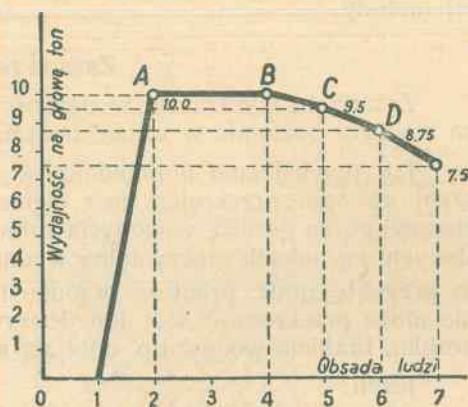
Rozważmy zastosowane zasady koncentracji.

Wąskim przekrojem w naszych warunkach jest przeważnie ładowanie i to szczególnie w okresie pędzenia pełnego frontu zabierki oraz w okresie wybierania nogi. Natomiast w okresie wdzierki urabianie i obudowa nie nadążają za ładowaniem. Wynika z tego, że załoga ładowaczy w okresie wdzierki bywa zbyt duża, zaś w pozostałych okresach niewystarczająca. Kopalnie stosują jednak przeważnie niezmienną obsadę, bez względu na okres pracy zabierki. Nie uwzględniają również różnic stałych, wyrażających się w miąższości pokładów, wymiarach zabierek, warunkach stropowych, warunkach odstawy itp.



Wydobyte z zabierki przy zmiennej obsadzie

Rys. 1a



Wydajność jednostkowa na zabierce, przy zmiennej obsadzie

Rys. 1b

W bardzo wielu wypadkach okaże się przy bliższym zbadaniu możliwe i celowe zmienienie obsady zabierki. Dla każdego pokładu czy pola wskazane jest przeprowadzenie prób w tym zakresie. Ponieważ wprowadzenie dodatkowego człowieka jest niewątpliwie pewnym utrudnieniem warunków, próby odnośne należy przeprowadzać z załogami wzorowymi, zachęconymi obietnicą premii specjalnej. Próby tego rodzaju pozwolą nam dla danego typu zabierki zbudować diagram wydobywania przy zmiennej obsadzie. Diagram tego rodzaju przedstawia rys. 1 a. Rysunek ten zestawiono na podstawie wyników rzeczywistych z prób wykonanych na jednej z kopalni w odbudowie filarowej w pokładzie 507 (miąższość 4 m, upad 2,5 do 4°, warunki stropowe dobre, ładowanie na wozy). Punkt A przedstawia obsadę minimalną, potrzebną do przeprowadzenia budynku. Między punktami A i B wydajność pozostaje niezmienną i słuszność obsadzenia zabierki odnośną załogą nie ulega wątpliwości. Obsadę taką nazwiemy normalną. Przy dalszym zwiększeniu obsady do punktu C względnie D wydajność jednostkowa wprawdzie spada (rys. 1 b), wydobyte z zabierki jednak dalej rośnie. Przy przekroczeniu punktu D wzrost sumy wydobywania ustaje. Jasne jest, że powiększenie obsady ponad cyfrę wskazaną punktem D nie jest racjonalne. Słuszność powiększania załogi od punktu B do D musi być dla każdego wypadku rozstrzygnięta indywidualnie. Wprowadzając dodatkowego człowieka ponad obsadę normalną obniżamy możliwość osiągnięcia wydajności normalnej i nie chcąc zniechęcać załogi, musimy obniżyć normę lub

w inny sposób wyrównać warunki akordu. Tym samym tony wydobyte przez dodatkowego człowieka będą droższe od normalnej tony z zabierki. Natomiast tony te nie będą obciążone praktycznie dodatkowymi kosztami odstawy. Należy więc ustalić koszt dodatkowej tony z uwzględnieniem robocizny, materiałów wybuchowych i budynku i zastanowić się, czy istnieje możliwość uzyskania dodatkowych ton w tej cenie przez obsadzenie zbywających ludzi w innych przodkach. W tym ostatnim wypadku będzie na ogół konieczne doliczenie dodatkowych kosztów odstawy oraz utrzymania odnośnych dróg odstawowych i wentylacyjnych. Częstokroć okaże się obsadzenie dodatkowego człowieka w zabierce jako racjonalne. Oczywiście zdarzą się wypadki, gdzie względy bezpieczeństwa zabronią stosowania tej metody.

Zasada regularności

Zasada ta wyraża się w dążności do utrzymania wydobywania z zabierki na równym poziomie w czasie trwania pracy w przodku.

Jak powiedziano poprzednio, w zabierce niezmechanizowanej największym na ogół przekrojem jest element ładowania. Wydajność ładowaczy stanowi górną granicę wydobywania zabierki. Jeżeli np. stwierdzimy, że w określonych warunkach maksymalna wydajność ładowacza $w_{max} = 4,1$ t/godz. to przy $5\frac{1}{2}$ godz. pracy w przodku i 2 ładowaczach wydobyć z zabierki nie może przekroczyć 45,1 ton. Przerwy ładowania, spowodowane brakiem urobku, brakiem wozów itp. odbijają się w spadku wydobywania.

Jeżeli:

c = czas pracy w przodku (w godzinach)

W = wydobyć z przodka na dniówkę (w tonach)

$\frac{W}{c} = w_g$ = wydobyć średnie na godzinę (w tonach)

w_s = wydobyć szczytowe (w szczytowej godzinie — w tonach)

to : $\frac{w_g}{w_s} = r < 1$ = współczynnik regularności.

$N = w_s \cdot c - W$ jest miarą strat spowodowanych nieosiągnięciem wydobywania szczytowego przez cały czas pracy w przodku.

Gdybyśmy, rozporządzając odpowiednim materiałem doświadczalnym w miejsce w_s mogli wstawić w_{max}^w , to $N_t = w_{max} c - W$ wyrażałoby całkowite straty w stosunku do teoretycznego maksymalnego wydobywania z przodka przy danej obsadzie.

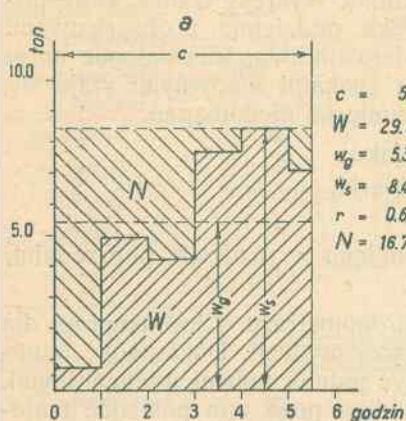
Określenie wartości w_{max} wymaga dłuższych obserwacji, natomiast wartości w_s są łatwe do ustalenia. Przy załogach wzorowych wartości w_s zbliżają się do w_{max} . Ponieważ poza tym najważniejszy z kolei element w zabierce, tj. odstawa musi być z natury rzeczy dostosowany do w_s , badanie wyrażenia N ma rację bytu i może być określone jako oznaczanie strat w zabierce, jakie powstają w związku z niepełnym wyzyskaniem odstawy.

Jeżeli $r = 1$, to $N = 0$ — straty nie istnieją.

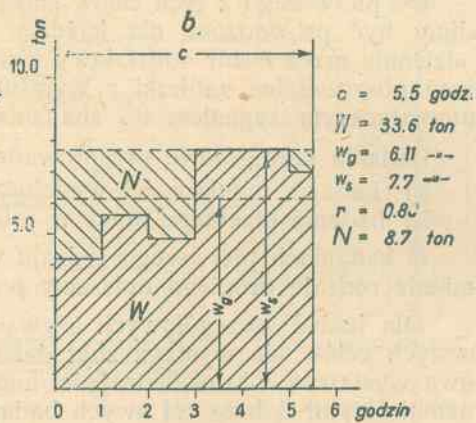
Wynika z powyższego, że wydobyć w zabierce powinno być utrzymywane przez cały czas pracy w przodku na poziomie wydobywania szczytowego w_s .

Badanie regularności wydobywania z zabierki polega na zanotowaniu wydobywania przeliczonego na tony w odstępach godzinowych w czasie od rozpoczęcia do ukończenia pracy w przodku. Należy wyeliminować obserwacje w warunkach nienormalnych (np. zawal w zabierce, niepełna obsada itp.)

Rys. 2 przedstawia przykładowo wyniki omawianych badań. W wypadku badanym na rys. 2a współczynnik regularności r wynosił 0,64, straty $N = 16,7$ t przy wydobywaniu $W = 29,05$ t. W godzinach pierwszych stwierdzenia organizacyjne przeprowadzono powtórne badanie (rys. 2 b), które wykazało brak urobku w zabierce i po poprawieniu tego stanu przez pociągnięcie $r = 0,80$, $N = 8,7$ t, $W = 33,6$ t. Charakterystyczne jest, że wydobywanie szczytowe spadło z 8,4 t na 7,7 t, a mimo to skutek poprawienia regularności wydobywanie ogólne wzrosło.



Rys. 2a



Rys. 2b

Wykres regularności wydobywania zabierki.

Z praktyki wiadomo, że rozważania o znaczeniu czynnika regularności nie mają charakteru tylko teoretycznego. Na kopalniach słabo zorganizowanych powszechnie spotyka się na początku dniówki rynny i taśmy biegnące bez wydobywania, pochylnie, czekające na wozy pełne. Przeciwnie, pod koniec dniówki odstawa (często za słabo dymensjonowana dla wydobywania szczytowego) z trudnością nadąża w odbiorze wydobywania. W godzinach szczytowego ruchu zdarzają się z natury rzeczy najczęstsze przeszkody na odstawie, pogarszając jeszcze dodatkowo spodziewane wyniki.

Ten stan może być poprawiony jedynie przez poprawienie regularności wydobywania z przodków.

Nieregularności mają swe źródło w błędach organizacyjnych (złe zharmonizowanie czynności członków załogi przodka, nieregularna dostawa wozów, drzewa), w nieodpowiednich warunkach technicznych (spadek napięcia, nieodpowiedni materiał wybuchowy itp.) oraz w nawyku psychicznym członków załogi do powolnego rozpoczynania pracy.

Błędy organizacyjne należy badać metodami opisanymi w następnym rozdziale i usuwać. Również braki techniczne należy poprawiać w miarę możliwości. Nawyki psychiczne są do zwalczania konsekwentnym wpływem wychowawczym, wywieranym na dozór i członków załogi.

W pokonaniu nieregularności wydobywania przodka leży główne źródło dobrych wyników przodków rekordowych. Przodownik obdarzony talentem organizacyjnym potrafi przeprowadzić racjonalny podział pracy między członków załogi przodka i spowodować regularną dostawę wozów, drzewa i energii dla swego przodka. Jeżeli przy tym posiada wpływ na swoją załogę i skłoni ją do regularnej pracy w ciągu całej dniówki, osiąga współczynnik „r” bliski wartości 1,0 i w efekcie rekordowe wydobywanie w stosunku do innych przodków.

Metody badań

Obserwacja wyników powinna składać się z kontroli stałej oraz z kontroli doraźnych, szczegółowych.

Do pierwszego z tych celów służą doskonale wykresy Ganta, które powinny być prowadzone dla każdego przodka oddzielnie i obserwowane codziennie przez dozór oddziałowy i przez kierownictwo. Nieosiąganie norm przez poszczególne zabierki z wyjaśnieniem znakami umownymi staje się automatycznym sygnałem do zbadania i usunięcia niedomagań.

Badania szczegółowe przeprowadzamy jako:

- a) badania regularności wydobywania zabierki,
- b) badania przebiegu pracy w zabierce.

O badaniach pierwszego rodzaju wspomniano w rozdziale poprzednim, badania rodzaju drugiego opiszemy poniżej.

Dla badań szczegółowych używamy chronometrażu. Chronometraż dla naszych celów nie wymaga zbyt daleko idącej precyzji. Dokładność minutowa wystarcza. Chronometryści muszą być jednak ludźmi inteligentnymi, rozumiejącymi dobrze cel swych badań. Powinni poza tym posiadać umiejętność postępowania z załogą, aby z jej strony nie spotkać się z utrudnieniami.

Byłoby pożądane przeprowadzanie przez Instytut Naukowo-Badawczy PW krótkiego kursu chronometrażu, aby uzupełnić brak kwalifikowanych pracowników w tym zakresie.

Atmosfera ogólna dla badań tego rodzaju jest bardzo korzystna gdyż wszelka akcja zmierzająca do poprawy wydajności i kosztów znajduje pełne zrozumienie i poparcie ze strony wszystkich miarodajnych czynników.

Chronometraż winny być przeprowadzany w pierwszym rzędzie wśród załóg wzorowych. Wniósłby rozszerzać należy na wszystkie zespoły o podobnym typie — w naszym wypadku na zabierki całego pola, pokładu itp.

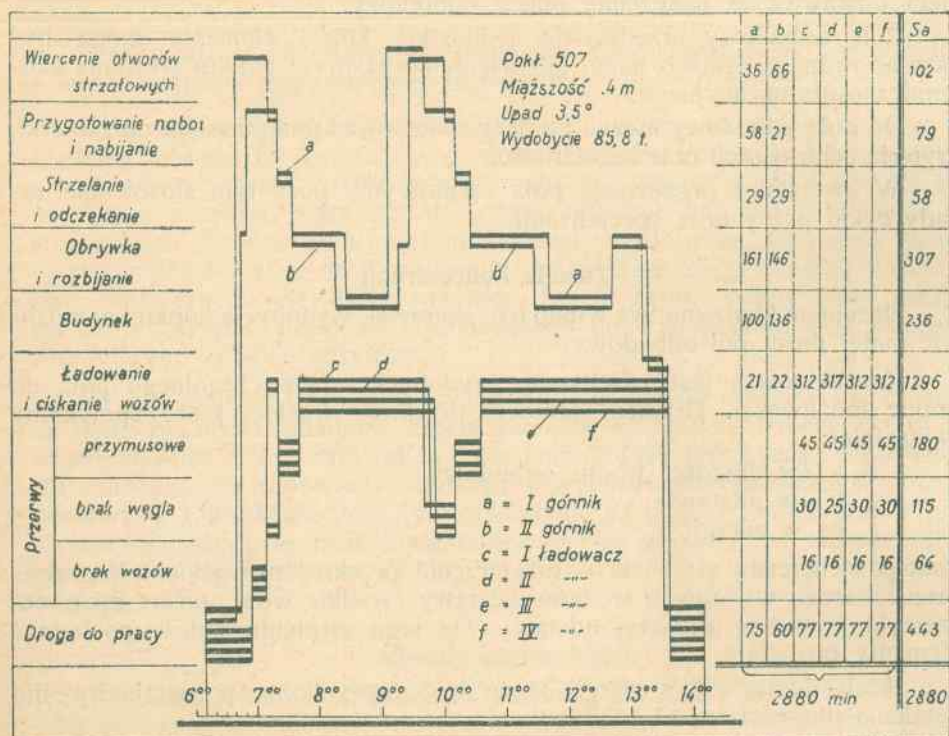
Przy badaniu przebiegu pracy w zabierce układa się na podstawie przeprowadzonego chronometrażu harmonogram pracy poszczególnych członków załogi zabierki. Prześledzenie harmonogramu daje możliwość wyszukania błędów organizacyjnych względnie przeciwnie przy zespołach rekordowych możliwość określenia metod pracy prowadzących do rekordowych wyników. Harmonogram pozwala również stwierdzić w sposób szczegółowy błędy w funkcjonowaniu odstawy, w dostawie drzewa itp.

Rezultaty badań harmonograficznych bywają częstokroć rewelacyjne.

Obserwacje harmonograficzne przeprowadzone na jednej z kopalni wykazały, że czysta praca górnika (rębacza) w czasie dniówki trwała zaledwie 125 minut. Zaradzono temu przez wprowadzenie wspólnego akordu w miej-

sce akordu indywidualnego z równoczesnym wprowadzeniem premii za wydobyte ponad normę. Środkami tymi skłoniono górników do ładowania węgla w wolnym czasie. Przy odpowiedniej propagandzie uzyskano wyniki o ca 15% lepsze, przy równoczesnym wzroście zarobków o ca 25%. Zwiększenie załogi zabierki przez wprowadzenie dodatkowego ładowacza było w tym wypadku ze względu na złe warunki bezpieczeństwa niewskazane.

W innym wypadku opisanym poniżej bardziej szczegółowo stwierdzono, że ładowacze przez 50 do 70 minut po przybyciu na zabierkę nie mieli urobku do ładowania. Na tej podstawie przyspieszono zjazd i wyjazd jednego górnika z pomocnikiem, osiągnięto lepszą regularność wydobywania i uzyskano około 5% poprawy wydobywania.



Wykres przebiegu pracy na filarze

Rys. 3

Na rys. 3 przedstawiono przykładowo jednoosobny harmonogram pracy, zestawiony na podstawie chronometrażu przeprowadzonego na jednej z kopalni w pokładzie 507 (miąższość 4 m, upad 3,5°, warunki stropowe bardzo dobre, ładowanie do wozów). Jednoosobna zabierka, podobnie jak ca 85% zabierki na tej kopalni przeszła już poprzednio zabieg zwiększenia obsady z czterech na sześć osób. Zaznaczyć należy, że załoga badana należała do zespołów rekordowych, co wyraża się w dobrej wydajności 14,3 t/gł. a na harmonogramie w harmonijnym na ogół, cyklicznym przebiegu pracy. Mimo tak nieprzeciętnie dobrych wyników można na harmonogramie zaobserwować błędy, które należało usunąć. Jednocześnie pracy górników stwierdzamy, że pierwsze strzały nie dały dostatecznej ilości urobku dla ładowacza, zaś

przebieg pracy ładowaczy wykazuje, że na początku dniówki w czasie od godz. 6,57 do godz. 7,40 nie są oni prawie wcale zatrudnieni, ze względu na brak urobku i wozów. Na podstawie harmonogramu należało zjazd jednego górnika i jednego ładowacza przyspieszyć o 1 godzinę w celu wcześniejszego przygotowania węgla do ładowania a równocześnie zapewnić wcześniejszy dopływ próżnych wozów. Tak też uczyniono podwyższając wydajność na 14,9 t/gł. Zabieg ten rozszerzono z dobrym skutkiem na wszystkie zabierki odnośnego pokładu.*)

ORGANIZACJA POLA ODBUDOWY

Grupę zabierek związanych pochylnią odstawową względnie chodnikiem odstawowym nazywamy polem odbudowy.

Pole odbudowy przedstawia jednostkę, której elementy mogą być ukształtowane w sposób mniej lub więcej korzystny z punktu widzenia ekonomiczno-organizacyjnego.

Do pola odbudowy można i należy zastosować podobnie jak do zabierki, kryteria centralizacji oraz regularności.

W związku z organizacją pola rozpatrzmy poza tym stosowanie zasady cyklu pracy oraz specjalizacji.

Zasada koncentracji

Dążeniem kierownictwa winno być skupienie wydobywania kopalni w możliwie małej ilości pól odbudowy.

Konsekwencją jest zwiększenie wydobywania z poszczególnego pola do granic możliwości. Granicę stanowią przekroje wąskie, które spotykamy najczęściej:

- a) w długości frontu odbudowy
- b) w odstawie
- c) w energii.

Postęp techniczny stara się o rozszerzenie przekrojów wąskich. Wprowadzenie bardzo wydajnych środków odstawy (wielkie wozy, taśmy itp.) rozszerzyło poważnie przekrój odstawy. Do tego elementu należy pociągnąć elementy pozostałe.

Jeżeli dostarczenie energii może być zapewnione, pozostaje kwestia ustalenia długości frontu odbudowy.

Związana z długością frontu liczba zabierek w ruchu powinna swym wydobywaniem pokrywać sprawność przewozu.

Jeżeli nazwiemy:

S_{max} = sprawność całkowita odstawy na godzinę

p = współczynnik pewności ruchu odstawy

to:

$S = p S_{max}$ sprawność faktyczna odstawy na godzinę. Z drugiej strony ustalamy przewidywane wydobywanie z jednej zabierki = W .

Znając z uprzednich badań współczynnik regularności wydobywania dla danego typu zabierek = r , możemy napisać:

$$\frac{r \cdot S}{W} = J = \text{ optymalna liczba zabierek w polu.}$$

*) Próby opisane przeprowadził inż. St. Wilk.

Optymalna liczba zabierek wymnożona przez wymiar zabierki mierzony po upadzie daje teoretyczną długość frontu odbudowy, konieczną dla danego pola. Długość ta musi być jednak w normalnych warunkach powiększona o 15 do 30% dla utrzymania prawidłowego frontu odbudowy. Czym lepsze warunki stropowe, tym rezerwa może być mniejsza i koncentracja na froncie większa. Dobre warunki ciśnienia pozwalają na pewne odstępstwa od prawidłowego schodkowego frontu, co z punktu widzenia wyzyskania środków odstawowych może być korzystne. Tu należeć będą systemy odbudowy wielozabierkowej z dowiezchni (system kopalni Bobrek) jak również wszelkie systemy odbudowy dwuskrzydłowej. Natomiast przy ciśnieniach znacznych należy przestrzegać skrupulatnie prawidłowej linii frontu a szczególnie unikać tworzenia półwyspów, ograniczonych z trzech stron odbudową.

Przy wstrząsach górotworu (tąpania) należy rozluźniać koncentrację, a wtedy wstrząsy mają przebieg łagodniejszy.

Jako dalszy sposób koncentracji w polu należy wziąć pod uwagę obkładanie zabierek na dwie a nawet na trzy zmiany. Podobnie jak wzmacnianie obsady w zabierce i ten proceder stwarza pewne uciążliwości dla kierownictwa i załogi, równocześnie jednak redukuje automatycznie ilość pól koniecznych do obłożenia prelimitowanego wydobywania. Odpadają koszty utrzymania całej sieci dróg związanych z prowadzeniem zbędnej ilości pól oraz amortyzacji wszystkich urządzeń (szyn, taśm, przewodów energetycznych, narzędzi pracy itd.) koniecznych do wyposażenia pola. Korzyści ekonomiczne są więc oczywiste.

W zrozumieniu tego faktu przeważna ilość kopalń obkłada swe zabierki na dwie zmiany. Obkładanie części zabierek na zmianę trzecią jest w zasadzie słuszne. Część zabierek w polu musi jednak pozostawać nieobłożona dla umożliwienia rabowania obudowy i wykonywania przekładek środków odstawy w zabierkach. Poza tym obkładanie na trzecią zmianę jest w pełni racjonalne tylko przy posiadaniu takiego parku wozów, aby nie zachodziła konieczność uruchamiania wydobywania szybowego i sortowni na zmianie trzeciej.

Zasada regularności

Podobnie jak to zrobiliśmy dla zabierki, również i dla pola odbudowy jako jednostki można przeprowadzić rozumowanie odnośnie strat wynikających z niepełnego wyzyskania odstawy na skutek nieregularności wydobywania w polu.

Podobnie jak dla zabierek, można i należy przeprowadzać również dla pola odbudowy badania regularności przez notowanie wydobywania w okresach godzinowych.

Istnieją kopalnie stosujące codzinne, telefoniczne raportowanie wydobywania z pól. Raporty zbiera centrala telefoniczna, zestawia je w raport dniówkowy, a w razie rażących odchyżeń od normy alarmuje niezwłocznie kierownictwo. Kierownictwo otrzymuje możliwość natychmiastowej interwencji. Poza tym uzyskuje materiały do planowania odstawy a z drugiej strony bodziec do przeprowadzenia badań regularności wydobywania w przodkach. Jest bowiem oczywiste, że regularność wydobywania w polu organizacyjnie zależy w pierwszym rzędzie od uzyskanej regularności wydobywania w przodkach.

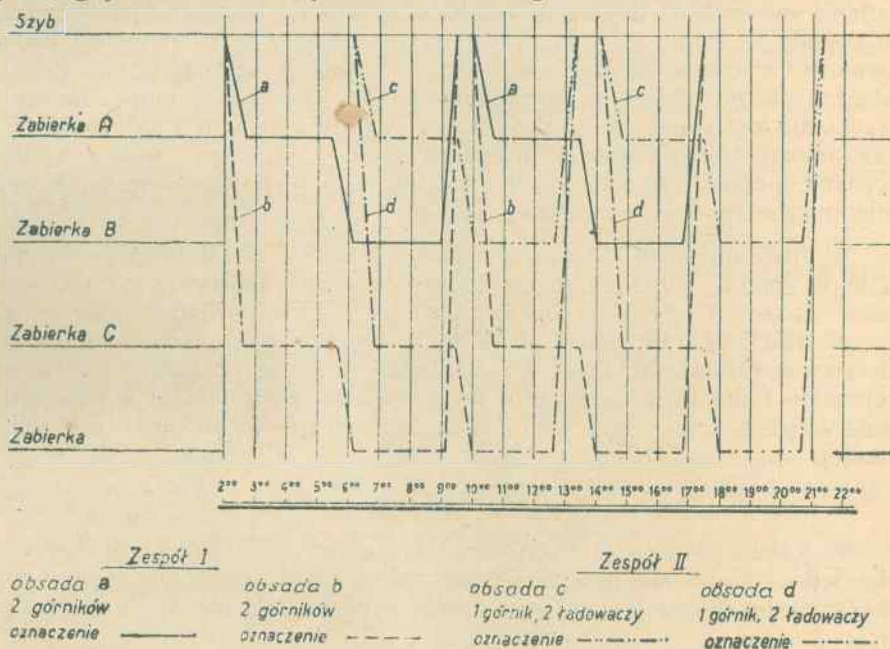
Zasady cyklu pracy i specjalizacji

Zasada cyklu zharmonizowanego pod względem przebiegu poszczególnych procesów pracy, powtarzającego się w regularnych, przewidzianych, okresach czasu jest cechą każdej poprawnie zorganizowanej jednostki produkcyjnej.

Podczas gdy w organizacji odbudowy ścianowej zasada ta znajduje pełne zastosowanie, praca na zabierce nie dała się dotychczas w większej mierze pod nią podciągnąć.

Na ścianie głównym czynnikiem wprowadzenia cyklu była maszyna — wrębiarka. Podobnie i na zabierkach użycie maszyn do urabiania i ładowania stanie się ipso facto powodem do zbudowania cyklu pracy. Pole odbudowy, składające się z paru lub kilku przodków będzie obsługiwane przez wyspecjalizowane zespoły jak zespół wrębiarzy, strzałowych, budowaczy i ładowaczy postępujących cyklicznie za sobą.

Nad organizacją odbudowy zmechanizowanej nie będę się jednak zatrzymywał, gdyż stanowi ona przedmiot osobnego referatu.



Schemat rozkładu pracy w grupie 4 zabierek

Rys. 4

Następstwem stosowania cykli pracy jest specjalizacja zespołów, wykonywujących stale powtarzające się czynności. Specjalizacja z kolei zwiększa sprawność zespołów i gwarantuje fachowe wykonanie zadań.

O ile w zakresie zabierek niezmechanizowanych cykliczność i specjalizacja znajduje się w stadium dość prymitywnym o tyle w ramach pól odbudowy, nawet niezmechanizowanych, czynione są pewne próby w tym kierunku.

Jako przykład pierwszy*) podam eksperyment, przeprowadzony na jednej z kopalni na grupie 4 zabierek w pokładzie o miąższości 3,8 m do 4 m

*) Próby opisane przeprowadził inż. K. Czechowicz.

przy średnio dobrym stropie i odstawie na wozy. Filary te posiadały tradycyjną obsadę po 4 ludzi — razem 16 ludzi i dawały w sumie średnio 163,2 t na zmianę. Wydajność na głowę wynosiła więc 10,2 t/gł. Nowe rozwiązanie polegało na związaniu całej grupy wspólnym akordem i utworzeniu dwu zespołów o następującym składzie:

zespół I = 4 górników

zespół II = 2 górników i 6 ładowaczy

w sumie = 12 ludzi.

Zespół I zjeżdżał o 4 godziny wcześniej, przygotowywał urobek na dwu zabierkach i był luzowany przez zespół II. Następnie zespół I przechodził na dwie drugie zabierki a za nim postępował zespół II. W ten sposób powstał cykl, który był kontynuowany przez zmianę popołudniową. Regularność wydobywania wzrosła, wydobywanie na zmianę pozostało na dawnym poziomie, było natomiast osiągnięte przez 12 ludzi. Wydajność wzrosła zatem na 13,6 t/gł. przy niezmięnionej koncentracji wydobywania z poszczególnego przodka (rys. 4).

Przykład drugi*) pochodzi z kopalni, na której w paru pokładach stosuje się odbudowę wielozabierkową z długich dowiezchni. Praca w zabierce składa się z ujechania wcinki, wykonania wdzierki i wybierania zabierki wraz z nogą. Ze względu na odmienny charakter tych czynności wydzielono grupy specjalistów wcinkarzy, wdzierkarzy i filarów, którzy według z góry przewidzianego planu w formie luźnego cyklu postępują za sobą. Poza dobrymi wynikami co do wydajności uderzającym jest przy tej organizacji brak wypadków na wdzierkach, będących normalnie najbardziej niebezpieczną robotą na zabierce w warunkach odnośnej kopalni.

UWAGI KOŃCOWE

Poza poruszonymi dotąd momentami pozostaje szereg elementów, z których każdy musi być rozwiązany organizacyjnie poprawnie, jeśli chcemy osiągnąć korzystne wyniki.

Należałoby z tego punktu widzenia rozpatrzyć szerzej sprawę odstawy. Należy tu dalej kwestia dostarczenia energii elektrycznej o dostatecznym woltażu względnie powietrza o wystarczającym ciśnieniu. Wymienić należy zagadnienie dostarczenia materiałów, szczególnie elementów obudowy blisko przodka i w koniecznej ilości, dostarczenie narzędzi w dobrym gatunku i utrzymanie ich, stworzenie obfitego przewietrzania. Niezmiernie ważnym jest dobór załogi i instruowanie jej oraz dozoru o wysokich kwalifikacjach. Z czynnikiem ludzkim łączy się sprawa akordowania i wynagrodzenia.

Każde z tych zagadnień winno być przez kierownictwo przemysłane i rozwiązane optymalnie w celu osiągnięcia pełnego wyniku ekonomicznego.

Osobno należałoby rozpatrzyć kwestię bezpieczeństwa pracy w związku z organizacją odbudowy. Można by żywić obawy, że koncentracja i zwiększenie tempa pracy noszą w sobie możliwość zwiększenia wypadkowości. Momenty te jednak można wyeliminować przez odpowiedni dozór i wykształcenie załogi. Tutaj znów możemy powołać się na wyniki amerykańskie, gdzie mechanizacja kopalń idzie równolegle ze zmniejszeniem współczynników wypadkowości.

*) Próby opisane przeprowadził inż. J. Wasik.

Nie można przy tym dość wyraźnie zaznaczyć, że sprawa bezpieczeństwa musi przy wyborze systemu odbudowy, przy określeniu załogi przodka, przy określeniu dopuszczalnej koncentracji na froncie odbudowy grać rolę naczelną.

Nieszczęśliwy wypadek poza stratami społecznymi jest najgorszym wrogiem wydajności i kosztów. Załamuje psychicznie dozór i załogę. Jego możliwość winna być w miarę możliwości wyeliminowana.

Na zakończenie zaznaczam, że referat niniejszy nie rości sobie pretensji ani do wyczerpującego ani do wystarczająco pogłębionego opracowania tematu. Przez wskazanie paru myśli przewodnich ma on za zadanie skierować uwagę techników na zagadnienia związane z trudną w ujęciu, ostatnio bardzo zaniedbaną a jednak ważną i pasjonującą sprawą organizacji odbudowy zabierkowej.

Badania i próby, jakie zechcą, mam nadzieję, podjąć w tym zakresie technicy-praktycy naszego zagłębia stworzą materiał konieczny do syntetycznego ujęcia odnośnych zagadnień przez naszych techników-naukowców i naukowców.

Zasady odbudowy ścianowej

WSTĘP

Do końca poprzedniej wojny światowej tj. do roku 1918, stosowano u nas prawie wyłącznie filarowy system odbudowy. Pokłady cienkie eksploatowano albo tylko tym systemem, albo też eksploatacji ich nie prowadzono w ogóle.

Poważna część żyjącego dziś pokolenia inżynierów i techników pamięta pierwsze kroki górnictwa polskiego stawiane na polu odbudowy pokładów cienkich.

System odbudowy długimi frontami przeszczepiony został do nas z Anglii poprzez zagłębie Ostrawsko-Karwińskie.

Po roku 1918 zaczęto stopniowo wprowadzać ten system, najpierw krótkimi ubierkami z zabezpieczeniem zrobów przy pomocy stosów drewnianych, wykonywanych ze starego drzewa, pustych względnie wypełnianych kamieniem, układanych rzędami lub w szachownicę, pozostawianych w zrobach. Sposób ten mimo dużej ściśliwości stosów i osiadania stropu i mimo częstych zawałów utrzymuje się dość długo. Za kolebkę odbudowy długimi frontami w Polsce należy uważać przede wszystkim kopalnie Brzeszcze, Silesia, Dębieńsko oraz kopalnie Niecki Rybnickiej.

Z biegiem czasu oraz w miarę pojawiania się dużej maszyny wrębowej przedłuża się front ścianowy, stosuje coraz częściej podsadzkę pełną lub częściową, z zachowaniem chodników ucieczkowych, początkowo co 25 metrów, później rzadziej.

Rozwój na większą skalę datuje się dopiero z czasów po 1930 roku. Już przedtem jednak pojawiają się zapaleni entuzjaści tego systemu, zwłaszcza długich frontów z inż. R. Sznapką oraz J. Kmietowiczem na czele.

Długości ponad 400 m nie są już rzadkością choć wydobyć z tych frontów nie jest jeszcze ani pewne ani uregulowane. Wchodzi w rachubę przeważnie podsadzka pełna lub częściowa pasami, stosowana prawie wszędzie do roku 1925.

Później zaczęto stosować coraz śmielej system ścianowy na zawał, zaczynając od frontów krótkich kolejno do najdłuższych, prowadząc z biegiem czasu coraz rzadziej chodniki ucieczkowe.

Zabezpieczenie od zrobów stanowią coraz częściej stosy drewniane w dwóch, wreszcie tylko w jednym rzędzie z drzewa twardego, wyzwalane w najrozmaitszy sposób (poduszki z mialu, patentowe belki wyzwalające) albo stosy z szyn kolejowych.

W latach 1935 i 1936 z inicjatywy naczelnego dyrektora dawnego Rybnickiego Gwarectwa Węglowego inż. Bolesława Krupińskiego, jednego z największych już wówczas zwolenników mechanizacji i modernizacji w górnictwie, wyjeżdżają za granicę kilkakrotnie wycieczki inżynierów górniczych, z zadaniem zbierania między innymi również warunków odbudowy ścianowej na zachodzie.

Stwierdzono, że wówczas kiedy w naszym zagłębiu stosowano już w całej rozciągłości odbudowę ścianową na zawal, w zagłębiu Westfalsko-Nadrenskim nie spotkaliśmy mimo sprzyjających po temu warunków ani jednej ściany na zawal.

Tamtejsze władze górnicze podchodziły aż do wojny do tego zagadnienia bardzo ostrożnie. W czasie okupacji bardziej lojalni niemieccy dyrektorzy kopalń śląskich podziwiali śmiałość górnika polskiego.

Górnictwo nasze, jeżeli chodzi o sztukę górniczą kroczyło zawsze samodzielnie i odważnie naprzód, w wielu zagadnieniach uzyskując przodujące miejsce.

Wzorując się na górnictwie zagranicznym wprowadzono w tym czasie obudowę stalową na ścianach oraz poważne zmechanizowanie przewozu, a co za tym idzie, dalszy rozwój systemu ścianowego aż do form najśmielszych, między innymi odbudowy ścianowej bardzo długimi frontami (ponad 400 m) z obudową całkowicie stalową, zabezpieczeniem od zrobów jednym tylko rzędem dodatkowych stojaków (organów), bez utrzymywania chodników ucieczkowych, z kierunkiem postępu odbudowy do pola jak i z pola, często w pokładach podbudowanych.

Trzeba powiedzieć otwarcie, że inżynier i technik polski wykazał tu bardzo dużo inicjatywy.

Tendencja do modernizacji

Inaczej przedstawia się sprawa z mechanizacją przodków. Tu z przyczyn od górnika niezależnych pozostaliśmy ostatnio dość daleko w tyle. Nie możemy się w żadnej mierze porównywać z górnictwem amerykańskim, mającym całkowicie odmienne warunki geologiczne i nieograniczone możliwości techniczne finansowe. Wyprzedzają nas jednak zagłębia europejskie a zwłaszcza angielskie. Ostatnie wycieczki inżynierów angielskich w Polsce stwierdziły bezstronnie, że aż do przodków górnictwo polskie pod wielu względami prześcignęło angielskie. Różnice na niekorzyść naszą i to poważne, zaczynają się dopiero w samym przodku roboczym. Chodzi przede wszystkim o zmechanizowanie urabiania i ładowania, częściowo tylko odstawy, a te właśnie czynniki ograniczają nasze możliwości.

Dająca się jednak zauważyć żywa tendencja do modernizacji i amerykanizacji, duże zainteresowanie ruchowców nowo sprowadzonymi maszynami, przychylnie nastawienie władz centralnych dają w sumie pewność, że w tym kierunku zbliżymy się do górnictwa zagranicznego.

ORGANIZACJA ROBOTY W SYSTEMIE ŚCIANOWYM

Zależność wyników

Wyniki w odbudowie ścianowej zależą będą od trzech podstawowych czynników:

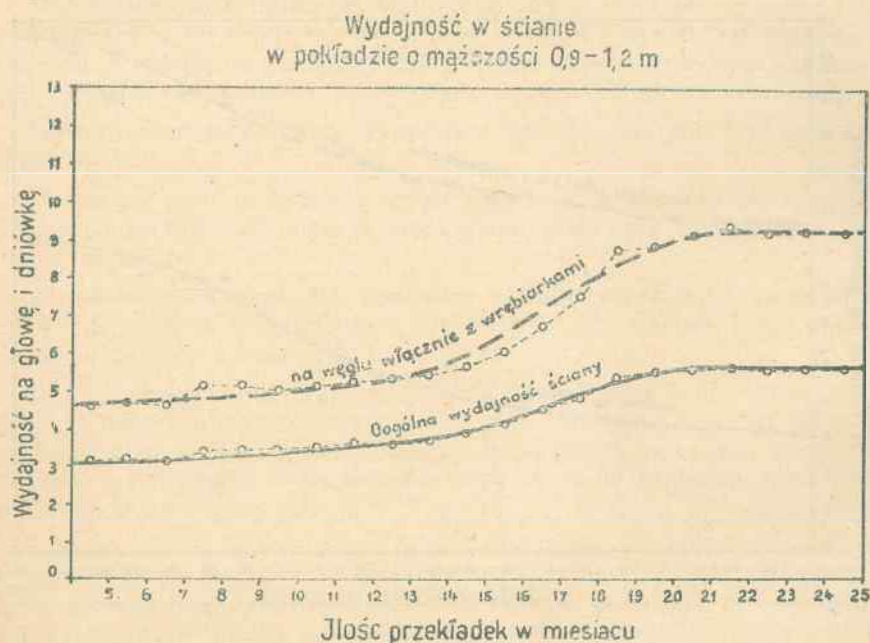
1. Od warunków geologicznych zalegania pokładów oraz od właściwości petrograficznych i hydrologicznych węgla i skał towarzyszących
2. Od urządzeń mechanicznych przodka, rodzaju odstawy i rodzaju energii
3. Od samego człowieka a więc:
 - a) od kierownictwa czyli organizacji robót i dyscypliny,

- b) od pracownika fizycznego tj. jego sprawności fizycznej, inteligencji, fachowości oraz nastawienia psychicznego, co z kolei zależne jest od warunków pracy pod względem bezpieczeństwa, dobrania się załogi w zespole czy grupie, od zarobku a także od warunków osobistego życia pracownika.

Wszystkie te czynniki muszą być starannie przemyślane i dobrane, jeżeli wynik ostateczny ma być dodatni.

O ile pierwszy czynnik nie zależy od nas i trzeba tylko umieć dostosować się do warunków przyrodzonych, o tyle drugi i trzeci może być dobrany dowolnie.

Tak jak w każdej dziedzinie techniki, obojętnie czy to będzie w fabryce śrub, dużych maszyn czy obuwia, tak i tu obowiązuje bezwzględne prawo harmonii (Profesor Adamiecki). W harmonii muszą pozostawać pomiędzy sobą wszystkie najmniejsze czynności składowe oraz urządzenia, bez znacznych przerostów i tym bardziej bez wąskich przekrojów.



Rys. 1

Nie pomoże bowiem najnowocześniejszy środek transportowy lub wyposażenie przodka, jeżeli front ścianowy, jego długość i kierunek oraz szybkość postępu wybrane zostaną niewłaściwie, bez uwzględnienia czynnika pierwszego, gdy górnik nie będzie umiał ujarzmić sił przyrody lub co gorsze rozpęta je przeciwko sobie, albo jeżeli zawiedzie człowiek organizacyjnie czy fachowo.

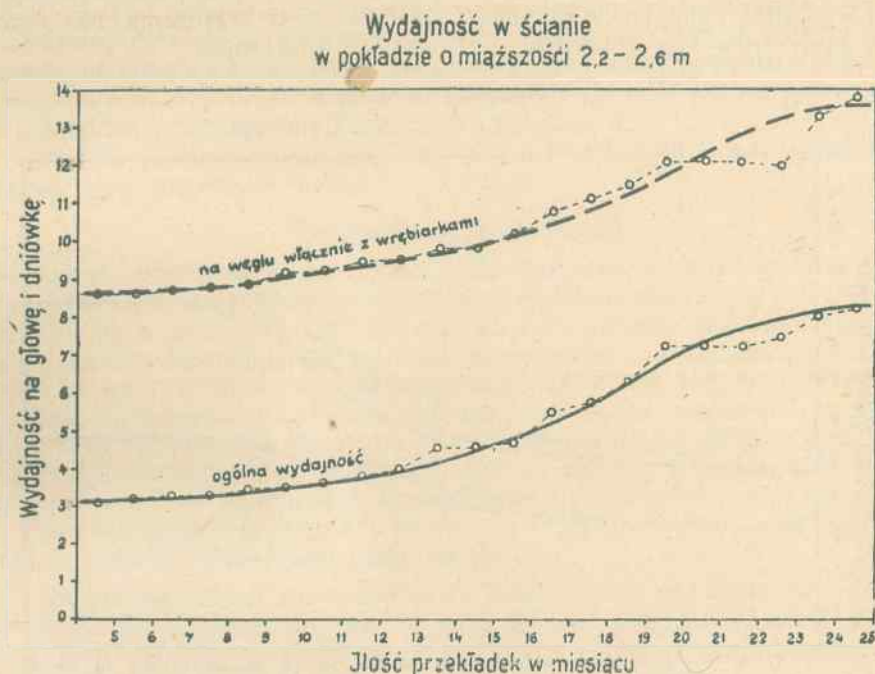
Warunki geologiczne zazwyczaj nie stanowią większego ograniczenia, jeżeli przyjmujemy, że system ścianowy będziemy prowadzili tylko dla pokładów niskich względnie średnich do miąższości około 2,5 m. Z szeregu rodzajów systemu ścianowego zawsze dobrać możemy najwłaściwszy dla danych warunków geologicznych.

Jeżeli chodzi o długość to nie mamy z geologicznych powodów żadnych ograniczeń, przeciwnie im dłuższy stosujemy front ścianowy, tym łatwiej daje się opanować strop.

Ograniczenie wydobywania z jednej ściany może być spowodowane jedynie trudnościami co do przewietrzania względnie trudnościami w odstawie urobku.

Przy istniejących przepisach oraz możliwościach technicznych granica ta przesunęła się poważnie w górę i może z łatwością przekroczyć 1000 t na dobę z jednej ściany.

W naszym zagłębiu spotykamy często ściany o wydobywaniu 700 — 800 t na dobę i tylko chwilowy brak odpowiednich środków transportowych stoi na przeszkodzie dalszej koncentracji.



Rys. 2

W niektórych zjednoczeniach dominuje system ścianowy, mianowicie w jednym z nich 73% wydobywania całkowitego pochodzi z odbudowy ścianowej, średnie wydobywanie z jednej ściany zbliża się do 500 t na dobę.

W punktach takich koncentruje się nie tylko poważna ilość wydobywania ale i gromadzi duża ilość załogi oraz wszelkiego sprzętu górniczego jako też urządzeń technicznych.

Jest więc rzeczą zrozumiałą, że są one czułym punktem danej kopalni, że trzeba im poświęcić wiele czasu i uwagi i że organizacja robót w tych miejscach oraz kontrola muszą być jak najstaranniejsze.

Wydobywanie z jednej ściany stanowi przecież często poważną część wydobywania całej kopalni (25 — 50%).

GŁÓWNE FAZY ORGANIZACYJNE ROBÓT W ŚCIANIE

Rozróżniamy trzy zasadnicze fazy w odbudowie ścianowej:

1. Czas uruchomienia ściany aż do pierwszych regularnych zawałów, trwający kilka najwyżej kilkanaście dni.
2. Główny okres eksploatacji, trwający do kilkudziesięciu miesięcy, zależnie od zapasów i rozciąga.
3. Trzecia faza to krótki okres likwidacji ściany i przenoszenia jej w nową partię pokładu.

W każdej z tych faz położony się nacisk na inne czynności.

Uruchomienie ściany

W pierwszej fazie uruchomienia ściany głównym zadaniem będzie utrzymanie stropu i zabezpieczenie pola roboczego w okresie pierwszego ciśnienia. Mniej ważne będą tu wysokość wydobycia i sposób urabiania.

Dla naświetlenia ogromnej wagi tego zagadnienia podać mogę fakt, iż na cztery znane mi dokładnie w okresie ostatnich dwóch lat masowe nieszczęśliwe wypadki na skutek zawałów ścian w polu roboczym, aż trzy nastąpiły właśnie w pierwszej fazie organizacyjnej odbudowy ścianowej.

Następstwem tych trzech wypadków było 15 zabitych i 18 przeważnie ciężko rannych.

W okresie tym powstaje również poważna ilość zawałów niedocenianych należycie tylko dlatego, iż nie spowodowały one nieszczęśliwych wypadków w ludziach.

Z zasadniczych względów wszystkie zawały bez wyjątku oraz gwałtowniejsze ciśnienia w ścianie muszą być ściśle analizowane oraz dokładnie opisane w książce ścianowej.

Dla możliwego uniknięcia przykrych następstw w tym okresie początkowym należy opracować szczegółowy plan robót dla każdej ściany indywidualnie, plan zazwyczaj dość daleko odbiegający od planu normalnego, zwłaszcza jeżeli chodzi o sposób obudowy tak pod względem jakościowym jak i ilościowym.

Górnik nie ma bowiem możliwości obliczenia wytrzymałości obudowy tak jak robi to w swoim zawodzie mechanik czy statyk, jest on zdany wyłącznie na wyczucie dyktowane doświadczeniem. Zastosuje tu obudowę dodatkową czy to w formie stojaków, czy stosów drewnianych, które później zaniecha.

Poza tym obowiązuje zasada niekoncentrowania w tym czasie dużej ilości wydobycia, tym samym ograniczenie nagromadzenia ludzi, bezwzględnie prostolinijny front, często zaniechanie wrębu, inny sposób urabiania, strzelanie w zrobach, stały dozór itp.

Prosta linia pierwszych zawałów będzie miała nieraz decydujący wpływ na przebieg zawałów następnych. Wskazane są jednym słowem jak najdalej idące środki ostrożności.

Główny okres eksploatacji

Drugą fazą będzie główny długi okres eksploatacji normalnej ze ściany. Po sprowadzeniu kilku pierwszych normalnych zawałów przystępujemy do regularnego optymalnego obłożenia ściany na całej jej długości.

Rozróżniamy tu 5 podstawowych grup czynności mianowicie:

1. Urabianie, ładowanie urobku i zabezpieczenie miejsca pracy. Należą tu wrąb, wiercenie otworów, strzelanie, urabianie ręczne i młotkami odbudowy, ładowanie i obudowa przodka.
2. Odstawa urobku i dostawa materiałów. Zaliczymy tu obsługę urządzeń do odstawy urobku oraz dostawy materiałów, przede wszystkim drzewa oraz drobne naprawy tych urządzeń.
3. Przekładka rur i środków transportowych.
4. Zabezpieczenie od zrobów. Zaliczymy tu przekładkę stosów różnego rodzaju, organów, prace związane z wszelkiego rodzaju podsadzką, zabezpieczenie chodników nad i podścianowych, rabunek obudowy i spowodowanie zawałów za linią odbudowy.
5. Dodatkowa kontrola obudowy żelaznej i kierunku ściany. Będzie to codzienne liczenie obudowy żelaznej, wytyczanie prostej linii ściany itp.

Wszystkie te czynności wymagają odrębnej fachowości robotnika, różnią się bowiem zasadniczo od siebie. Żadnym innym robotnikiem dołowym nie da się zastąpić dobrego wrębiarza, przekładkarza raczej już montera, a zwłaszcza rębacza rabunkarza.

Fachowość górników przy różnych pracach nie jest jeszcze należycie doceniana. Pokutuje jeszcze pogląd, iż stary górnik powinien umieć wszystko. Jest jednak inaczej. Zmiany systemów, daleko idąca mechanizacja wymaga już dziś wybitnej specjalizacji wśród górników. Kopalnie coraz częściej stosują u siebie kształcenie robotników w pewnym kierunku.

Na okoliczność, jak sprawa ta jest ważna, mogę przytoczyć fakt, iż na kilka lat przed wojną inż. Wł. Turkiewicz na jednej z dużych kopalń wprowadził instruktorów wybranych spośród lepszych rębaczy specjalistów dla robót kamiennych.

Mimo, że akcja ta była prowadzona przez krótki czas i że Niemcy zaniechali jej w czasie wojny, skutki tego pociągnięcia w postaci najlepszych postępów w robotach kamiennych wykazuje właśnie ta kopalnia do dziś dnia.

Z wymienionych powyżej czynności niektóre mają duży wpływ na organizację robót w ścianie.

W pierwszej grupie maszyna wrębowa nadaje właściwe tempo pracy i jest poważnym krokiem naprzód do całkowitej mechanizacji urabiania i ładowania oraz jednym z głównym czynników umożliwiających tak daleko idącą koncentrację.

Wystarczy nadmienić, że w okresie 10 lat 1927 — 1937 Rosja Sowiecka mogła dzięki mechanizacji swych kopalń i stosowaniu dużych wrębiarek podnieść wydobywanie czterokrotnie. Ilość dużych wrębiarek wynosiła tam około 2500 sztuk, przy czym 85% węgla eksploatowano przy pomocy wrębiarek.

W Polsce mamy dziś około 700 dużych wrębiarek. Na czynności związane z wrębem należy zatem zwracać stale uwagę.

Czas wiercenia otworów strzelniczych przy zastosowaniu nowoczesnych wiertarek obrotowych i końcówek ze specjalnej stali tak wydatnie się skrócił, iż nie stanowi on żadnych ograniczeń przy dużych wydobywaniach.

Nie zmienił się sposób strzelania, a zwłaszcza nie uległ modernizacji sposób ładowania urobku. Ta sama łopata, jak u kolebki górnictwa, jest do dziś głównym narzędziem ładowacza.

Trudno przewidzieć jaki przybierze bieg prac najnowszych wręboladowarkami. Jest jedno pewne, że maszyny te, jeżeli uda się je zastosować na szerszej platformie, zmienią całkowicie dzisiejszą organizację pracy w ścianach na odcinku urabiania i ładowania.

Na rozwój odbudowy ścianowej w dużym stopniu wpłynęła obudowa stalowa, umożliwiając stosowanie jej w warunkach przedtem nie do pomyslenia. Na organizację robót nie ma to większego wpływu.

Ogromne możliwości dały nam postępy w urządzeniach transportowych urobku, przez wyeliminowanie ruchu wozów po drogach pochyłych i chodnikach rozdzielonych, zastępując je przenośnikami różnego rodzaju. Ciężka praca ciskaczy zastąpiona została prawie całkowicie przez maszynę.

I tylko rymna, której początek datuje się od r. 1905, a która właściwie pierwsza dała możliwość szerszej odbudowy pokładów cienkich, dziś okazuje się już stara i niewystarczająca, choć jeszcze przeważnie jest stosowana wzdłuż frontu ścianowego.

Będziemy zmuszeni zastąpić ją innymi środkami transportowymi, niehamującymi naszych dalszych możliwości górniczych.

Przekładki środków transportowych jak i rur względnie kabli nie stanowią większych trudności.

Istotnym elementem charakteryzującym rodzaj systemu ścianowego, będącym głównym czynnikiem wpływającym na organizację prac w ścianie i na wyniki gospodarcze, jest sposób zabezpieczenia pola roboczego ściany od strony zrobów.

Na te czynności jako najniebezpieczniejsze musi być zwrócona szczególna uwaga. Konieczne jest tu szczegółowe opracowanie instrukcji dla zespołów czy pojedynczych osób, należyty dobór wybitnie doświadczonych i o wysokich kwalifikacjach moralnych pracowników. W pracach tych bowiem nie powinno stosować się na większą skalę akordów, zaś od sumiennego wykonania ich zależy przede wszystkim bezpieczeństwo całej załogi w ścianie na wszystkich zmianach, a często i powodzenie danego systemu w odbudowie ścianowej. Bliższe określenie różnych sposobów zabezpieczenia od zrobów jest tematem innego referatu.

Średnio procentowy udział czynności zasadniczych, jeśli chodzi o załogę, przedstawia się następująco w trzech głównych rodzajach systemu ścianowego:

	Załogi zatrudnione przy systemie ścianowym w %		
	na zawał	z podsadzką pasami	z pełną podsadzką
Przy węglu wraz z przodowymi, strzałowymi i wrębiarzami	65	55	45
W zabezpieczeniu od zrobów (rabunek, ślepe chodniki, podsadzka)	20	30	40
Inne (przekładki, transporty, inne roboty uboczne)	15	15	15

W tych samych zatem warunkach najdroższa będzie ściana na pod-sadzkę pełną, najtańsza na zawał.

Jak widzimy, na prowadzenie ściany składa się szereg czynności od siebie zależnych, następujących jedna po drugiej albo też jedna z drugą się zazębiających w ściśle określonej kolejności.

CYKL ŚCIANOWY I JEGO ZNACZENIE

Każda z wymienionych wyżej czynności w ścianie powtarza się regu-larnie co pewien okres czasu, zachowując w całości stałą kolejność. Wszystkie zatem tworzą jakby zamknięte koło — zamknięty cykl.

Nieodzownym warunkiem prawidłowego prowadzenia odbudowy ścia-nowej jest właśnie wykonywanie wszystkich czynności w zamkniętym cyklu w ściśle określonym czasie.

Rozpatrzmy znaczenie cyklu z uwagi na:

1. Regularność wydobywania.
2. Bezpieczeństwo pracy.
3. Wyniki gospodarcze.

Regularność wydobywania

Wydobycie planowane wymaga pewnej stałości w ciągu doby i naj-korzystnej będzie, jeżeli potrafimy czynności tak zorganizować, aby cykl wszelkich robót powtarzał się ściśle co dobę. Czas ten może być wprawdzie krótszy od doby, jednak reszta czasu doby winna wtedy pozostać niewy-korzystana. Tak bywa często przy popędzie chodników lub filarów z cykliczną organizacją robót obłożonych na dwie zmiany. W ścianach prawie zawsze wykorzystana jest cała doba na przeprowadzenie różnych czynności.

O ścianie, w której wszystkie czynności zamykają się w ciągu jednej doby, mówimy że jest prowadzona cyklicznie.

Niecykliczną będzie ściana, w której czynności będą prowadzone nie według ustalonych kolejności, nie w regularnych odstępach czasu, wreszcie odcinkami krótszymi aniżeli długość ściany, choćby nawet w tym ostatnim wypadku kolejność czynności była zachowana. Nie będzie bowiem odpo-wiadała warunkom, jakie stawiamy ścianie pod względem bezpieczeństwa (łamana linia zawału).

Jako pierwszy efekt cyklu ściany będzie regularne wydobywanie.

Bezpieczeństwo pracy

Pod względem bezpieczeństwa zamykanie cyklu w ciągu doby ma ogromne znaczenie ze względu na:

- a) szybki i regularny postęp czoła ściany,
- b) możliwość utrzymania absolutnie prostej linii zawału,
- c) regularne zawały, przez co sprowadza się planowe osiadanie stropu głównego,
- d) krótki czas trwania obudowy, a zatem większe bezpieczeństwo w polu roboczym,
- e) możliwość zatrudnienia w poszczególnych robotach zawsze tych samych ludzi, a przez to zwiększenie ich fachowości i doświadczenia, i co za tym idzie i bezpieczeństwa oraz wydajności.

Ögromna skala włściwości stropu, poczwyszy od piaskowca aż do kru-chego łupku zwiększa lub zmniejsza zależność bezpieczeństwa od prawidło-wości cyklu na całej długości ściany, nie pozostaje jednak w żadnym wy-padku bez poważnego znaczenia, gdy chodzi o zachowanie kolejności czyn-ności.

Jeżeli na przykład po dwóch zmianach wydobywczycb mają nastąpić przekładki i rabunek obudowy, nie wolno dopuścić do wydobywania na trzecią zmianę lub czwartą z pominięciem kolejności tych przekładek.

I tu także można podać przykłady poważnych wypadków będących skutkiem niestosowania się do tej zasady.

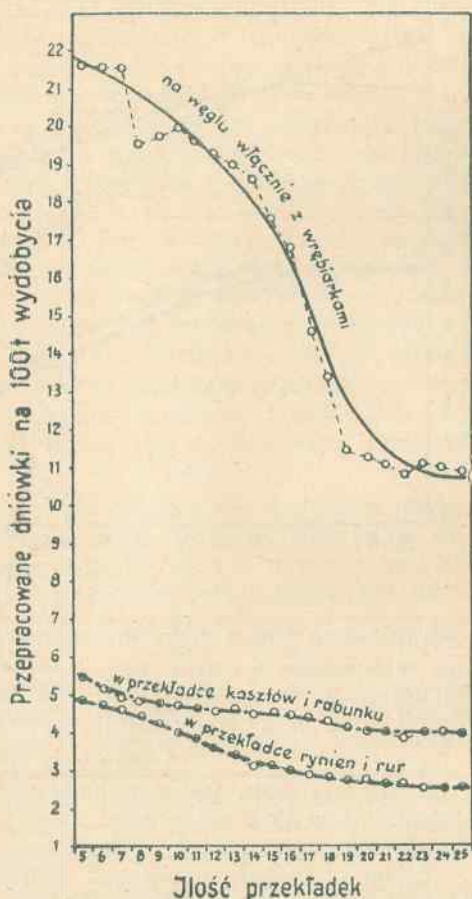
Przytoczę wyjątek z eks-pertyzy masowego wypadku wskutek zawalu na ścianie, gdzie ustalono jako przyczynę wy-padku między innymi:

„Odchylenie od prawidłowych zasad prowadzenia odbudowy ścianowej przez zakłócenie nor-malnej kolejności czynności w ścianie pracą w niedzielę na węglu, bez równoczesnego nadą-żenia tak ważnymi czynnościami jak obudowa wybranego pola i rabowanie starych pól. Poważny odcinek ściany nie został przez to wyrabowany, a strop odsło-nięty na tych przestrzeniach wy-wierał automatycznie duży nacisk na obudowę, tym większy, że zawal przebiegał po linii krzywej, a nie jak powinien po linii prostej.

Linia zawalu oddalona była od ociosu nie, jak być powinno maksymalnie o 4,4 m, lecz na pewnych odcinkach o przeszło 6,6 m.

Zakłócenie prawidłowego cyklu powoduje zawsze duże trudności. Zaznaczyć tu pra-gniemy, że kopalnie mające większą rutynę w prowadze-niu odbudowy ścianowej uni-kają o ile możności obkła-dania ścian w czasie pracy niedzielnej, jeżeli nie mają pewności, że będą w stanie przeprowadzić normalne przekładki i rabunek starego pola, albo też w wypadku gdy to się nie udaje, nie wydobywają nor-malnie w poniedziałek.“

Przepracowane dniówki na 100t wydobywają
w węglu o miąższości 0,9-1,2 m.



Rys. 3

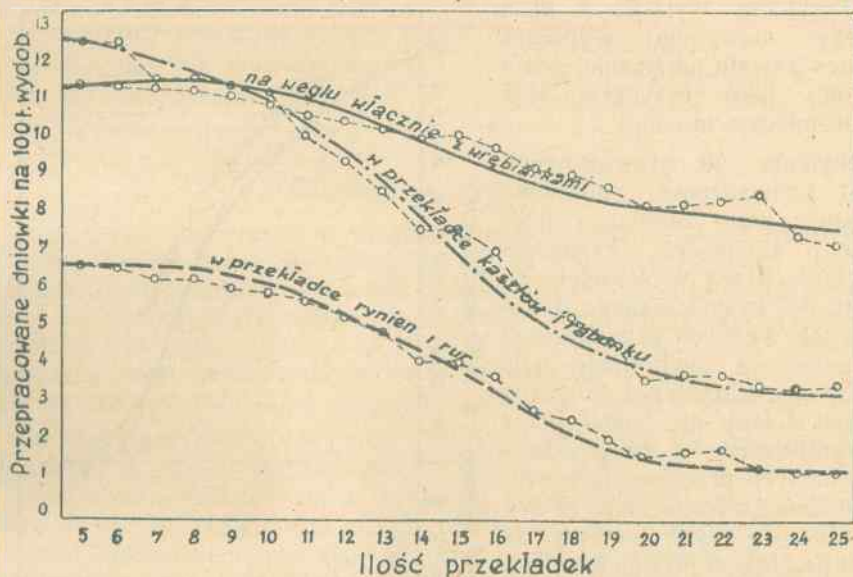
Wyniki gospodarcze

Prawidłowe prowadzenie ścian nie pozostaje również bez wpływu, jeśli chodzi o wyniki gospodarcze.

Wyobraźmy sobie, że założymy ścianę 400 m długą a wydobywać będziemy kolejno tylko na odcinkach 100-metrowych w ciągu doby. Ilość przekładek obliczonych na całą długość ściany w miesiącu będzie tu czterokrotnie mniejsza.

Obudowa i strop, które stoją w czasie czterokrotnie dłuższym niż powinny, ulegają zniszczeniu, wymagają dodatkowego nakładu pracy i materiałów, utrudniają przekładki i rabunek, co zmniejsza wydajność, a tym samym powoduje spadek efektów gospodarczych.

Przepracowane dniówki na 100 t. wydobycia
w węglu o miąższości 2,2-2,6 m



Rys. 4

Zebrane dane z dłuższego okresu czasu w warunkach podobnych przedstawiają wykresnie z jednej strony wzrost wydajności, z drugiej spadek przepracowanych dniówek na 100 t. wydobycia, w zależności od zmiany ilości przekładek w danym miesiącu, przeliczonych na całą długość ściany.

Likwidacja ściany

Z chwilą gdy dana partia pokładu się ukończy, należy stopniowo likwidować ścianę a wydobywie przejść musi ściana nowa. Będzie tu konieczne:

- powolne zmniejszanie wydobywania i przejmowanie przez nową partię celem uniknięcia większych wstrząsów,
- zabezpieczenie sprzętu i urządzeń oraz przeniesienie ich do punktu następnego.

Ten okres likwidacji łączy się ściśle z okresem uruchamiania ściany nowej i fazy te nawzajem się uzupełniają, dając w sumie wydobywie stałe.

Z punktu widzenia organizacyjnego czy też bezpieczeństwa okres ten nie przedstawia większych trudności.

Nieznaczne wzmocnienie obudowy przy powolnym skracaniu frontu ścianowego zazwyczaj wystarcza.

WYKREŚLNE SPOSOBY PRZEDSTAWIANIA CZYNNOŚCI W ODBUDOWIE ŚCIANOWEJ

W ścianach z uwagi na różnorodność czynności wykonywanych w najróżniejszych porach dnia, szeregi pojedynczych ludzi, zespołów czy grup, zajeżdża i wyjeżdża w różnym czasie. Wykonuje się tam bez przerwy jakieś prace, odmiennie jak na chodnikach czy filarach, gdzie normalnie cała obsada opuszcza przodek równocześnie.

Uchwycić ten ustawiczny ruch załogi, skoordynować w harmonijną całość, to zadanie często niełatwe.

Duże usługi może nam tu oddać wykreślny sposób przedstawiania tych czynności oparty na potrzebnym obłożeniu.

Ponieważ wykres ten uzgadnia wszystkie czynności w czasie na całej długości ściany nazwiemy go harmonogramem.

Podaję poniżej dwa przykłady takiego harmonogramu. Harmonogram nr 1 przedstawia czynności ściany cyklicznej o długości 100 metrów w ciągu doby, z jedną wrębiarką, która wykonuje dwa wręby na dobę o głębokości po 1,20 m i z jednym ciągiem rynien.

Czynności te przedstawione są jako linie proste obrazujące stan robót w zależności od pory dnia. Zanalizujemy na przykład wrębie. Odczytamy tu, że wrębiarze zaczynają pracę swą na miejscu o godzinie 5. Nie uwzględniamy tu czasu na dojeżdżenie i powrót pod szyb. Od godziny 5 do 5⁴⁰ pozostają wrębiarze na tym samym miejscu. Jest to czas potrzebny na przygotowanie maszyny do ruchu (czyszczenie, smarowanie, zakładanie dłu, zawrębianie itp.). O godzinie 5⁴⁰ zaczyna się ruch wrębiarki w górę ściany aż do godziny 10, po czym do 11³⁰ najpierw przygotowanie do zjazdu wreszcie zjazd w dół. O godzinie 11³⁰ wrębiarz z pomocnikami opuszcza ścianę.

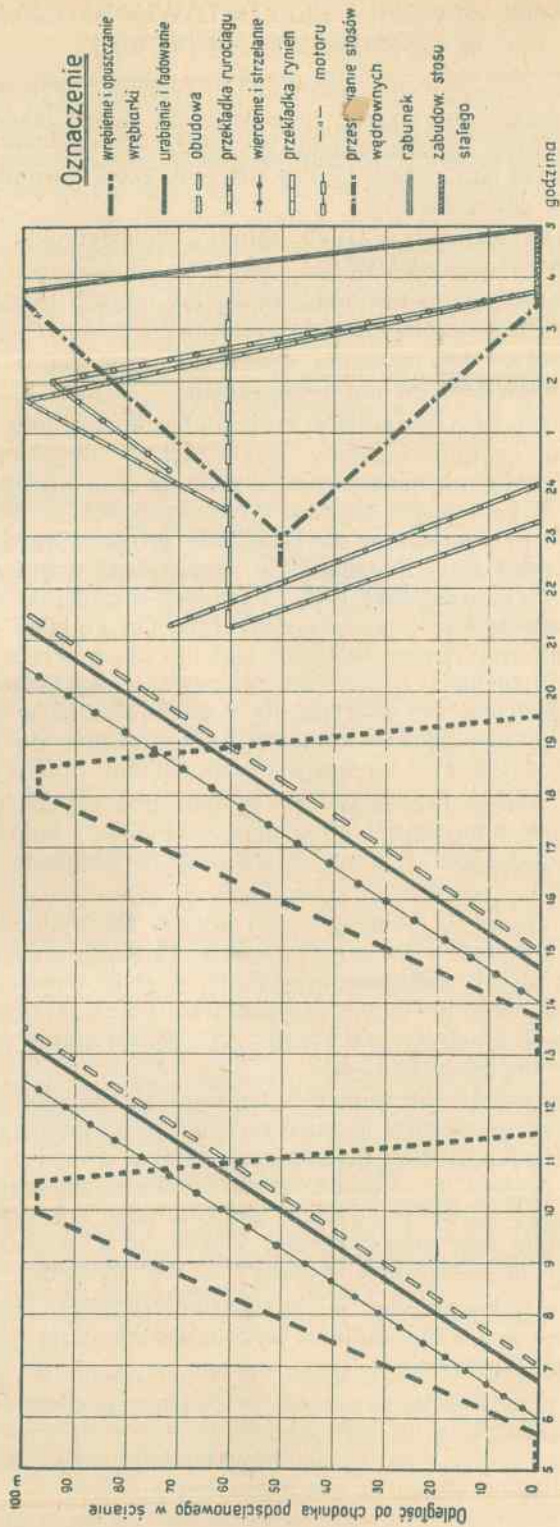
W ten sam sposób przedstawione są następne czynności na zmianach wydobywczych jak wiercenie i strzelanie, urabianie i ładowanie, wreszcie obudowa pola roboczego. Zmiana druga jest tu obłożona identycznie ze zmianą pierwszą.

W zmianie trzeciej w momencie, gdy kończy się wydobywanie przystępuje się do przekładek rynien i rur równocześnie. Rurkarze zaczynają na 72 m ściany rozkręcać rury w dół, potem od 72 m w górę wreszcie montują idąc z góry na dół. Tak samo postępują przekładowe rynien zaczynając od miejsca odległego o 60 m od chodnika podścianowego. Zaczynając w innych punktach wzajemnie sobie nie przeszkadzają.

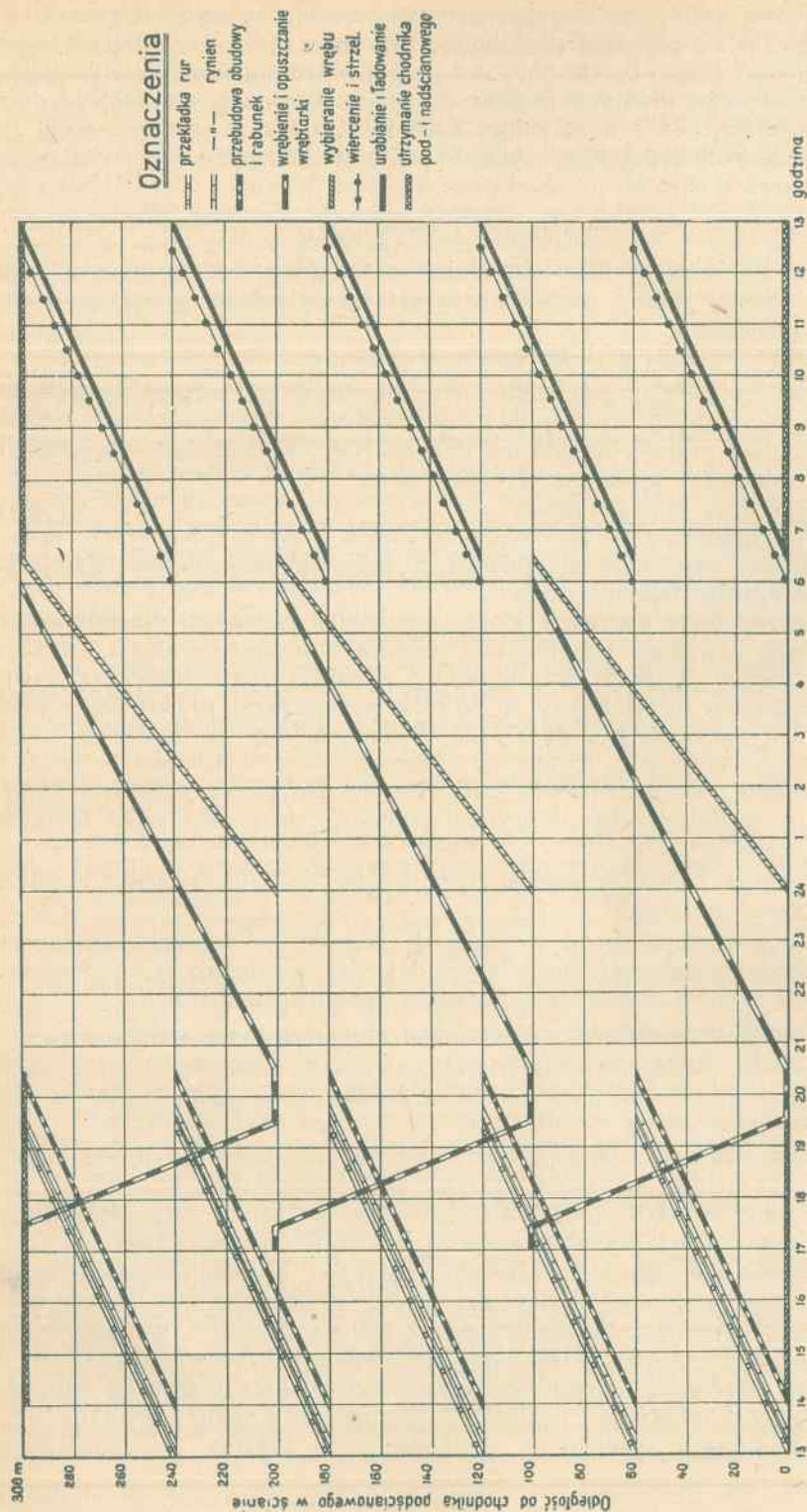
Przekładanie stosów przenośnych zaczyna się później w połowie długości ściany. Po przestawieniu stosu rezerwowego w czasie od 22³⁰ do 23⁰⁰ zaczyna się przekładka stosów dwoma zespołami w górę i w dół, przy czym dolny zespół po dojeździe do chodnika podstawowego zabezpiecza go stałym stosem, zaś zespół górny po dojeździe do chodnika wiatrowego w czasie, kiedy już wszystkie inne prace zostały wykonane a w ścianie panuje już cisza, przystępuje do rabowania obudowy w starym polu.

Gdybyśmy w jakimkolwiek miejscu zrobili przekrój pionowy wykresu, odczytać możemy w jakim stadium wykonania znajdują się poszczególne czynności w danej porze dnia.

Wykres 2 przedstawia czynności w ścianie o długości 300 metrów podzielonej organizacyjnie na trzy odcinki wrębowe (po jednym wrębie na dobę o głębokości 2 m), a na 5 odcinków wydobywczych ze względu na 5 zastosowanych ciągów rynien z osobnymi napędami.



Rys. 5



Harmonogram czynności w ścianie nr 2

Rys. 6

Czynności które rozpoczynają się równocześnie na całej długości frontu ścianowego jak na przykład wydobywanie, strzelanie i wiercenie przedstawione są tu w postaci jednej kreski dla całej grupy. Można oczywiście wykreślić je w postaci szeregu prostych osobno dla poszczególnych zespołów.

Jak widzimy, cały ruch załogi ścianowej, pory w jakich pracują poszczególne zespoły czy grupy, szybkość postępu odnośnych czynności, przedstawia wykres w sposób prosty i przejrzysty.

KONTROLA WYNIKÓW

Celem ujęcia wszystkich zagadnień związanych z daną ścianą zakładamy dla każdej ściany osobno dwie książki ścianowe, książkę dzienną i książkę miesięczną.

Książka ścianowa dzienna powinna zawierać:

1. Plan sytuacyjny pola odbudowy z możliwie dokładnym naniesieniem stwierdzonych i przewidywanych uskoków, zaburzeń itp., z naniesieniem granicy odbudowy danego pola, z naniesioną przygotowką i podaniem kierunku przewietrzania.
2. Dokładny plan obłożenia.
3. Harmonogram.
4. Ogólne instrukcje dla dozoru z przypomnieniem najważniejszych przepisów bezpieczeństwa.
5. Szczegółowe instrukcje i opis wszystkich czynności dla poszczególnych zespołów robotników, zgodnie z harmonogramem, wraz ze szkicami dotyczącymi obudowy, sposobu i kolejności rabowania względnie przebudowy w rzutach poziomym i pionowym z podaniem stanu na początku i na końcu zmiany wydobywczej (najkorzystniejszy i najniekorzystniejszy stan wyrobiska).
6. Arkusz dla wypełnienia codziennych danych dotyczących obłożenia, wydobywania itp., który jest podstawą do prowadzenia zestawień miesięcznych.
7. Wykres kontrolny wykonanego wrębu oraz urobionego węgla na każdej zmianie.
8. Kartę stanu i ruchu stojaków i stropnic, w wypadku stosowania obudowy żelaznej; belek wyzwalających względnie belek dębowych czy szyn w wypadku stosowania stosów przenośnych.
9. Kartkę podsadzkową w wypadku stosowania podsadзки.
10. Kronikę ważniejszych wydarzeń, skutków i sposobów ich usunięcia (periodyczne ciśnienie, uskoki, ściski, woda, gaz, wypadki niebezpieczne itp.).

Książka dzienna ścianowa będzie służyła nie tylko do ujęcia organizacji robót na piśmie, kartach i wykresie ale będzie służyła również dla kontroli i analizy wyników gospodarczych, gdyż pod tym względem punkty tak dużej koncentracji wydobywania muszą być stale obserwowane.

W miesięcznej książce ścianowej zapisywać będziemy średnie wyniki z każdego miesiąca, takie jak ilość przekładek, przepracowane dniówki w poszczególnych czynnościach przeliczone na 100 t wydobywania, wydajności, zużycie materiałów, zarobek poszczególnych kategorii pracowników, koszty na tonę itp. w zależności od podejścia kierownictwa. Liczby te będą nam charakteryzowały daną ścianę i posłużą do porównania i analizy wyników.

Po ukończeniu eksploatacji w danej partii książki przechowuje się w aktach.

Z czynności dodatkowych wymienionych pod punktem 5 podstawowych grup czynności w ścianie a prowadzonych w książce ścianowej ważne będzie codzienne liczenie i kontrolowanie stanu obudowy żelaznej. Obudowa ta ze względu na bezpieczeństwo zjednywa sobie coraz więcej zwolenników.

Poza tym przy dzisiejszym układzie cen drzewa i żelaza stosunek kosztów odbudowy całkowicie żelaznej do całkowicie drewnianej dochodzi nawet do wielkości 1 : 3 na korzyść żelaza.

Jak ważną jest tu codzienna kontrola przez ludzi wyłącznie przeznaczonych do tego celu, potwierdzi kilka liczb. Przemysł węglowy dysponuje około 165 000 szt. stojaków stalowych. Stanowi to wartość 660 milionów zł. Straty miesięczne w stojakach, jeśli przyjąć je na 2%, wynoszą przeszło 13 milionów zł.

Straty zależne od warunków wynoszą od 1 — 5% w stosunku miesięcznym. Stanowi to wartość od 700 tysięcy do 3 i pół miliona złotych, średnio przyjąć możemy 2,1 miliona złotych strat miesięcznie. Cena jednego stojaka stalowego powszechnie używanego wynosi około 4000 zł. Wyciągnięcie zatem z zawału dwóch sztuk stojaków oznacza całomiesięczny zarobek rębacza. Cyfry aż nadto wyraźne, aby wymagały uzasadnienia.

Z innych dodatkowych czynności wymienić należy codzienne wytyczanie prostej linii ściany kredą dla ułatwienia urabiania i obudowy. Kierunek ściany winien być periodycznie kontrolowany i nanoszony przez miernika kopalnianego.

Uwagi końcowe

To byłyby ogólne uwagi na temat organizacji robót w ścianowym systemie odbudowy. Resumując je powiemy, że jeżeli wybraliśmy już rodzaj tej odbudowy, długość frontu, rodzaj mechanizacji urabiania i odstawy w zależności od warunków geologicznych i warunków technicznych, to celem należytej organizacji wszystkich robót powinniśmy zwrócić uwagę przede wszystkim na:

- a) dokładne określenie poszczególnych czynności i sposób ich wykonania zgodnie z wymaganiami stawianymi odnośnemu systemowi pod względem bezpieczeństwa i wydajności,
- b) oznaczenie kolejności tych czynności,
- c) wyznaczenie czasu ich wykonania,
- d) wyznaczenie możliwie stałych pojedynczych ludzi, zespołów czy grup dla wykonania tych czynności,
- e) możliwie staranny dobór ludzi pod względem kwalifikacji zawodowych i wartości moralnej z uwagi na daleko trudniejsze zgranie się ludzi w dużych grupach,
- f) bardzo wyraźne ustalenie norm i akordów pracy na możliwie długi okres czasu i umożliwienie osiągnięcia dużego zarobku przez premiowanie za wybitnie dodatnie wyniki,
- g) bezwzględne przestrzeganie porządku i dyscypliny,
- h) stały doświadczony dozór,
- i) dokładne prowadzenie zapisu wyników (wykresy, książki) oraz szczegółowa ich analiza.

Na postępowanie nie da się ustalić szablonu czy wyczerpującej recepty. Warunki lokalne zawsze będą dyktowały odchylenia.

Nie ma bowiem dwóch jednakowych ścian, jak nie ma dwóch jednakowych kopalń, jak nie ma dwóch jednakowych dzieł sztuki.

Górnictwo to zawód, w którym nie można obliczać z dokładnością matematyczną lub ustalać ściśle wzory, górnictwo to właśnie rodzaj sztuki, której trzeba uczyć się całe życie, nigdy nie dochodząc do doskonałości.

Organizacja odbudowy ścianowej

Wstęp

Tematem niniejszego referatu jest organizacja odbudowy ścianowej w pokładach cienkich i średnich, tj. w takich pokładach, w których wybieranie węgla odbywa się długim frontem na całą miąższość.

Ażeby określić najbardziej celowe sposoby odbudowy dla pokładów poszczególnych zagłębi, rejonów, warstw karbonu, trzeba uwzględnić w poszczególnych rejonach miąższości pokładów, właściwości skał, warstw stropowych i spągowych i ich nachylenie, sposób odbudowy wyższych pokładów, ewentualnie podbudowanie pokładów; wszystkie te czynniki różnie oddziałują i wpływają na zastosowanie takiej, czy innej metody odbudowy pokładów.

Przy odbudowie pokładu 80 cm na zawał, w specjalnych warunkach stropowych, strop osiadzie bez pęknięć i zawału na spągu nie powodując zaburzeń w równowadze górotworu. W pokładzie 1 — 1,6 m przy ręcznej podsadźce, która zgniata się do połowy, może tak samo nie nastąpić zachwianie równowagi warstw, mimo że warstwy obniżą się o 80 cm. W pokładzie 5 m przy ręcznej podsadźce obniżenie stropu wyniosłoby 2,5 m, co bez zawału nie jest możliwe. Przy odbudowie ścianowej na zawał pokładu o miąższości 1 m, warstwy pierwszego zawałowego stropu muszą posiadać grubość 3 — 4 m, przy 5 m pokładzie 15 — 20 m, ażeby ich zawał mógł wypełnić przestrzeń wybraną i podeprzeć strop główny.

Górotwór

Z właściwości górotworu przy odbudowie pokładów odgrywają rolę jego wytrzymałość na ciągnięcie, nacisk i ścinanie, a przede wszystkim elastyczność. Niebezpiecznym dla górnika nie jest sam nacisk, który w górotworze istnieje a w głębi ziemi jest osłabiony przez ciśnienia boczne, ale napięcia ugięcia, które powstają wskutek obniżania się stropu, a rozkładają się na napięcia ciągnięcia i nacisku i ich wyładowanie w postaci ścinania w polu odbudowy.

Ważną dla górnika jest dalej granica elastyczności skały. Przy mocnych piaskowcach granica elastyczności, tj. granica elastycznej zmiany formy i granica wytrzymałości leżą w bezpośrednim sąsiedztwie. Z tego wynika, że piaskowce przy małym elastycznym wygięciu utrzymują się nad wielką wybraną przestrzenią — zdawałoby się ich nacisk jest nieznaczny, aż nagle w momencie przekroczenia granicy elastyczności ten ledwo zauważany nacisk górotworu przyjmuje ogromne rozmiary, przy gwałtownym załamaniu się stropu.

Zasadniczym założeniem każdej metody odbudowy pokładów jest poznanie jakości i zachowania się górotworu.

Obecnie stosowane metody odbudowy pokładów długim frontem

Metody odbudowy pokładów cienkich i średnich na podsadźkę pełną, częściową ze ślepych chodników i układaną ze zrobów (angielską), stosuje się tam, gdzie warunki geologiczne względnie ochrona powierzchni lub konieczność umieszczenia kamienia na dole tego wymagają. Zasadniczą me-

tołą odbudowy pokładów cienkich i średnich jest i powinna być obecnie odbudowa ścianowa na zawał.

Pełną podszatkę w odbudowie ścianowej stosujemy na tych kopalniach, gdzie prowadzimy dużo robót kamiennych, jak przekopy i różne przybierki na dole, celem nie wydawania kamienia na powierzchnię, gdyż to może być tańsze, zwłaszcza gdy takie ściany umieszczamy w partiach pokładów bezpośrednio poniżej poziomów przewozowych.

Ściany na podszatkę prowadzimy dalej, celem ochrony obiektów na powierzchni.

Dalszym momentem prowadzenia ścian na podszatkę, raczej projektowanym aniżeli wykonanym, są względy urbanistyczne powierzchni. Chodzi tu o zaprzestanie sypania hałd, które szpecą krajobraz a palące się hałdy zatruwają powietrze i są męką dla ludzi w ich sąsiedztwie mieszkających.

Wreszcie odbudowę ścianową pokładów z podszatką prowadzimy tam, gdzie zawał pierwszego stropu nie wystarcza do stworzenia podpory dla stropu głównego, czyli tam gdzie podszatka musi służyć do utrzymania stałej równowagi i planowego osiadania warstw stropowych.

Stan taki istnieje w takich pokładach średnich względnie cienkich, których (zwłaszcza przy obudowie drewnianej) na zawał prowadzić nie można. Są to pokłady o stropie z mocnego, źle rabującego się piaskowca względnie z bardzo wytrzymałych lupków piaszczystych, gdzie konieczne jest stosowanie podszatki doprowadzonej lub ze ślepych chodników. Drugi wypadek to pokłady o słabym pierwszym stropie i niedostatecznej miąższości, którego zawał nie podpira zbyt mocnych wyższych warstw stropowych. Tutaj materiał z zawału pierwszego stropu może służyć do układania pasów podszatki, które mają zmusić wyższy mocny strop do łagodnego osiadania, nie dopuszczając do jego załamania.

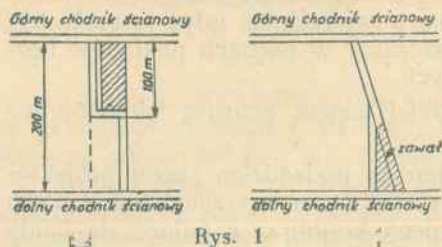
Odbudowa ścianowa na zawał

Idealną metodą odbudowy pokładów węgla jest odbudowa na zawał. W ostatnich latach stwierdzono jednak, że im głębiej odbudowuje się pokłady pierwsze, tym trudniej doprowadza się warstwy stropowe do załamania, co jest tak ważne dla odciążenia ociosu węglowego.

Nim ściana stanie się normalną ścianą, trzeba w nowym polu odbudowy przeprowadzić **planowy pierwszy zawał**. Pierwszy zawał przy odbudowie ścianowej cienkich i średnich pokładów **musi być dostateczny, tak aby rumowisko pierwszego stropu było podporą stropu głównego. Główny strop powinien spokojnie osiadać na zrobach. Tylko dostatecznie wypełnioną przestrzeń można opanować strop główny; inaczej następują tąpnięcia i zawały na ociosie węglowym skutkiem nadmiernego obniżania się i pęknięcia stropu głównego.**

Pierwszy planowy zawał na całej długości ściany bardzo często jest trudny do opanowania i powoduje zazwyczaj niszczenie obudowy, a często strop pękając na ociosie powoduje większe lub mniejsze zawały w polu roboczym. Dla uniknięcia takich zaburzeń przeprowadza się pierwszy planowy zawał na krótkiej przestrzeni, a następnie przeprowadza się odpowiednie przedłużanie frontu ścianowego. Mając 200 m długi front ścianowy, zaczyna się odbudowę górnego 100 m odcinka a po doprowadzeniu go do zawału (co następuje po wybraniu około 25 m ściany w głąb), zaczyna się wybieranie dolnego 100 m odcinka. Po zrównaniu się frontu obu odcinków, powstaje nowy 200 m front ściany z zawałem za kasztami czy organami. Drugi sposób, jeszcze pewniejszy, polega na wyjechaniu powierzchni ścia-

nowej, skośnej do przyszłego frontu ściany. Przez stopniowe wydłużanie się frontu ściany i rabunek obudowy powoduje się zawał na krótkiej przestrzeni, który się wydłuża w miarę wydłużania się frontu roboczego ściany (rys. 1).



Rys. 1

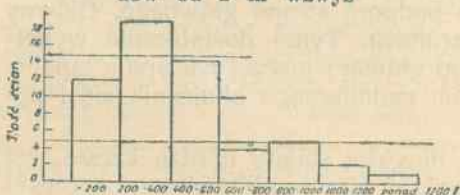
Po uzyskaniu pierwszego zawału musimy mieć na uwadze, że planowe osiadania stropu głównego jest tam możliwe, gdzie odbudowa stale postępuje naprzód. Stare nieczynne granice odbudowy muszą powodować pęknięcia górotworu, które przenoszą się aż na powierzchnię, gdyż warstwy nadpokładowe skutkiem nadmiernych ugięć muszą ulec załamaniu.

Koncentracja wydobywania

Odbudowa ścianowa zezwala na gospodarczo najkorzystniejsze wybieranie pokładów przy najmniejszych stratach substancji węglowej oraz na dużą koncentrację wydobywania z jednego punktu odbudowy. Dobrze zorganizowana ściana, wyposażona w odpowiednie urządzenie do urabiania węgla i jego przewozu, w odpowiednio dogodnych warunkach może dawać dziennie ponad 1000 ton urobku. Wielkie koncentracje wymagają dobrego rozcięcia pokładu, stałego doświadczanego dozoru, stałej dobrze wpracowanej załogi, sprawnych maszyn do urabiania węgla, sprawnych środków przewozowych, stałego punktu załadunku do wozów, wielkich wozów, odpowiednich lokomotyw i nienagannie ułożonych torów.

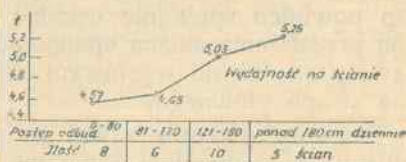
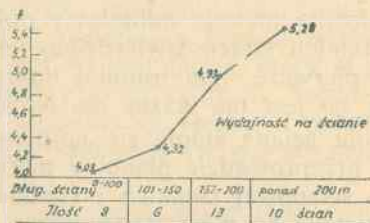


Koncentracja i jej wpływ na wydajność w ścianach o miąższości pokładów od 2 m wzwyż



Dzienne wydobywanie na podstawie wyników 57 ścian, z których 18 z obudową stojakami stalowymi

Rys. 2



Wydajność na ścianach jako funkcja ich długości i dziennego postępu wybierania

Rys. 3

Rys. 2 przedstawia koncentrację i jej wpływ na wydajność w ścianach o miąższości 2 i powyżej 2 m. Wykres sporządzono na podstawie wyników 57 ścian, z których 18 prowadzonych było z obudową żelazną. Przedstawiono tu koncentrację z dziennym wydobywaniem od 200 — 1200 t. Zesta-

wienie to z r. 1943. nie odpowiada dzisiejszemu stanowi, gdyż największe ilości ścian mają dzienne wydobyte nie 200 — 400 t, a pewno 600 — 800 t. **Wydajności na węglu nie podnoszą się równomiernie ze wzrostem koncentracji**, gdyż są zależne od warunków na ścianie. Widzimy jednak dobitnie wzrost wydajności na ścianie i w oddziale. Biorąc pod uwagę miąższości pokładów, to **największa wydajność na węglu jest przy miąższości 2 m a nie 3 m**. Wydajność rębacza w ścianie o wielkim wydobyciu wynika z doskonałej organizacji, jakiej wymagają wielkie koncentracje. Wydajność oddziałowa 2 t przy ścianach do 200 ton wydobywania, podnosi się do 4 t przy ścianach o wydobywaniu 800 — 1000 ton dziennie. Jest to wynikiem koncentracji w jednym punkcie wydobywania, przez którą zmniejsza się ilość robót przygotowawczych kopalni, utrzymania dróg, przewozu, bo i ten musi być skoncentrowany, co potwierdza rys. 3, gdzie w zależności od długości ścian i wzrostu dziennego postępu odbudowy wzrasta też ich wydajność.

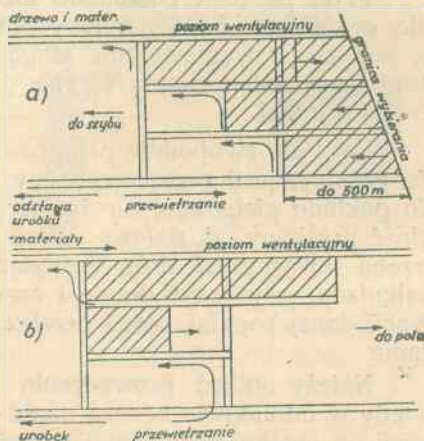
Koncentracja pola odbudowy

Dla jak najlepszego efektu gospodarczego należy przeprowadzać koncentrację urobku w przodkach odbudowy, ale także koncentrować pola odbudowy w tym kierunku, aby w danej części kopalni zebrać maksymalne wydobyte, unikając rozrzucenia robót po całej kopalni, które powoduje spadek wydajności przez utrzymywanie rozległych dróg przewozowych i wentylacyjnych, rozległych rurociągów powietrza sprężonego, przy częstych trudnościach utrzymania należytego ciśnienia, i wreszcie wymaga dużego parku wozów.

Rozcięcie pokładu i kierunek odbudowy powinny być zależne od kierunku przewozu, wentylacji i dowozu materiałów do punktów odbudowy.

Zasadniczym założeniem prawidłowej odbudowy jest odbudowa pokładów od granic do szybu, niezależnie od tego czy samą odbudowę ścianową prowadzić będziemy z pola czy do pola, o czym decydować powinna miąższość pokładu i z nią związana łatwość względnie trudność utrzymania dróg przewozowych i wentylacyjnych.

Rys. 4 przedstawia najprostsze schematyczne ujęcie rozcięcia pokładu, kierunku odbudowy, wentylacji, odwozu urobku i dowozu materiałów. W wypadku a) mamy łatwą odstawę urobku i prawidłową wentylację. Pierwszą ścianę można prowadzić do pola, wprost z wypędzonej pochylni, oszczędzając sobie pędzenia chodników nad i podścianowego do 500 m, biorąc pod uwagę odstawę taśmową w chodniku podścianowym. Następne ściany należy prowadzić od granicy do szybu, co stwarza najłatwiejsze utrzymanie dróg przewozowych i wentylacyjnych.



Rys. 4

Przy prowadzeniu odbudowy od szybu do pola b) powstają trudności z utrzymaniem chodników w zrobach, dla dowozu materiałów, przewietrzania i odstawy urobku. W wyjątkowych wypadkach, w niektórych pokładach o pęczniącym spągu i słabych stropach, prowadzenie odbu-

dowy do pola jest konieczne, gdyż tutaj utrzymanie chodników jest możliwe tylko przez wywołanie odprężeń w górotworze przeprowadzoną odbudową.

Ogólnie powiedzieć można, że kwestia prowadzenia odbudowy ścianowej do pola czy z pola zależy od łatwiejszego utrzymania wąskich wyrobisk — chodników, w caliznie czy też w zrobach. Im grubszy pokład, tym mocniej występują zalety prowadzenia odbudowy od granicy. Im grubszy pokład, tym szybciej i łatwiej można przeprowadzić rozcięcie pokładu bez wielkiej przybierki kamienia. Im grubszy pokład, tym większe trudności utrzymania chodników przy odbudowie do pola. W cienkich pokładach sprawy te przedstawiają się odwrotnie.

W pokładach zawierających CH_4 najwłaściwszym prowadzeniem odbudowy jest odbudowa od granic. W tym wypadku świeży i zużyty prąd powietrza, prowadzony jest drogami w caliznie, tym samym najłatwiej jest kierowany, a straty w przewietrzaniu powinny być minimalne. Biorąc pod uwagę możliwość wybuchu CH_4 i pyłu węglowego przy eksplozji, zwłaszcza wygasającej, przy odbudowie od granic, możemy łatwo odgraniczyć się od zagrożonej części kopalni. Przy prowadzeniu odbudowy do pola wypadek taki mógłby unieruchomić dużą część kopalni a nawet całą kopalnię.

W pokładach skłonnych do pożarów także najwłaściwsze jest prowadzenie odbudowy od granic i tu łatwiej odizolować zagrożoną część, nie powodując zaburzeń w pracy innych części kopalni.

W warstwach łekowych i siodłowych także i brzeżnych, posiadających pokłady o większych miąższościach, najwłaściwsze byłoby rozwiązywanie kopalń przez chodniki kierunkowe na poziomie przewozowym, grupując odbudowę kilku pokładów odpowiednimi przekopami oddziałowymi na jeden chodnik kierunkowy. Pędzenie chodników kierunkowych w spągu grup pokładów nie byłoby kosztowną inwestycją, zwłaszcza przy dużych zasobach węgla w grubych pokładach nie obciążą to zbyt kosztów, a może dać ogromne korzyści przez usunięcie głównego przewozu z pokładów.

Przez pędzenie chodników kierunkowych i odbudowę pokładów od granic ewentualne pożary byłyby łatwe do odtamowania i opanowania. Straty w substancji węglowej nie mogą być wielkie, gdyż w odbudowie będące partie pokładów znajdują się na granicy już odbudowanych i zarzuconych części kopalni.

Zupełnie swobodnie przeprowadzić można odbudowę pokładu od szybu do granicy, jeśli przeprowadzimy wentylację, przewóz urobku i materiałów do pokładu głębszego, nie będącego w odbudowie, pędząc co pewną odległość przekopy oddziałowe. Wtedy, w pokładzie będącym w odbudowie nie trzeba utrzymywać dróg wentylacyjnych i przewozowych. Jest to sprawą kalkulacji, gdyż zbyt długie i częste przekopy oddziałowe, zależnie od sytuacji danej kopalni, mogą przekreślać gospodarczą wartość takiego rozwiązania.

Należy unikać prowadzenia ścian w kierunku starych zrobów, bo wtedy w odbudowie będąca część pokładu znajduje się między starymi zrobami, a swoim własnym zawałem. Grozi to wielkimi ciśnieniami w polu roboczym, a często tąpnięciami, które powodować mogą zawaly i masowe nieszczęśliwe wypadki.

Odbudowa ścianowa powinna stanowić jedną ciągłość przerywaną uskokami, które trzeba przerobić jeśli są małe względnie objechać przy większym zrzuconiu pokładu, lub filarami oporowymi, które trzeba ominąć.

Niedozwolona jest podbudowa pokładów, gdyż nawet przy znacznej miąższości płonnych warstw międzypokładowych następuje rozgniecenie masy węglowej przez falowe osiadanie pokładu i później przy urabianiu podebranego pokładu otrzymujemy wielkie ilości mialu i drobnych sortymentów.

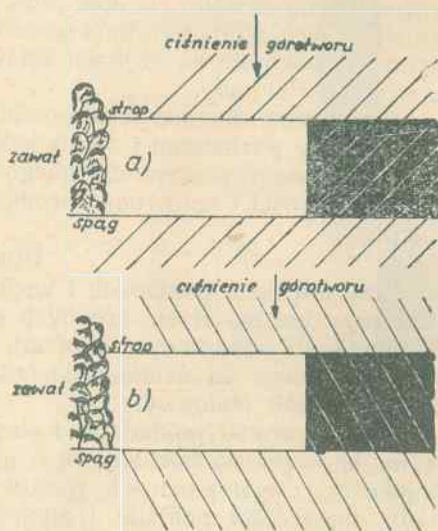
W wyjątkowych wypadkach podbudowa pokładu może mieć swoje **uzasadnienie**. Mianowicie kiedy pokład ma w stropie **zwięzłe piaskowce** łamiące się w pewnych odstępach czasu i wybranej przestrzeni z objawami silnych tąpnięć, powodującymi groźne zawały i niebezpieczeństwo dla załogi. Przez podebranie takiego pokładu głębiej leżącym na podszkawkę lub zawał, zależnie od miąższości podbudowującego pokładu względnie grubości warstw międzypokładowych **stwarzamy odprężenia w zbyt mocnym stropie piaskowcowym**.

Ważnym momentem w odbudowie ścianowej jest łupliwość (szczelinowatość) w pokładzie, stropie i spagu. Łupliwość w swoim kierunku i nachyleniu jest wynikiem ruchów górotwórczych i przebiega równolegle do głównych uskoków. Zasadniczo nie zwracamy uwagi przy zakładaniu ścian na szczelinowatość, bo kierunek odbudowy ustalamy z punktu widzenia odstawy urobku, dostawy materiałów, wentylacji, grubości pokładu i łatwości czy trudności utrzymania wyrobisk. A jednak **szczelinowatość ma wielkie znaczenie dla urabiania i zachowania się stropu, tak w polu roboczym jak i za linią zawału**.

W wypadku a) (rys. 5), przy szczelinowatości leżącej, węgiel idzie łatwo, wydajność na węglu duża, strop się nie psuje, ciśnienie górotworu dociska szczeliny do calizny. W takich wypadkach, dla łatwego urabiania węgla, można prowadzić front ściany równoległy do szczelinowatości. W wypadku b) przy szczelinowatości wiszącej węgiel urabia się znacznie gorzej, w polu roboczym otwierają się szczeliny a prowadzenie ściany równoległe do szczelinowatości może być niebezpieczne.

Przy złych kruchych stropach oraz przy miękkim spagu ogromnie ważną zasadą odbudowy ścianowej jest **szybki postęp** odbudowy. Kiedy stojaki za nadto wżerają się w spąg, strop nie posiada dostatecznej podpory, powstają w nim znacznie pęknięcia przy osiadaniu i rabowanie stojaków jest ogromnie utrudnione. W takich warunkach konieczną jest codzienna przebudowa ściany.

Kiedy rabunek — zawał stropu pierwszego jest wystarczający do podparcia stropu górnego, odbudowa ścianowa na zawał nie przedstawia **trudności ani niebezpieczeństwa**. Kiedy zawał stropu pierwszego jest niewystarczający do podparcia stropu głównego, obudowę ścianową trzeba zgęścić, ażeby była dostatecznie silna do utrzymania powtarzających się co pewien okres czasu uderzeń przy załamywaniu się sztywniejszego stropu drugiego, którego zawał ma być podporą stropu głównego. Jak z praktycz-



Rys. 5

nych doświadczeń wynika, obudowa stalowa ścianowa jest dostatecznie silna, kiedy na jeden stojak przypada 0,8 — 0,9 m² powierzchni stropu.

Cykliczność

Ogromnie ważną sprawą w odbudowie pokładów ścianami na zawał, którą należałoby pokrótce poruszyć, jest cykliczne — dobowe wykonywanie wszystkich robót związanych z wrębieniem, urabianiem, obudową, odstawą urobku, przebudową środków transportowych i rur oraz rabunkiem ściany. Cykliczne codzienne zamykanie wszystkich robót na ścianie daje ogromne korzyści. Stały, szybki postęp ściany daje regularne wydobywanie, codziennie nowa obudowa w polu roboczym nie ulega zniszczeniu. Strop ciągle świeżo odkryty i oczywiście zabudowany nie ulega psuciu się i daje załódze bezpieczeństwo pracy w polu roboczym. Zakładamy przy tym, że rabunek obudowy za linią zawalu został dokładnie przeprowadzony i w górotworze panuje odprężenie. Załoga na węglu, a zwłaszcza w przebudowach i rabunku, powinna być stale w tej samej pracy zatrudniana, przez co zapewnia się bieg czynności bez zaburzeń i wydobywanie oraz wydajność w polu nie ulegają załamaniu.

Długość ścian

Teoretycznie biorąc pod uwagę warunki geologiczne, długość ścian powinna być jak największa, wtedy byłoby najłatwiej panować nad górotworem i linią zawalu. Na dole potrzebna byłaby nam mała ilość robót przygotowawczych a powierzchnia osiadałaby na wielkich przestrzeniach równomiernie i spokojnie na zrobach ścian. Mało byłoby krawędzi załamania na granicach odbudowy.

Praktycznie długość ścian powinna być zależna od długości pochyłej pokładu między poziomami i odpowiedniego jej podzielenia, od miąższości pokładu, ustalonego postępu dziennego przy cyklicznym zamykaniu wszystkich robót, od jakości i sprawności środków przewozowych oraz przepisów wentylacji.

Urabianie

Przy miękkich pokładach i większych miąższościach pokładów a zwłaszcza przy bardzo złych, kruchych stropach urabiamy węgiel bez wrębiarek, młotkami odbudowy i kilofami, nie na całym froncie ściany, a robimy najpierw włomy na ustaloną głębokość, z której wynika dzienny postęp ściany i sposób obudowy.

Kiedy warunki pokładowe i stropowe zezwalają, stosujemy do urabiania węgla wrębiarki łańcuchowe o ustalonej głębokości wrębu, która zależy od jakości i wytrzymałości warstw stropowych, od dziennego postępu ściany, miąższości pokładu i zdolności przewozowych środków transportowych. Czynniki te są ze sobą ściśle powiązane. Staramy się stosować jak najgłębsze wręby, przy obecnie używanych wrębiarkach 2 m, bo daje nam to największą koncentrację wydobywania, przy stałych pomocniczych robotach na ścianie, jakimi są przekładanie środków transportowych, rur, kasztów i rabunek obudowy.

Przy złym stropie i twardym węglu stosujemy wrębiarki z krótkim wysięgnikiem (1,3 m), a wręb klinujemy.

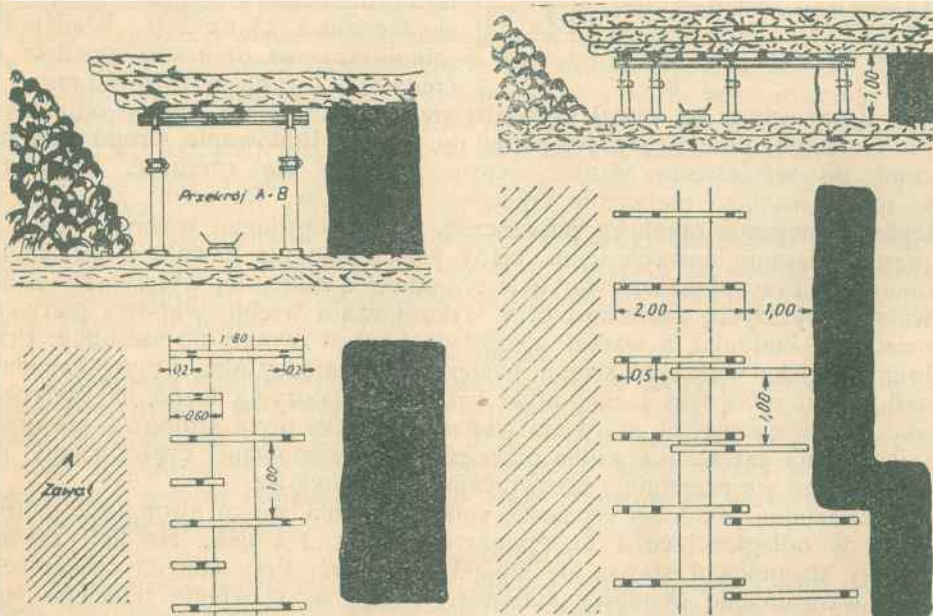
Robota strzelnicza jest złem koniecznym i stosujemy ją prawie na wszystkich ścianach z wrębem i bez wrębu, celem łatwiejszego uzyskania urobku i osiągnięcia wymaganego postępu ściany. Urządzenia do urabiania węgla powinny być w dostatecznej ilości sprawne i starannie utrzymywane.

Nie poruszam zupełnie nowych prądów modernizacji urabiania węgla. Obudowa i zabezpieczenie ściany od zrobów przez zastosowanie pod-

sadzki pełnej, suchej i dmuchanej, częściowej ze ślepych chodników tzw. strzelanej i układanej z kamieni z zawału tzw. angielskiej jest tematem innego referatu.

Prowadzenie odbudowy ścianowej na zawał z obudową i zabezpieczeniem ściany od zrobów wymaga wielkiej staranności i dokładności. Front ściany i linia zawału muszą przebiegać linią prostą; wykrzywienia powodują złe rabowanie się stropu i zwiększone ciśnienia w polu roboczym.

W odbudowie ścianowej stosujemy obudowę: 1. niesztynną — stojaki i stropnice drewniane, od zrobu kaszty drewniane z belkami wyzwalającymi względnie organy, 2. półsztywną — obudowa drewniana ze stosami z szyn, 3. sztywną — ze stojakami stalowymi w polu roboczym, wzdłuż linii zawału dodatkowe stojaki organowe.



Rysunek ściany bez wrębu w pokładzie węgla 1,50 m

Rys. 6

Podpieranie stropu szynami długości 2 m w polu wrębiarki

Rys. 7

Najlepiej zadanie swoje spełnia obudowa sztywna. Obudowa drewniana z kasztami dębowymi celu tego w pełni nie spełnia. Pod naciskiem warstw stropowych obudowa drewniana jak i kaszty zostają rozgniatane, strop osiada, doznając spękań na ociosie, w polu roboczym staje się zły i niebezpieczny. Dla wszystkich dobrze prowadzonych ścian na zawał zasadą jest cykliczny codzienny postęp, szczególnie przy obudowie drewnianej budynek nie powinien zabezpieczać stropu dłużej niż jeden dzień. Lepsze już zabezpieczenie ściany jest przez stawianie na linii zawału kasztów z szyn. Ale także i kaszty z szyn, nawet wyżarzone, nie znoszą długiego nacisku, pod którego wpływem pękają i rozlatują się. Ciśnienia stropu najskuteczniej opanowuje się sztywną obudową stalową.

Stalowa obudowa, która pozwala na zwężenie pola między zawałem a ociosem do 2 m, przy urabianiu węgla bez wrębiarki (rys. 6), z wrębem do 2,8 m (rys. 7), swoją wytrzymałością opanowuje mocniejsze stropy, przy prowadzeniu odbudowy na zawał. Zwężenie pola roboczego wpływa bardzo korzystnie na zwiększenie bezpieczeństwa pracy.

Zestawienie porównawcze (rys. 8) trzech kopalń, które przeszły w odbudowie ścianowej na zawał z odbudowy drewnianej z przenośnymi kasztami na obudowę stalową, przedstawia nam korzyści tej zmiany.

	Kopalnia A		Kopalnia B		Kopalnia C				
Zestawienie porównawcze	Stopy przemieszczające	Stopy przemieszczające	Stopy przemieszczające	Stopy przemieszczające	Stopy przemieszczające	Stopy przemieszczające			
	na 100 t	na 100 t	na 100 t	na 100 t	na 100 t	na 100 t			
Dniówki rabunkarzy	7,4	6,2	-4,1	5,3	2,7	-30	5,3	5,3	-44
Suma dniówek w ścianie na 100 t	11,1	17,1	-22,5	15,3	13,7	-10,5	18,5	18,5	-11
Stosunek dniówek rabunkarzy do ogólnej liczby dniówek w ścianie %	31,3	24,3	-27	12,0	27	-17	34	21	-38
Wydajność rabunkarzy na dniówkę w m	4,6	9,4	+68	7,6	14	+71	5,8	10	+45
Miąższość pokładu w m	1,3		1,3			1,3-1,5			

Rys. 8

Front ściany na zawał prowadzi się po wzniesieniu, postęp odbudowy po szerzeniu, obudowę prostopadle do ociosu. **Budowanie stropu stropnicami po wzniesieniu wzdłuż ociosu powinno się zarzucać. Szczeliny, które powodują ułatwienie ruchów stropu w kierunku zawału, są lepiej uchwycone obudową poprzeczną.** Jest to ogromnie ważne, zwłaszcza przy otwieraniu nowych ścian, kiedy jeszcze nie ma zawału i nacisku na obudowę. Przy pierwszej warstwie stropowej o mniejszej wytrzymałości niż warstw wyższych, zwłaszcza przy wykonywaniu wrębu, warstwa pierwsza osiada na budynku, a wzdłuż ociosu węglowego tworzą się szczeliny. Przy braku nacisku wyższego stropu, następuje luz między nim a płytą kamienia nad polem roboczym i cała płyta kamienna spoczywa luźno na budynku. Stan taki doprowadził do wielu wypadków, gdyż płyta stropowa nie opierając się na zawałach ma wolną przestrzeń w wyrobowanej części ściany, do której może się przesunąć, przewracając całą obudowę.

Normalna obudowa ścianowa stalowa składa się ze stropnic 2 metro- wych w odległości co 1 m, podpartych przez 2 stojaki. Na linii zawału między stropnicami stawia się stojaki organowe. Przy silnych ciśnieniach, jako wzmocnienie obudowy stalowej, stosuje się stawianie trzeciego stojaka pod stropnicą, w odległości około 30 cm od stojaka zrobowego. Odległość stropnic, w razie silnych ciśnień górotworu, dla dalszego wzmocnienia obudowy należy zmniejszyć do 90 cm.

Odstawa urobku

Jednym z ważnych czynników i decydujących o koncentracji wydobycia ze ścian jest odstawa urobku. Odstawa w samej ścianie powinna być sprawna, **nie może posiadać więcej jak 3 motory rynnowe**, czyli długość jej nie powinna przekraczać 240 m. Sprawniej od rynien działają transportery łańcuchowe o napędzie turbinowym, a stosowane u nas jako urządzenia hamujące przy średnim nachyleniu pokładów od 25—40°. Tak samo maksymalna długość ciągów rynien podścianowych nie powinna przekraczać trzech napędów, gdyż motory rynnowe są zawsze słabym punktem odstawy urobku. **Przy dobrze zorganizowanych ścianach i dużej koncentracji wydobycia odstawa w chodnikach ścianowych odbywać się powinna przenośnikami taśmowymi.**

Punkt załadowania urobku do wozów powinien być stały. Ładowanie urobku wprost ze ściany do wozów, jest częstym powodem przerw w normalnej pracy i powoduje zaburzenia w cyklicznym postępie odbudowy a uniemożliwia większe koncentracje wydobycia.

Normy i systemy akordowe

W różnych zjednoczeniach różnie są ujmowane normy i akordy na ścianach. Normy są ustalane na wózki, metry bieżące przeliczane na wydobyte wózki i metry sześciennie kontrolowane ilością wydobytych wózków.

Ogólnie dotąd stosowane akordy zbiorowe staramy się zastąpić akordami grupowymi czy indywidualnymi.

W **akordach zbiorowych** decyduje ilość wydobytych wózków, z których wylicza się średni zarobek załogi ścianowej. Ma to tę niedogodność, że załoga stara się dostarczyć jak największą ilość wózków, nie dbając o dobry i czysty ładunek. Dobrzy górnicy nie są uwzględniani w lepszym zarobku, bo zarobek jest wspólny.

W wypadku **akordów indywidualnych** na metry bieżące czy metry sześciennie załoga stara się wyrobić jak najwięcej metrów, nie dbając o czysty ładunek i odstawę urobku do wozów, przez co zostaje dużo urobku w zrobach. Przy dużych koncentracjach dużej ilości załogi w ścianie odbiór urobionych m³ codziennie jest problematyczny i może prowadzić do protekcyjnych zaliczeń. Przy indywidualnych akordach dobrzy, wzorowi pracownicy za swoją wysoką sprawność utrzymują wysokie zarobki.

Na Górnym Śląsku są starania podciągnięcia wydajności i zarobków załogi przez przejście z akordów zbiorowych na indywidualne. Na Dolnym Śląsku, przy ogromnych zmiennościach miąższości pokładów i wielkich różnicach w jakości stropu raczej należałoby przejść na akordy zbiorowe. Pośrednim akordem, nie wykazującym pełni zalet i błędów poprzednich, byłoby akordy grupowe.

Wniosek ogólny

Odbudowa ścianowa na zawał daje nam duże korzyści, bo zezwala na duże koncentracje wydobywania, przez co kopalnie nawet z cienkimi pokładami mogą osiągać dużą wydajność. Przez czystą pracę na ścianie i szybki postęp odbudowy zwiększa się bezpieczeństwo pracy. Przez koncentrację ścianową i połowę odpadają rozległe drogi przewozowe, rurowe i wentylacyjne i ich utrzymanie.

Zakoniczenie

W referacie powyższym podane zostały tylko ogólne zasady organizacji odbudowy ścianowej. Każdy pokład i każda ściana są inne, w górnictwie nie można stworzyć jednej recepty. O każdej ścianie decyduje mnóstwo czynników, jak głębokość zalegania, sposób odbudowy sąsiednich pokładów, ich odległość, miąższość pokładu i jego twardość, jakość warstw stropowych i spągowych, nachylenie, stopień wilgotności, wyposażenie w urządzenia maszynowe i sprzęt i wiele innych. I każdą ścianę należy dokładnie przeanalizować przed jej uruchomieniem i stale obserwować w ruchu.

Do tego koniecznością jest wprowadzenie dla każdej ściany **książki ścianowej**, która ujmie bieżącą pracę, wyniki i trudności odbudowy ścianowej. W przyszłości z doświadczeń z odbudowy poszczególnych ścian można będzie wyciągać wnioski co do dalszego usprawniania odbudowy ścianowej na danej kopalni. Doświadczenia i uwagi dodatnie czy ujemne przenosić się powinno na inne kopalnie. Do dalszych badań i krytyki odbudowy ścianowej powołany jest Instytut Naukowo-Badawczy, który powinien u siebie zbierać dane dotyczące odbudowy ścianowej z wszystkich zjednoczeń, wyciągać wnioski z uzyskanych zestawień i sprawozdań, których wynikiem powinny być zalecenia ujmujące udoskonalenie odbudowy ścianowej, najlepszej jaka u nas jest stosowana w cienkich i średnich pokładach.

Normy pracy w górnictwie

NORMOWANIE

W ostatnim trzydziestoleciu sprawa określenia norm produkcyjnych, pojętych jako ilościowe wyznaczenie pewnego zadania w określonym czasie wysunęła się na jedno z czołowych miejsc wśród zagadnień nowoczesnej techniki. Podczas gdy inne gałęzie techniki postąpiły w rozwiązywaniu tego problemu bardzo daleko, to w górnictwie, mimo dużego nakładu pracy i kosztów osiągnięto rezultaty na ogół nikłe. Złożyło się na to wiele przyczyn. Najważniejsze wynikają z samej istoty górnictwa. Górnictwo bowiem jest walką człowieka z żywiołem, którym rządzą niedostatecznie znane nam prawa, a wynik pracy górnika zależy jest nie tylko od sprawności całego szeregu urządzeń mechanicznych, ale głównie od przelicznych, niejednokrotnie nie-
dających się określić czynników wpływających w poważnym stopniu na proces górniczy. Mnogość i różnorodność tych czynników wielokrotnie przekracza liczbę tych, które mają wpływ na proces produkcyjny w innych dziedzinach techniki — stąd wynikające trudności właściwego określenia górniczych norm pracy.

Najważniejszym wskaźnikiem produkcyjnym charakteryzującym wynik pracy jest ilość zużytego czasu roboczego na jednostkę produkcji. Ta ilość przy tych samych środkach pracy nie jest stała i zmienia się w znacznych granicach w zależności od wykonawcy, organizacji pracy, metod prowadzenia robót i warunków, których bliższe określenie podamy w części dalszej. Im lepiej zorganizowana jest praca, im większa jest wprawa wykonawców danego zadania, im mniejsza jest ilość czynników utrudniających proces pracy, tym krótszy jest czas roboczy zużyty na jednostkę produkcji i na odwrót, im gorzej jest zorganizowana praca, im mniej wprawny jest wykonawca, im więcej jest czynników utrudniających proces pracy, tym silniej wzrasta czas zużyty na jednostkę produkcji.

DEFINICJA NORMY WYTWÓRCZEJ

(wg inż. K. Kulczyńskiego)

Normę wytwórczą określamy w przemyśle jako **właściwy stosunek pomiędzy ilościowo i jakościowo określoną produkcją a nakładem czasu pracy ludzkiej, materiałów i środków technicznych, potrzebnych do jej wykonania, w warunkach określonych przez normę.**

Podstawową jednostką pomiarową nakładu czasu pracy ludzkiej jest robotniko-godzina, tj. nakład pracy fizycznej i związanej z nią pracy umysłowej, jaki zawodowo i fizycznie średnio uzdolniony, normalnie pracujący człowiek, zatrudniony w procesie produkcyjnym wnosi w ciągu godziny swej pracy w wykonanie powierzonego mu zadania produkcyjnego.

Pochodnymi jednostkami pomiarowymi nakładu czasu pracy ludzkiej jest robotniko-minuta, robotniko-sekunda i robotniko-dniówka.

Elementami składowymi normy wytwórczej są

1. Normy pracy.
2. Normy obsady ludzkiej (obłożenia).
3. Normy zużycia materiałowego.
4. Normy wyposażenia technicznego.

OKREŚLENIE I PODZIAŁ NORM PRACY

(wg inż. B. Krupińskiego)

Normę pracy N określamy jako właściwy stosunek między jakościowo i ilościowo określoną produkcją a przeciętnym nakładem czasu pracy ludzkiej potrzebnym do jej wykonania w warunkach naturalnych i technicznych określonych przez normę, przy czym produkcję mierzymy ilością wykonanych jednostek miarami długości, powierzchni, objętości, wagi itp., a nakład czasu pracy ludzkiej robotniko-godzinami i pochodnymi jednostkami, a więc:

robotniko-sekundami	rob. sek.
robotniko-minutami	rob. min.
robotniko-dniówkami	rob. dn.

Norma pracy

$$N = \frac{n. mb}{1 rob. dn.} \text{ lub } N = \frac{n. ton}{1 rob. godz.} \text{ itp. } \boxed{1}$$

Norma pracy obliczona na jednego pracownika, czyli norma jednostkowa może być określona stosunkiem zachodzącym między ilościowo i jakościowo określoną produkcją, a **czasem pracy** zużyтым przez pracownika na jej wykonanie.

Norma pracy jest zatem w stosunku do pracownika zatrudnionego w procesie produkcyjnym wymierzonym mu **zadaniem produkcyjnym**.

Normy pracy można ująć w dwie formy, a mianowicie jako:

a) **normę produkcyjną P**

jeżeli odnosi się do określenia ilościowego i jakościowego produkcji przypadającej na robotniko-godzinę jako jednostkę nakładu czasu pracy ludzkiej.

b) **normę czasową C**

jeżeli odnosi się do określenia w robotniko-godzinach miary nakładu czasu pracy ludzkiej na jednostkę produkcji.

Produkcyjną normą pracy P nazywamy zatem tę najmniejszą ilość jednostek produkcji, którą zawodowo i fizycznie średnio uzdolniony pracownik (zespół ludzi) wykonać winien w ciągu określonej jednostki czasu swej pracy w warunkach określonych normą. Taką normą jest np. norma urobienia 8 m³ węgla w 1 rob. dn. lub wykonanie 0,50 m chodnika w 1 rob.dn.

Czasową normą pracy C nazywamy ten najdłuższy czasokres, jaki zawodowo i fizycznie średnio uzdolniony pracownik (zespół ludzi) zużyć winien na wykonanie jednostki produkcji w warunkach określonych normą.

Tego rodzaju normą jest np. norma 15 rob. min. na wytoczenie 1 śruby przez 1 pracownika lub norma 1 rob. godz. na przygotowanie parowozu do drogi przez 2 ludzi.

Produkcyjna norma pracy P jest odwrotnością czasowej normy C a więc

$$P = \frac{1}{C} \text{ } \boxed{2}$$

W podanym wyżej przykładzie urobienia 8 m³ w 1 rob. dn. produkcyjna norma pracy $P = 8 \text{ m}^3 / \text{rob. dn.}$, przy czym jednostką nakładu czasu pracy jest rob. dn.

$$\text{Czasowa norma pracy } C = \frac{1}{8} \text{ rob. dn./m}^3 = 0,125 \text{ rob. dn./m}^3$$

$$P = \frac{1}{C} = \frac{1}{\frac{1}{8}} = 8$$

WARUNKI NATURALNE

Pod pojęciem **warunków naturalnych** rozumieć należy warunki utrudniające lub ułatwiające proces pracy, wpływające na obniżenie lub podwyższenie przeciętnego wyniku **niezależnie** od czynnika ludzkiego, np. w robotach górniczych: rodzaj skały, łupliwość i upad pokładu, twardość skały, przerosty, strop i spąg, ciśnienie, temperatura, stopień nawodnienia miejsca pracy, miąższość pokładu i związana z nią trudność odbudowy; w obróbce mechanicznej materiałów: twardość drewna, metalu i kamienia; w robotach budowlanych: twardość i nawodnienie gruntu, temperatura zewnętrzna itp. Wszystkie te warunki stanowiące odchylenia od warunków określonych normą w dalszych rozważaniach uwzględniane będą w formie współczynników

$$n_1, n_2, n_3, \dots, n_i$$

WARUNKI TECHNICZNE

Pod pojęciem **warunków technicznych** rozumieć należy warunki utrudniające lub ułatwiające proces pracy, wpływające na obniżenie lub podwyższenie przeciętnego wyniku, **zależnie całkowicie** od czynnika ludzkiego, np. w robotach górniczych: przekrój wyrobiska, rodzaj obudowy, sposób pędzenia wyrobiska, organizacja i mechanizacja procesu pracy (urabianie, ładowanie, odstawa urobku, dostawa materiałów itp.); w obróbce mechanicznej materiałów: wielkość, forma, waga elementów, rodzaj użytych narzędzi i maszyn; w robotach budowlanych: mechanizacja wykopów, sposób przewozu i podnoszenia materiałów, jakość i sposób wykonania elementów konstrukcyjnych itp.

Te odchylenia od warunków określonych normą w dalszych rozważaniach uwzględniane będą w formie współczynników

$$m_1, m_2, m_3, \dots, m_i$$

Produkcyjna i czasowa norma pracy może być:

- a) **Pojedynczą normą pracy**, jeżeli odnosi się do **jednego człowieka**, co oznaczać będziemy symbolem P_p lub C_p .

Taką normę stanowi np. norma oszalowania 10 m² chodnika przez 1 człowieka w 1 rob. dn. lub podany wyżej przykład normy 15 rob. min. na wytoczenie 1 śruby przez 1 człowieka.

- b) **Zespołową normą pracy**, jeżeli odnosi się do **zespołu ludzi**, co oznaczać będziemy symbolem P_{zs} lub C_{zs} .

Typowym przykładem dla normy tego rodzaju jest wykonanie 1 m chodnika o określonych wymiarach i budynku w 1 rob. dn. przez zespół 2 ludzi względnie podany już wyżej przykład normy 1 rob./godz. na przygotowanie parowozu do drogi przez zespół 2 ludzi;

- c) **Wspólną normą pracy**, jeżeli odnosi się do **kilku zespołów ludzi**, co oznaczać będziemy symbolem P_{ws} lub C_{ws} . Zespoły te składające się z n ludzi pracować mogą na rozmaitych nawet zmianach.

Tego rodzaju normą jest np. objęcie wspólną normą całej załogi przy zgłębianiu szybu, tzn. robotników przodkowych, murarzy i obsługi powierzchni względnie wyznaczenie wspólnej normy czasowej na wykonanie wózka kopalnianego, przy którym pracuje kilka niezależnych od siebie zespołów.

Zasadnicza norma pracy. Jeżeli normy produkcyjne P i normy czasowe C dotyczą **przeciętnych warunków** naturalnych i technicznych, to określamy je jako normy zasadnicze albo typowe i oznaczamy je symbolem P_z i C_z .

Normy te wymieniają w każdym wypadku czynności elementarne, z których składa się zadanie produkcyjne. Np. przy normach zasadniczych dla wyrobisk chodnikowych czynnościami elementarnymi objętymi normą są:

1. Wiercenie otworów strzałowych.
2. Nabijanie, odpalanie, przewietrzanie.
3. Obrywanie przodka.
4. Rozbijanie kęsów.
5. Ładowanie urobku i ewentualnie transport do 50 m.
6. Transport drewna z odległości 50 m od przodka.
7. Obudowa przy odstępnie odrzwi co 1 m.

Jeżeli zasadnicza norma pracy dotyczy tylko jednego elementu zadania produkcyjnego, to wtedy nazywamy ją **elementarną normą pracy** i oznaczamy ją symbolem P_e lub C_e . Jeżeli zasadnicza norma pracy dotyczy sumy elementarnych norm pracy, wówczas nazywamy ją **zbiorną normą pracy** C i oznaczamy symbolem P_{zb} lub C_{zb} . Np. przy zgłębianiu szybu norma wyłomu, obudowy tymczasowej, opuszczania i ustawiania pomostu wiszącego, usuwania obudowy tymczasowej, układania muru z cegły itp. stanowi elementarne normy pracy, natomiast norma zgłębienia określonej ilości centymetrów gotowego szybu stanowi zbiorną normę pracy, gdyż obejmuje sumę czynności elementarnych.

Ażeby z norm zasadniczych uzyskać **wykonawczą normę pracy** P_w lub P_{wz} , tj. normę miarodajną dla zawierania ugod akordowych, należy normę zasadniczą przemnożyć przez właściwe współczynniki, wyrażające odchylenia od warunków określonych normą

$$P_w = P_z \cdot n_i \cdot m_i \quad \dots \dots \dots \boxed{3}$$

względnie

$$C_w = C_z \cdot n_i \cdot m_i \quad \dots \dots \dots \boxed{4}$$

Współczynniki te mogą normę zasadniczą podwyższyć lub obniżyć.

W projektowanych normach przyjęto, że jeżeli w wypadku zastosowania współczynników wykonawcza norma produkcyjna wynosi mniej niż 70% normy zasadniczej, to odnośne normy tracą swoją ważność i stawki akordowe winny być ustalone niezależnie od norm, a więc

$$P_w \geq 0,70 P_z \quad \dots \dots \dots \boxed{5}$$

$$C_z \geq 0,70 C_w \quad \dots \dots \dots \boxed{6a}$$

względnie

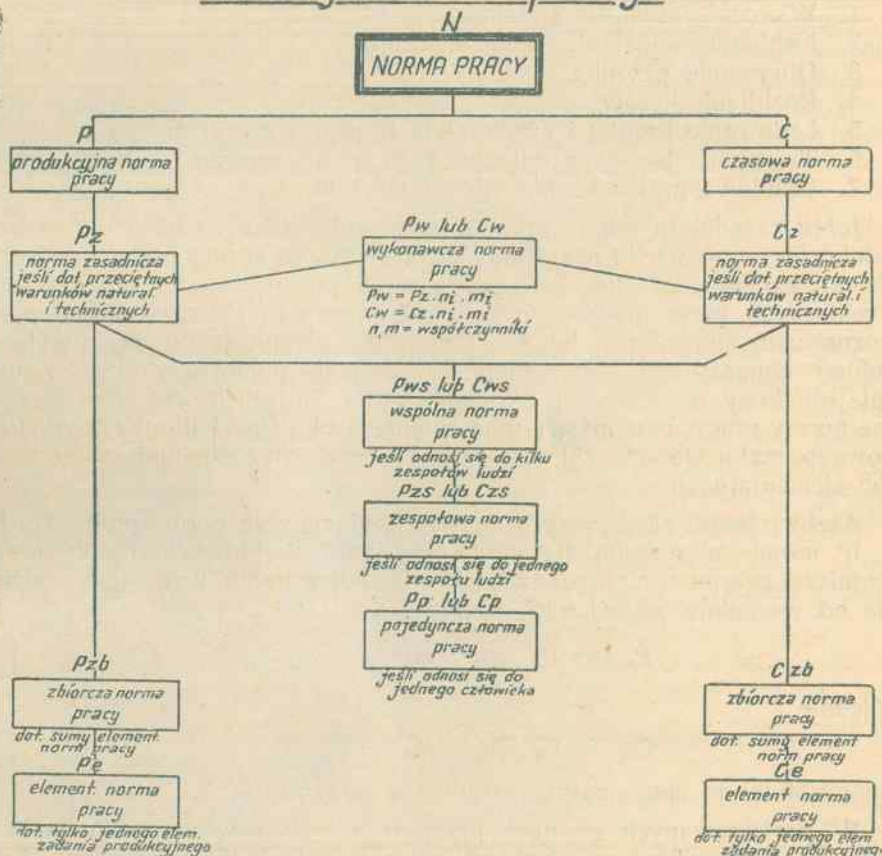
$$C_w \leq \frac{100}{70} C_z \quad \dots \dots \dots \boxed{6b}$$

Stosując wzór 5 i 6 b do przykładu normy urobienia 8 m^3 węgla / 1 rob. dn. w przeciętnych warunkach naturalnych i technicznych, gdzie $P_n = 8 \text{ m}^3 / \text{rob. dn.}$, a $C_n = 0,125 \text{ rob. dn./m}^3$ (patrz wzór 2), otrzymamy

$$P_w \geq 0,70 P_n \text{ czyli } P_w \geq 0,70 \times 8 = 5,6 \text{ m}^3/\text{rob. dn.}$$

$$C_w \leq \frac{100}{70} C_n \text{ czyli } C_w \leq \frac{100}{70} \times 0,125 = 0,178 \text{ rob. dn./m}^3$$

Rodzaje norm pracy



Rys. 1

a więc w powyższym przykładzie współczynniki mogą:

- obniżyć produkcyjną normę pracy z 8 na $5,6 \text{ m}^3/\text{rob. dn.}$
- podwyższyć czasową normę pracy z 0,125 na $0,178 \text{ rob. dn./m}^3$.

Rodzaje norm pracy poprzednio opisane przedstawiono graficznie na rysunku 1.

ZASADNICZE ELEMENTY USTAWOWEGO CZASU PRACY

Na wstępie określone definicje produkcyjnej normy pracy P i czasowej normy pracy C odnoszą wykonanie określonej ilości pracy do nakładu czasu względnie nakład czasu do wykonania określonej jednostki produkcyjnej. Stąd nasuwa się konieczność rozpatrzenia zasadniczych elementów ustawowego czasu pracy.

Oznaczając symbolem T ustawowy czas pracy, określony obowiązującymi w tym względzie ustawami, znajdujemy pierwszy jego podział na czas trwoniony t_t i czas roboczy t_r , przy czym czas trwoniony obejmuje straty czasu pracy spowodowane przez wykonawców robót (np. nieprawidłowe wykonywanie robót, odpoczynek ponad miarę itp.)

Przy ustalaniu norm przyjęto $t_t = 0$.

Czas roboczy t_r , tj. czas będący do dyspozycji na wykonanie zadania produkcyjnego, dzielimy na czas wykonania t i czas stracony t_s , przy czym t składa się z czasu przygotowania roboty t_p i czasu wykonania właściwego t_w , tj. czasu efektywnie zużytego na wykonanie zadania produkcyjnego. Czas stracony t_s rozdzielamy na t_{s1} i t_{s2} , przy czym t_{s1} jest to czas stracony obejmujący straty w czasie pracy, których zwiększenie lub zmniejszenie zależne jest tylko w pewnym stopniu od kierownictwa zakładu i obejmuje **jedynie** straty w czasie pracy na dojście do miejsca pracy i na drogę powrotną, t_{s2} obejmuje straty w czasie pracy, zależne od kierownictwa zakładu lub organizacji robót, na które składają się pobranie i oddanie narzędzi, krótkotrwałe postoje, transport materiałów w obrębie miejsca roboczego, przerwy nieuniknione itp.

Czas wykonania t w połączeniu z czasem straconym t_{s2} nazwalismy czasem przebywania w miejscu pracy t' a więc

$$t' = t + t_{s2} \quad \dots \dots \dots [7]$$

Części składowe czasu t' określone są **normą zasadniczą**. Czas wykonania właściwego t_w dzielimy na czas wykonania czynności pomocniczych t_{w1} i czas wykonania czynności głównych t_{w2} , a więc czynności zawartych już w normie zasadniczej, a bardzo rzadko rozróżnianych jako niezależnych od siebie czynności.

Na całkowity ustawowy czas pracy określony obowiązującymi ustawami składają się elementy czasu określone wzorem

$$T = t_t + t_{s1} + t_{s2} + t \quad \dots \dots \dots [8]$$

W projektowanych normach przyjęto, że

$$t_t = 0$$

gdyż jest to czas stracony z winy wykonawcy robót, a więc nie wchodzący w kalkulację czasu pracy, a t_{s2} zawarte jest w zbiorze norm.

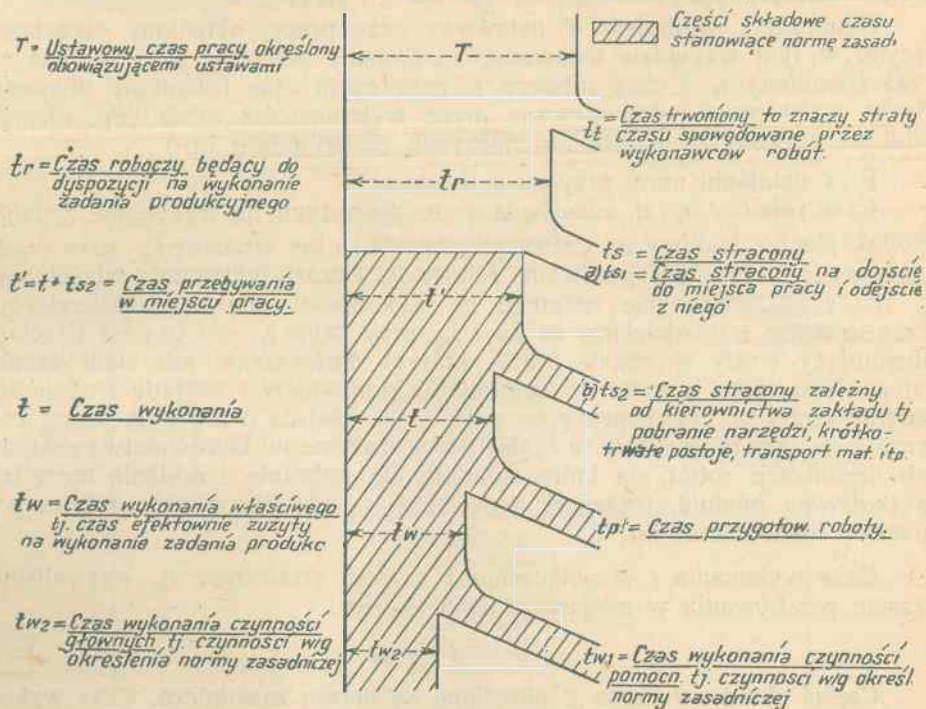
Jak wynika z równania 8 normy pracy zawarte w zbiorze norm, a więc **normy zasadnicze** obejmują jedynie sumę czasu $t + t_{s2}$ względnie różnicę $t_r - t_{s1}$, tzn. czas przebywania w miejscu pracy względnie czas roboczy pomniejszony o czas stracony na dojście do miejsca pracy i drogę powrotną.

$$T = t_r - t_{s1} = t + t_{s2} \quad \dots \dots \dots [9]$$

przy czym t_{s1} uwzględniono wprost w tabelach i wykresach norm.

Graficzne ujęcia zasadniczych elementów ustawowego czasu pracy oraz części składowych czasu, stanowiących normę zasadniczą przedstawione na rys. 2.

Zasadnicze elementy ustawowego czasu pracy



$$T = t_t + ts_1 + ts_2 + t$$

$$t_t = 0 \text{ przyjmujemy}$$

$$ts_2 \text{ zawarte jest w zbiorze norm}$$

$$\text{przy ustaleniu normy zasadniczej wchodzi w rachubę}$$

$$T = t_r - ts_1 = t + ts_2$$

Rys. 2

WYDAJNOŚĆ I SPRAWNOŚĆ

Pod pojęciem **wydajności pracy** należy rozumieć stosunek zachodzący faktycznie między produkcją a nakładem czasu pracy ludzkiej, użytym do jej wykonania w warunkach wyznaczonych normą, czyli wynik zadania produkcyjnego.

Oznaczając przez Q ilość wyprodukowanych jednostek oraz przez N ilość robotniko-dniówek otrzymamy

$$W = \frac{Q}{N} \dots \dots \dots \boxed{10}$$

Wyniki chronometrażu		Kop.: _____ z dnia: _____ razem zmian: _____			
Rodzaj pracy	Ilość i wymiar	Czas pracy			% czasu dniówki na wykonanie robót
		Górnicy	Ładowacze	Razem	
Wrąb					
Ustawianie wrębiarki					
Zapinanie węża					
Wrębianie					
Wymiana drążków lub zębów					
Czyszczenie wrębu					
Usunięcie wrębiarki					
Obudowa					
Transport drewna					
Rżnięcie i olowanie					
Zapinanie stropnic					
Stawianie stojaków					
Podpinanie (felowanie)					
Urabianie					
Urabianie kilofem					
Wiercenie otworów strzał.					
Czyszczenie					
Nabijanie					
Strzelanie					
Przyniesienie mater. i drutów					
Odstawa					
Ładowanie do rynny					
Przerwy w pracy					
Przewietrzanie po strzałach					
Odpoczynek					
Inne różne roboty					
Przyg. i sprzątanie narzędzi					
Sprawdzanie godzin					
Dopinanie rynny					
Przyniesienie węża do maszyny					
Przyniesienie śrub do rynien					
Przyjście i zejście					
Razem					

U W A G A: Podać dokładne szkice obejmujące przekrój poziomy i pionowy wyrobiska, rozmieszczenie otworów strzałowych i wrębu oraz profil geologiczny miejsca pracy

Imienna obsada zmianowa			Na zmianie	I	II	III	Razem
Górnicy	Ładowacze	Inni	Górnicy				
			Ładowacze				
			Inni				
			Razem				
			Ilość zmian				

[illegible]

Narzędzia i maszyny.....	
Inne ² czynniki	

W przytoczonym już przykładzie, kiedy $P = P_s = 8 \text{ m}^3/\text{rob. dn.}$, górnik, który wyprodukował w ciągu $N = 25 \text{ rob. dn.}$ $Q = 300 \text{ m}^3$ osiągnął wydajność

$$W = \frac{Q}{N} = \frac{300}{25} = 12 \text{ m}^3 \text{ rob. dn.}$$

Sprawność pracy Sp określamy jako stosunek wydajności do właściwej produkcyjnej normy pracy, ustalony przy tych samych miarach produkcji i nakładu czasu pracy ludzkiej

$$Sp = \frac{W}{P} \dots\dots\dots \boxed{11}$$

czyli sprawność = $\frac{\text{wydajność}}{\text{produkcyjna norma pracy}}$

(w przytoczonym przykładzie $Sp = \frac{12}{8} = 1,5$)

Sprawność pracy pomnożona przez 100 wyraża procent wykonania normy

$$Sp \times 100 = \% \text{ wykonania normy}$$

(w przytoczonym przykładzie 150 %)

METODY WYZNACZANIA NORM

Do niedawna w górnictwie dla określenia norm przodkowych były znane i stosowane zasadniczo tylko dwie metody: empiryczna i indukcyjna

METODA EMPIRYCZNA

Najstarsza, opierająca się na już istniejących normach, polega na uzupełnianiu względnie dostosowywaniu istniejących norm do nowych metod i nowych warunków. Poprawki te nie zawsze były oparte na słusznych i uzasadnionych podstawach, często określane były wręcz na wycucie a w wielu wypadkach zasadniczym motywem była postawa załogi robotniczej. Metoda ta jako niedokładna nie zasługuje na bliższe rozpatrzenie jej z następujących powodów:

Biorąc normy istniejące za podstawę do określenia norm sprawiedliwych i słusznych z punktu widzenia techniki górniczej trzeba:

1. zebrać te normy i zestawzić według pewnego systemu,
2. określić kryteria dla analizy,
3. przeprowadzić analizę tych norm,
4. na podstawie tej analizy określić nowe normy.

Punkt 1 nie nastręcza żadnych trudności, natomiast do punktu 2 brak ścisłych podstaw naukowych i rzeczowych (wziętych z praktyki). Ponieważ ustalenie tych kryteriów byłoby raczej kwestią osobistych poglądów, przeto uzyskane wyniki analizy, przeprowadzonej tą drogą, nie przedstawiałyby żadnej konkretnej wartości. Z drugiej strony zaś oparcie się dla określenia norm słusznych na istniejących normach, które przyjęto jako nieodpowiednie i w wielu wypadkach niesłuszne względnie nieusprawiedliwione z punktu widzenia techniki górniczej, byłoby logicznym błędem.

Potwierdza to wystarczająco już pobieżna analiza istniejących norm. Okazuje się bowiem, że różne kopalnie stosują dla wyrobisk pędzonych w analogicznych warunkach normy o zbyt dużej rozbieżności, aby można było się na nich oprzeć bez obawy popełnienia grubego błędu.

Normy zadane nie są bowiem funkcją wszystkich czynników, mających wpływ na wynik procesu górniczego, lecz są one oparte na przewidywaniach, na przyjęciach apriorystycznych. Trafność ich zależna jest od sprawności procesu myślowego, czyli czynnika indywidualnego osoby, która je ustala, wreszcie od zasobu posiadanej wiedzy teoretycznej i praktycznych wiadomości, trafności spostrzeżeń i rutyny.

Jak z powyższych wywodów wynika, prawdopodobieństwo uzyskania dobrych wyników na tej podstawie jest małe, a ilość personelu technicznego, czas potrzebny do ich uzyskania i nakład pracy, znaczne.

METODA OPARTA NA POMIARACH CZASOWYCH ALBO INDUKCYJNA

Polega ona na określeniu wielkości wpływu każdego z czynników drogą szczegółowej analizy wszystkich elementów, składających się na całość kształtu pracy w przodku. Na tej podstawie uzyskujemy możliwość uszegregowania czynników tych według ich ważności, co daje nam możliwość konstruowania normy przeciętnej metodą wnioskowania indukcyjnego. Osiągnięcie rezultatów tą drogą jest bardzo żmudne, wymaga przeprowadzenia całego szeregu obserwacji chronometryczowych dla każdej kategorii przodków. Do wykonania tych obserwacji potrzebny jest cały sztab ludzi o odpowiednich kwalifikacjach, a do rozpracowania danych zebranych w obserwacjach chronometryczowych — cały sztab inżynierski. Tej metody jako wymagającej zbyt długiego czasu, liczego personelu fachowego oraz znacznych kosztów, nie zawsze można stosować.

METODA OPARTA NA UZYSKANYCH WYDAJNOŚCIACH

Przy analizie obecnej wydajności nasunęło się autorom niniejszego opracowania, w związku z opracowywanym przez nich wykreślonym ujęciem norm, metoda opracowana przez inż. Ludwika Majewskiego, która usuwa trudności zastosowania metody wymienionej pod 2 kosztem dokładności wyników, umożliwia natomiast uzyskanie ich w niepomierne krótszym czasie. Metoda dedukcyjna bierze za podstawę wyjściową osiągnięte wyniki przodka na podstawie danych zawartych w dowodach zarobkowych. Metody empirycznej omawiać nie będziemy. Opiszemy natomiast dwie pozostałe metody, zwiąższcza ostatnią.

METODA OPARTA NA POMIARACH CZASOWYCH

Metodą tą po raz pierwszy na większą skalę posłużył się Taylor. Opierając się na dokładnych badaniach czasowych przeprowadził analizę sposobów wykonywania czynności elementarnych i na tej podstawie opracował uproszczenie metod pracy i ich normalizację.

Celem określenia norm dla górnictwa metodę Taylora trzeba było znacznie rozszerzyć. Musi ona objąć nie tylko elementy poszczególnych czynności, lecz badanie całego cyklu procesu górniczego.

Badania czasowe składają się z trzech etapów:

- A) Badania wstępne,
- B) Pomiary czasowe (chronometraż),
- C) Analiza danych uzyskanych z pomiarów czasowych.

A) Badania wstępne

Mają one na celu zapoznanie się z całością problemu. Muszą one obejmować ruch całego zakładu w celu ustalenia:

1. Rodzajów procesów, składających się na całość zagadnienia i ich wzajemnej zależności. Zależność między poszczególnymi procesami w zakładzie górniczym jest dwojaka:

- a) pośrednia, gdy kilka procesów odbywa się równolegle,
- b) bezpośrednia, w wypadku gdy kilka procesów odbywa się kolejno (stanowi niejako poszczególne ogniwa jednego łańcucha).

Następnie proces należy podzielić na poszczególne

2. Czynności i tu należy rozróżnić:

- a) czynność główną
- b) czynności uboczne.

Wreszcie należy każdą czynność rozbić na

3. Elementy składowe, czyli czynności elementarne.

Dalszy podział elementów na ruchy i chwyt w górnictwie jest niepotrzebny z uwagi na wystarczającą dokładność podziału do elementu włącznie.

B) Pomiary czasowe (chronometraż)

Mają one na celu sporządzenie dokładnego obrazu procesu, — mają być niejako jego fotografią. Pomiar musi zatem określić czas potrzebny na wykonanie wszystkich elementów każdej czynności ponadto częstotliwość i czas trwania postojów i przerw w pracy z podaniem ich przyczyn względnie źródeł, wreszcie czas zużyty na odpoczynek.

Z takiego określenia zadania wynika, że pomiar może być wykonany jedynie subiektywnie, w odróżnieniu od pomiarów czasowych w innych dziedzinach techniki, gdzie stosuje się pomiary obiektywne, wykonywane za pomocą różnorodnych, nieraz bardzo skomplikowanych instrumentów.

Do samego wykonania pomiarów czasowych należy zatem bardzo starannie dobrać odpowiednie osoby, należycie obeznane z ruchem całego zakładu, a w szczególności z badanym procesem w najdrobniejszych elementach każdej czynności.

Pomiar czasowy powinien ponadto zawierać spostrzeżenia, na podstawie których można przy późniejszej analizie określić:

1. Błędy i braki spowodowane
 - a) przez wykonawców
 - b) przez wadliwą organizację
2. Wpływ czynników
 - a) naturalnych
 - b) technicznych
3. Przyczyny przerw
 - a) naturalne
 - b) organizacyjne
 - c) umyślne z podziałem na nieuniknione i niepotrzebne.

Ponieważ pojęcie chronometrażu jest wszystkim inżynierom znane, dlatego nie będziemy go omawiać, a ograniczamy się do podania wzoru dostosowanego do wszystkich wyrobisk chodnikowych i filarów, opracowanego przez autorów na podstawie wieloletniego praktycznego udoskonalania (patrz wzór I i I a).

C) Analiza danych uzyskanych z pomiarów czasowych

Służy ona do wyznaczania wyniku przeciętnego. Z pomiarów czasowych musimy uzyskać możliwie wielką ilość danych odnośnie każdej czynności elementarnej. Ilość ta powinna wynosić 100 do 200 obserwacji. Ponieważ nie wszystkie dane posiadają jednakową wagę, należy dla wyznaczenia wyniku przeciętnego najpierw wyliczyć z rozważań wszystkie czynności zaburzone. Wyniki otrzymane dla każdej czynności elementarnej wykazują mniejsze lub większe różnice, zależnie od tego, czy pracę wykonywała osoba mniej lub więcej wprawna, lub zależnie od różnorodności warunków technicznych i naturalnych. Rozpatrując wyniki dla jednej czynności elementarnej, uzyskane w tych samych warunkach, możemy określić wynik przeciętny drogą matematyczną jako średnią ważoną lub jak proponuje Daeves metodą wykreślną za pomocą krzywych częstotliwości względnie metodą dającą najdokładniejsze wyniki, podaną przez Gaussa za pomocą krzywej odchyłek błędów, której najwyższy wymiar (maksimum) jest szukaną normą elementarną.

Znalezione dla określonej czynności elementarnej wyniki przeciętne w różnych warunkach dają nam podstawę do ścisłego określenia wielkości wpływu każdego czynnika wywieranego na badaną czynność względnie na proces, przez porównanie bowiem wyników możemy wpływ ten obliczyć wprost jako współczynnik w odniesieniu do warunków normalnych.

Skoro dla danej czynności elementarnej oznacza:

C_n = normę czasową zasadniczą (w warunkach normalnych),

C_w = normy wykonawcze w zmienionych warunkach, to na podstawie poprzednich definicji jest:

$$C_w = C_n \cdot n_i; \quad C_{wi} = C_n \cdot n_i \cdot m_i \quad \dots \quad [14]$$

Ponieważ z pomiarów czasowych otrzymamy C_n , C_{wi} , C_w , łatwo nam obliczyć współczynniki zmienionych warunków naturalnych

$$n_i = \frac{C_w}{C_n} \quad \dots \quad [15]$$

$$m_i = \frac{C_{wi}}{n_i C_n} \quad \dots \quad [16]$$

Z powyższych rozważań wynika, że na podstawie analizy wyników czasowego pomiaru możemy dla każdej czynności elementarnej określić normę czasową typową i normy wykonawcze, dla zmienionych warunków naturalnych i technicznych, wreszcie obliczyć współczynniki określające wielkość wpływu warunków anormalnych na normę typową.

Przez wypośredkowanie norm elementarnych dla czynności składających się na dany proces uzyskujemy wszystkie elementy składowe normy dla tegoż procesu, a zatem mamy wszystkie dane potrzebne do rozwiązania naszego zadania, którym jest wyznaczenie normy zasadniczej. Innymi słowy normy elementarne złożone w całość w stosunku najkorzystniejszym dają normę zasadniczą.

Stosowanie opisanej metody do określenia norm jest szczególnie dla górnictwa polecenia godne, gdyż poza wymienionym celem daje nieocznione korzyści wypływające z następującej możliwości:

1. Wykrycie błędów organizacji pracy.
2. Dostarczenie podstaw do reorganizacji całego zakładu pracy na zasadzie racjonalnego wykorzystania urządzeń, sprzętu i siły roboczej.
3. Dostarczenie podstaw do opracowania najsprawniejszych metod wykonywania poszczególnych operacji.
4. Ocena czynnika ludzkiego.

Metoda ta daje najdokładniejsze wyniki, wymaga jednak personelu o wysokich kwalifikacjach zawodowych.

METODA DEDUKCYJNA

(oparta na osiągniętych wydajnościach)

Materiałami wyjściowymi do opracowania norm tą metodą są dane zawarte w dowodach zarobkowych. Dotyczą one osiągniętych wyników, postępu przodka, przekroju poprzecznego i czasu pracy. Aby z tych danych wysnuć można było słuszne wnioski, należy się zastanowić, które czynniki wywierają decydujący wpływ na wynik produkcyjny.

Praktyczne osiągnięte wyniki są funkcją bezwarunkowo wszystkich czynników (działających od przodka włącznie poprzez szyb i sortownię aż do załadowania do wagonów), wywierających wpływ na proces górniczy i decydujących o jego wyniku. Są one więc najsluszniejszą podstawą do określenia norm, pod warunkiem że znajdziemy metodę, która pozwoli nam określić względnie dokładnie wpływ poszczególnych czynników na wynik pracy w przodku. Wtedy będziemy mogli usegregować czynniki te według wielkości wywieranego wpływu, czyli według ich ważności.

Wydajność jest funkcją złożoną wielu zmiennych. Oznaczając przez y wydajność w dowolnym układzie współrzędnych i przyjmując, że oznacza:

$$\begin{aligned} y &= f(z) && \text{zależność normy od czasu} \\ y &= f(x_0) && \text{zależność normy od przekroju} \\ y &= f(x_1) && \text{wpływ czynnika upadu} \\ y &= f(x_2) && \text{wpływ czynnika temperatury} \\ y &= f(x_3) && \text{wpływ czynnika zwięzłości skały stropowej} \\ y &= f(x_i) && \text{wpływ czynnika dowolnego} \end{aligned}$$

wtedy:

$$y = f(z, x_0, x_1, \dots, x_n)$$

gdzie $x_1, \dots, x_n$ oznaczają $\varphi_1(\zeta_1), \varphi_2(\zeta_2), \dots, \varphi_n(\zeta_n)$

Jeżeli $\varphi_n(\zeta_n)$ jest dla wszystkich wartości φ , leżących w pewnym przedziale wartością stałą, tzn.

$$\varphi_n(\zeta_n) = \text{const dla } a \leq \zeta \leq b$$

przy czym $\varphi_n(\zeta_n) = f[\varphi_n(\zeta_n)]$

wtedy równanie wydajności przyjmuje następującą postać:

$$y = f(z, x_0) c_1 \cdot c_2 \cdot \dots \cdot c_n$$

śluszną dla przedziału $a' \leq x \leq b'$, na przestrzeni którego wszystkie współczynniki $(c_1, \dots, c_n)$ mają ważność, przy czym $a' > a(\max)$, $b' < b(\min)$. Jeżeli potrafimy określić zależności $f(z), f(x_0)$, otrzymamy zasadnicze równanie normy produkcyjnej:

$$y = f(z, x_0) \cdot c_1 \cdot c_2 \cdot \dots \cdot c_n$$

Ponieważ wyniki zawarte w dowodach zarobkowych dostarczają danych liczbowych do ustawienia następujących równości:

$$\left. \begin{aligned} y &= f(x_0) \\ y_1 &= f(x_0) c_1 \\ y_2 &= f(x_0) c_2 \\ y_n &= f(x_0) c_n \\ y_i &= f(x_0) c_1 \cdot c_2 \cdot \dots \cdot c_i \\ y_n &= f(x) c_i \cdot \dots \cdot c_n \end{aligned} \right\} \quad n + 1 \text{ funkcji}$$

istnieje możliwość otrzymania wszystkich wartości c_i dla $1 \leq i \leq n$, gdyż niewiadomych mamy n , a równań co najmniej $(n + 1)$, a zatem zadanie nasze jest rozwiązywalne.

Aby można wysnuć wnioski praktyczne, należy zastanowić się, które czynniki wywierają decydujący wpływ na wydajność.

Najważniejsze czynniki wpływające na wydajność

1. Czas pracy

Dostępny nam materiał zawarty w dowodach zarobkowych zawiera dane dotyczące jednej dniówki, czyli 7³⁰ h. W czasie tej dniówki jest zawarty czas na zjazd, dojsie do miejsca pracy, samą pracę, przerwy spowodowane różnymi przyczynami, odpoczynek oraz na drogę powrotną i wyjazd na powierzchnię. Ponieważ odległość przodka od szybu i środki transportowe są różne, a co za tym idzie czas potrzebny na dojsie do przodka i drogę powrotną zajmuje średnio około 15 — 20%, a w niektórych wypadkach dochodzi aż do 44,5% całej dniówki, zatem aby dane dla wydajności poszczególnych przodków mogły być porównywalne, trzeba uwzględnić dla każdego przodka efektywny czas pracy. Jako efektywny czas pracy t' należy rozumieć raczej czas spędzony w miejscu pracy, tzn że musi on zawierać również wszystkie przerwy w pracy, spowodowane przez czynniki natury technicznej, organizacyjnej itp. oraz odpoczynek, co według podziału elementów ustawowego czasu pracy podanych przez inż. B. Krupińskiego obejmuje

$$t' = t + t_{s2} \quad \text{lub} \quad t' = t_r - t_{s1}$$

względnie, ponieważ o ile chodzi o wyznaczenie norm czas trwoniony t musimy przyjąć za równy zero

$$t' = T - t_{s1}$$

tj. ustawowy czas pracy pomniejszony o czas potrzebny na dojsie do przodka i drogę powrotną.

Przeliczywszy ilość wykonanej pracy na czas jej wykonywania otrzymamy dane, które nas informują o tym, ile w danych warunkach wykonuje

się pracy w jednostce czasu względnie odwrotnie, ile czasu wymaga wykonanie (wyprodukowanie) jednostki w pewnych warunkach. Które z nich należy zastosować w celu otrzymania jasnego ujęcia graficznego wykażą dalsze rozważania.

Ilość wykonanej pracy jest wprost proporcjonalna do ilości czasu zużytego na jej wykonanie, przy założeniu stałego wysiłku. Jeżeli w jednostce czasu t wykonujemy p jednostek produkcyjnych, to całkowita ilość jednostek produkcyjnych P wykonanych w czasie T wynosi:

$$P = T \cdot p$$

Równanie to wyraża zarazem zależność między produkcyjną normą wykonawczą a produkcyjną normą zasadniczą.

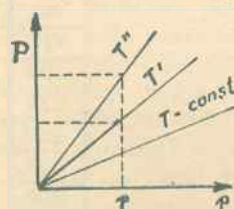
Oznaczając:

T = całkowity czas pracy

C = czas porzebnny na wyprodukowanie jednostki

P = ilość jednostek wyprodukowanych otrzymamy:

$$P = \frac{T}{C}$$



Rys. 3

Wzór ten podaje nam równocześnie związek między normą produkcyjną wykonawczą a normą czasową zasadniczą i wskazuje, że na normę produkcyjną zasadniczy wpływ wywiera czas roboczy. Ponieważ dla określonych warunków C jest stałe, zatem P będzie tym większe, im większy będzie czas T . Jeżeli do wzoru powyższego w miejsce czasu T wstawimy czas roboczy pomniejszony o czas stracony na dojście do miejsca pracy i drogę powrotną, który dla uproszczenia nazwalimy przez t_r

$$t' = t_r - t_{s1} = t + t_{s2}$$

to obliczona na tej podstawie norma produkcyjna z normy czasowej spełni wspomniany warunek sprawiedliwego jej wymiaru.

A zatem

$$P_a = \frac{t'}{C_a}$$

Założmy teraz, że t' jest stałe, wtedy powyższa równość przyjmie ogólną postać

$$y = \frac{a}{x}$$

Funkcja ta przedstawia nam hyperbolę równoboczną. Jeżeli na osiach współrzędnych przyjmimy normę czasową oraz normę produkcyjną, to dla różnych wartości parametru a otrzymamy pęk hyperbol, który pozwoli nam dla dowolnego czasu t' odczytać normę produkcyjną z normy czasowej. Wynika stąd, że wystarczy raz określić normę czasową, a normy produkcyjne dla dowolnych czasów t' poda nam wykres.

Przedstawimy tę zależność graficznie. W tym celu obliczymy dla pewnych określonych stałych wartości t' odpowiednie współrzędne dla P_a , przyjmując dowolne wartości C_a .

Wartości w ten sposób uzyskane podaje tabela 1.

Na podstawie liczb zawartych w poniższej tabeli sporządzony wykres przedstawia zależność między normą czasową a wykonawczą dla różnego czasu pracy t' , a normą produkcyjną.

Tabela 1

dla t'	420'	400'	380'	360'	340'	320'	300'
C_z $\frac{\text{rob. min.}}{\text{m}^3}$	P_z $\frac{\text{m}^3}{\text{rob. dn.}}$	P_z	P_z	P_z	P_z	P_z	P_z
50	8,40	8,00	7,60	7,20	6,80	6,40	6,00
75	5,60	5,33	5,06	4,80	4,54	4,27	4,00
100	4,20	4,00	3,80	3,60	3,40	3,20	3,00
125	3,36	3,20	3,04	2,88	2,72	2,56	2,40
150	2,80	2,67	2,53	2,40	2,27	2,13	2,00
175	2,40	2,29	2,17	2,01	1,94	1,83	1,71
200	2,10	2,00	1,90	1,80	1,70	1,60	1,50
225	1,87	1,78	1,69	1,60	1,51	1,42	1,33
250	1,68	1,60	1,52	1,44	1,36	1,28	1,20
275	1,53	1,45	1,38	1,31	1,24	1,16	1,09
300	1,40	1,32	1,267	1,20	1,132	1,067	1,00
350	1,20	1,143	1,087	1,03	0,973	0,915	0,857
400	1,05	1,00	0,950	0,90	0,850	0,80	0,75
420	1,000	0,954	0,905	0,857	0,810	0,762	0,715
500	0,840	0,800	0,760	0,720	0,680	0,640	0,600
600	0,700	0,666	0,634	0,600	0,566	0,540	0,500

Przyjrzyjmy się bliżej temu wykresowi. Normie czasowej c_1 odpowiada norma wykonawcza p'_1 dla czasu pracy $t' = 300'$ oraz p''_1 dla $t' = 420'$. Ponieważ p''_1 jest znacznie większe od p'_1 , stąd wniosek praktyczny, że przez

skrócenie czasu potrzebnego na drogę do przodka i z powrotem znacznie zwiększamy normę produkcyjną. Teraz porównajmy wzrost normy produkcyjnej dla dwu różnych wartości normy czasowej.

Dla normy czasowej c_1 przyrost normy produkcyjnej wynosi

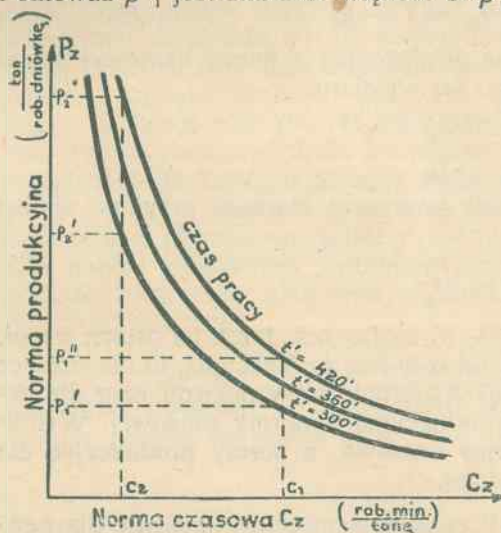
$$\Delta p_1 = p''_1 - p'_1$$

Taki sam przyrost dla normy c_2 dla tej samej różnicy czasu pracy wynosi:

$$\Delta p_2 = p''_2 - p'_2$$

Z wykresu widzimy, że Δp_2 jest kilkakrotnie większe od Δp_1 . Biorąc pod uwagę, że $c_1 > c_2$ otrzymamy drugi wniosek a mianowicie: Dla dwu różnych norm

czasowych przyrost (zwiększenie się) normy wykonawczej przy jednakowym zwiększeniu czasu pracy jest tym większy, im mniejsza jest norma czasowa.



Rys. 4

2. Twardość skały

Aby badania twardości węgla z punktu widzenia oceny jej wpływu na normy (wydajność) dały należyty rezultat, musimy znaleźć właściwą jednostkę porównawczą o właściwym wymiarze.

Porównywanie bezwzględnego czasu wiercenia 1 mb otworu jest zasadniczym błędem, gdyż ta miara nie określa wpływu twardości na wynik procesu górniczego, bo nie posiada cechy, charakteryzującej wydajność całego procesu.

Zwykle rozumiemy w ten sposób, że im twardszy węgiel, tym dłuższy czas wiercenia, tym więcej otworów trzeba wywiercić, co pociąga za sobą większą ilość roboty strzelniczej przy nabijaniu, odpalaniu itp. Rozumowanie, acz słuszną ma podstawę, prowadzi jednak do fałszywych, bo przesadnych wniosków. Składają się na to dwie przyczyny. W ostatnim trzydziestoleciu, w czasach „gonitwy za wydobyciem“ każdy od pierwszej chwili zetknięcia się z ruchem kopalni słyszał tłumaczenie niewykonania planu wydobywania dziennego czy postępu chodnika twardością węgla, co prawdopodobnie ma swe źródło w zamierzonych czasach, gdy stosowano w górnictwie jedynie młotek i żelazko. Przesąd o wpływie twardości węgla na normę przetrwał do dziś, wskutek przyswojonego konserwatyzmu tak właściwego dla naszego zawodu. Drugi powód jest podobnej natury.

Jak bowiem wykazały badania przeprowadzone na wielką skalę przez Taylora, a potwierdzone przez Poppelreutera, w psychice ludzkiej tkwi tendencja do przeceniania procesów krótkotrwałych, a niedoceniania długotrwałych. Tym można by wytłumaczyć przypisywanie przesadnego znaczenia czynnikowi twardości węgla.

Twardość węgla znajduje najwłaściwszy wyraz w czasie potrzebnym na wykonanie całości roboty strzelniczej, jako podstawowej czynności urabiania, mierzonej jej efektem dla wypadków skrajnych.

Weźmiemy pod uwagę urabianie za pomocą roboty strzelniczej bez wrębu. Porównamy wyniki osiągnięte w pokładzie bardzo twardym w polu nietkniętym odbudową i w pokładzie miękkim z objawami ciśnienia, spowodowanego odbudową, zachowując resztę warunków jednakowych dla obydwu wypadków. Niżej podane wyniki odnoszą się do całości roboty strzelniczej (przygotowanie do wiercenia, czyszczenie i nabijanie otworów oraz strzelanie).

Dla urobienia węgla twardego trzeba 5,58 rob. min. na t

Dla urobienia węgla miękkiego 4,48 „ „ „ t

Różnica wynosi zatem : 1,1 „ „ „ t

Jeżeli zatem ustawimy normę w ten sposób, że dla wszystkich twardości węgla weźmiemy średnią z obu wyników, to odchylenie będzie wynosiło dla obu krańcowych wypadków twardości węgla $\pm$ względnie — 0,55 rob. min. na tonę.

Przy średniej wydajności przodka 30 ton na dniówkę czyni to 16,5' na całą załogę przodka, składającą się z 4 ludzi, czyli

4,1 minut na 1 robotnika i dniówkę

Popołniony przez nieuwzględnienie twardości węgla w ustaleniu normy błąd wynosi

$\pm 1,05\%$

Ponieważ przy pomiarze jednostek zasadniczych służących do obliczenia zarobków załogi popełniamy błąd znacznie większy, zatem przy ustaleniu norm **twardość węgla możemy zupełnie pominąć** bez najmniejszej obawy o popełnienie błęd.

W odniesieniu do **skały płonnej** pomiary przeprowadzone na analogicznych zasadach wykazują, że robota strzelnicza wymaga:

Dla urobienia piaskowca twardego	95	rob. min./m ³
Dla urobienia łupku	55	„ „ „
Różnica wynosi:	40	„ „ „

Załóżmy, że nie uwzględniamy twardości skały i ustalamy normę na podstawie średniej z obu wypadków czyli ± 20 rob. min./m³:

Dla piaskowca: $20 \cdot 1,04 \frac{\text{m}^3}{\text{rob. dn.}} = 20,8 \frac{\text{min.}}{\text{rob. dn.}}$, czyli 4,62 % dniówki.

Dla łupku: $20 \cdot 1,71 \frac{\text{m}^3}{\text{rob. dn.}} = 34,2 \frac{\text{min.}}{\text{rob. dn.}}$, czyli 7,6 % dniówki.

Wynika stąd, że błąd wynosi 4,6% dla piaskowca a 7,6% dla łupku, czyli nie mieści się już w granicach błędu „odbierki“. Zatem **odnośnie robót kamiennych należy normę ustalić odrębną dla piaskowca i odrębną dla łupku.**

3. Przekrój poprzeczny wyrobiska

Jest to drugi z kolei co do ważności czynnik wpływający na wydajność względnie na wysokość normy. Słuszności tego uzasadniać nie potrzeba.

Po wyrugowaniu czynnika czasu przez matematyczne określenie wielkości jego wpływu na wysokość normy przekrój poprzeczny jest czynnikiem najważniejszym, lecz ze względu na istotę jego natury dotychczas jeszcze nikomu nie udało się ująć jego wpływu w formułę matematyczną ani też w żaden inny sposób określić wielkość jego wpływu na wysokość normy.

Nim do tego przystąpimy, przeprowadzimy najpierw rozumowania wstępne.

Ponieważ jako najważniejszy pominięty być nie może, zatem czynnik ten w wyznaczaniu norm należy przyjąć jako zasadniczy układ odniesienia. Wynika stąd, że normę produkcyjną czy czasową należy ustalić w zależności od przekroju poprzecznego. Zatem w układzie tabelarycznym przekrój poprzeczny będzie wielkością (podstawową) przewodnią, a w układzie graficznym jedną z osi współrzędnych.

Wymiarów wyrobisk, podanych w dowodach zarobkowych nie możemy brać do wyznaczenia normy w formie, w jakiej one tam są podane z dwu powodów:

- 1) Nie odpowiadają one rzeczywistym przekrojom poprzecznym wyrobisk, a zwłaszcza w odniesieniu do chodników w węglu z przyczyn ogólnie znanych, jak stosowanie roboty strzelniczej, nieodpowiedni stosunek stawki akordowej za mb postępu w stosunku do stawki za wozy itp., wskutek czego obecnie wymiary poprzeczne wyrobisk, a szczególnie chodników w węglu odbiegają znacznie od wymiarów zadanych, przy czym odchylenia wynoszą nawet do 30%.
- 2) Z powodu sfałszowania wyników przez dopisywanie fikcyjnych wozów urobku.

W celu wyrugowania tych niedokładności należy uciec się do wyliczenia właściwego przekroju, odpowiadającego podanemu urobkowi i postępu, na podstawie urobionego węgla czy skały i postępu oraz ciężaru właściwego. W ten sposób przeliczony przekrój poprawiony jest właściwym, a otrzymane rezultaty przy zastosowaniu tego sposobu potwierdzają w całej rozciągłości słuszność tego założenia.

Wielkość wpływu przekroju poprzecznego na normę

Materiał zawarty w dowodach zarobkowych należy tylko uzupełnić danymi charakteryzującymi, w jakich warunkach naturalnych i technicznych dane wyniki zostały osiągnięte oraz określeniem czasu potrzebnego na dojście do przodka i drogę powrotną.

Tabela 2a

L.p.	Nr. przodka	Nr. pokładu	Miaższosć pokładu	Wymiary poprzeczne	Ilość (za miesiąc)			Czas na dojście do przodka i powr.	Zużycie mater. wybuch. gr/to
					Przepracowanych dniówek	Urobionych ton	Postęp mb		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	42	418	3.50	3.2 x 2.5	144	644	66.24	60'	
2	48	418	3.50	2.8 x 2.5	144	684	73.44	60'	
3	843	507/9/10	12.00	3.6 x 2.8	192	993	72.96	50'	
4	877	507/9/10	12.00	2.95 x 2.2	96	409	46.08	70'	
5	608	417	2.00	2.5 x 2.0	120	410	61.20	80'	
6	13	418/19	5.50	2.5 x 2.2	96	361	50.83	60'	
7	542	510/1	3.0-3.5	2.5 x 2.4	120	451	57.60	90'	
8	417	411	1.6-2.0	2.2 x 1.8	96	265	48.96	70'	
9	212	410/1	3-3.5	2.25 x 2.0	120	330	56.40	90'	
10	222	410/1	3-3.5	2.50 x 2.0	120	365	57.60	80'	
11	237	410/1	3-3.5	2.25 x 2.2	144	334	57.60	80'	
12	53	418/19	5.50	3.2 x 2.5	144	1288	92.16	60'	
13	55	418/19	5.50	3 x 2.0	120	580	68.40	60'	
14	1	"	"	3 x 2.6	192	220 m ³	26.88	50'	
15	3	"	"	3.2 x 3.0	240	276 "	31.20	70'	
16	5	"	"	4.0 x 3.0	288	340 "	28.80	50'	
17	6	"	"	4.0 x 3.5	288	380 "	25.92	60'	
18	7	"	"	4.0 x 3.9	288	386 "	25.92	60'	
19	8	"	"	4.0 x 3.0	288	322 "	28.80	50'	
20	9	"	"	3.3 x 3.0	240	261 "	28.80	70'	
21	10	"	"	4.0 x 3.5	288	386 "	25.05	60'	
22	11	"	"	3.8 x 3.2	288	351 "	23.32	60	

Po rozklasyfikowaniu i ułożeniu wszystkich danych według warunków naturalnych i technicznych, po przeliczeniu przekrojów należy obliczyć normę czasową zasadniczą C (tj. dotyczącą przeciętnych warunków naturalnych i technicznych), według następujących wzorów:

$$1) \quad \frac{Q}{\partial L} = F$$

$$2) \quad \frac{Dt'}{Q} = C_s \text{ dla warunków przeciętnych}$$

gdzie

Q = ilość urobionych jednostek w miesiącu

D = ilość dniówek przepracowanych w miesiącu na Q

L = postęp w miesiącu

F = przekrój wyrobiska (z przeliczenia)

δ = ciężar właściwy skały

Tabela 2b

L.p.	Na rob.dniówek		Prze-krój właściwy	t'	Warunki utrudniające i ułatwiające metody urabiania, odstawa, przybierki, woda, temperatura i.t.p.	Uwagi
	Wydaj-ność ton	Po-stęp mb.				
11	12	13	14	15	16	17
1	4.47	0.46	8.0	390'	Warunki określone normą	
2	4.75	0.51	7.0	390'		
3	5.17	0.38	10.0	400'		
4	4.25	0.48	6.5	380'		
5	3.42	0.51	5.0	370'		
6	3.76	0.53	5.5	390'		
7	3.76	0.48	6.0	360'		
8	2.76	0.51	4.0	380'		
9	2.74	0.47	4.5	360'	woda spągowa	
10	3.44	0.48	5.0	370'	- " -	
11	3.01	0.48	5.5	370'	Opad stropu od 0.20-0.30 m	
12	8.93	0.64	8.0	390'	Popęd z wrębówką tańczuch.	
13	4.83	0.57	6.0	390'	- " -	
14	1.15 m ³	0.14	8.0	400'	Urabianie na strzałę, odstawa - wozy	
15	1.15 "	0.13	10.0	380'		
16	1.30 "	0.11	12.0	400'		
17	1.32 "	0.09	14.0	390'		
18	1.35 "	0.09	15.0	390'		
19	1.12 "	0.10	12.0	400'	Opad stropu od 0.20-0.30 m	
20	1.09 "	0.12	10.0	380'	woda spągowa	
21	1.28 "	0.09	14.0	390'	Obudowa co 0.75 m	
22	1.22 "	0.08	15.0	390'	Wyrobisko po upadzie od 2-15°	

Ułożone w myśl podanej tabeli wyniki dają nam możliwość obliczenia normy dla warunków normalnych przez wypośredkowanie wyniku przeciętnego.

Ponadto z łatwością obliczymy wpływ czynników zmieniających warunki normalne, jako współczynniki do normy zasadniczej na podstawie wzorów:

$$3) \quad \frac{Dt'}{Q} = C_w \text{ dla warunków anormalnych}$$

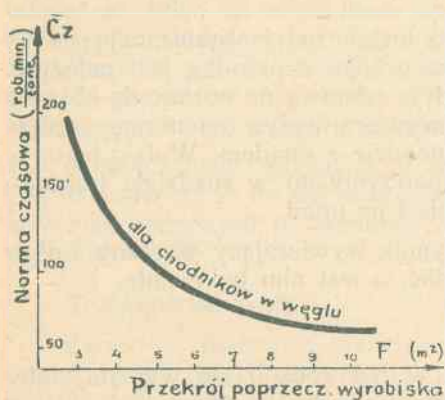
$$4) \quad \frac{C_w}{C_n} = n_i \text{ lub } m_i$$

gdzież stosunek $\frac{C_w}{C_n}$ dla tego samego F da nam n_i i m_i .

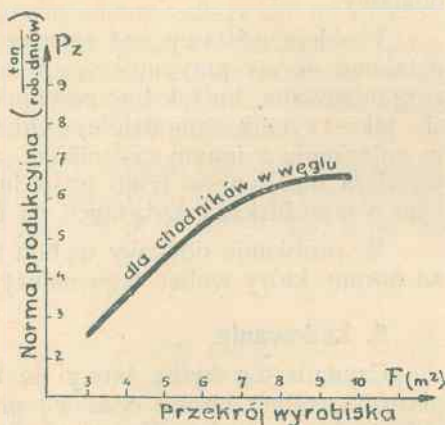
Po obliczeniu normy C_n uzyskane liczby nanosimy na wykres stosownie do wyniku rozważań przytoczonych powyżej, przyjmując za oś odciętych przekrój poprzeczny F , a za oś rzędnych normę czasową zasadniczą C_n .

Otrzymamy w ten sposób wykres rys. 5. Kształt krzywej normy czasowej w funkcji przekroju wyrobiska $C_z = f(F)$ jest niezmiennie charakterystyczny. Wskazuje on jak silnie wpływa wielkość przekroju wyrobiska na normę.

Tym samym zostało rozwiązane w sposób niezwykle prosty zagadnienie nadzwyczaj skomplikowane. Wykres ten daje nam od razu gotowe wyniki liczbowe wyróżniające wielkość wpływu czynnika przekroju na normę C_z . Z przebiegu krzywej C_z wynika, że w miarę zwiększania przekroju wyrobiska w granicach od 3 — 5 m² wielkość normy czasowej gwałtownie maleje, potem coraz mniej, a w granicach od 9 m² wzwyż wpływ przekroju jest coraz mniejszy. Podkreślić należy wyraźnie, że mowa jest o wielkości normy czasowej. Gdy bowiem zwrócimy uwagę na podany w poprzednim rozdziale wykres podający wpływ czasu na normę względnie zależność między normą czasową a produkcyjną, nie możemy przeoczyć faktu, że w miarę zmniejszania wartości normy czasowej wartość normy produkcyjnej gwałtownie



Rys. 5



Rys. 6

wzrasta. Z kształtu krzywych czasowych i krzywej C_z widać, że są to krzywe drugiego stopnia. Z pobieżnej analizy widzimy, że prostemu przyrostowi przekroju odpowiada spadek normy czasowej w stopniu drugim, z drugiej strony prostemu ubytkowi normy czasowej odpowiada przyrost normy produkcyjnej w stopniu drugim, wobec tego w tej chwili jeszcze nie możemy bez dokładnej analizy zdać sobie należycie sprawy, jak wielki jest wpływ wymiarów wyrobiska (w których przekrojach większy, a w których jest mniejszy) na normę produkcyjną, bo o tę nam przecież chodzi. Aby to zagadnienie rozwiązać w sposób jasny wrócimy do wzoru

$$P_z = \frac{t'}{C_z}$$

Ponieważ w wykresie mamy podaną funkcję

$$C_z = f(F)$$

zatem łatwo nam obliczyć P_z dla dowolnie przyjętego t' i utworzyć funkcję

$$P_z' = \frac{t'}{f(F)} = f_1(F)$$

biorąc do obliczeń wielkości z osi rzędnych wykresu funkcji $C_z = f(F)$.

W ten sposób otrzymany wykres (rys. 6) daje nam pełny i jasny obraz

wpływu, jaki wywiera przekrój na normę produkcyjną. Z przebiegu krzywej widać, że wpływ przekroju na normę produkcyjną w małych przekrojach aż do 6 m² włącznie jest największy lecz proporcjonalny do przekroju, przy czym zależność ta jest prawie linearna (stopnia pierwszego) natomiast w przekrojach powyżej 6 m² maleje stale ze wzrostem przekroju. Wykresy 5 i 6 dają zupełne rozwiązanie problemu. Dając nie tylko obraz ale i ponadto podając liczbowe wielkości, stanowią ważny krok naprzód w tej dziedzinie. Okoliczność ta, że problem tak zawiły rozwiązany został metodą dedukcyjną w tak prosty sposób, stanowi może najważniejszą zaletę tej metody.

4. Odstawa urobku z miejsca pracy

W obecnym stanie techniki górniczej odstawa wywiera dominujący wpływ na wydajność. Z punktu widzenia techniki górniczej wydajność przodka zależy w głównej mierze od tego, jak szybko potrafimy urobioną skałę usunąć z przodka, a zatem od szybkości załadowania i sprawności odstawy.

Problem odstawy jest sprawą czysto techniczną i organizacyjną. Przy ustalaniu normy przyjmujemy, że odstawa urobku z przodka jest należycie zorganizowana, bo tak być powinno. Wpływ odstawy na normę nie objawia się jako czynnik samodzielny. Odstawa wywiera wpływ na normę dopiero w połączeniu z innym czynnikiem, a mianowicie z upadem. Wobec tego, że wywiera ona wpływ tylko pośredni, rozpatrzmy go w rozdziale traktującym o wyrobiskach pędzonych po wzniosie i na upad.

W problemie odstawy wybijają się czynniki wywierające wyraźny wpływ na normę, który wobec tego należy określić, a jest nim ładowanie.

5. Ładowanie

Czynnik ten byłby łatwy do ujęcia w ten sposób, że wystarczyłoby określić osobno normę czasową przy ładowaniu do wozów i osobno przy ładowaniu do rynien. Przy omawianej metodzie, polegającej na określeniu wyżej wymienionych jednostek na podstawie danych zawartych w dowodach zarobkowych, napotyka się na trudności wynikające z przyczyn działania jeszcze czynnika psychologicznego poza czynnikami natury technicznej i warunków naturalnych. Otóż został stwierdzony fakt, że wydajność przodka przy ładowaniu do rynien jest większa niż przy ładowaniu do wozów jedynie w tym wypadku, gdy każdy przodek sypie rynną do własnych wozów. Jeżeli natomiast kilka względnie kilkanaście przodków pracuje na wspólny numer kontrolny, co zachodzi przy odstawie rynną zbiorczą względnie taśmą, wtedy wydajność przodka spada nawet poniżej wydajności ładowania do wozów. Znany jest zresztą fakt nie tylko w górnictwie, że przy pracy zbiorowej w większych grupach tempo pracy nadają zawsze jednostki najbardziej opieszale względnie najmniej wydajne.

Z uwagi na to, że na większości kopalń została odstawa zmodernizowana przez zastosowanie taśm, a coraz mniej jest kopalń, w których ładuje się urobek w przodku wprost do wozów, nasuwa się myśl, czy nie byłoby celowe uwzględnić wpływ tego czynnika w ten sposób, by pominąć różnicę między ładowaniem wprost do wozów a ładowaniem do rynien, natomiast uwzględnić tylko tę okoliczność, czy dany przodek posiada indywidualny numer (palik) kontrolny dla urobku, czy nie. Innymi słowy przyjąć jako podstawę okoliczność, czy kontrola urobionych wozów jest zbiorowa tzn. obejmuje więcej przodków, czy też indywidualna dla każdego przodka.

Ta zasada z punktu widzenia techniki jest niesłuszna, gdyż nie posiada żadnego technicznego uzasadnienia, a zatem należy ją odrzucić, a przyjęć podział uwzględniający:

- a) ładowanie do wozów
- b) ładowanie do rynien lub na taśmę
- c) ładowanie mechaniczne

Z porównania wyników uzyskanych z praktyki wynika, że ładowanie do wozów utrudnia pracę i wywiera wpływ na efekt procesu górniczego w wysokości około 0,96 efektu, który uzyskujemy przy ładowaniu do rynien. Wobec tego dla ładowania do wozów możemy określić współczynnik zmniejszający normę na

$$m = \sim 0,96$$

6. Upad

Ponieważ ten czynnik nie ma znaczenia o charakterze ogólnym, lecz odnosi się tylko do wypadków szczególnych, przeto należy go uwzględnić raczej jako współczynnik już to zmniejszający, już to zwiększający normę. Wyznaczenie go nie nastręczy zbyt trudności, jednak wprzód należy określić granicę w stopniach, od której wpływ upadu jest wielkością rzędu wyższego niż błąd pomiaru jednostek podstawowych „odbierki”.

Współczynnik wyznaczamy w identyczny sposób jak dla ładowania. Dla układów od 2° do 45° waha się on w granicach od 0,95 do 0,8, zaś dla wyrobisk pędzonych po wzniosie wynosi do 0,95 przy 25° — 35°, a do 0,9 przy 35° — 50°.

7. Zwięzłość skały

Zwięzłość skały jest czynnikiem, którego nie można niedoceniać. Mniejsza zwięzłość skały, aczkolwiek powoduje łatwiejsze i szybsze urabianie, wymaga stosowania bardzo sumiennie wykonanej a nieraz i kunsztownej obudowy, a ponieważ w swej naturze kryje momenty niebezpieczeństwa, przeto wymaga ostrożnej pracy, a nawet czynności dodatkowych. Należy zatem wpływ jej na normę uwzględnić. Wpływ ten jest zmniejszający i można go obliczyć jako współczynnik, mając określone normy dla warunków normalnych. Ma on zastosowanie w odniesieniu do wyrobisk węglowych w bliskości uskoków, w partiach podbudowanych i w pokładach o stropie mało zwięzłym. W normach opracowanych na podstawie tej metody dla naszego Przemysłu Węglowego określono wielkość tego współczynnika do 0,95 umieszczonego pod nazwą „strop opadający lub słaby wymagający dodatkowego zabezpieczenia”.

8. Miąższość pokładu

Ustalenie wysokości norm dla wyrobisk filarów natrafia na pewną trudność. Przy określeniu funkcji

$$C_s = f(F)$$

w sposób podany, właściwy metodzie dedukcyjnej okazało się, że funkcja ta jest ciągłą tylko w pewnych przedziałach.

W toku dokładnej analizy stwierdzono, że powodem tego jest wpływ czynnika dodatkowego i wykazano, że źródło jego tkwi w miąższości pokładu, która wywiera wpływ na wysokość normy przez to, że powoduje utrudnienie w wykonywaniu obudowy. Przez określenie przedziałów i wiel-

kości wpływu na normę tego czynnika dla każdego przedziału wyeliminowano tę trudność i otrzymano krzywą ciągłą, podobną do krzywej dla wyrobisk chodnikowych.

W normach CZPW wpływ tego czynnika widnieje pod nazwą „poprawka wyrównawcza za wysokość”.

Wielkość wpływu tego czynnika określono dla odpowiednich przedziałów następująco:

Dla miąższości od 1,20	+	2,00	n	≥	0,94
Dla miąższości od 2,01	+	4,50	n	≥	1,0
Dla miąższości od 4,51	+	6,0	n	≥	0,85
Dla miąższości od 6,01	+	7,30	n	≥	0,75
Dla miąższości od 7,31	+	8,50	n	≥	0,7

9. Wpływ innych czynników

Obliczony w sposób identyczny jak poprzednio wpływ innych czynników na normę przedstawia się w grubszych zarysach następująco:

A) Czynniki natury technicznej

1. Urabianie

- a) dla urabiania przy pomocy wrębiarki słupowej $m = 1,20$
- b) dla urabiania przy pomocy wrębiarki łańcuchowej $m = 1,40$
- c) urabianie ręczne (kopalnie II kategorii bezpieczeństwa) $m = 0,70$

2. Obudowa

Jeżeli rodzaj obudowy różni się od warunków określonych normą np.

- a) dla obudowy mieszanej — stojaki drewniane, stropnice żelazne $m = 0,90$
- b) przy stawianiu odrzwi co 50 cm $m = 0,95$
- c) przy stawianiu odrzwi co 75 cm $m = 0,97$
- d) obudowa w drugiej i dalszych warstwach $m \leq 0,98$

B) Czynniki naturalne

1. Temperatura

- a) gdy w przodku panuje temperatura 26° $n \geq 0,96$
- b) gdy w przodku panuje temperatura 27° $n \geq 0,92$
- c) gdy w przodku panuje temperatura 28° $n \geq 0,88$
- d) gdy w przodku panuje temperatura 29° obowiązuje skrócony czas pracy (przepisy)

2. Woda

Chodniki poziome i po wzniosie:

- a) dla wody spągowej $n \geq 0,95$
- b) dla wody ze stropu gęstymi kroplami $n \geq 0,90$
- c) dla wody ze stropu nieprzerwanym strumieniem $n \geq 0,80$
- d) dla wody z przodka (zamakanie otworów) $n \geq 0,90$

Te same czynniki dla chodników po upadzie obniżają normę o dalsze 5%.

- 3. Przerosty w wyrobiskach odbudowy obniżają normę stosownie do grubości przerostu od 0,98 do 0,80, przy czym uwzględniono przerosty do 30 cm grubości.

4. Spąg pęczniejący	$n \geq 0,96$
5. Drobne uskoki	$n \geq 0,90$
6. Spąg poprzerastany	$n \geq 0,95$

UKŁAD GRAFICZNY NORM

Układ norm powinien posiadać cechy praktyczności. Wielkości zawarte w nim powinny być tak przedstawione, by posługiwanie się nimi w praktyce było wygodne i zabierało jak najmniej czasu dla odszukania żądanej wielkości.

Z rozważań na temat wpływu poszczególnych czynników na wielkość normy wynika, że zasadniczy wpływ wywiera przekrój wyrobiska F i czas pracy t' .

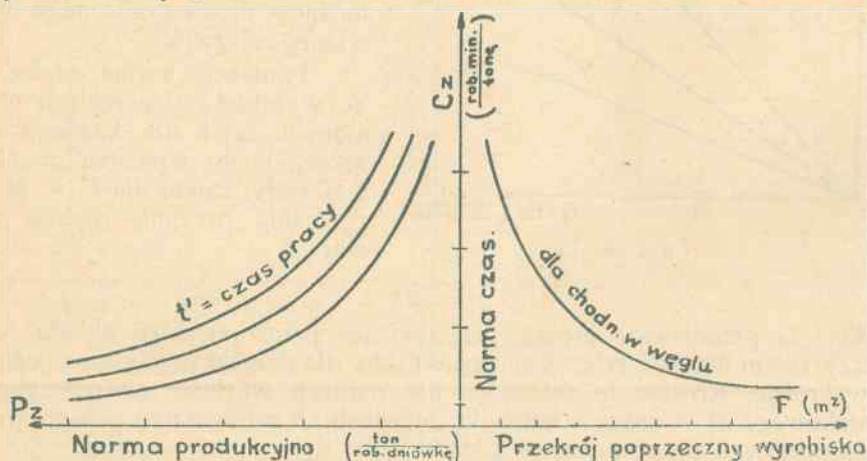
Ustaliwszy dla innych czynników granice, w których wpływ ich uważamy za normalny, czyli ustaliwszy stosownie do definicji (norm) podanych przez inż. Bolesława Krupińskiego, co uważamy za warunki przeciętne, możemy dla tak określonych warunków ustalić normy zasadnicze na podstawie omówionych metod.

Poprzednio rozpatrując zależność normy od przekroju wyrobiska otrzymaliśmy obraz funkcji

$$C_z = f(F)$$

a tym samym wyznaczyliśmy zasadniczą normę czasową (rys. 5). W praktyce chodzi nam jednak nie o normę czasową, lecz o normę produkcyjną P_z jako o wielkość potrzebną do ustalenia akordu.

Omawiając wpływ czynnika czasu na wielkość normy podaliśmy graficzny obraz zależności normy produkcyjnej od normy czasowej uwzględniający różne czasy t' .



Rys. 7

Gdy obraz funkcji $P_z = f(C_z)$ obrócimy w płaszczyźnie rysunku w kierunku przeciwnym do wskazówek zegara o kąt 90° , to wykres możemy złożyć z poprzednim, gdyż wtedy dodatnia oś rzędnych tak w jednym, jak i w drugim wykresie podaje wielkości normy czasowej. Przez to połączenie otrzymujemy nowy wykres (rys. 7), który pozwala nam odczytać dla dowolnego przekroju F i dla dowolnego czasu t' normę produkcyjną wyrażoną w tonach na rob. dn.

Tego rodzaju wykres wystarcza w praktyce dla norm w odniesieniu do filarów, gdyż zawiera wszystkie potrzebne dane do zawarcia umowy akordowej z załogą przodka.

W praktyce w odniesieniu do wyrobisk chodnikowych potrzebne są nam:

1. Norma wykonawcza, wyrażona już to w m^3 wyłomu na rob. dn., albo w tonach na rob. dn.
2. Norma postępu wyrażona w mb na rob. dn.

Powyższy wykres podaje nam jedynie normę wykonawczą, wyrażoną w tonach lub w m^3 na rob. dn. W tej formie więc byłby niekompletny, gdyż dla każdego wypadku trzeba by obliczać dodatkowo normę postępu.

Zależność między ilością urobionych m^3 a postępem, wyrażonym w mb upędzonego wyrobiska o przekroju poprzecznym F jest następująca:

jeżeli Q = ilość urobionych m^3

p = postęp w mb to:

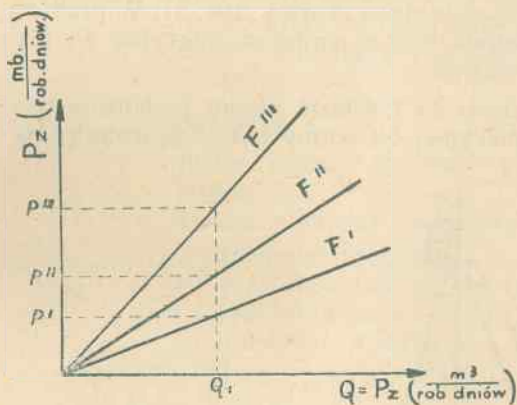
$$Q = Fp$$

Ta sama zależność zachodzi między normą produkcyjną, wyrażoną w m^3 /rob. dn., a normą produkcyjną, wyrażoną w mb/rob. dn. gdyż

$$Q = P_z \frac{m^3}{rob. dn.} \text{ i } p = P_z \frac{mb}{rob. dn.}$$

gdzie F = zadany przekrój. Wobec tego wzór powyższy daje możliwość ujęcia graficznego omawianej zależności.

Ponieważ norma odnosi się do wyrobiska o przekroju określonym, czyli dla każdego poszczególnego wypadku przekrój jest stały, zatem dla $F = \text{const.}$ równanie przyjmie ogólną postać:



Rys. 8

$$y = ax$$

Funkcja ta przedstawia prostą, przechodzącą przez początek układu. Wystarczy zatem określić tylko jeden punkt, aby dla danego przekroju zależność tę wykreślić. Kreśląc tę zależność dla różnych wartości (współczynnika kierunkowego a) w naszym wypadku przekroju F , otrzymamy pęk prostych, przechodzących przez początek układu (rys. 8).

Wywody powyższe są również słuszne i w tym wypadku, gdy normę produkcyjną wyrazimy w tonach na rob. dn.

W tym wypadku ponieważ norma produkcyjna p_z wyrażona w tonach na rob. dn. $P_z = \delta Q = \delta F \cdot p$ wzór ogólny przyjmie postać

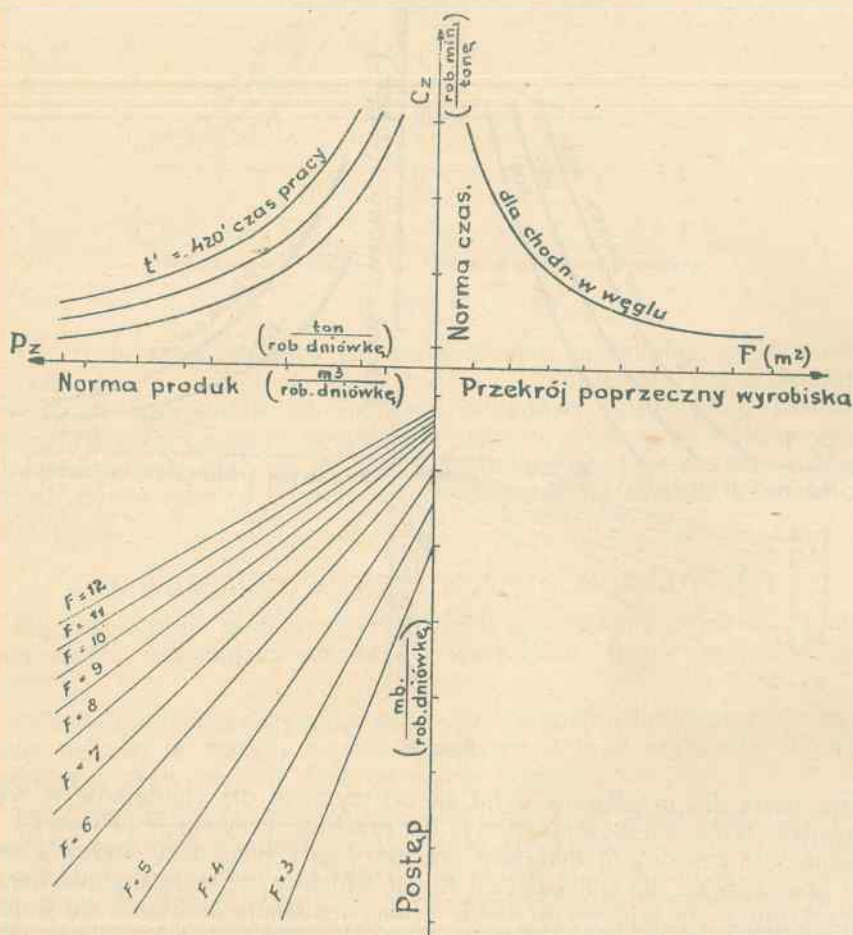
$$y = a' \cdot x$$

gdzie $a' = \delta a$, δ = ciężar właściwy węgla.

A zatem w wykresie zmieni się tylko kąt nachylenia prostych dla $F = \text{const.}$

Jeżeli w tym wykresie umieścimy proste $F', F'' \dots F_i$ odnoszące się do wyrobisk znormalizowanych, wtedy nasze zadanie jest w zupełności rozwiązane w sposób najbardziej praktyczny, gdyż wszystkie potrzebne nam wielkości podaje wprost, bez przeliczeń i bez straty czasu.

Gdy wykres ten obrócimy w płaszczyźnie rysunku o 180° około początku układu i porównamy z wykresem 7, zobaczymy, że ujemna oś odciętych posiada tę samą wielkość p_z na obu wykresach, a zatem cały ten



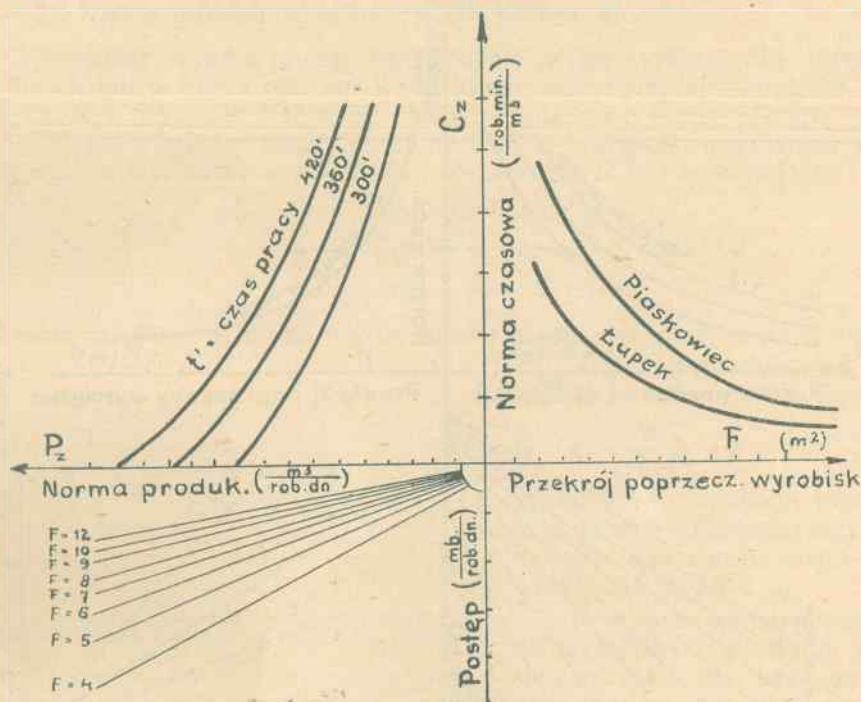
Rys. 9

wykres możemy dołączyć do wykresu 7 i w ten sposób otrzymujemy pełną formę graficznego ujęcia norm dla przodków chodnikowych (rys. 9).

Twórcami tego sposobu ujęcia norm w wykres są autorzy niniejszego artykułu.

Wykres chodnikowy ułożono w ten sposób, że na poziomej osi p_z podana jest norma w t/rob. dn. na ujemnej połowie osi pionowej podana jest P_z w mb/rob. dn. Postępowanie się nim jest jasne.

Rzędną punktu odpowiadającego danemu przekrojo*wi* F odrzutu*jemy* na odpowiednią krzywą t' w ćwiartce czwartej. Odcięta punktu otrzymanego w ten sposób jest normą produkcyjn*ą* zasadniczą, wyrażoną w t/rob. dn. Przez odrzutowanie otrzymanej normy na prostą w trzeciej ćwiartce, odpowiadając*ą* danemu przekrojo*wi* F otrzymamy punkt na tej prostej, którego rzędna jest normą produkcyjn*ą* wyrażoną w mb/rob. dn. (postęp). W ten sposób otrzymaliśmy normy potrzebne do zawarcia umowy akordowej.



Rys. 10

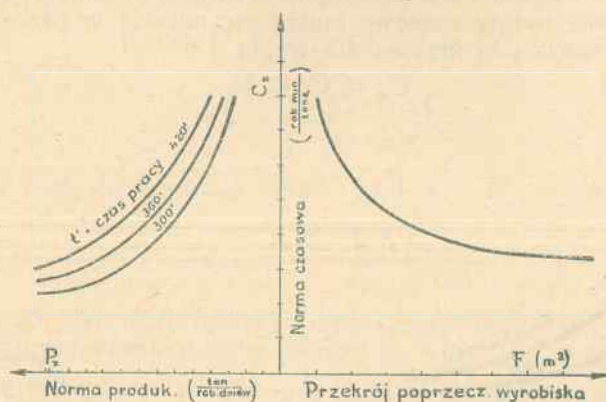
Wykres norm dla przekopów różni się od wykresu dla chodników w węglu w zasadzie tylko wielkością normy, bo przebieg krzywej $f(F) = C_z$ dla kamienia jest zasadniczo taki sam jak dla węgla tylko leży wyżej. Porównując obie krzywe dla piaskowca i łupku widzimy, że w miarę zwiększania się przekroju F zbliżają się do siebie i mają tendencję do zlania się w jedną krzywą. Wskazuje to na tę okoliczność, że w większych przekrojach wpływ twardości skały na wynik procesu maleje. O ile chodzi o różnicę twardości między łupkiem a piaskowcem widzimy, że odgrywa ona coraz mniejszą rolę, w miarę jak przekrój wyrobiska wzrasta.

Norma produkcyjna na tym wykresie podana jest w $m^3/\text{rob. dn.}$ odnośnie wyłomu w odróżnieniu od chodników, a w $\text{mb}/\text{rob. dn.}$ odnośnie postępu.

W związku z wykresem norm filarów, poza tym, co już omówiono w poprzednich rozdziałach, nasuwają się jeszcze dalsze uwagi.

Z wykresu funkcji $C_z = f(F)$ wynika, że mniejsze wartości C_z odnoszą się do większych przekrojów. Wobec tego jasnym jest, że skrócenie czasu pracy t' względnie duży czas zużyty na dojście do przodka i drogę powrotną

odbija się wyjątkowo niekorzystnie na przodkach o przekrojach dużych, a więc na filarach i szerokich chodnikach, powodując gwałtowną obniżkę normy, a w praktyce spadek wydobywania i wydajności.



Rys. 11

Dla ruchowców wniosek ten ma znaczenie kardynalne, gdyż mówi on, że przez nieduże nawet skrócenie czasu t_{st} raptowanie rośnie wydajność i wydobywanie szczególnie na robotach odbudowy, które mają przeważnie fundamentalne znaczenie w gospodarce zakładu, z uwagi na ilościowy udział wydobywania z tych robót w produkcji zakładu. Na tym tle zarysowuje się wyraźnie zaleta takiego właśnie ujęcia norm, zaleta kryjąca w sobie cechę dydaktyczną.

UNIERSALNY WYKRES NORM CHODNIKOWYCH

Na zakończenie podamy wykres norm opracowany przez inż. Ludwika Majewskiego, obejmujący normy dla wszystkich typów wyrobisk chodnikowych.

Podane dotychczas wykresy norm dla wyrobisk chodnikowych obejmują jedynie przodki w samym węglu i przekopy, a brak norm dla chodników z przybierką skały płonnej. Lukę tę należy wypełnić.

Ustalenie czasu potrzebnego na urobienie 1 m³ skały czyli normy czasowej dla wyrobisk chodnikowych pędzonych z pobierką spągu, stropu lub z przerostami, względnie pędzonych w takich warunkach, że wszystkie 3 wymienione rodzaje zalegania skały płonnej zachodzą równocześnie w przekroju przodka następcza trudności specjalne, gdyż postęp i wydajność pracy zależą od:

1. przekroju chodnika,
2. ilości skały płonnej,
3. jej jakości i w nieznacznym stopniu od
4. sposobu przebiegu jej przez przekrój poprzeczny przodka.

Czynnik 4 jako posiadający najmniejszy wpływ pomijam, natomiast uwzględniłem czynniki pozostałe.

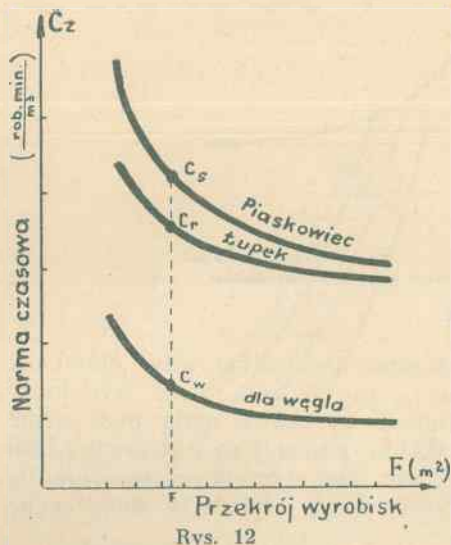
Mając normy czasowe dla chodników w węglu określone w sposób podany poprzednio oraz normy dla przekopów, należy zastanowić się, czy na podstawie norm czasowych dla chodników pędzonych w skałach jedno-

rodnych nie dałoby się określić norm dla chodników, w których przekroju zachodzą skały różnorodne. Weźmiemy pod uwagę wykresy funkcji

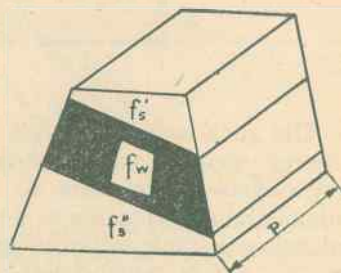
$$C_z = f(F)$$

dla chodników w węglu i dla przekopów. Krzywe te umieścimy na jednym wykresie. Szukane normy czasowe muszą się mieścić w przedziale między krzywą dla piaskowca a krzywą dla węgla

$$C_w \leq C_r \leq C_s$$



Rys. 12



Rys. 13

Oznaczmy przez:

C_r szukaną normę czasową dla dowolnego przekroju F

C_s normę czasową dla skały płonnej w tym samym przekroju F

C_w normę czasową dla węgla w przekroju F

f_s powierzchnię przekroju chodnika przypadającą na skałę płonną (m^2)

f_w powierzchnię przekroju chodnika zajęłą przez węgiel (m^2)

F całkowitą powierzchnię przekroju poprzecznego (m^2)

w ilość węgla przypadająca na postęp p chodnika

s ilość skały płonnej przypadająca na postęp p

p postęp chodnika (mb)

Norma produkcyjna

$$P = \frac{t'}{C_z}$$

Wyłom wyrażony w m^3 przypadający na 1 dniówkę wynosi, $p \cdot F$, co w wymiarach normy wyraża się przez

$$P_z = \frac{t'}{C_r}, \text{ zatem } p \cdot F = \frac{t'}{C_r}$$

Ponieważ czas pracy t' składa się z sumy czasu potrzebnego na urobienie w m^3 węgla tj. $w \cdot C_w$, oraz czasu na urobienie s m^3 skały płonnej $s \cdot C_s$ zatem

$$t' = w \cdot C_w + s \cdot C_s$$

Wstawiając to do poprzedniego wzoru otrzymamy

$$C_r \cdot p \cdot F = w \cdot C_w + s \cdot C_s$$

W myśl przyjętych oznaczeń

$$C_r (w + s) = w \cdot C_w + s \cdot C_s$$

$$C_r = \frac{w C_w + s C_s}{w + s}$$

ponieważ $w = f_w p$, $s = f_s p$ oraz $w + s = F \cdot p$; $f_s + f_w = F$, to

$$C_r = \frac{f_w C_w + f_s C_s}{F}$$

Otrzymany wzór daje nam możliwość wyznaczenia normy dla każdego wyrobiska o dowolnym stosunku skały płonnej do węgla.

W niektórych wypadkach, np. gdy zamiast f_w i f_s mamy podaną w procentach powierzchnię przekroju zajęta przez skałę płonną, wyliczanie normy za pomocą powyższego wzoru na C_r byłoby niewygodne.

Oznaczmy przez k stosunek powierzchni zajętej przez skałę płonną do całkowitej powierzchni przodka: $k = \frac{f_s}{F}$

$$\text{wtedy} \quad f_s = Fk, \quad f_w = F(1-k), \quad F = \frac{f_s}{k}$$

po wstawieniu do wzoru na C_r otrzymamy

$$C_r = \frac{f_w C_w}{F} + C_s k = \frac{F(1-k) C_w}{F} + C_s k$$

$$C_r = C_s \cdot k + C_w (1-k)$$

Zastanówmy się teraz, czy C_r obliczone na podstawie powyższych wzorów uwzględniają wyżej wspomniane najważniejsze czynniki.

1. Ilość skały płonnej uwzględnia w całości współczynnik k .
2. Jakość skały uwzględniana jest przez C_s i C_w .
3. Wpływ przekroju jest zawarty również w C_w i C_s .

W ten sposób znaleźliśmy rozwiązanie norm nie tylko dla przodków z przybierką kamienia, lecz dla wszystkich chodników, gdyż jeżeli

$$C_s = 0, \text{ to } C_r = C_w$$

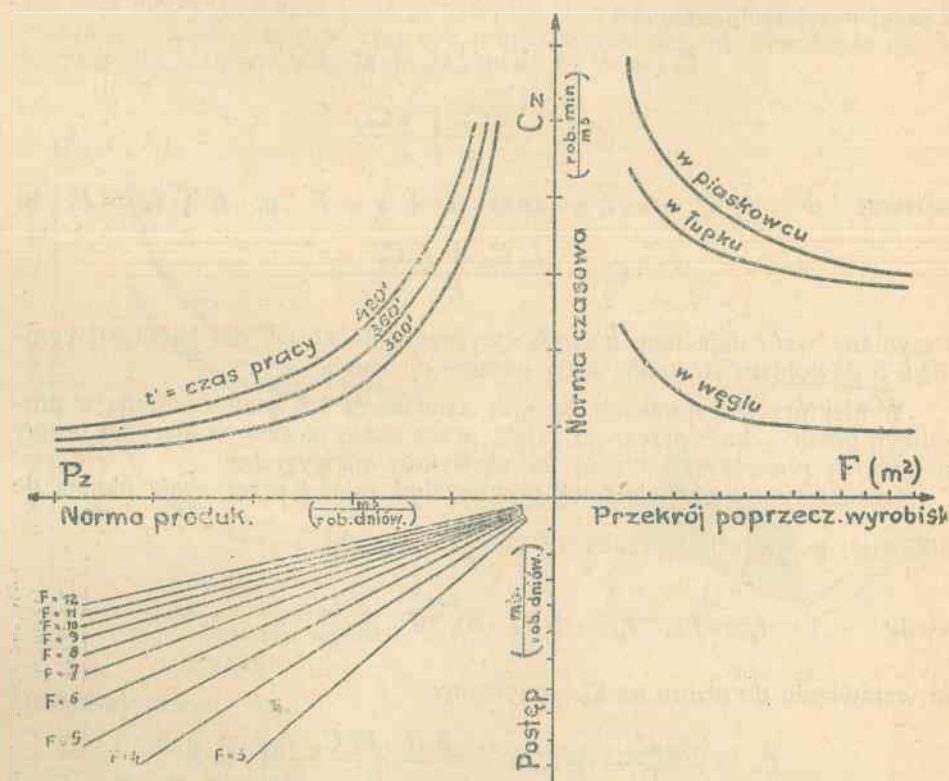
i wtedy norma odnosi się do chodników w węglu, a gdy

$$C_w = 0, \text{ to } C_r = C_s$$

i wtedy norma czasowa odnosi się do przekopów.

W wykresie norm chodnikowych przejęliśmy normę produkcyjną wyrażoną w tonach, a dla przekopów w m^3 . Wobec tego wykres norm dla chodników dla skał różnorodnych musi zawierać normę produkcyjną w m^3 .

Jeżeli obok skali m^3 umieścimy skalę w mb (w odniesieniu do węgla), otrzymamy wykres uniwersalny dla wszystkich wyrobisk chodnikowych, obejmujący wszystkie istniejące możliwości.



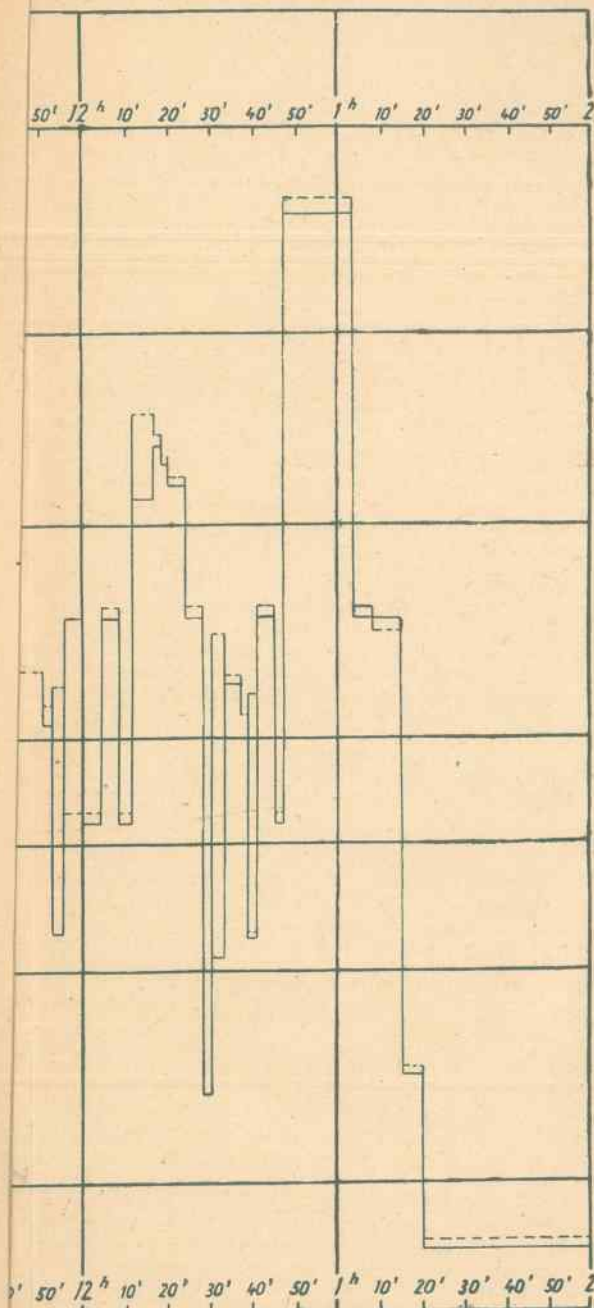
Rys. 14

Posługiwanie się tym wykresem norm w odniesieniu do chodników w węglu nie wymaga objaśnień, bo został już omówiony. To samo odnosi się do przekopów. Natomiast dla chodników pędzonych w skałach różnorodnych dla określenia normy wykonawczej należy najpierw obliczyć normę czasową w następujący sposób: Dla danego przekroju F należy w pierwszej ćwiartce odczytać C_w i C_s .

Na podstawie wyżej podanych wzorów obliczyć C_r , następnie na osi rzędnych pierwszej ćwiartki, odczytując odpowiednią wielkość, znaleźć w znany już sposób normę produkcyjną w m^3 na rob. dn. lub tonach na rob. dn., a w ćwiartce trzeciej odczytać normę postępu w mb/rob. dn.

Wisko robot:

Górnicy _____
Ładowacze _____
Inni _____



Pokład: _____

Miąższość: _____

Upad: _____

Warstwa: _____

Kolejność wiercenia otworu

Sposób strzeżenia
Postęp przodku

mb

Dokładny opis:

Wysokość prz.
Szerokość pr.
Długość obse.
Obudowa (r.
Wysokość ta.
Przewietrza.
Narzędzia i
Inne czynnik.
Szczegółowy
obudowy itd.

Uwagi

Pokład: _____

Miąższość: _____

Upad: _____

Warstwa: _____

Kolejność wiercenia otworu nr	odpalenia mb	Długość otworu mb	Zabór mb	Ilość mater. wybuchow. g

Sposób strzelania: _____

Postęp przodka: _____ mb

Wydajność na rob/dniówkę

mb	węglu (m ³)	kamień (m ³)	wozów	pojemn. wózków

Dokładny opis przodka i warunki pracy:

Wysokość przodka: _____ m Głębokość wrębu: _____ m

Szerokość przodka: _____ m Szerokość wrębu: _____ m

Długość obserwowanego wyrobiska _____ m Twardość węgla lub skały: _____

Obudowa (rodzaj): _____ Transport drewna lub stali: _____ m

Wysokość ładowania: a) do rynny _____ m b) na taśmę _____ m c) do wózka _____ m

Przewietrzanie: _____ Temperatura: _____ °C

Narzędzia i maszyny: _____

Inne czynniki: _____

Szczegółowy opis organizacji cyklu robót w przodku (jak robót strzel urabiania, obudowy itd.)

Oddział: _____

Określenie przodka: Chodnik odbudowy powierzchni III

Obserwowat: _____

Nazwisko robot: _____

Górnicy
Ładowacze
Inni

Dnia _____

zmiana _____

Rodzaj pracy	Ilość wymiar	Czas pracy			% czasu dniówki na wykonanie robót
		Gór- nicy	Łado- wacze	Razem	
<u>Wrąb</u>	w % w min.	7,5% 36'	26,3% 126'	16,9% 162'	16,97%
w tym:					
Ustawianie wrębiarki		16'	16'		
Zapinanie węża		6'	6'		
Wrębianie	1,95x2,5	75'			
Wymiana drążków lub zębów		17'			
Czyszczenie wrębu		9'	7'		
Usunięcie wrębiarki		5'	5'		
<u>Obudowa</u>	w % w min.	5,6% 27'	2,7% 13'	4,2% 40'	4,2%
w tym:					
Transport drewna		16'			
Rzeźbienie i ołowanie		5'	2'		
Zapinanie stropnic	1 strop.	2'	2'		
Stawianie stojaków	1 stoj.	4'	4'		
Podpinanie: (felowanie)			5'		
<u>Urabianie</u>	w % w min.	35,9% 172'	30,0% 144'	32,9% 316'	32,9%
w tym:					
Urabianie kilofem		42'	89'		
Wiercenie otworów	9 otw.	50'	6'		
Czyszczenie otworów		8'			
Nabijanie		42'	29'		
Strzelanie	1400 gr.	13'			
Przyniesienie mat. i drutów		15'	20'		
<u>Odstawa</u>	w % w min.	20,4% 98'	10,6% 51'	15,5% 149'	15,5%
w tym:					
Ładowanie do rynny	17 wóz.	98'	51'		
<u>Przerwy w pracy</u>	w % w min.	5,2% 25'	7,5% 36'	6,3% 61'	6,3%
w tym:					
Przewietrzanie po strzałach			15'		
Odpoczynek		25'	21'		
<u>Inne różne roboty</u>	w % w min.	10,8% 52'	8,3% 40'	9,6% 92'	9,6%
w tym:					
Przygotowanie i sprzątanie narzędzi		7'	13'		
Sprawdzanie godzin		2'	2'		
Dopinanie rynny		13'	13'		
Przyniesienie węża do maszyny		12'	12'		
Przyniesienie śrub do rynien		18'			
<u>Przyjście i zejście</u>					
		14,6% 70'	14,6% 70'	14,6% 140'	14,6%
		100% 480'	100% 480'	100% 960'	100%

Przewietrzanie w polach odbudowy

Jednym z czynników warunkujących bezpieczeństwo, samopoczucie i wydajność pracy człowieka w kopalni jest przewietrzanie robót podziemnych.

W racjonalnej gospodarce górniczej, w której docenia się rolę przewietrzania, niejednokrotnie masa przepływającego przez kopalnię podczas doby powietrza, jest kilka razy większa od masy wydobytego w tym czasie urobku. Przeprowadzenie tak dużej ilości powietrza przez sieć wyrobisk kopalnianych wymaga odpowiedniego nakładu zużytej na to energii, która stanowi poważną pozycję w ogólnym energetycznym bilansie kopalni.

W wypadku dostarczenia żądanych ilości powietrza do miejsc pracy wspomniany nakład energii opłaca się, stwarza tzw. *komfort pracy*, co odpowiada polepszeniu warunków bezpieczeństwa oraz zwiększeniu wydajności.

Opory i spadki naporów w wyrobiskach odbudowy

Pola odbudowy, będące największym skupiskiem znajdujących się na dole w kopalni ludzi, stanowią część ogólnej sieci wentylacyjnej. Na ogół w prawidłowo rozwiązanej sieci wentylacyjnej, w której pola odbudowy przewietrzane są *prądami niezależnymi*, można rozróżnić główne drogi doprowadzające i odprowadzające powietrze z pola. Główny nakład energii potrzebny na pokonanie oporów ruchu przypada właśnie na te drogi.

Ze względu na istniejące rozgałęzienia bocznice w polach odbudowy oraz mniejszą w stosunku do głównych prądów ilość powietrza płynącą w poszczególnych bocznicach, spadek depresji w polach odbudowy w stosunku do spadku depresji na całej drodze w kopalni jest na ogół nieznaczny.

Opór całej sieci kopalnianej nie jest wartością stałą, zależny jest od oporów i sposobu połączeń poszczególnych elementów tej sieci, które w czasie trwania eksploatacji ulegają zmianie.

Tak więc wentylacyjna sieć kopalniana nie jest ustrojem statycznym, od czasu niezależnym. W miarę upływu czasu zmieniają się składowe bocznice sieci oraz ich opory.

Zmiana oporu całości sieci kopalnianej, spowodowana przemieszczaniem się miejsc odbudowy, odbywa się bardzo wolno.

Większym zmianom w czasie mogą ulegać opory poszczególnych elementów sieci.

I tak np. znacznym wahaniom może ulegać opór przodków odbudowy w systemach ścianowych. Opór ten zmienia się w zależności od fazy cyklu odbudowy. W wypadku stosowania podsadzki opór jest w dużej mierze zależny od odległości między ścianą i podsadzką.

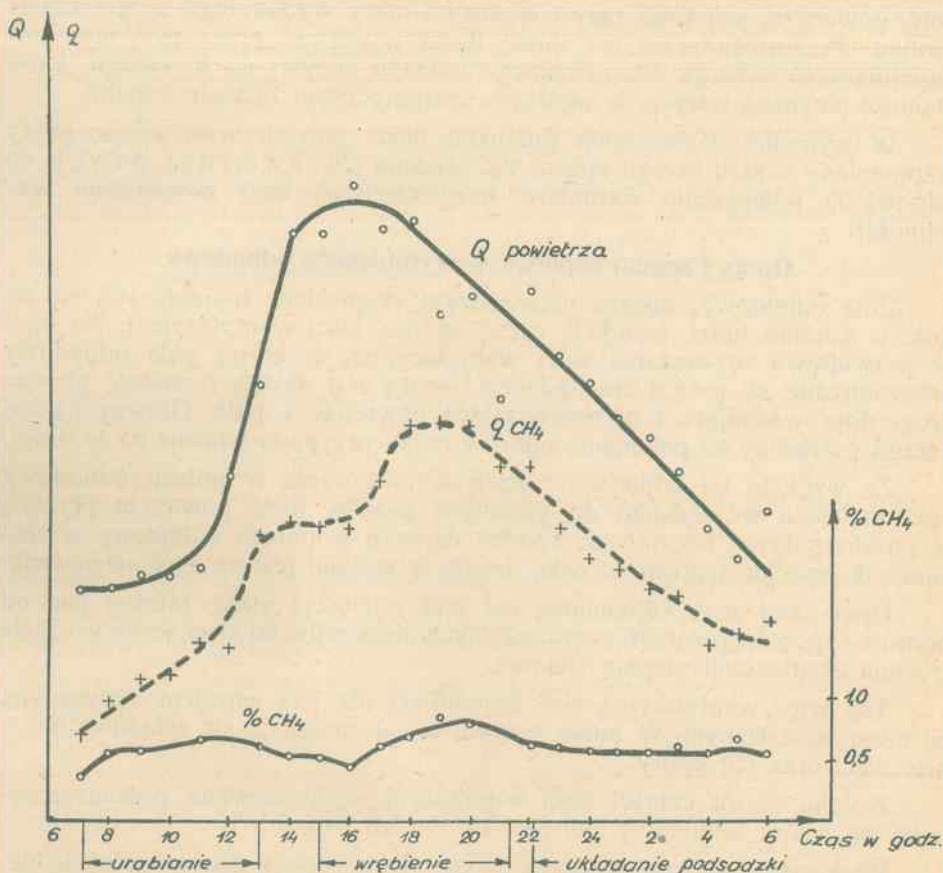
Odpowiednio do periodycznego cyklu odbudowy zmienia się opór wentylacyjny przodka.

Pomiary wykonane w praktyce wykazały, że w pewnym wypadku maksymalny opór ścianowego wyrobiska był 4 razy większy od oporu minimalnego w ciągu jednego cyklu odbudowy.

Na ogół wspomniane zmiany oporu w niewielkim stopniu wpłyną na ilość powietrza płynącego przez ścianę.

W pewnych jednak wypadkach, gdy np. ściana tworzy bocznicę równoległą z inną lub systemem innych bocznic, o oporze wypadkowym nie wiele różniącym się od oporu ściany, mogą wspomniane zmiany oporu ściany w znacznym stopniu zmienić ilość przepływającego przez nią powietrza.

Badania ilości płynącego ścianą powietrza w zależności od czasu potwierdziły możliwość występowania omawianego zjawiska.



Rys. 1

Wyniki pomiarów ilości powietrza, wykonywanych co godzinę podczas zamkniętego cyklu ścianowej odbudowy, przedstawiają się jak na rys. 1. Krzywa Q przedstawia zależność ilości powietrza przepływającego w jednostce czasu przez ścianę od czasu. Jak z rysunku widać w okresie urabiania, który odpowiada zwiększeniu się odległości między czołem ściany a podsadzką, ilość płynącego powietrza zwiększa się na skutek zmniejszenia oporów. Podczas układania podsadzki zachodzi odwrotne zjawisko: Przekrój wyrobiska ulega zmniejszeniu — jego opór zwiększa się — ilość powietrza Q maleje.

Ilość powietrza i źródła depresji

Wymagana dla pól odbudowy dopływająca w jednostce czasu ilość powietrza określana jest obowiązującymi przepisami bezpieczeństwa. Ilość powietrza można określać ze względu na przewidywaną zmianę składu powietrza, wydobycie, ilość zatrudnionych ludzi, zużycie materiałów wybuchowych, warunki cieplne. Niektóre przepisy stawiają dodatkowe warunki (np. przepisy amerykańskie) i określają minimalną ilość powietrza wpływającą do nieotamowanego miejsca, choćby w tym miejscu nie znajdowali się ludzie.

Ze względu na nieuniknione ucieczki na drodze do pól odbudowy jak i w samych polach odbudowy ilość doprowadzanego do kopalni powietrza musi być większa od ilości obliczonej.

Jako dolną granicę doprowadzanego do kopalni powietrza przy dobrze rozwiązanym przewietrzaniu przyjmujemy 2-krotnie powiększoną ilość powietrza obliczonego.

Ruch powietrza płynącego do pól odbudowy odbywa się pod wpływem utworzonej przez wentylator główny depresji. W pewnych wypadkach gdy bocznicie przedstawiają duży opór i gdy chcemy przez te bocznicie przeprowadzić znaczną ilość powietrza, stosuje się dodatkowe wentylatory podziemne.

Jakkolwiek stosowanie takich wentylatorów dla poszczególnych pól odbudowy, jest w pewnych wypadkach konieczne, to jednak praca większej ilości takich wentylatorów w sieci kopalnianej może być niekorzystna.

Praca większej ilości wentylatorów w tej sieci cechuje się niestabilnością całego systemu przewietrzania. Już przy pracy 2 wentylatorów w sieci zachodzi możliwość niestabilności pracy. Jeśli w sieci pracuje większa ilość wentylatorów, uregulowanie takiej sieci ze względu na ich wzajemne oddziaływanie na siebie jest trudne. W praktyce celem uzyskania żądanego rozdziału powietrza skazani jesteśmy w takim wypadku na drogę prób.

W głębokich kopalniach dużą rolę odgrywa depresja cieplna. Wpływ jej może być szczególnie duży, jeśli chodzi o przewietrzanie pól odbudowy. I tak np. w jednej z angielskich kopalń pomiary wykazały, że w ciągu zimy ilość powietrza dopływająca do przodków odbudowy była ta sama, zarówno w wypadku gdy wentylator pracował, jak i w czasie jego postoju.

Zjawisko to można by wytłumaczyć tym, że przy przewietrzaniu ciągiem naturalnym spadki naporu na istniejących krótkich spięciach są nieznaczne, a zatem odpowiednio do tego zmniejszane są ucieczki powietrza.

Ze wzrostem głębokości kopalń rośnie na ogół wielkość depresji cieplnej. W wypadku powstania pożaru w sieci kopalnianej wspólne działanie depresji cieplnej i depresji ognia może być przyczyną łatwego odwracania się prądu.

W kopalniach głębokich o znacznej depresji cieplnej stosowanie wentylatorów głównych o dużej depresji zmniejszy prawdopodobieństwo odwracania się prądów.

Wentylatory lutniowe

Przy przewietrzaniu wyrobisk ślepo się kończących, gdy przewietrzanie przez dyfuzję nie wystarcza, stosowane są przegrody lub lutnie. Włączanie lutni do ogólnego systemu przewietrzania kopalni spowoduje ze względu na ich mały przekrój znaczny wzrost oporów ruchu powietrza.

Z tego powodu na ogół nie włączamy lutni w ogólną sieć wentylacyjną, lecz stosujemy odrębne przewietrzanie lutniowe, przy czym potrzebna na wytworzenie ruchu powietrza depresja wytwarzana jest specjalnym wentylatorem lutniowym.

Zastosowanie wentylatorów lutniowych do przewietrzania ślepych przodków nie wywiera żadnego wpływu na ruch powietrza w całym systemie wentylacyjnym. Praca wentylatora lutniowego zużyta jest wyłącznie na pokonanie oporów ruchu w lutni i przewietrzanym przez nią wyrobisku.

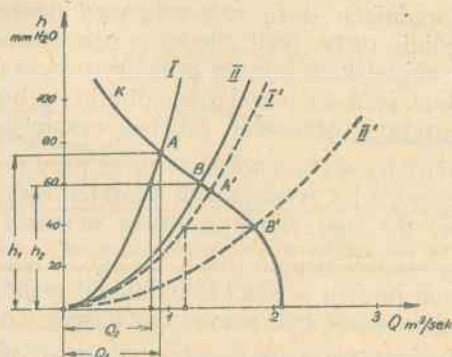
W polach odbudowy, w szczególności przy filarowych systemach odbudowy przewietrzanie przy pomocy lutni stosowane jest dość często.

Wielkość ucieczek przez nieszczelności na złączach lutni zależna jest od różnicy ciśnień panującej między wnętrzem lutni a zewnętrzną atmosferą. Badania wykazały, że wielkość ucieczek q m³/s jest określona w przybliżeniu wzorem

$$q = k_1 \sqrt{h}$$

gdzie h jest różnicą ciśnień mierzoną w kg/m², k_1 współczynnikiem zależnym od długości złącza i sposobu jego uszczelnienia. Dla lutni okrągłych o średnicy D można określić $k_1 = kD$, przy czym s jest właściwym współczynnikiem stykowej przenikliwości. Wielkość k dla dobrze wykonanego uszczelnienia zmienia się w granicach $k = 0,001 - 0,007$ zależnie od rodzaju uszczelki. Wartość $k = 0,001 - 0,002$ odpowiada uszczelkom płóciennym, nasyconym płynnym asfaltem.

Zjawisko ucieczek przez nieszczelności najlepiej rozważyć przy pomocy charakterystyki wentylatora lutniowego K i charakterystyki lutni (rys. 2). Przecięcie się tych 2 charakterystyk określa wytwarzaną przez wentylator depresję h oraz przepływającą przez niego ilość powietrza Q . W wypadku idealnie szczelnych lutni otrzymaliśmy jako punkt przecięcia punkt A.



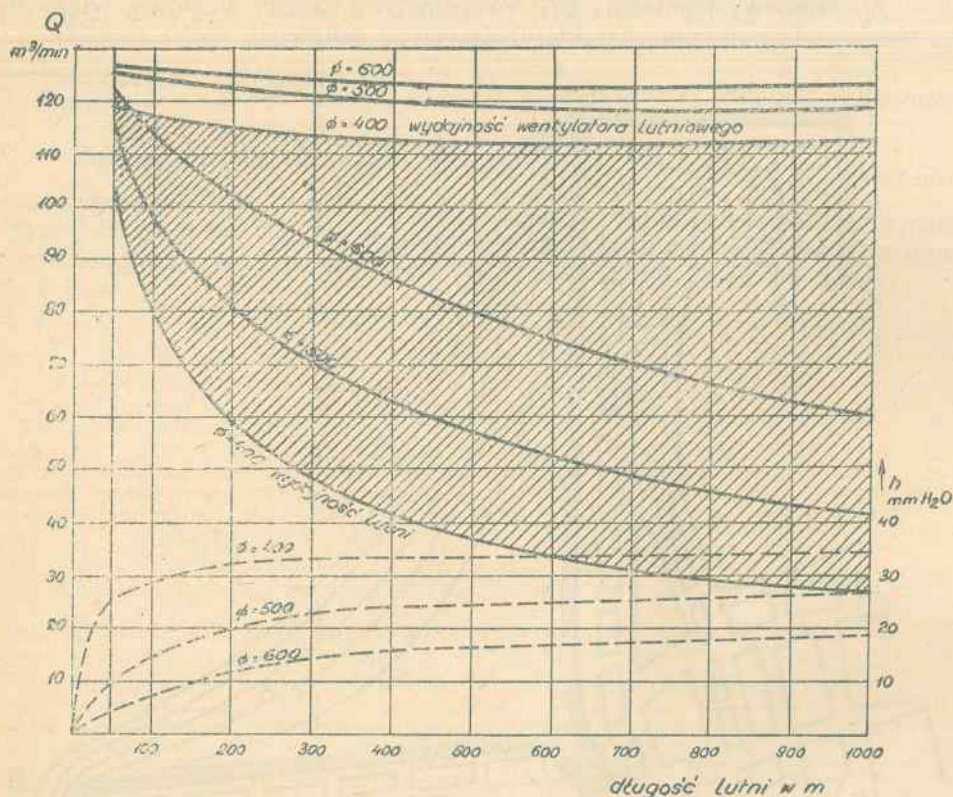
Rys. 2

W rzeczywistości charakterystyka lutni nie przebiega, jak krzywa I, lecz jak krzywa II odpowiadająca nieszczelnemu przewodowi lutniowemu, co związane jest ze zmniejszeniem się oporów tego przewodu.

Krzywa II przecina charakterystykę wentylatora w punkcie B, co odpowiada zmniejszeniu się jego depresji do wartości h_2 oraz zwiększeniu ilości Q powietrza płynącego przez wentylator.

Obniżenie się depresji wentylatora z h_1 na h_2 spowoduje zmniejszenie się ilości powietrza płynącego w szczelnej lutni do wartości Q_2 . W rzeczywistości na skutek nieszczelności ilość wypływającego z lutni powietrza będzie jeszcze mniejsza.

Zwiększenie przekroju lutni, przy zachowaniu tego samego wentylatora z niezmienną ilością obrotów, czyli tej samej charakterystyki, odpowiada przecięciu się nowych charakterystyk lutni, krzywych przerywanych I' i II' (lutnia szczelna i nieszczelna) z charakterystyką wentylatora w punktach A' i B'.



Rys. 3

Na rys. 3 przedstawiony jest wykres podający zależność ilości powietrza przetłaczanego przez wentylator lutniowy oraz ilości powietrza dostarczanego przez lutnie, w zależności od długości oraz średnicy lutni. Linie przerywane oznaczają wytwarzaną przez wentylator depresję. We wszystkich naznaczonych na rysunku wypadkach pracował ten sam wentylator przy tej samej ilości obrotów.

Podany wykres ilustruje wielkość ucieczek na skutek nieszczelności.

Obszar zakreskowany ilustruje wartość ucieczek przy zastosowaniu lutni o średnicy = 400 mm. Jak z rysunku wynika stosowanie lutni o większym przekroju (np. $\phi = 500$ lub 600 mm) nie tylko zwiększa ilość powietrza przepływającą przez wentylator, ale znacznie zmniejsza wielkość ucieczek na skutek nieszczelności.

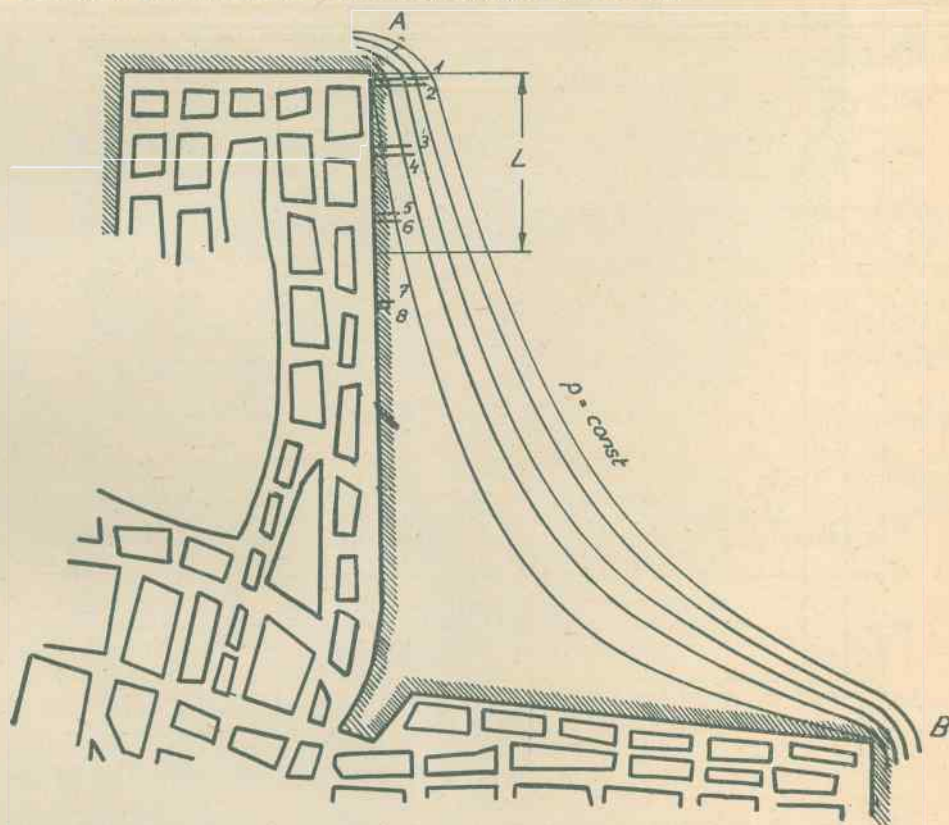
Zjawisko zmniejszenia ucieczek wiąże się ze zjawiskiem zmniejszenia się wytworzonej przez wentylator depresji przy zastosowaniu większego przekroju lutni.

Występowanie metanu

Pola odbudowy są tą częścią sieci przewietrzania, w której na ogół zachodzą największe zmiany w składzie powietrza płynącego przez kopalnię.

Największe dopływy CH_4 do atmosfery kopalnianej spotyka się najczęściej w polach odbudowy.

Zjawisko występowania CH_4 , związanego z calizną węglową, wiąże się z innymi własnościami charakteryzującymi tę caliznę.



Rys. 4

Badania przepływu w caliznie węglowej, którą można uważać w przybliżeniu za jednorodny porowaty ośrodek, wykazały słuszność hipotezy przyjmującej ruch gazu w caliznie jako ruch laminarny, w którym prędkość przepływu jest wprost proporcjonalna do spadku naporu.

Przyjmując takie prawo przepływu i przyjmując stałe ciśnienie atmosferyczne panujące na powierzchni calizny węglowej, można określić przebieg linii równego ciśnienia gazu wewnątrz calizny.

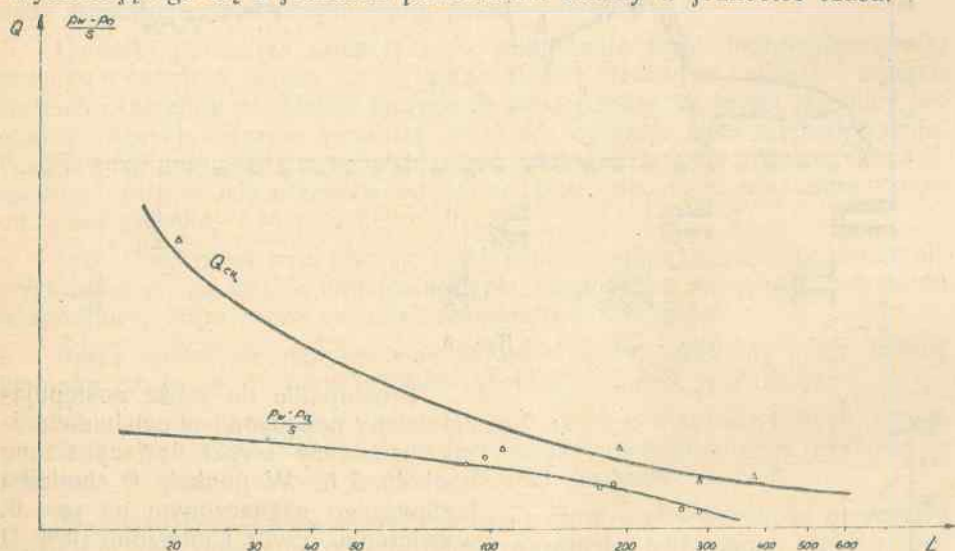
W wypadku kształtu calizny jak na rys. 4 przypuszczalny przebieg linii równych ciśnień gazu w caliznie $p = \text{const.}$ przedstawia się jak naznaczono.

W myśl przyjętego prawa ruchu gazu w caliznie węglowej prędkość przepływu gazu w danym obszarze jest tym większa, im gęściej przebiegają w tym obszarze linie równych ciśnień. Tak więc największej prędkości wypływu można spodziewać się w okolicy punktów A i B.

Wniosek ten potwierdzają następujące przeprowadzone badania.

Wzdłuż powierzchni calizny w naznaczonych cyframi 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, na rys. 4 miejscach nawiercono szereg otworów o różnych głębokościach. Przy pomocy manometru pomierzono różnice ciśnień pomiędzy ciśnieniem p_w w otworze a ciśnieniem atmosferycznym p_a . Wartość tej różnicy $p_w - p_a$ podzielona przez głębokość S otworu tzn. wartość $\frac{p_w - p_a}{S}$ określa średni przyrost ciśnienia gazu w caliznie na jednostkę długości w kierunku otworu.

Zmianę wartości $\frac{p_w - p_a}{S}$ w zależności od odległości L przedstawiono na wykresie w $\frac{1}{2}$ — logarytmicznej skali (rys. 5). Równocześnie wykonano przy pomocy specjalnie skonstruowanego aparatu, pomiar objętości Q metanu wydzielającego się z jednostki powierzchni calizny w jednostce czasu.



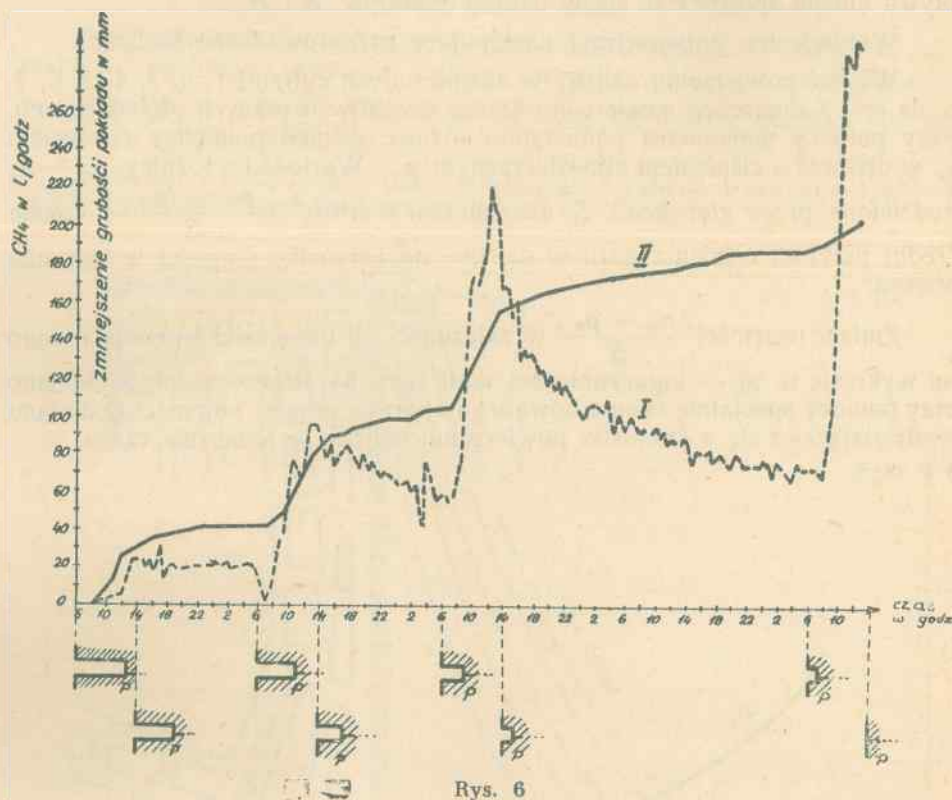
Rys. 5

Przebieg tej pomierzonej wielkości Q w zależności od L przedstawiony jest na rys. 5 (górna krzywa znaczone trójkątami). Jak widać z rysunku przyrostowi $\frac{p_w - p_a}{S}$ odpowiada przyrost Q .

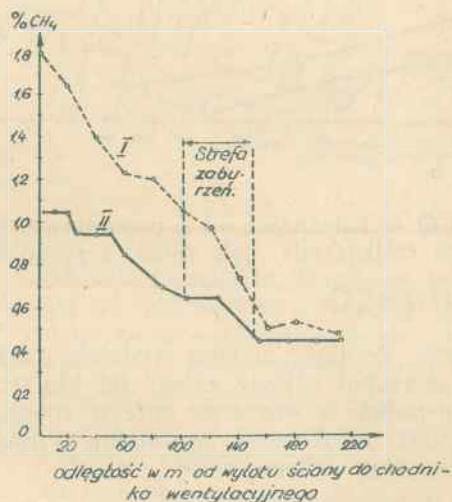
Opisane powyżej zjawisko wskazuje, że ilość metanu wydzielającego się w jednostce czasu z jednostki powierzchni calizny zależy od kształtu ograniczającego tę caliznę. Pędzenie przodka w obszarze dużego spadku ciśnienia metanu w caliznie węglowej (punkt A i B rys. 4) spowoduje wzmożone wydzielanie się tego gazu z powierzchni calizny.

Czynnikiem mogącym mieć duży wpływ na wydzielanie się metanu z calizny węglowej jest ciśnienie górotworu.

Na rys. 6 przedstawiono wykreślenie wyniki badań nad wpływem deformacji pokładu spowodowanej ciśnieniem górotworu na ilość wydzielającego się metanu z calizny węglowej.



Rys. 6



Rys. 7

Prostopadłe do czoła postępującej ściany popędzono w caliznie chodnik badawczy wyprzedzający ścianę o około 6 m. W punkcie P chodnika badawczego naznaczonym na rys. 6, wywiercono otwór i mierzono ilość Q metanu wydzielającego się w jednostce czasu z tego otworu (krzywa I. przerywana). Równocześnie w tym punkcie mierzono wartość zmniejszenia się grubości pokładu, na skutek ciśnienia górotworu (krzywa II ciągła). Na dole rysunku przedstawiony jest wyprowadzony chodnik badawczy w różnych chwilach postępującej odbudowy.

Jak widać z rysunku okresy największego przyływu gazu występują w okresach największej deformacji pokładu.

Rozdrabnianie węgla może być przyczyną intynsywniejszego wydzielania się metanu. Na rys. 7 przedstawiona jest procentowa zawartość CH_4 (ciągła krzywa II) wzdłuż ściany, w czasie zmiany wydobywczej (przerwana krzywa I) oraz zmiany przekładkowej. Jak widać podczas zmiany wydobywczej zawartość CH_4 przy wylocie ściany wzrasta o 0,75%, przekraczając zawartość dopuszczalną.

Jednym z najczęściej stosowanych środków dla zmniejszenia procentowej zawartości CH_4 jest zwiększanie ilości płynącego wyrobiskiem powietrza.

Sposób ten nie jest jednak zawsze skuteczny. Na rys. 1 przedstawiona jest zmieniająca się w czasie ilość Q powietrza przepływającego przez ścianę w jednostce czasu i procentowa zawartość pomierzonego u wylotu ściany CH_4 . Zmianom przeszło 100%-wym ilości płynącego powietrza odpowiada prawie że stała zawartość CH_4 .

Ucieczki powietrza i ich związek z pożarami

Z dostarczonej do kopalni ilości powietrza tylko pewna część dopływa do miejsc przeznaczenia, pozostała część zużyta zostaje na nieuniknione ucieczki. Źródłem ucieczek są nieszczelności tam, stare zroby, pasy podsadzki, szczeliny w caliźnie otaczającej wyrobisko. Wszystkie z wymienionych źródeł ucieczek spotyka się w polach odbudowy.

Ucieczki powietrza poza tym, że zmniejszają ilość dopływającego do przodka powietrza, wiążą się ze zjawiskiem pożarów w caliźnie i starych zrobach. Szczeliny w caliźnie łączące ze sobą punkty tej samej bocznic lub punkty różnych bocznic wchodzi w skład ogólnej sieci przewietrzania. W wypadku gdy między wymienianymi punktami istnieje różnica depresji, szczeliną odbywa się przepływ powietrza. Ilość płynącego powietrza zależy od oporu szczeliny i różnicy depresji.

Jeśli ilość powietrza jest za mała i nie wystarcza na odprowadzenie wytworzonego na skutek utlenienia ciepła, rozpoczyna się zjawisko wzrostu temperatury, która może osiągnąć temperaturę zapalności.

Przez izolowanie szczelin, zmniejszanie depresji, niekiedy przez zmianę kierunku prądu w szczelinie można zapobiec pożarom w caliźnie.

W wypadku odbudowy na zawał, zwłaszcza pokładów grubych, czyste wybieranie nóg, filarów oporowych jest trudne i niejednokrotnie trudności te zmuszają do pozostawienia węgla w starych zrobach.

W wypadku ucieczek powietrza przez stare zroby prędkość przepływu powietrza ze względu na duży przekrój wyrobiska jest bardzo mała — odpowiednie odprowadzenie ciepła nieznaczne — co stwarza odpowiednie warunki do samozapalenia pozostałego węgla.

Celem niedopuszczenia powietrza do odbudowanej przestrzeni izoluje się ją przez pozostawienie filarów oporowych izolujących odbudowane pole. Filar taki ulegając z biegiem czasu rozgniataaniu sam może stać się ogniskiem pożaru. Lepszym zatem sposobem będzie zastosowanie zamiast filarów oporowych pasów podsadzki płynnej dokoła odbudowanej przestrzeni.

W wypadku stosowania odbudowy od szybu do granic z zastosowaniem suchej podsadzki podsadzony obszar może być drogą znacznych ucieczek powietrza. Ucieczki te są zależne od różnic depresji i przepuszczalności podsadzki. Przepuszczalność podsadzki zależy od własności materiału podsadzki, grubości pokładu, upadu, własności stropu, sposobu jego osiadanania na podsadzcę itp.

Wielkość ucieczek powietrza przez pasy podsadzkowe może być znaczna. Obserwowano wypadki, w których wielkość strat na skutek takich ucieczek przekraczała 60%.

Komfort pracy

Jednym z koniecznych dla człowieka warunków pracy w kopalni jest poza utrzymaniem wymaganego składu atmosfery kopalnianej istnienie odpowiedniego komfortu pracy.

Człowiek dorosły w stanie spoczynku wydziela średnio 80 cal/godz. Podczas pracy ilość wydzielanego ciepła zależy od jej natężenia. Poczucie zdrowego człowieka jest wtedy dobre, gdy ilość wydzielonego przez ciało ciepła odpowiada natężeniu pracy.

Oddawanie przez ciało ciepła do otoczenia odbywa się przez przewodnictwo, promieniowanie, parowanie i oddychanie. Ilość ciepła wymienianego między ciałem ludzkim a otoczeniem jest zależna od:

1. temperatury mierzonej termometrem suchym,
2. temperatury mierzonej termometrem mokrym,
3. prędkości powietrza.

Przy pewnym doborze czynników wymienianych pod 1, 2 i 3 samopoczucie człowieka pracującego z pewnym wysiłkiem jest najlepsze i warunki takie określamy jako komfort pracy.

Dla pomiaru intensywności odprowadzania ciepła służy termometr alkoholowy z oznaczonymi dwoma kreskami odpowiadającymi temperaturze 35° i 38°. Średnia tych temperatur odpowiada temperaturze ciała ludzkiego. Przyrząd taki nazywamy katatermometrem. Katatermometrem określamy wielkość $K = \frac{F}{T}$, gdzie F jest to tzw. stała katatermometru, T czas opadania słupa alkoholu od kreski 38° do 35°. Wielkość K nazywamy ilością katastopni. Każdemu zespołowi wymienionych w punktach 1, 2 i 3 czynników odpowiada określona ilość katastopni. Odwrotnie danej ilości katastopni mogą odpowiadać różne zespoły wymienionych 3 wielkości.

Pomiaru katastopni można dokonywać przy pomocy tzw. katatermometru mokrego, jeśli gałka termometru otoczona jest np. wilgotnym muslinem. W ten sposób określone katastopnie nazywamy katastopniami mokrymi. Warunki panujące na powierzchni katatermometru mokrego zbliżone są do warunków panujących na powierzchni skóry ludzkiej. Zwilżenie powierzchni katatermometru odpowiada zjawisku pocenia się powierzchni skóry.

Bardzo liczne badania celem ustalenia najlepszych warunków pracy określiły związek między wydajnością pracy a ilością katastopni.

I tak np. przeprowadzone badania wykonanej pracy przy wierceniu otworów przedstawione są na rys. 8.

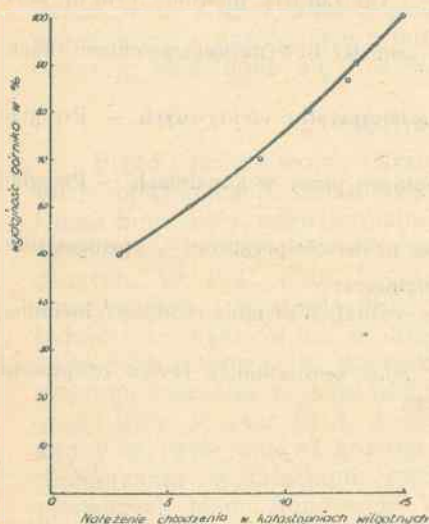
Przedstawiono na nim wydajność pracy w % w zależności od ilości katastopni mokrych. Wydajność osiągnięta przy 15 katastopniach, jest dwukrotnie większa od wydajności odpowiadającej 3 katastopniom wilgotnym. Przy dalszym wzroście ilości katastopni wydajność spada.

Podany przykład ilustruje, jak istotnym czynnikiem nie tylko dla samopoczucia człowieka ale dla wydajności pracy są warunki komfortu.

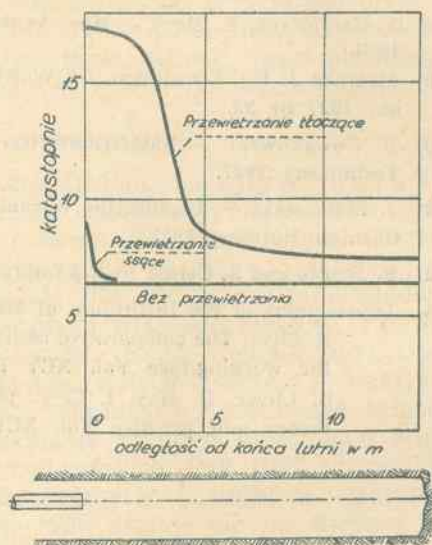
Znaczny wpływ na ilość katastrof ma sposób przewietrzania przy pomocy lutni. Zależnie od przewietrzania ssącego lub tłoczącego zmianę ilości katastrof w zależności od odległości od wylotu lutni przedstawiono na rys. 9. Z rysunku wprost widać korzyści przewietrzania tłoczącego.

Z drugiej strony przewietrzanie tłoczące ma tę złą stronę, że wyrobisko, w którym odbywa się odstawa, znajduje się w prądzie zużytego. W wypadku długich wyrobisk czas potrzebny na usunięcie gazów postrzałowych na całej długości wyrobiska może być dość długi; korzystnym może się okazać kombinowany sposób przewietrzania lutniami, w pewnych okresach pracy sposób tłoczący, w innych (np. w czasie strzelania) ssący.

Niektórzy z autorów wysuwają zastrzeżenia co do miarodajności wskazań katatermometru jako odpowiedniego wskaźnika komfortu. Zamiast katastrofni wprowadzają nowe pojęcie określające komfort pracy, tzw. temperaturę efektywną.



Rys. 8



Rys. 9

Temperatura efektywna jest to liczba przyporządkowana takiemu wyżej wspomnianemu zespołowi czynników 1, 2 i 3, w którym poczucie chłodzenia jest takie samo jak w powietrzu nieruchomym o wilgotności względnej = 100% oraz temperaturze równej temperaturze efektywnej.

Na podstawie tysięcy doświadczeń i pomiarów sporządzono w sposób empiryczny nomogramy dla określenia temperatury efektywnej dla danego rodzaju pracy. Jak wykazały badania różnym kombinacjom wymienionych czynników 1, 2 i 3, którym odpowiada ta sama temperatura efektywna odpowiadają te same reakcje fizjologiczne, jak np. podniesienie temperatury ciała i przyspieszenie tętna.

Problemowi komfortu pracy, związanemu ściśle z higieną pracy należy poświęcić wiele uwagi. Problem ten dotyczy bowiem bezpośrednio najważniejszego czynnika, jakim jest w każdej dziedzinie produkcji człowiek.

Literatura

- 1) W. Budryk — Przewietrzanie kopalń — r. 1936.
- 2) W. Budryk — Pożary podziemne — r. 1933.
- 3) S. Burke, F. Parry — Flow of gas through coal
Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers —
Coal Division 1936, str. 418.
- 4) Explanation and justification of tentative inspection Standards for bituminous coal
mines and lignite mines (1944).
- 5) R. Forstmann — Auftreten und Bekämpfung von Schlagwetter im Abbau — Vor-
tragsveranstaltung der Hauptausschüsse für Forschungswesen des Bergbau-Vereins
in Essen 1940.
- 6) F. B. Hinsley — Some aspects of deep mine ventilation — The Colliery Guardian
July 28, 1944.
- 7) W. B. Komorow i D. F. Borisow — Rudnicznaja wentilacija 1938
- 8) D. Macfarlane, E. Mech. — Mine Ventilation — The Colliery Guardian 1945 nr 4389,
4390.
- 9) Mearcks J: Die Kennlinien der Wetterlütten und der Bewetterungsmaschinen-Glück-
auf 1927 nr 23.
- 10) B. Nowakowski — Katatermometria i skala temperatur efektywnych — Przegląd
Techniczny 1927.
- 11) J. Piątkowski — Zagadnienie warunków cieplnych pracy w kopalniach — Przegląd
Górnictwo-Hutniczy 1937.
- 12) B. Stočes und B. Černík — Bekämpfung hoher Grubentemperaturen — Springer 1931.
- 13) Transactions of the Institution of Mining Engineers:
R. Clive: The comparative resistance to ventilation of mine roadways, including
the working-face Vol. XCV 1937.
R. Cliver, D. Hay, I. C. F. Statham: Mine ventilation, a review of present
theory and practice Vol. XCVIII 1939.

Nowoczesna mechanizacja odbudowy

DEFINICJA MECHANIZACJI ODBUDOWY

Pojęcie mechanizacji odbudowy można ograniczyć do pojęcia mechanizacji przodka. Mechanizacja przodka, obejmująca prawie wszystkie czynności przodkowe, osiągnęła swój szczyt w mechanizacji ładowania. Amerykanie uzależniają mechanizację kopalni od mechanizacji ładowania, uznając metody odbudowy, systemu wrębiania, wiercenia, strzelania, urabiania, mechanizację ładowania za problem centralny, który wiąże ze sobą wybór środków transportowych, wentylacji, dostawy energii, utrzymania, sortowania, wzbogacenia, słowem decyduje o zaprojektowaniu całej kopalni.

Definicja mechanizacji ładowania jest więc następująca: Podniesienie urobku i umieszczenie go na środku transportowym przy minimalnym wydatku pracy i minimalnych przerwach. Wszelkie pomocnicze czynności poprzedzające i następujące winny służyć temu celowi; jako mechaniczną operację klasyfikuje się również ładowanie ręczne do przenośników.

ROZWÓJ MECHANIZACJI

Przed ostatnią wojną światową Stany Zjednoczone były jedynym krajem, gdzie mechanizacja odbudowy doszła do dużego stopnia rozwoju. Anglia i inne kraje były tylko terenami eksperymentu. W okresie wojennym tempo mechanizacji odbudowy osiągnęło bardzo wysoki poziom w Stanach Zjednoczonych. W 1941 roku Anglia otrzymała dla wykonania prób ładowarki amerykańskie i wzmogła próby z maszynami własnego pomysłu. Prototypy ładowarek zastosowane w Stanie Colorado (Stany Zjednoczone) sięgają 1888 roku. Dopiero w początku bieżącego stulecia (1902 r.) Amerykanie instalują pierwsze przenośniki. Pierwsze zgarniaki — ładowacze zainstalowane były w roku 1914, a eksperymentalny prototyp Joya został uruchomiony w 1916 roku na kopalniach pensylwańskich. Rok 1922 zaznaczył się pionierskimi instalacjami rynien wstrząsanych i próbami stosowania pierwszych taśm gumowych. W roku 1926 stosuje się na większą skalę kaczodzioby i zgarniaki. Pierwszy transport oponowy był wypróbowany w 1936 roku, natomiast pierwsze „shuttle cars” (wozy na oponach) były zainstalowane w 1938 roku. Kombinacji wozów na oponach i taśm gumowych użyto po raz pierwszy w 1941 roku w Stanie Ohio. Jak z powyższego widać, pierwsze zwiastuny mechanizacji sięgają 60 lat wstecz. Niemniej realna ewolucja mechanizacji odbudowy liczy 20 lat z mocnym postępowaniem w ostatnich 10 latach.

KORZYŚCI MECHANICZNEGO ŁADOWANIA

Korzyści ręcznego ładowania do przenośników są:

1. zmniejszenie wysokości ładowania,
2. uzyskanie ruchu ciągłego węgla idącego z przodka,
3. wyeliminowanie kosztów przybierek w cienkich pokładach.

Korzyści osiągane przez instalację ładowarek mechanicznych, samoładowanych przenośników itp. i ręcznie ładowanych urządzeń, (przenośników, zgarniaków, podnośników itp.) są następujące:

1. szybkie wybieranie (opóźniony ruch górotworu pozwala na szersze i głębsze wyrobiska),
2. zwiększenie bezpieczeństwa (dowodzone statystyką mimo wzrostu hałasu, ilości pyłu i instalacji elektrycznych),
3. koncentracja robót produktywnych (wzrost tonażu na mb i na przodek),
4. koncentracja odstawy,
5. oszczędności robocizny, inwestycji i energii w operacjach pomocniczych (naprawy, instalacja itp.),
6. wzrost wydajności dozoru,
7. zwiększenie wydajności przodkowej i ogólnej na głowę.

UJEMNE STRONY

1. straty przez zniszczenie maszyny,
2. straty przez zepsucie się maszyny,
3. straty przez zesterzenie się maszyny,
4. wprowadzenie nowych i wzrost istniejących momentów ryzyka (hałas, pył, instalacje elektryczne),
5. zwiększenie konsumpcji energii,
6. wzrost kosztów utrzymania,
7. spadek grubych sortymentów,
8. trudności wzbogacania węgla (ewentualne mechaniczne usuwanie kamieni na przodku).

Wpływ ładowania mechanicznego na inne prace przodkowe

Mechaniczne ładowanie może nie mieć redukcyjnego wpływu na operacyjne prace przodkowe, takie, jak wrąb, usuwanie miału z wrębu, wiercenie, strzelanie, budowa urządzeń odstawowych i obudowa. Może natomiast mieć wpływ w naszych warunkach na niektóre z wymienionych operacji, gdy powoduje zmianę wymiarów w przodku lub zmianę systemu wybierania.

Wydajność ręcznego i mechanicznego ładowania

Według Harleja wydajność ładowacza ręcznie ładującego ze skalnego spągu do niskiego woza wynosi do 2 ton/godzinę. Ze spągu wyłożonego płytami stalowymi wydajność ta wzrasta do 4 ton/godzinę. Każde 30 cm wyższy wysokości ładowania redukuje wydajność ładowacza o 8%.

Amerykański autor Given cytuje klasyczny przykład dla warunków amerykańskich, dający liczby porównawcze dla ręcznego i mechanicznego ładowania:

Przodek o wymiarach 1,8 m (wysokość) $\times$ 6,5 m (szerokość) $\times$ 2 m (głębokość wrębu) daje 30 ton/wrąb (2 m), co załaduje 1 ładowacz ręcznie w dwóch zmianach, zakładając wydajność 15 ton/robotniko-dniówkę.

Ładowanie ręczne do wozów. Z 16 przodków z 16 ładowaczami otrzymamy 240 ton/zmianę. W najlepszych warunkach, gdy ładowacze sami strzelają i dokładają tor, na dodatkowe roboty: wrąb, wiercenie, układanie toru, zmianę wozów, trzeba dodatkowo 8 ludzi, w złych zaś warunkach 12 do 16 ludzi. Stąd wydajność przy ręcznym ładowaniu

8 — 10 ton/głowę.

Ładowanie mechaniczne. Ładowarka mechaniczna ładuje 240 ton/zmianę z 8 przodków. Przy obsadzie przodka 15 ludzi (1 maszynista, 1 pomocnik, 2 wrębiarzy, 2 wiertaczy, 1 strzałowy, 2 cieśli, 2 budownicy, 1 ślusarz, 2 ciskacze, 1 dozorca) daje to wydajność

16 ton/głowę.

Przy zorganizowanym przewozie dużymi wozami można podwoić wydajność ładowarki mechanicznej do 480 ton/zmianę przy obsadzie 18 ludzi, co stanowi wydajność

26,7 ton/głowę (wyjątkowe warunki).

Ładowanie ręczne do niskich wozów. Przy miąższości pokładu 0,9 m (przodek ma wymiary $0,9 \times 6,5 \times 2$ m/wręb) wydajność wyniesie

6,75 ton/głowę.

Ładowanie ręczne do przenośników. Przy 2 zespołach przenośników (pokład 0,9 m), przy czym każdy wybiera po 2 wręby/zmianę na 4 przodkach otrzymamy 240 ton/zmianę przy obsadzie 26 ludzi i wydajność

9,2 ton/głowę.

W pewnych warunkach ten wzrost wydajności przodkowej może wynosić 100 i więcej procent. Wedle statystyki amerykańskiej z roku 1944 kopalnie o ręcznym ładowaniu miały średnią wydajność ogólną 4,15 ton/dniówkę. Cała ta różnica wydajności nie może być zapisana na konto samej mechanizacji, bo trzeba zważyć, że mechanizowane były kopalnie o lepszych warunkach naturalnych. Dobrą ilustrację potencjalnych możliwości wydajnościowych kopalń zmechanizowanych są liczby podniesionych wydajności kopalń amerykańskich w trzyletnim wyścigu pracy „Coal for Victory”. I tak:

Wydajność ogólna
w t/dniówkę

1943 1945

Kopalnie zmechanizowane, eksploatujące pokłady o miąższości 1,20 m i mniej podniosły wydajność
powyżej 1,20 m

z 4,6 na 5,9

z 5,4 na 7,3

Kopalnie ręcznie ładujące

z 5,3 na 6,2

Charakterystycznymi są tutaj ostatnie 2 grupy kopalń startujące z tego samego poziomu.

Porównanie koncentracji robót przy ręcznym i mechanicznym ładowaniu

Z liczb dopiero co przytoczonych wynika, że

przy ręcznym ładowaniu z 16 przodków otrzymamy 240 ton/zmianę,

przy mechanicznym ładowaniu z 8 przodków otrzymamy 240 ton/zmianę (dwukrotna koncentracja),

przy mechanicznym ładowaniu i dobrym cyklu z 5 — 6 przodków otrzymamy 240 ton/zmianę.

Zatem przy mechanicznym ładowaniu

w jednej zmianie z 8 przodków otrzymamy 240 ton,

w dwu zmianach otrzymamy 480 ton,

w trzech zmianach otrzymamy 720 ton.

Ładowanie mechaniczne umożliwia łatwiej niż ładowanie ręczne ciągły cykl pracy trzyzmianowej.

Przy wyjątkowo dobrych warunkach stopień koncentracji przy mechanicznym ładowaniu nawet przekracza 100% w porównaniu z ręcznym ładowaniem, co oznacza równocześnie zwiększenie tempa posuwu frontu o 100% i więcej.

Koszty instalacji

Według Coal Mining Institute of America, Pittsburgh, koszty inwestycji kopalnianych (bez budynków i nadań) wynosiły 25 lat temu \$ 1,5 na tonę rocznej produkcji, Dzisiaj dla zmechanizowanej kopalni liczy się koszty inwestycji \$ 3,5 do 4 na tonę rocznej produkcji.

Koszty mechanizacji przodka liczy się \$ 0,7 na tonę rocznej produkcji.

Zespół złożony z jednej ładowarki, 1 wrębiarki krótkościanowej, 1 wiertarki słupowej, 1 lokomotywy, wozów i pomocniczego sprzętu kosztuje \$ 36 000 (ceny 1942 roku).

Zakładając, że ładowarka jest po 5 latach przestarzała, to ładując po 240 ton/zmianę w trzech zmianach i 200 dniach w roku, może załadować 720 000 ton.

Koszt amortyzacji wyniesie 5 c na tonę.

WAŻNE MOMENTY W PROCESIE ZMECHANIZOWANEGO PRZODKA DOBRE KIEROWNICTWO I DOBRA ORGANIZACJA

Dobre kierownictwo musi być w pełni uświadomione, że ładowanie mechaniczne jest operacją szybszą niż ręczne i wymaga ścisłego kontaktu z codziennymi szczegółami pracy ładowania. System pracy zasadniczej i pomocniczej musi być codziennie poddawany rewizji przy pomocy raportów, tak by z jednej strony nigdy nie brakowało węgla do ładowania, a z drugiej strony była zapewniona jak najbardziej ciągła odstawa z głównym celem na oku — dążeniem do maksymalnej wydajności ładowarki.

Przy ciągłym studium cyklu pracy i ciągłym ulepszaniu metody pracy organizacja zmechanizowanego przodka wymaga sztabu ludzi nie tylko inteligentnych, lecz poza tym entuzjastycznie nastawionych.

Koordynacja operacji przodkowych. Koordynacja wrębu z pracą ładowarki

Gdy np. ładowarka ładuje 240 ton/zmianę z 8 przodków, to 1 wrębiarka krótkościanowa (2 ludzi obsługi) może regularnie obsłużyć 8 przodków. Przy zwiększonym tonażu nie wystarcza już 1 wrębiarka i kupno dodatkowej wrębiarki się opłaca, jeżeli policzymy, że strata jednego niewybranego przodka na dobę kosztuje nas 30 ton czyli \$ 8 000 rocznie. Gdy np. brak jednego robotnika hamuje usuwanie miała wrębowego i powoduje stratę np. 30 ton/dobę, to opłaca się zaangażować robotnika kosztem \$ 1 200 rocznie, by uniknąć strat y \$ 8 000. Takich przykładów można by przytoczyć więcej.

Koordynacja odstawy z pracą ładowarki

W wypadku przewozu wózkami z przodka należy zapewnić bliskie przodka punkty wymiany wozów.

Przykład porównawczy na korzyści wynikające ze zbliżenia do przodka punktu wymiany wozów i powiększenia tonażu wozów:

Przodek komorowy pędzony na długość 100 m obsługiwany wozami 3-tonowymi daje 30 ton/zmianę, czyli 10 wozami wybiera się przodek. Jedną

lokomotywa i 5-wozowym pociągami dostarcza się po 1 wozie na przodek. Mając 5 pełnych wozów na punkcie wymiany, lokomotywa odprowadza je na główny chodnik przewozowy przyciągając 5 próżnych wozów. Gdy punkt wymiany leży przed wejściem do komory, to maksymalna droga wozu jest 200 m. Jeżeli skrócimy ten dystans do 30 m, to przy średniej szybkości 100 m/minutę (wliczając w to postoje) i przy tempie ładowania 1 wóz na 2 minuty można wyliczyć oszczędność średnią $2/3$ minuty/woz, czyli 6 minut/wręb. Przy 50 wrębach w komorze daje to oszczędności 300 minut.

Podobnie można wyliczyć, że stosując wozy 6-tonowe zamiast 3-tonowych, gdy ładowarka obsługuje 10 przodków na zmianie, uzyskuje się oszczędność czasu, pozwalającą załadować dodatkowo 23 ton, co należy jednak zredukować do 15 ton/zmianę, (\$ 4000 rocznie), gdyż trzeba uwzględnić czas stracony na dojazd ładowarki.

Współpraca ładowarki z przenośnikami, wozami i wozami na oponach

Wybór przenośników czy wozów musi być zdecydowany po bardzo dokładnych studiach, przy czym trzeba pamiętać, że nie ma takiego systemu, który byłby najlepszy we wszystkich przypadkach.

W przykładzie powyżej wyliczyliśmy, że dla określonych warunków wydajność ładowarki w kombinacji z wozami wynosi 16 ton/dniówkę zespołu i można przyjąć, że tyleż wynosi wydajność ładowarki w kombinacji z przenośnikami w tych samych warunkach.

Koszt inwestycji przenośników normalnie przekracza o 25% koszt inwestycji lokom.-wozów., w pewnych wypadkach może być ten sam lub mniejszy. Różnice te w dużej mierze zależą od miąższości pokładu i indywidualnych warunków.

Ostatnio obok modnego stosowania dużych wozów z użyciem 2 lokomotyw manewrowych wysunął się na czoło przewóz oponowy. Zapewnia on 3 główne korzyści:

- a) nieprzerwaną pracę w 3 zmianach,
- b) możliwość współpracy z małymi wozami w głównym przewozie,
- c) zwiększoną koncentrację.

Doświadczenia na szeroką skalę przeprowadzone w 1939 r. w West Virginia (Stany Zjednoczone) z przewozem oponowym wykazały, że tonaż załadowany przez ładowarkę do wozów na oponach na dniówkę wynosił od 350 — 500 ton w porównaniu z tonażem 250 — 270 ton/dniówkę, przy użyciu przewozu szynowego (w bardzo dobrych warunkach).

Przewóz oponowy eliminuje tory, za to wprowadza podnośniki, podwozia (platformy) dla transportu wrębiarek urządzeń wiertniczych itp. Wadą jego jest trudność stosowania, gdy spąg jest miękki lub mokry.

Koordinacja z pracami pomocniczymi

Wydajne ładowanie mechaniczne wymaga dokładnej koordynacji ładowarki z wszelkimi robotami pomocniczymi niekoniecznie w cyklu zamkniętym na stałej liczbie przodków. Cykl pracy powinien być tak uregulowany, by ładowarka pracowała z minimalną ilością przerw.

Przedłużenie ramienia wrębiarki. Jedną z metod powiększenia tonażu z wrębu jest przedłużanie ramienia wrębiarki. Przykład porównawczy:

Ładowarka daje z przodków o wymiarach $6,5 \times 1,8$ o normalnym wrębie 2 m (przy założeniu 6-tonowych wozów i czasu ładowania ładowarką 1,5 ton/minutę) 12,2 wrębów czyli 366 ton. Przedłużając ramię wrębiarki o 60 cm można wyliczyć, że ładowarka zbierze z 9,8 wrębów 392 ton na dniówkę. Wzrost tonażu na dniówkę wyniesie 26 ton, co przy cenie 1,33 \$ tonę (wartość węgla we wozie) daje zysk roczny \$ 6934.

Przedłużenie linii przodka. Przedłużenie linii przodka jest drugą metodą powiększenia tonażu na wręb. Jednym ze sposobów jest trzymanie linii przodka pod kątem. Przodek pod kątem prostym, długi na 6 m skrócony o 30° wydłuży się do 6,9 m. Mogą jednak wtedy wystąpić trudności z wrębem itp. Dlatego lepszym sposobem jest powiększenie szerokości przodka.

Powiększając szerokość przodka doszlibyśmy do metody długościanowej. Jednak w Stanach Zjednoczonych metoda długościanowa nie znalazła zastosowania, podobnie zresztą jak metody szerokich zabierek oraz krótkościanowa, choć znaczenie tych ostatnich w ostatnich latach zwiększa się. Niemniej wspomniane metody winny być skrupulatnie studiowane, gdyż przedstawiają one najwyższe możliwości, gdy chodzi o eliminację wszelkich strat operacyjnych w przodku. Z ujemnych cech tych metod należy podkreślić niebezpieczeństwo zawału i straty, nie tylko ekwipunku lecz i dużego przygotowanego przodka. Z plusów należy podkreślić uzyskiwanie grubszych sortymentów.

Łatwość ładowania. Łatwość ładowania w niskich pokładach jest zależna od tego, czy stawiamy sobie zadanie uzyskania sortymentów węgla raczej drobnych i średnich czy też grubych. W wypadku węgla grubego istnieje stała groźba zaklinowania się węgla o strop na ogonie ładowarki.

Napięcie prądu. Napięcie prądu musi być utrzymane i nie wolno dopuścić do jego spadku, jeżeli nie chcemy narazić się na straty w tempie ładowania.

Utrzymanie. Konserwacja maszyny jest bardzo ważnym czynnikiem. Wymaga ona dobrze wyszkolonych drużyn reperacyjnych. Zwłaszcza przy pracy na 3 zmiany regularna inspekcja i smarowanie jest ważne.

Rezerwa maszyn. Niemniej ważna jest sprawa zapasowych maszyn. Jeśli kopalnia używa 4 ładowarek, to można przyjąć, że każda z nich może mieć przerwę raz w tygodniu 1,5 godziny. Mając jedną zapasową ładowarkę, strata ta zredukuje się do $\frac{1}{2}$ godziny (czas wprowadzenia do ruchu zapasowej maszyny). Czysty więc zysk będzie 4 godziny tygodniowo lub 210 godzin/rok. Jest to ekwiwalent 30 dniówek po 240 ton czyli 7200 ton, co równa się \$ 10 500. Jeśli zapasowa ładowarka kosztuje \$ 13 000, to amortyzacja nastąpi w czasie krótszym niż dwa lata.

MASZyny DO ŁADOWANIA

Maszyny do ładowania można podzielić na dwa rodzaje.

1. Maszyny redukujące wysokość podnoszenia

- a) podnośniki przewożne,
- b) przenośniki ręcznie ładowane,
zgrzeblowe,
wstrząsane,
taśmowe,
specjalne (np. na kółkach przenośne),

- c) zgarniaki kierowane kołowrotem ręcznie ładowane,
z otwartym dnem,
ze stałym dnem,
ruchome transportery.

2. Maszyny o kompletnie zmechanizowanej pracy podnoszenia

- a) zgarniaki,
- b) samoładowne przenośniki (kaczodzioby),
- c) ładowarki,
na gąsienicach,
na podwoziu torowym,
na oponach,
- d) łopaty mechaniczne,
- e) specjalne urządzenia.

MASZYNY REDUKUJĄCE WYSOKOŚĆ PODNOSZENIA

Podajniki

Są to przeważnie krótkie przenośniki zgrzeblowe napędzane motorami elektrycznymi na kołach szynowych lub bezzynowe, czasem o własnym napędzie służące do podniesienia węgla do wozu.

Taśmy zgrzeblowe amerykańskie

Przeważnie budowane na długość 90 m o wydajności do 90 ton/godzinę napędzane motorem elektrycznym. Budowane nisko (ca 30 cm) nadają się do każdej grubości pokładu i do każdego systemu odbudowy. Stosowane są jako pojedyncze lub zbiorowe.

Obłożenie, wyposażenie maszynowe i wydajność pojedynczego przenośnika zgrzeblowego

Wyposażenie: 1 przenośnik, (ewentualnie 1 przenośnik przodkowy), 1 wiertarka, 1 wrębiarka, 1 podnośnik przewoźowy, 1 lokomotywa, 1 wentylator chodnik lub komora ściana

Obłożenie:

(włącznie z ciskaczem) — ludzi	2 — 5	10 — 16
ilość wrębów/dniówkę	1 — 4	1

W wypadku przodków do 10 m szerokości obsada wynosi 4 ludzi, tj. 3 w przodku a 1 obsługujący przenośnik i wozy. Przy miąższości 1,20 m przeciętny postęp liczy się 2 wręby/dniówkę w przeciętnych warunkach.

Obłożenie, wyposażenie maszynowe i wydajność zbiorowych przenośników zgrzeblowych

W grupie pracuje normalnie od 2 do 4 transporterów

dla 2 przodków — dla 4 przodków

Wyposażenie:

przenośniki komorowe	2	4
przenośniki przodkowe	2	4
przenośniki zbiorcze	1	1
wiertarki ręczne lub słupowe	2	4
wrębiarki krótkościennowe	2	4

albo wrębiarka	1	1
plus platforma	1	1
podnośnik przewoźny	1	1
kołowrót lub lokomotywa	1	1
wentylator	1	1

Obłożenie:

ludzi	4 — 7	15 — 40
ilość wrębów/dniówkę	1 — 4	1 — 4
dla przeciętnych warunków	2 — 3	2 — 3

Dla niskich pokładów, gdy przekraczanie przenośników wrębiarką jest niemożliwe, instaluje się krótkościanną wrębiarkę na każdym przodku. Przy średnich długościach przodka 10 — 30 m najczęstsza wydajność jest 2 — 2,5 wrębu/zmianę.

Specjalne przenośniki zgrzeblowe stosuje się przy przejściu z poziomu na poziom (np. przenośniki hamujące).

Rynny wstrząsane

Bardzo u nas popularne. Są to rynny stalowe łączone w odcinkach podparte lub zawieszone, którym przy pomocy motoru nadaje się ruch w przód wolny i wsteczny szybki. Zapewniają one niski punkt ładowania i ciągła odstawę. Pod górę odstawiają dobrze do 3%, powyżej 6% skuteczna praca ich jest wykluczona.

Przy użyciu przegubów i kolan można je skrecać do 90°. Przegubem można skrecić rynny maksimum o 45°, natomiast kolanem o 90°. Przeguby składają się albo z 3 krótkich elementów rynnowych na 2 sankach, połączonych ze sobą dwoma przegubami pionowymi albo z dwu krótkich elementów rynnowych połączonych przegubem pionowym i zamocowanych do wahadłowego ramienia rozpory.

Kolana są to łukowe odcinki rynny (ćwiartki koła) o stałym punkcie obrotu w środku koła, zaopatrzone z obu stron w elementy teleskopowe.

Dalszym osprzętem są rynny: katowe, ładowcze, teleskopowe, wyładowcze, czterokołowe wózki do transportu materiałów w rynnach itp.

Często do ładowania wozów używa się specjalnych krótkich rynien wstrząsanych o wzniesieniu do 15° stosując specjalne motory.

Kaczodzioby

Dużym powodzeniem cieszą się w Stanach Zjednoczonych, zwłaszcza w pokładach cienkich, wymagających gęstej obudowy, kaczodzioby. Kaczodziób to para rynien, z których rynna zakończona spłaszczeniem tzw. łopata zbierająca może być wysuwana do przodu (teleskopowo) ręcznie lub automatycznie za pomocą specjalnego mechanizmu posuwu. Taki kaczodziób dołączony poprzez rynnę przegubową i teleskopową do normalnego ciągu rynien zamienia przenośnik rynnowy na urządzenie mechaniczne ładujące i odstawiające. Przeguby dwuczłonowe pozwalają na odchylenie od osi rynien kaczodzioba o 30°, przeguby trójczłonowe zaś o 45°. Motory napędowe powietrzne lub elektryczne można umieszczać albo pod rynnami albo obok rynien. Najczęściej stosowanymi motorami są: 10, 15 i 20 KM. Kaczodziób to urządzenie rynnowe o długości 16 m, szerokości 1,2 m, wysokości 1,3 m (w miejscu

napędu dolnego) lub 0,60 m (przy napędzie bocznym) o wadze 2,3 ton, z rozszerzoną spłaszczoną łopata zbierającą, pracującą posuwem w przód i w tył łącznie z rynnami. W typie automatycznym stały posuw (wysuwanie lub wsuwanie) odbywa się automatycznie. Chociaż kaczodziób wymaga postojów przy dodawaniu rynien itp., to pracując w dobrych odpowiednich warunkach może nawet przewyższać ładowarkę z punktu widzenia wydajności na dniówkę.

Obłożenie, wyposażenie maszynowe i wydajność pojedynczego przenośnika rynnowego

Wyposażenie:

przenośnik rynnowy komorowy	1
ewentualne przeguby (rynnowe)	2
ewentualne kolana (rynnowe)	1
ewentualna łopata zbierająca	1
wiertarka	1
wrębiarka	1
podajnik	1
kołowrót lub lokomotywa	1
dodatkowo kaczodziób automatyczny	1

chodnik lub komora ściana

Obłożenie: przy ładowaniu ręcznym

ludzi	2 — 5	5 — 10
wrębów/zmianę	1 — 4	1 — 3
obłożenie: przy ładowaniu kaczodziobem	2 — 5	
ludzi	2 — 5	
wrębów/zmianę	3 — 6	

Kaczodzioby używane są rzadko w przodkach o szerokości większej niż 10 m. Przy załadunku 3 — 5 ludzi łącznie z ciskaczem z pokładów poniżej 1,20 m wydajność minimalną osiąga się 3 wręby na dniówkę. Wydajność kaczodzioba Goodman G. 20 wynosi 1 do 2,5 ton/minutę.

Obłożenie, wyposażenie maszynowe i wydajność zbiorowych przenośników rynnowych

Komplet obsługuje przeważnie 2 do 4 przodków. Symetryczne grupy dwuskrzydłowe jak np. przy przenośnikach zgrzeblowych są utrudnione przez upad.

Wyposażenie	2 przodki	4 przodki
rynny komorowe	2 ciągi	4 ciągi
ewentualne przeguby	2 — 4	4 — 8
ewentualne kolana	2	4
łopaty zbierające	2	4
ewentualne rynny boczne	2	4
wiertarki	2	4
wrębiarki	2	4
albo wrębiarki z wózkami	1	1
rynny zbiorcze	1	1
ewentualny podnośnik przewoźny	1	1
ewentualnie kołowrót lub lokomotywa	1	1
wentylatory	2	4
dodatkowe kaczodzioby	2	4

Obłożenie przy ładowaniu ręcznym	2 chodniki	4 komory	4 ściany
ilość załogi włącznie z ciskaczem	4 — 7	12 — 20	20 — 40
wrębów/zmianę	1 — 4	1 — 4	1 — 4
	(przec. 2 — 3)		

Obłożenie przy ładowaniu kaczodziobami

ludzi	4 — 6	12 — 20
wrębów/zmianę	3 — 6	2 — 5
	(przec. 2 — 4)	

Porównując przeciętne liczby w pokładach ok. 1,20 m, wzrost wydajności przez stosowanie kaczodziobów podnosi się o 30 do 50% w porównaniu z ręcznym ładowaniem.

Taśmy gumowe

Taśmy gumowe mają główne zastosowanie jako taśmy zbiorcze na upadowych, a wyjątkowo tylko w pracy komorowej lub filarowaniu. Są one napędzane motorem elektrycznym. Jako górną granicę pochyłości przy pracy pod górę przyjmuje się 18°.

Poniżej podaję tabelę porównawczą długości i wydajności amerykańskich przenośników:

		maksymalna długość	wydajność ton/godz.
pojedyncze	przenośniki zgrzeblowe	100 — 120 m	60 — 120
	rynny wstrząsane	100 — 120 m	50 — 120
	taśmy gumowe	130 — 160 m	60 — 120
zbiorowe	przenośniki zgrzeblowe	160 — 230 m	100 — 150
	taśmy gumowe	400 — 1000 m	60 — 300

Pomijam szczegółowy opis urządzeń zgarniaków, jako nie mających widoków na przyjęcie się u nas, a stosowanych w Stanach Zjednoczonych w ograniczonej mierze.

Przewoźne przenośniki są to krótkie taśmy zgrzeblowe na podwoziach szynowych, poruszanych albo kołowrotem stałym albo zmontowanym na przenośniku. Są one nieraz stosowane przy pędzeniu upadowych.

ŁADOWARKI I SAMOŁADOWNE PRZENOŚNIKI

Czołowymi maszynami do ładowania w Stanach Zjednoczonych są ładowarki i samoładowne przenośniki. W roku 1934 było w ruchu w Stanach Zjednoczonych 534 ładowarek i odtąd corocznie przybywało 200 — 300 maszyn. Równolegle szedł rozwój kaczodziobów. Między ładowarkami przewodzą gąsienicowe, za nimi idą torowe. Pierwsza mała ładowarka na oponach została zainstalowana w roku 1939 w Stanie West Virginia (Stany Zjednoczone). Większość typów ładowarek wykonuje pracę zgarniania i podnoszenia. Ograniczona liczba typów ładowarek wykonuje pracę kombinowaną wrębu i ładowania a nawet wygrzebywania węgla. Dotychczasowe doświadczenia zdają się wykazywać, że oddzielna praca urabiania jest ekonomiczniejsza. Kaczodzioby i zgarniarki dadzą się przystosować do każdej grubości pokładu. Ładowarki mechaniczne, które startowały w grubszych pokładach, obecnie robią konkurencję nawet w pokładach 75 cm. Większość ładowarek pracuje w systemie komorowo-filarowym i blokowym.

Panuje rosnąca tendencja używania ich w systemie szeroko przodkowym i krótkościowym, z ostatecznym celem zastosowania na długich ścianach, wtedy może ładowarka będzie wypełniała swą właściwą funkcję ładowania w 90% lub więcej w porównaniu do uzyskiwanej przeciętnej obecnie 30 — 40% z wyjątkami dochodzącymi do 60% całego czasu dniówki.

Ładowanie mechaniczne

Główna praca ładowarki jest pracą podnoszenia, a w małym procencie pracą kopania i zgarniania. Ładowarki mają mechanizm zgarniający i transportujący zmontowany na gąsienicach, wózku szynowym lub oponach napędzany motorem lub motorami elektrycznymi. Budowana w różnych wielkościach typów ma wydajność przeciętną od $\frac{3}{4}$ ton/minutę do 5 ton/minutę i wydajność maksymalną od 1,5 do 10 ton/minutę. Dane charakterystyczne: waga waha się od 9 do 35 ton. Moc — od 20 do 58 KM. Wysokość — od 61 do 138 cm. Szerokość — od 143 do 216 cm. Długość — od 575 do 928 cm. Wysięg poza oś toru — od 334 do 425 cm.

Wybór typu ładowarki i warunki dla jej stosowania

W typie gąsienicowym i oponowym głowica ładowarki jest nieruchomo połączona z ramą, natomiast ogon może odchylać się w każdą stronę o 45°. Są typy, gdzie ogon składa się z 2 części i pozwala na odchylenie 90° w każdą stronę. W typie torowym głowa może być odchylona o 90° w każdą stronę. Odchylenie jednostronne ogona wynosi 15 do 20°, wyjątkowo 40 do 45°.

Zastosowanie ładowarek torowych jest ograniczone głównie miąższością pokładu i użyciem wózków. Rzadko stosowane na długich przodkach, głównie w systemie komorowo-filarowym. Przy użyciu dużych wozów otrzymuje się równy lub wyższy tonaż, niż stosując gąsienicę lub opony. Przy tych ładowarkach można łatwiej zageścić obudowę.

Nie można twierdzić, żeby ładowarki w cienkich pokładach miały pierwszeństwo w wydajności przed kaczodziobami, zgarniakami, a nawet ręcznym ładowaniem do przenośników itp. To wszystko jest zależne od warunków. Tak np. słaby strop wymagający gęstej i mocnej obudowy może ze względu na wysokość dyskwalifikować użycie ładowarek. Żądania konsumentów co do pewnych sortymentów względnie jakości tychże też mają wpływ na wybór ekwipunku maszynowego. Ostatnio zarysowują się tendencje do stosowania w cienkich pokładach ładowarek na oponach. Ze wzrostem miąższości wiele obiektywnych wyników z małej miąższości upada. W wypadku dużych upadów przekątne rozjeżdżanie pola może czasem warunkować zastosowanie ładowarek. Gdzie jest słaby strop, zabezpieczenie stropnicami zwykłymi i wysuwanymi może gwarantować użycie ładowarki. Powiedzieliśmy, że dążnością jest dać maksimum wydajności ładowarki. Duża zatem zawartość kamienia w urobku może stawiać pod znakiem zapytania użycie ładowarki. W wielu wypadkach przerost kamienny w pokładzie lub ponad pokładem da się oddzielić i osobno załadować mechanicznie i to taniej niż ręcznie. Woda jest tu czynnikiem utrudniającym, ze względu na zmniejszanie spągu.

Ze wzrostem miąższości pokładu bardziej wzrastają szanse użycia przewoźu torowego lub beztorowego niż odstawy przenośnikami. Jak powiedzieliśmy wyżej, ładowarki torowe mają głównie zastosowanie w systemie komorowo-filarowym. Natomiast ładowarki gąsienicowe i oponowe praktycznie nadają się do każdego systemu.

„Orszak“

Współpracujące z ładowarką maszyny tworzą „orszak“. Wydajność współpracujących maszyn musi być równa lub wyższa od wydajności ładowarki. W wiertarkach mamy do wyboru albo:

- a) wiertarkę ręczną,
- b) wiertarkę słupową,
- c) wiertarkę na podwoziu kołowym, gąsienicowym, oponowym lub tzw. kombinowanym.

Odnosnie wrębiarek stoją do wyboru: krótkościanowe, na podwoziu (tor, gąsienice, opony) lub bez; długościanowe lub specjalne (uniwersalne).

Sprzęt maszynowy w „orszaku“

ładowarka	1	1	1
wrębiarka krótkościanowa	1	1 — 4	1
podwozia (platformy)	1	1	1
ewentualna wrębiarka na podwoziu kołowym, gąsienicowym, oponowym	1	—	1
ewentualnie uniwersalna			
wiertarki ręczne, słupowe lub na podwoziu	1	1 — 4	1
6 — 8-tonowe elektrowozy z kablem na bębnie	1 — 3	—	—
wozy na oponach tzw. łaziki (shuttle cars)	—	—	1 — 3
podnośnik przewoźny	—	—	1
przenośniki komorowe	—	2 — 4	—
ewentualnie przenośniki przodkowe	—	2 — 4	—
zbiornice przenośniki	—	1	1
zapychaki	—	1	1
platformy na materiały	wedle konieczności		

Często są możliwe zmiany w tym układzie. Nieraz wrębiarka lub wiertarka zdolna jest obsłużyć dwie ładowarki lub 1 ładowarka może wymagać więcej wiertarek czy wrębiarek. Czasem 2 ładowarki stanowią jeden zespół (orszak).

Przewóz wozami

Przy wielu „orszakach“ używa się wahadłowych lokomotyw do pracy między przodkiem a punktem zbiorczym. Normalnie jedna taka lokomotywa obsługuje 2 ładowarki, przy wysokiej wydajności 1 lokomotywa wypada na 1 ładowarkę.

W zależności od wydajności ładowarki i warunków systemu odbudowy ładowarka może obsłużyć od 4 — 20 przodków (liczba rekordowa).

Odstawa przenośnikami

Przy odstawie przenośnikami „orszak“ obejmuje do 4 przodków w ciągłym cyklu. Gdy szerokość przodka jest taka, że ładowarka nie może dosięgnąć przenośnika umieszczonego osiowo, należy zabudować przenośnik przodkowy. Do transportu pomocniczego sprzętu i materiałów używa się środków przewozowych na podwoziu torowym, gąsienicowym lub oponowym.

Przewóz oponowy („łaziki“)

Gdy ładowarka pracuje w kombinacji z przewozem oponowym, to normalnie jest obsługiwana dwoma wozami (shuttle cars). Te wózki — łaziki przedtem o napędzie przeważnie akumulatorowym, obecnie głównie o napędzie kablowo-bębnowym z sieci, z ruchomym dnem i często rodzajem podnośnika, budowane są w wielkościach od 2,5 — 5,5 t i wymiarach 6,3 — 6,7 × 2,18 m (długość × szerokość). Mogą one ładować wprost do wozów lub na taśmę gumową. Maksymalny zasięg przy 2 łazikach liczy się 180 do 240 m.

Podobnie jak w wypadku ładowarek obsługiwanych wozami, ilość przodków obsługiwanych w dniówce przez jedną ładowarkę z wozami-łazikami waha się od 4 do 20. Liczby maksymalne odnoszą się do wyjątkowo korzystnych warunków pracy. Najbardziej jednak popularne są grupy 5 do 7 miejsc pracy.

Rok 1940 był w Ameryce początkiem silnego wzrostu użycia dużych wozów z otwieranym dnem w kombinacji z ładowarkami. **Stacje przeładownicze z dużych na małe wozy** okazały się konieczne, tam gdzie musiano zostawić mały wóz w przewozie głównym i szybowym z racji nieopłacalności przebudowy. Stacje takie składają się z 2 taśm zgrzeblowych oraz 2 podnośników i obsługują normalnie 3 do 5 ładowarek. Wozy mają pojemność najczęściej 8 — 10 ton i nieraz wóz i lokomotywa stanowią nierozdzielny zespół. Często na dwa wozy przypada 1 lokomotywa.

Obłożenie „orszaku“

	wielkości graniczne	wielkości średnie dla średniej wydajności
w grubych pokładach		
waha się od	5 — 21 ludzi	12 — 15 ludzi
i wysokiej wydajności	13 — 21 ludzi	15 — 18 ludzi
w cienkich pokładach	5 — 12 ludzi	7 — 10 ludzi

W zakres pracy „orszaku“ wchodzi urabianie, ładowanie i transport od przodka do głównego przewozu. W szczegółach — wrąb, wiercenie, usuwanie miału, roboty strzelnicze, ładowanie i transport, układanie toru lub budowa przenośników, przesuwanie, obudowa, małe reperacje, smarowanie, opylanie lub zraszanie, przedłużanie kabli, dostawa materiałów, troska o wodę i powietrze, wzbogacanie na przodku. Te prace są wykonywane na 2 lub 3 zmianach.

Przykład: Ładowarka obsługuje 4 komory z przenośnikami zgrzeblowymi w cienkim pokładzie.

Obłożenie: 1 maszynista, 1 pomocnik, 2 wrębiarzy, 2 wiertaczy, 1 strzałowy, 1 budowacz, 1 obsługa transporterów, 1 ciskacz, 1 elektrykarz, 1 dozorca. W sumie 12 ludzi.

Produkcja na zmianę

Przeciętna produkcja ładowarki na dniówkę waha się od 100 do 600 ton, jakkolwiek wyjątkowe rekordy przekraczają 1300 ton. Mając do dyspozycji ładowarkę o średniej wydajności i załodze 12 — 16 ludzi przeciętna produkcja na zmianę wynosi 225 do 400 ton.

Wydajność „orszaku“ na robotniko-dniówkę

Minimalne dopuszczalne wydajności w Stanach Zjednoczonych przyjmuje się dla najcieńszych pokładów w wysokości	10 t/dn.
dla pokładów 1,2 — 1,5 m w wysokości	15 t/dn.
dla pokładów 1,8 m w wysokości (i więcej)	20 t/dn.

Perspektywy na przyszłość

Idealną ładowarką byłaby ładowarka o przeciętnej wydajności 4 ton/min., pracująca 390 min/zmianę i ładująca 1560 ton/zmianę. W pokładzie 1,8 m i przy głębokości wrębu 2 m ściana musiałaby mieć długość 280 m. Cała załoga wynosiłaby 25 do 30 ludzi, co dawałoby wydajność na dniówkę 52 do 62 ton.

Ładowarki specjalne

O mniejszym znaczeniu są ładowarki bez własnego środka transportowego i specjalne maszyny o urządzeniu kombinującym wręb i ładowanie tzw. wręboladowarki.

Ładowarki ścianowe

O ile mechanizacja ma małe zastosowanie na długich ścianach w Stanach Zjednoczonych, to w Wielkiej Brytanii, gdzie przeważają pokłady o miąższości około 1 m, przyjął się dosyć powszechnie system długich ścian; stąd próby stosowania ładowarek ścianowych produkcji angielskiej.

Ładowarka ścianowa „Shelton“

Jest to jakby zwykła wrębiarka o zmniejszonej szybkości łańcucha wrębowego i specjalnym wysięgniku, na którym porusza się łańcuch z zawieszonymi umocowanymi skrzydełkami.

Poprzez pomost łączący ładowarkę z taśmą ładowarka ładuje węgiel na taśmę.

Ładowarka ścianowa Huwood

Ładowarka ścianowa Huwood jest opancerzona i skrzydła ładujące wykonują ruch półkolisty. Posuw maszyny odbywa się przy pomocy 2 lin.

Wyniki osiągane przez te ładowarki raczej nie są zachęcające. Nie znalazły one szerszego zastosowania na terenie Wielkiej Brytanii.

Wręboladowarki

Wręboladowarka to maszyna równocześnie wykonywująca pracę wrębu i pracę ładowania. Zaczyna ona odgrywać pewną rolę w mechanizacji cienkich pokładów.

Amerykańska chodnikowa wręboladowarka konstrukcji Jeffreya z 3 wysięgnikami i taśmą zgrzeblową jest maszyną związaną z przodkiem.

Przykład: 3 maszyny zainstalowane na potrójnym chodniku rozdzielczym pracując na 2 zmiany dały postęp całego chodnika 330 m na miesiąc przy obsłudze 3 maszynistów dla każdej maszyny plus trzech ludzi (zaopatrzenie) czyli czterech ludzi na przodek. Każda jednostka dawała przeciętnie 5 — 6 wrębów na dniówkę. W wyjątkowo dobrych warunkach maszyna może zrobić wręby i załadować urobek z 5 szerokich przodków. Załoga każdego przodka wynosi 4 osoby i daje 32 ton/dniówkę przodkową.

Pierwsza wręboladowarka ścianowa wytwórni angielskiej Meco-Moore

Była ona próbowana w 1934 r. Pierwsze maszyny składały się z wrębiarki i ładowarki i nie miały pionowego wysięgnika wrębowego i drugiego wysięgnika poziomego.

Obecny typ, który przeszedł szereg zmian, ma średnią wydajność około 135 ton/zmianę na ścianie o miąższości 1,20 m. Dane charakterystyczne: Waga 10 ton, wysokość 90 cm, długość 4,80 m, szerokość 93 cm, głębokość wrębu 1,80 m, wysokość pionowego wrębu 1,20 m, szybkość do 68 cm/minutę. Ciągniony jest liną. Nie nadaje się do bardzo cienkich i pochyłych pokładów.

Maszyna wykonuje jeden wręb poziomy przy spagu i drugi na pewnej wygodnej wysokości. W przypadkach małej miąższości górny wręb może okazać się niepotrzebny. Doświadczenia angielskie pokazały, że strop odsłonięty wręboladowarką zachowuje się zupełnie inaczej niż odsłonięty normalną odbudową ścianową. Ta rzecz musi być studiowana dla indywidualnych warunków. W pokładach, gdzie węgiel źle oddziela się lub w ogóle nie oddziela się od stropu, użycie wręboladowarki musi poprzedzić wykonanie wrębu górnego (podstropowego) na ścianie. W stadium prób jest konstrukcja wręboladowarek dla cienkich i pochyłych pokładów.

Wręboladowarka ścianowa „Slabbing-Machine“

Pracuje ona na tych samych zasadach co Meco-Moore. Zasadnicza różnica leży w tym, że skrawa tylko warstwę węgla około 70 cm na raz i w jednej zmianie wykonuje parę skrawów.

Próby rosyjskie

Radzieckie fabryki maszyn wypuściły typ wręboladowarki chodnikowej i wręboladowarek ścianowych (typ Makarowa) podobne w konstrukcji do opisanych powyżej.

Plugi węglowe

Pierwsze plugi węglowe zostały zastosowane w cienkich pokładach Zagłębia Ruhry. Zasada budowy polega na urządzeniu plugowym, które jest ciągnięte liną kołowrotową wzdłuż ściany i za jednym razem ścina warstwę calizny 30 cm grubości. Mocnej konstrukcji przenośnik stanowi linię prowadniczą dla pluga. Plug podcina pokład w granicach jednej trzeciej do połowy grubości pokładu. W dogodnych warunkach plug posuwa się 5 — 7 m na minutę, pracuje dobrze w pokładach o nachyleniu do 30°. Na 200-metrowej ścianie kopalni Friedrich-Heinrich osiągnięto wydajność 5,8 ton/dniówkę całej załogi ściany, dając wydobyć 400 ton na zmianę przy 5 skrawach.

Na czoło konstrukcji plugowych wysunęły się ostatnio plugi oparte na zasadzie ciśnienia i wibracji. Tu należy **angielski plug ścianowy „Stripping-Machine“**, który pracuje na zasadzie klinowej działając ciśnieniem hydraulicznym lub pneumatycznym i wykonując parę skrawów w ciągu 1 zmiany. Entuzjastyczna ocena tego rodzaju maszyny przez angielskich rzeczoznawców w raporcie z Zagłębia Ruhry i równocześnie doświadczenia prowadzone w Niemczech, Anglii i Stanach Zjednoczonych każą do tej konstrukcji przywiązywać duże nadzieje na przyszłość.

Na podobnych zasadach pracuje niemiecki **plug rezonansowy Demaga**, w którym przy użyciu energii pneumatycznej wykorzystane są siły szybkości, ciśnienia i rezonansu substancji węglowej.

MASZYNY POMOCNICZE

WRĘBIARKI

Wrębiarka krótkościanowa jest wciąż dominującym typem, chociaż w ostatnich latach poważny postęp ilościowy wykazały wrębiarki na podwoziach. Nowoczesny typ wrębiarki krótkościanowej czy długościanowej może mieć urządzenie mechaniczne lub hydrauliczne, dające możliwość ustawienia wysięgnika centralnie lub ekscentrycznie, np. górnice, bardzo korzystnie dla usuwania przerostów i dające ochronę przed słabym stropem. Wrębiarka może też być zaopatrzona w płaski wysięgnik (atrakcyjny przy cienkich pokładach).

Krótkościanowe wrębiarki zaopatrzone są w silniki ca 50 KM z wysięgnikami do 3 m długości. Waga ca 3,5 ton. Dane charakterystyczne: długość ca 3,5 — 4 m, szerokość 1,25 m, wysokość 60 cm. Wysięgnik jest sztywno połączony z korpusem i nie ma obrotnej głowicy. Manipulacja wrębiarki i operacja wcinania odbywa się za pomocą 2 lin. Szybkość robocza wrębiania wynosi 40 — 70 cm/minutę.

Do przerzucania wrębiarek z przodka na przodek używa się podwozi (platform) transportowych oponowych, gąsienicowych, torowych itp.

Wrębiarki krótkościanowe mogą pracować na upadkach do 35°. Należy je stosować:

- a) w pokładach cienkich, które ze względu na miąższość nie pozwalają używać przewoźnych wrębiarek (na podwoziach),
- b) w pokładach każdej wysokości o pochyłościach, które wykluczają użycie maszyn na podwoziach,
- c) w pokładach, gdzie komory ze względu na szerokość i warunki stropowe nie zezwalają na użycie innych maszyn wrębowych,
- d) w specjalnych warunkach.

Uniwersalne wrębiarki

Najpopularniejszy typ uniwersalnej wrębiarki Sullivan 10 RU na oponach pozwala wykonywać wręby w dowolnej płaszczyźnie, przy czym maksymalna wysokość wrębu poziomego wynosi 2,20 m ze średnicą zasięgu 9 m. Maksymalna wysokość wrębu pionowego wynosi 3,90 m. Dane charakterystyczne: Waga około 10 t, długość 9,20 m łącznie z wysięgnikiem o długości 2,70 m; szerokość 2 m, wysokość 1 m, szybkość wrzynania 0 — 21 m/minutę.

WIERTARKI

Najpopularniejsze w użyciu są wiertarki elektryczne i powietrzne ręczne. Wiertarki na słupach wymagają czasu na montaż i demontaż. Ten czas odpada przy wiertarkach na podwoziach torowych, gąsienicowych, oponowych lub zamontowanych na innych maszynach, jak np. na osobnym wysięgniku wrębiarki Sullivan 7 AV.

BUDOWARKI

Maszyna do budowania — budowarka na oponach gumowych ze sterowaniem na dwie osie z napędem elektrycznym trolejowym i kablowym ma piłę motorową i hydrauliczne operowanie obrotowym stołem podtrzymującym stropnice. Poza tym ma miejsce dla transportu stropnic, stojaków i cylindrów Cardoxów. W modelu Joya wysięgnik może być ustawiony ekscentrycznie. Próby kopalń amerykańskich wykazują, że wprowadzenie budo-

warek zmniejsza załogę budowaczy w zespole z 5 na 3, przy tym powoduje zwiększanie wydajności ładowarki (o 25%). Budowarka pozwala na przesunięcie punktów wyładowniczych drewna z przeciętnych odległości stosowanych 35 m od przodka do samego przodka. W roku 1946 zbudowano model wysokości 88 cm dla cienkich pokładów.

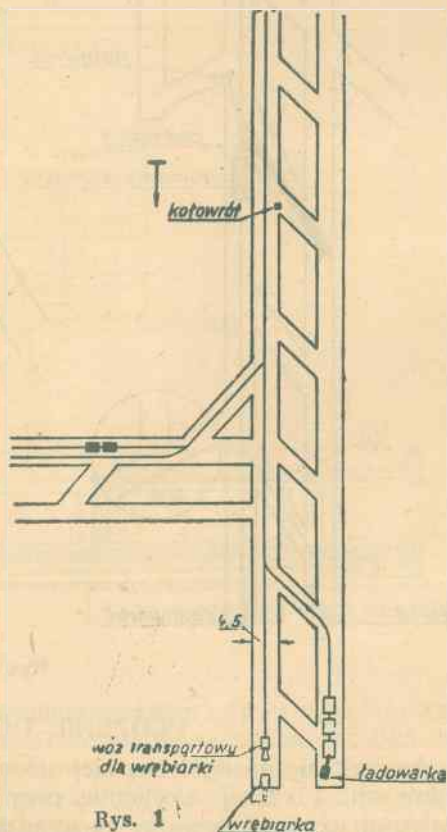
PLATFORMA SMAROWNICZA

Jest to jednostka trolejowa z pomocniczym kablem poruszająca się z szybkością 12 km/godzinę, zawierająca 3 tanki z 3 gatunkami smarów. Obsługa wynosi 2 ludzi, którzy w ciągu dniówki przeglądają 14 maszyn. Oszczędność uzyskana da się obliczyć z porównania, że czas smarowania 10 wrębiarek wynosi 12 minut, podczas gdy smarowanie ręczne 1 wrębiarki zajmuje 30 minut czasu.

MECHANIZACJA PRZODKÓW PRZY PĘDZENIU UPADOWYCH I ROBÓT PRZYGOTOWAWCZYCH GŁÓWNYCH

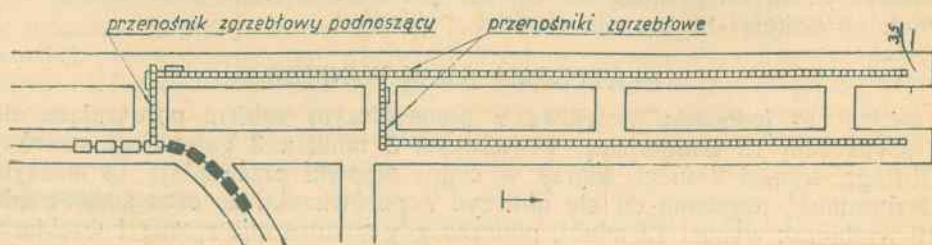
PĘDZENIE UPADOWYCH

Normalnym wyposażeniem są wozy, przenośniki gumowe, zgrzeblowe i ładowarki. Do tego należy dodać wrębiarkę krótkościanową. Graniczny upad przyjmuje się tak dla przenośników, jak i ładowarek (gąsienicowe lub torowe) 18° . Są wypadki przekraczania tego upadu lecz rzadkie. Granicznym upadem praktycznie nie sprawiającym trudności (z ewentualnym uwzględnieniem miejsca na podnośnik) jest upad $12 - 15^\circ$. Dla transportu ładowarki (np. na czas strzelania) używa się normalnego lub specjalnego małego kołowrotu. Pociągi z upadowych są ciągnięte kołowrotem 25 do 75 KM. Kołowroty te są pomocne przy transporcie w s e l k i e g o sprzętu mechanicznego. Przy trudniejszych upadach przydziela się oddzielnie na każdy przodek wyposażenie za wyjątkiem ładowarki, która jest transportowana. Wydajność we wrębach na zmianę przyjmuje się 2 — 6, w przeciętnych warunkach 3 — 5. Sposób pędzenia upadowych przy pomocy wozów pokazuje rys. 1. Rys. 2 pokazuje pędzenie upadowych przy użyciu przenośników zgrzeblowych. Stosuje się również przewoźne przenośniki. Są to wydłużone wozy (długości 7 m) z ruchomym dnem (tama zgrzeblowa)

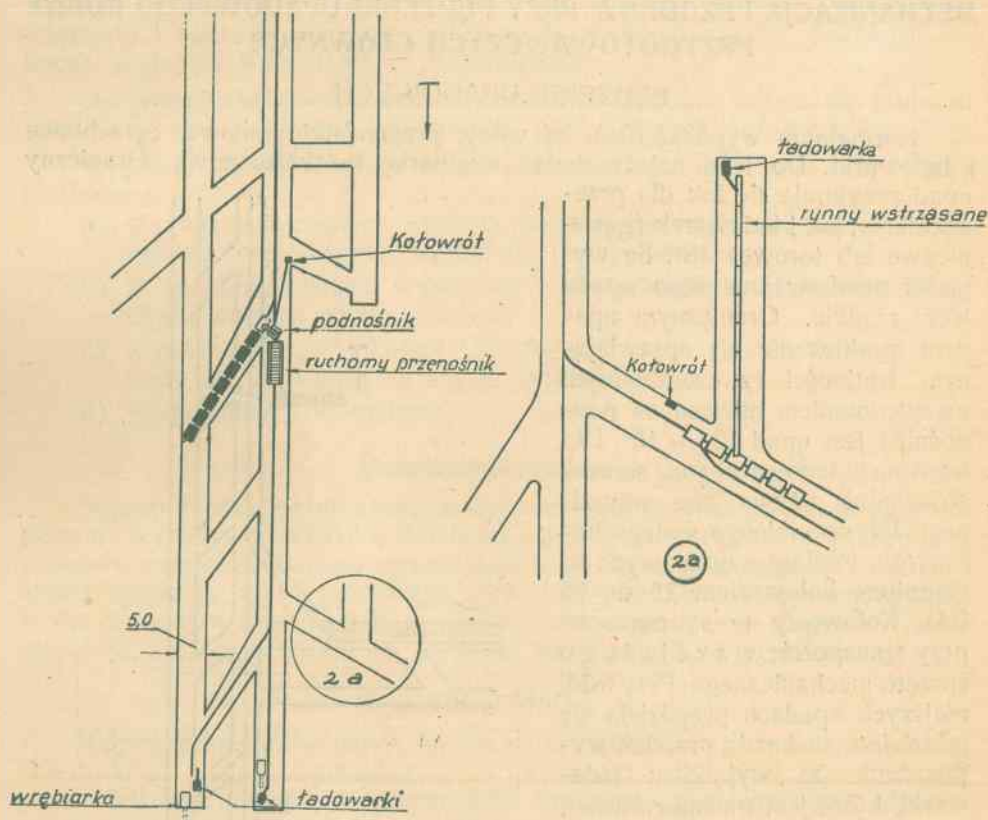


Rys. 1

napędzanym motorem 7,5 KM o pojemności 6 do 7 ton. Wóz jest ciągniony kołowrotem i kursuje między pociągiem a przodkiem (rys. 3).



Rys. 2



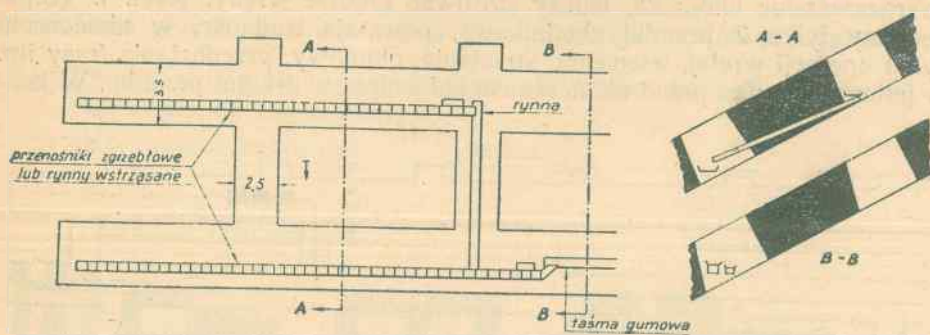
Rys. 3

PĘDZENIE DOWIERZCHNI

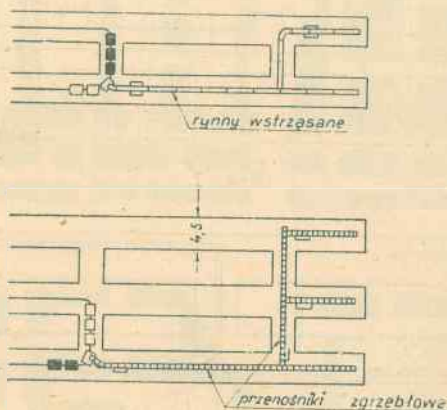
Amerykanie na ogół chętniej stosują pełną mechanizację przy pędzeniu upadowych, a raczej niechętnie przy pędzeniu dowierzchni. Pochodzi to z łatwości użycia ładowni na upadzie. Mechanizacja stosowana przy pędzeniu dowierzchni pokazana jest na rys. 2a i jest opisana poniżej w przykładzie pędzenia komór.

Pędzenie chodników po rozciągłości i po wzniesieniu o małym nachyleniu

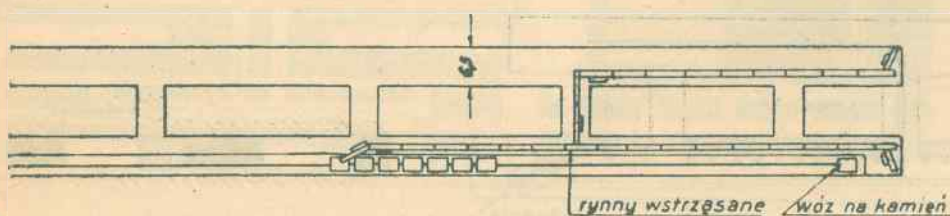
W pokładach o nachyleniu powyżej 15° w przecinkach między chodnikami równoległymi stosuje się rynny stałe (rys. 4) o różnych kształtach.



Rys. 4



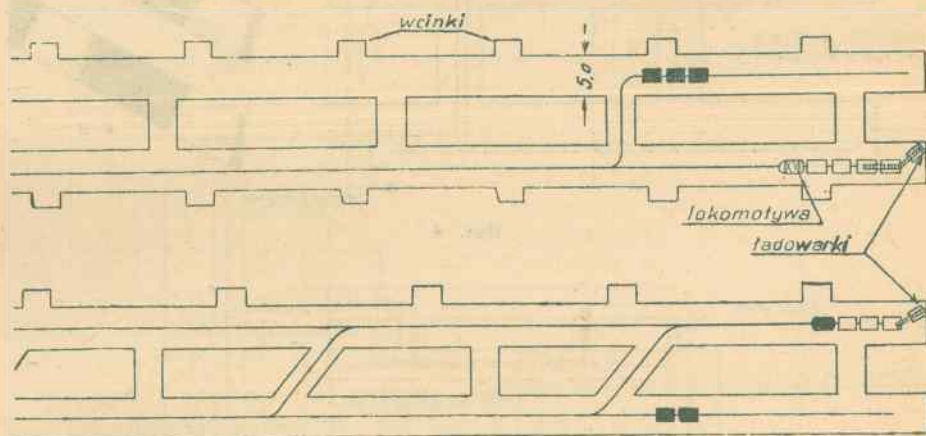
Rys. 5



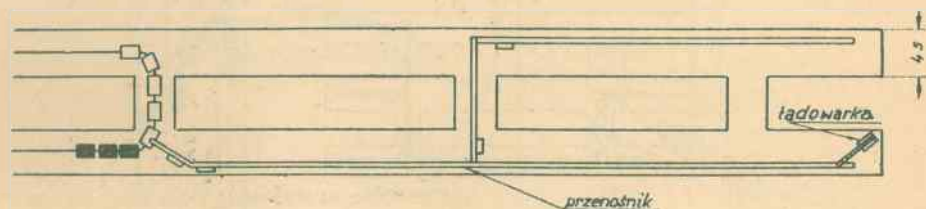
Rys. 6

Dla transportu poziomego z **ładowaniem ręcznym** używa się przeważnie kombinacji przenośników i wozów (rys. 5). Normalne obłożenie przodka wynosi 2 ludzi wykonujących pracę wrębu, wiercenia, strzelania, budowania, zawieszania lutni itp. plus ciskacz. Normalna wydajność 2 do 3 wręby na zmianę. Do wyjątków należy 1 wręb/zmianę. W chodnikach z przybierką spągu lub stropu stosuje się albo metodę równoczesnego wybierania węgla i kamienia lub oddzielnego wybierania kamienia (rys. 6).

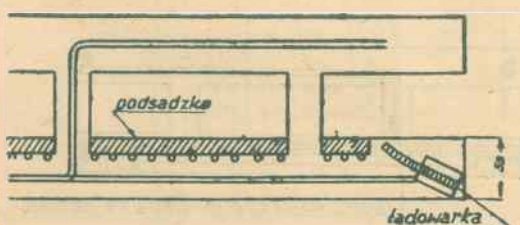
Stosując ładowarki należy pamiętać o umieszczeniu punktu wymiany wozów blisko przodka względnie o innym dobrym środku transportowym i o tym, że chodnik musi być szerszy, mieć głębsze wręby i że ładowarka powinna obsłużyć parę przodków. Jeżeli warunki stropowe nie pozwalają na rozszerzenie chodnika, należy stosować głębsze wręby. Jeżeli w grupie pędzimy tylko 2 przodki chodnikowe, powstają trudności w ukończeniu cyklu operacji wrębu, wiercenia, strzelania, obudowy, przedłużania trasy itp. w jednym przodku przed ukończeniem ładowania w drugim przodku. W kon-



Rys. 7



Rys. 8



Rys. 9

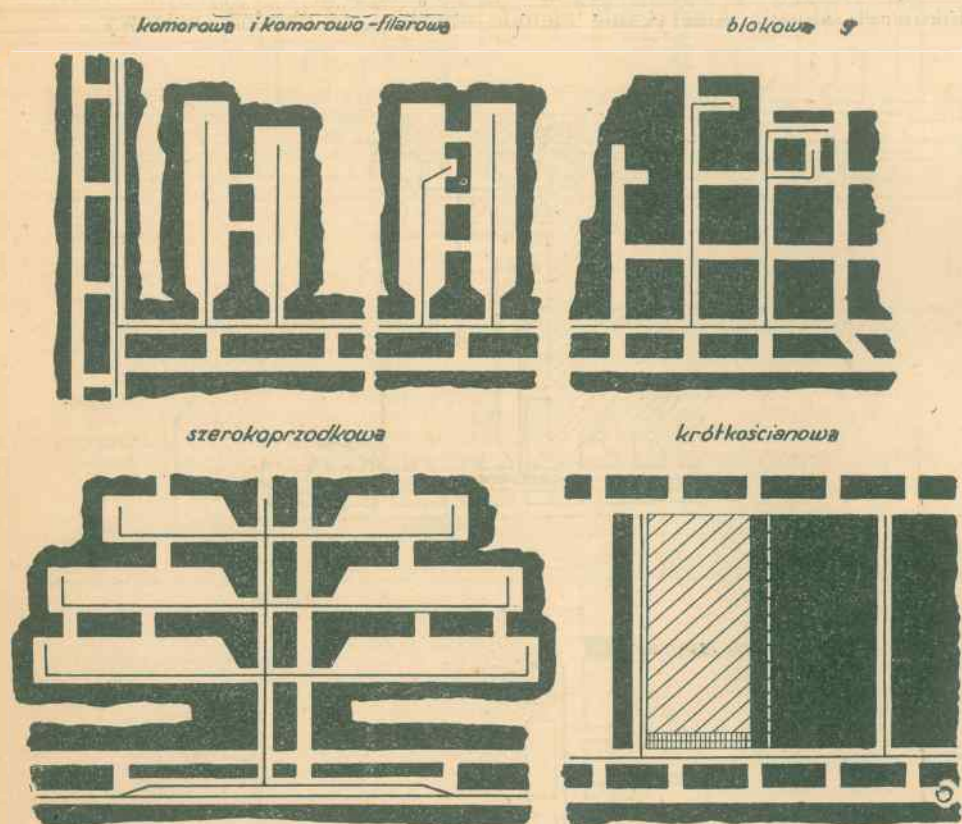
sekwencji ładowarka ma okresy bezczynności. Dalsze przerwy mogą być powodowane trudnościami przesuwania wyposażenia maszynowego z przodka na przodek. Te fakty skłoniły wiele kopalń amerykańskich do pędzenia grupowego trzech i więcej chodników, tam gdzie wystarczają dwa, co daje wzrost wydajności o 20 do 50% (bez powiększenia załogi).

Gdy chodzi o rodzaj transportu stosuje się w różnych wariantach kombinację ładowarki z wozami (rys. 7) lub przenośnikami (rys. 8). W chodni-

kach z przybierką, jeśli nie mamy na sortowni płuczki musimy osobno urabiać węgiel, osobno kamień, przy czym ładowarka może być wykorzystana do ładowania a nawet do bezpośredniego podsadzania kamieniem (rys. 9).

Mechanizacja przodków stosowana w amerykańskim górnictwie węglowym

- a) Przy użyciu przenośników (ładowanie ręczne, półmechanizacja lub ładowanie kaczodziobami)
- b) Przy użyciu ładowarek.



Rys. 10

Amerykańskie górnictwo węglowe stosuje następujące systemy odbudowy:

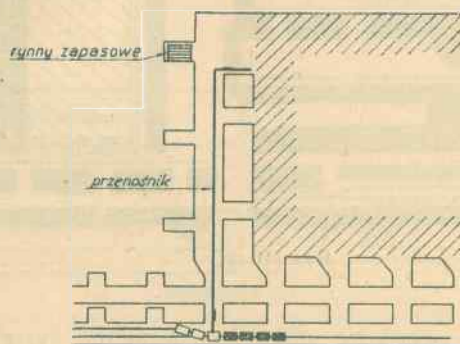
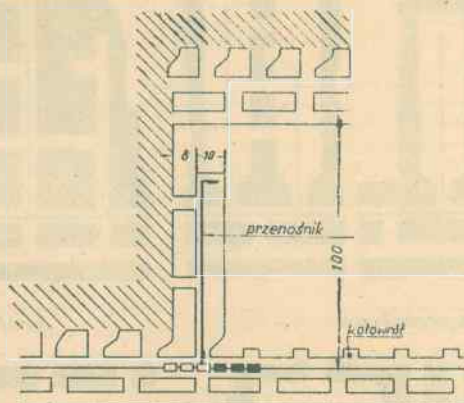
- 1) System komorowy (długie i szerokie zabierki bez wybierania nóg), rys. 10.
- 2) System komorowo-filarowy (długie i szerokie zabierki z wybieraniem nóg), rys. 10.
- 3) System blokowy (krótkie, wąskie zabierki z szerokimi wybieranymi nogami), rys. 10.

- 4) System szeroko-przodkowy (bardzo szerokie zabierki lub ubierki, system T, V, pół V), rys. 10.
- 5) System krótkościanowy ciągły (bez nogi), rys. 10.
- 6) System krótkościanowy przerywany (z nogą), rys. 10.
- 7) System długościanowy.

Mechanizacja przy użyciu przenośników

(z ładowaniem ręcznym lub kaczodziobami)

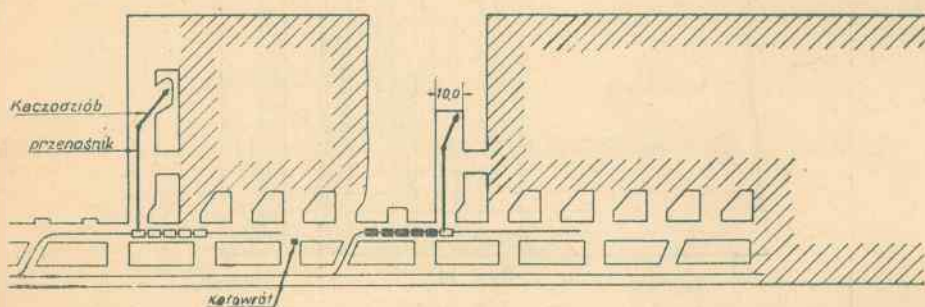
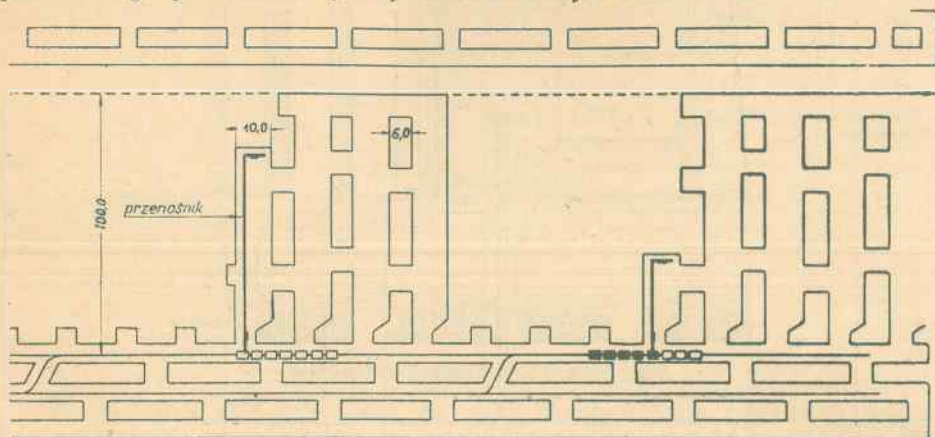
We wszystkich wymienionych wyżej systemach z wyjątkiem systemu blokowego stosują Amerykanie metodę odstawy na chodnik wozowy



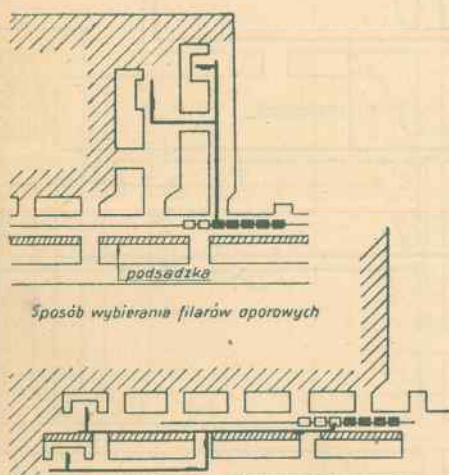
Rys. 11

- 1) jednym przenośnikiem (rys. 11),
- 2) dwoma lub więcej oddzielnymi przenośnikami (rys. 12),
- 3) przenośnikami zbiorczymi (rys. 13).

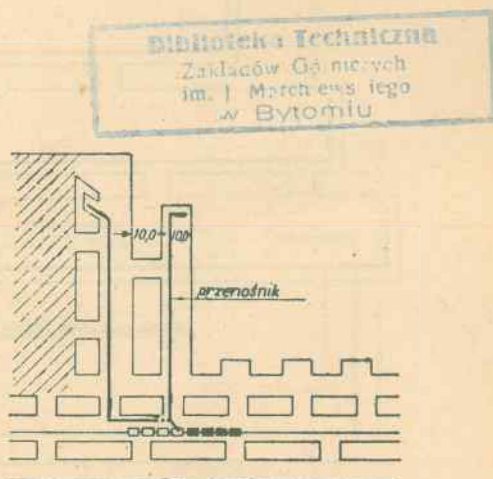
W wymienionych trzech alternatywach zachodzą jeszcze warianty metody odbudowy do granic, od granic lub kombinowanych obu. Metoda użycia przewoźnego przenośnika jest pokazana na rys. 14.



Rys. 12

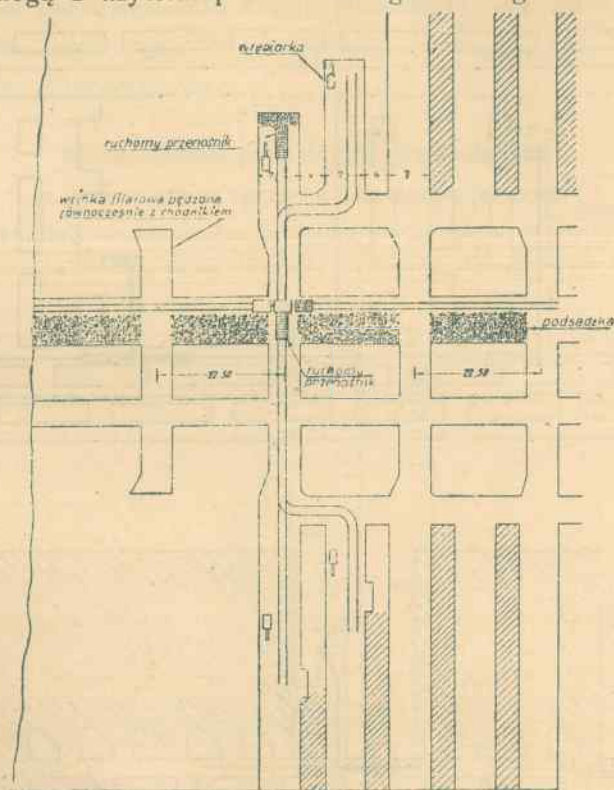


Rys. 13

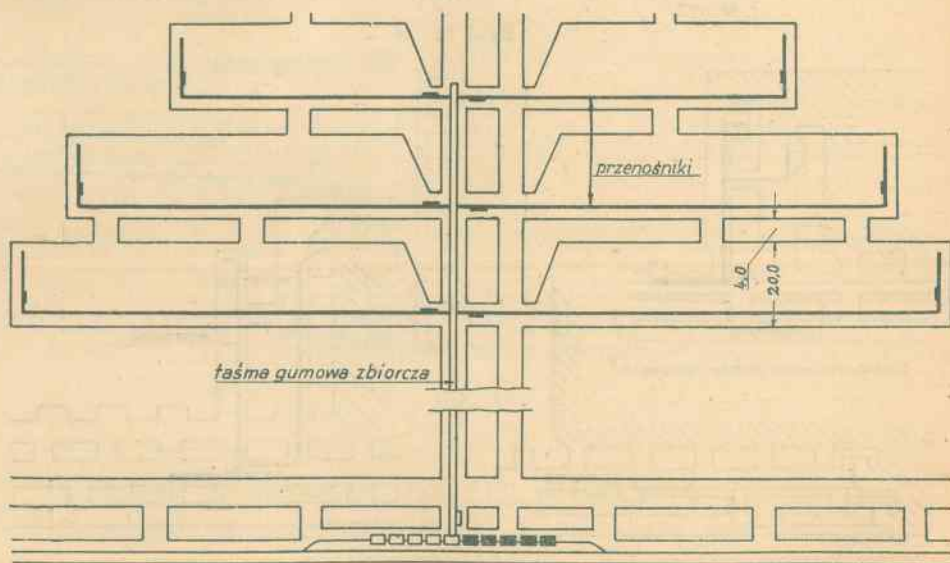


Rys. 13a

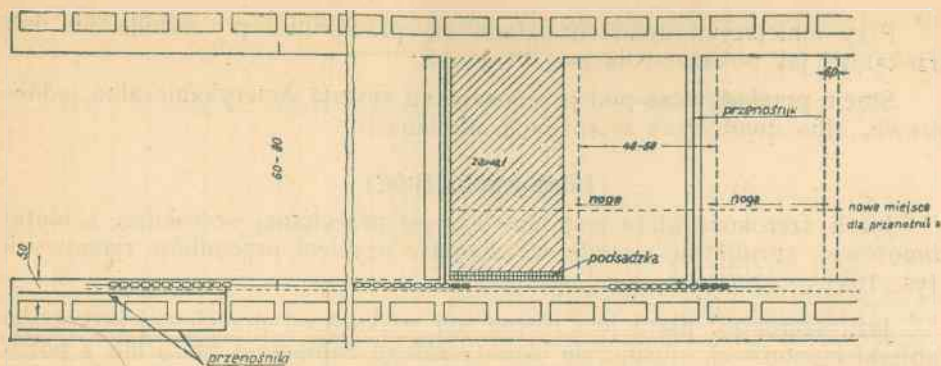
Rys. 14a pokazuje odbudowę dwuskrzydłową w systemie szerokich zabierek z potrójnymi przenośnikami. Rys. 14b pokazuje odbudowę krótkościanową z nogą z użyciem przenośnika zgrzeblowego.



Rys. 14



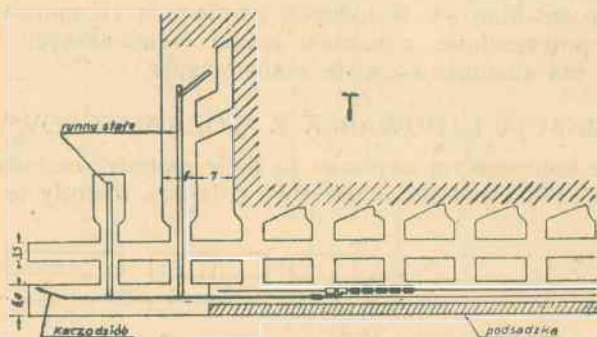
Rys. 14a



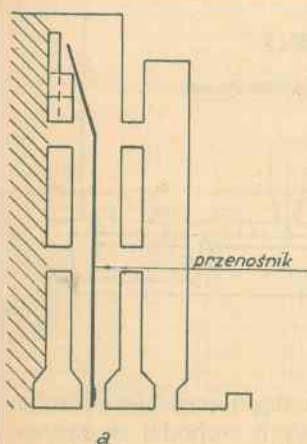
Rys. 14b

Odbudowa na dużych upadach

W wypadku gdy upad jest tak duży, że umożliwia zesuwanie węgla po rynnie stałej, używana jest metoda pokazana na rys. 15.



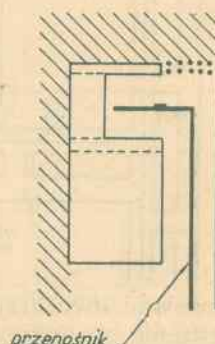
Rys. 15



a



b



c

Rys. 16

Przy mniejszych upadach układa się przenośniki po wzniesieniu lub przekątnie, jak pokazano na rys. 11 — 13.

Stacje przeładownicze pod przenośnikami stosują Amerykanie albo jednotorowe, albo dwutorowe w różnych odmianach.

Filarowanie (nóg)

Jeżeli szerokość filara jest mniejsza od przeciętnej szerokości zabierki komorowej, stosuje się metodę skrawania z użyciem przegubów rynnowych (rys. 16a).

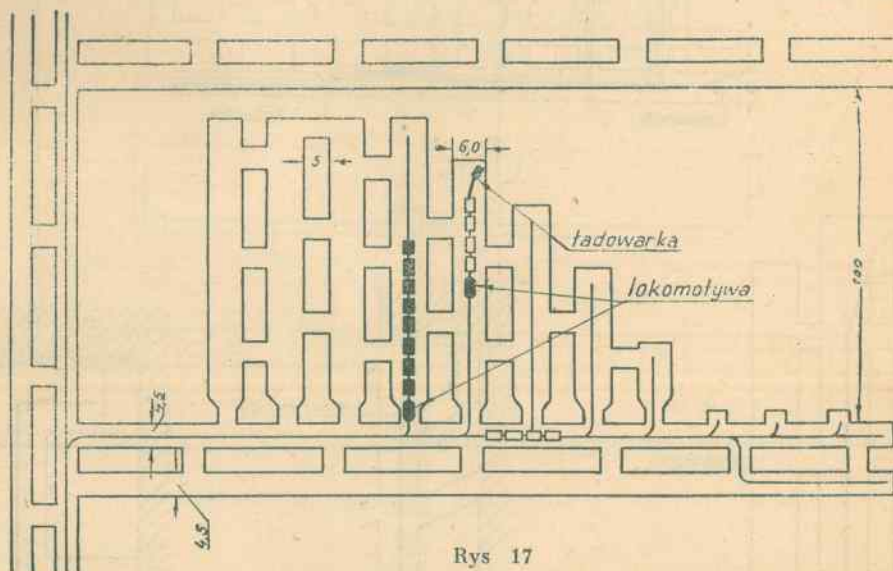
Jeśli szerokość filara jest równa lub większa od przeciętnej szerokości zabierki komorowej, stosuje się metody całego zabierania filara lub z pozostawieniem płotów lub małych uóg i wtedy najczęściej trzeba użyć dodatkowego przenośnika z napędem w przodku (rys. 16c).

MECHANIZACJA PRZODKÓW PRZY UŻYCIU ŁADOWAREK

Ładowarki mogą być obsługiwane przez wozy, przenośniki albo wozy — łażaki, innymi słowy każdy system transportu praktycznie może być użyty. Prym wiodł do niedawna przewóz wozami. Gdy chodzi o system odbudowy, to system komorowo-filarowy w różnych odmianach (komorowy, blokowy) jest stosowany powszechnie, natomiast reszta wymienionych wyżej systemów odbudowy ma stosunkowo małe zastosowanie.

KOMBINACJA ŁADOWAREK Z WOZAMI TOROWYMI

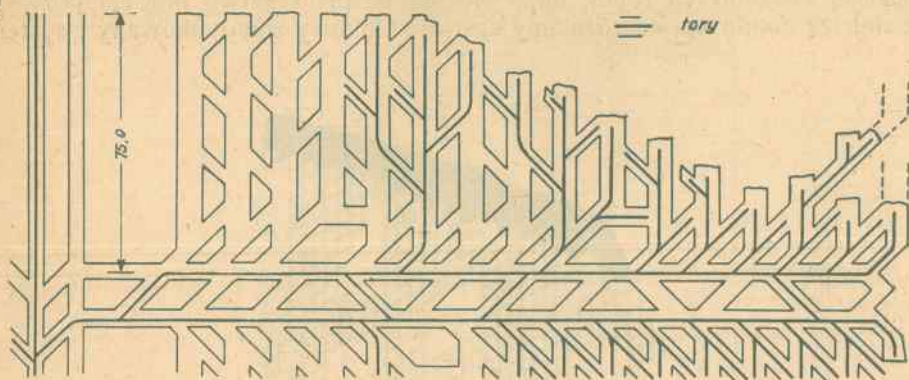
W systemie komorowym używane są dwie metody: metoda zabierkowa postępująca (rys. 17) i metoda zabierkowa cofająca. Metody te można także



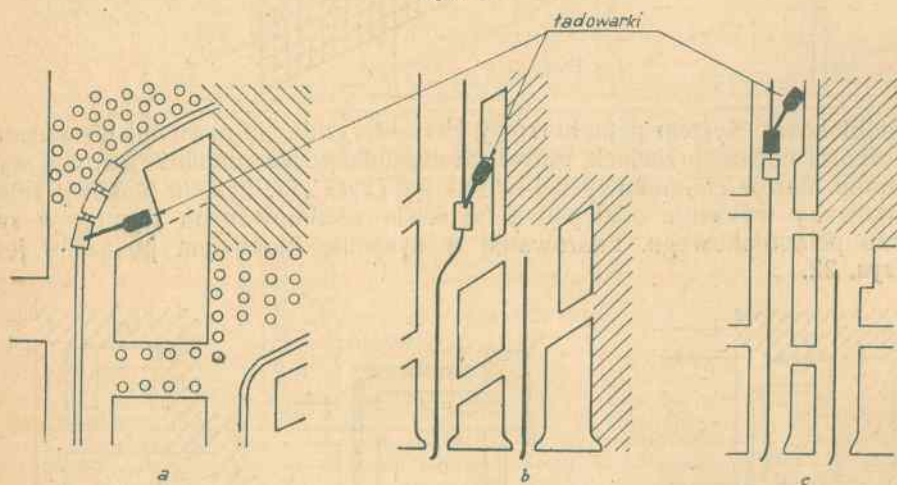
Rys 17

stosować dwuskrzydłowo (rys. 18). W metodzie postępującej równocześnie pędzenie chodników odstawowych i wciniek komorowych wchodzi w zakres pracy „orszaku” komorowego, w metodzie cofającej, skoro przygotowanie znacznie wyprzedza komorowanie, wymaga ono oddzielnego „orszaku”.

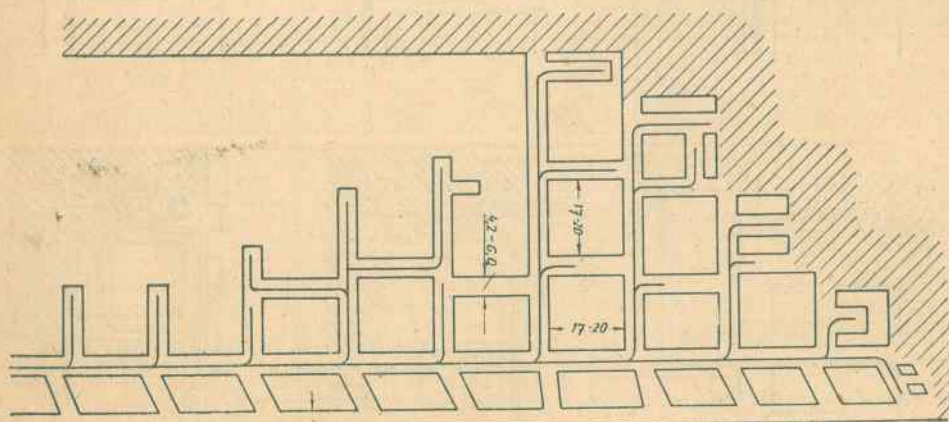
W systemie komorowo-filarowym filarowanie odbywa się w ten sposób jak przy ręcznym wybieraniu (rys. 19).



Rys. 18

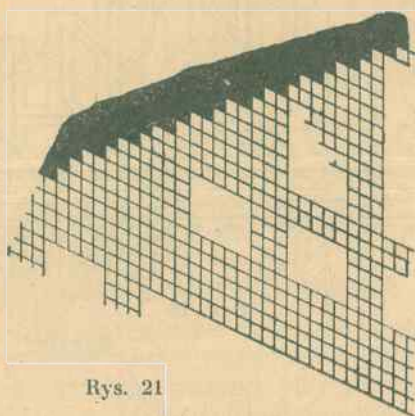


Rys. 19



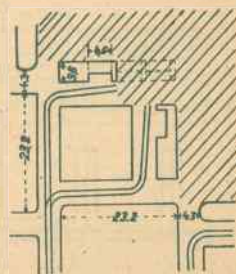
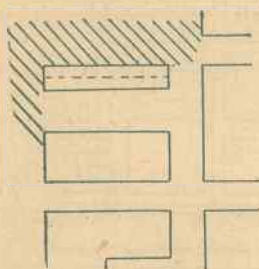
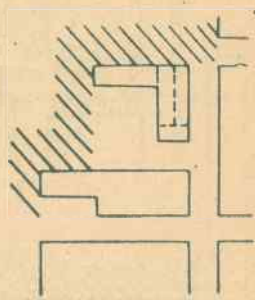
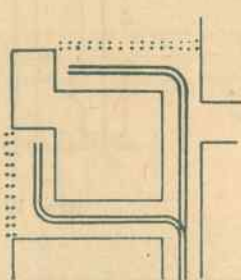
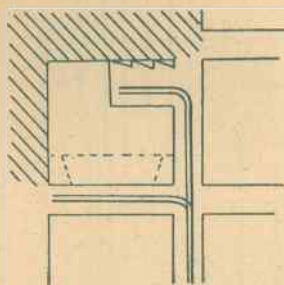
Rys. 20

W systemie blokowym (rys. 20) filary mają kształt kwadratów lub rombów. System ten w porównaniu z komorowo-filarowym dopuszcza do większej koncentracji robót, daje większe bezpieczeństwo pracy i pozwala na słabszą obudowę. Rozróżniamy system: blokowy zmodyfikowany i system



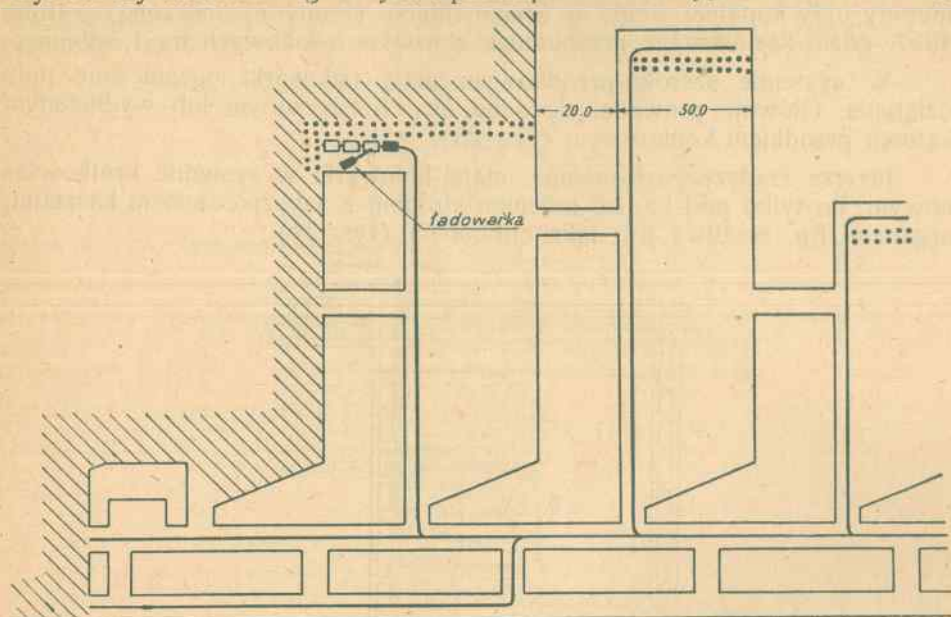
Rys. 21

pełnoblokowy. System pełnoblokowy charakteryzuje się równymi wymiarami szerokości komór, przecinek, głównych chodników jak również równymi wymiarami filarów chodnikowych i odbudowy (rys. 21). System blokowy zmodyfikowany wykazuje odstępstwa od ściśle zdefiniowanych wymiarów systemu pełnoblokowego. Filarowanie w systemie blokowym pokazane jest na rys. 22.

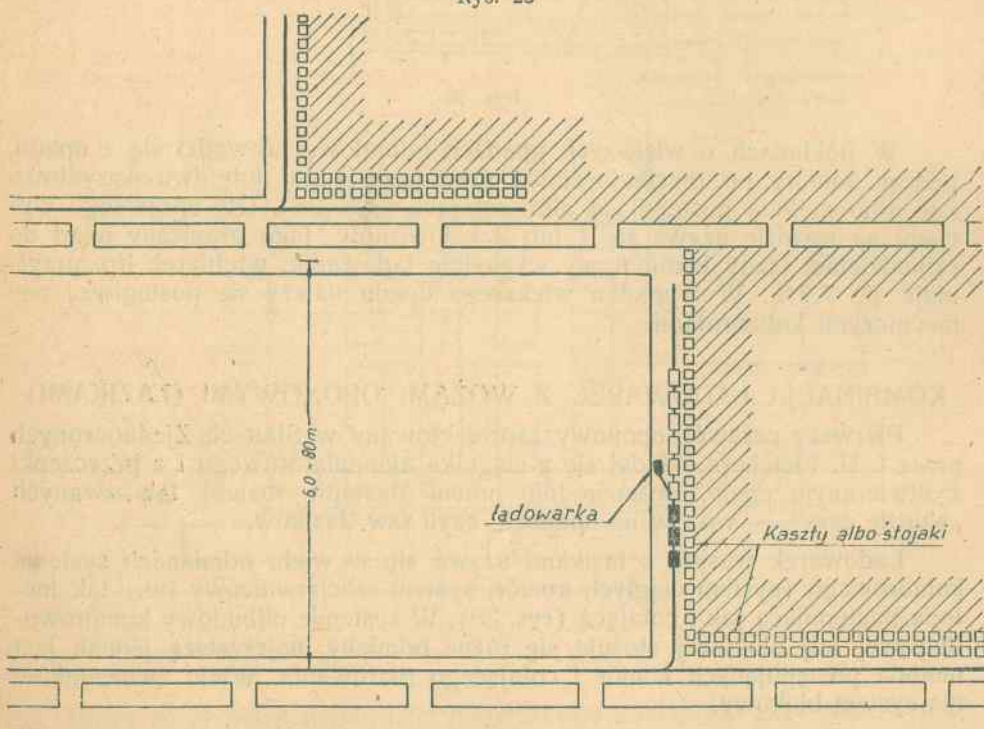


Rys. 22

Jak już przedtem wspomnieliśmy, w kopalniach, w których wymiary szybów czy chodników głównych i przekopów utrudniają lub uniemożliwiają



Rys. 23

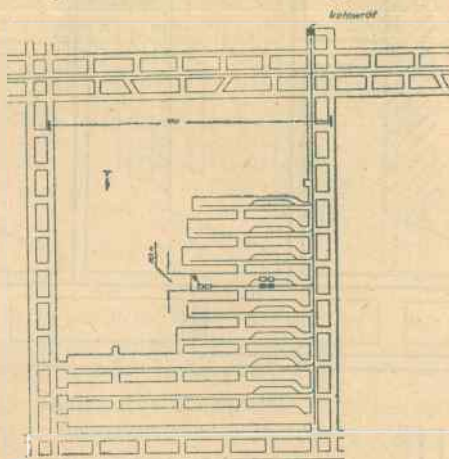


Rys. 24

przewodzenie dużych wozów, odstawę prowadzi się dużymi wozami od przodka do stacji przeładowniczej a dalej już małymi wozami. Pionierami tej metody były kopalnie węgla w Stanie Illinois (Stany Zjednoczone) w roku 1937, gdzie zastosowano przeładunek z wozów 5-tonowych na 1,5-tonowe.

W systemie szeroko-przodkowym mają ładowarki ograniczone pole działania. Głównie prowadzi się odbudowę rozszerzonym lub wydłużonym kątowno przodkiem komorowym (rys. 23).

Jeszcze rzadsze zastosowanie mają ładowarki w systemie krótkościannowym, bo tylko pod bardzo mocnym stropem z zabezpieczeniem kasztami, organami itp. możliwa jest taka odbudowa (rys. 24).



Rys. 25

W pokładach o **większych upadach** odbudowę prowadzi się z **upadu**, pędząc komory po rozciągłości lub przekątnej jedno- lub dwu-skrzydłowo i to albo metodą postępującą albo cofającą (rys. 25). Dla sprawnego wyciążu na upadzie używa się 1 lub 2 kołowrotów. Jako graniczny upad do samodzielnej jazdy lokomotywy względnie ładowarek, wrębiarek itp. przyjmuje się 7,7%. W wypadku większego upadu należy się posługiwać pomocniczymi kołowrotami.

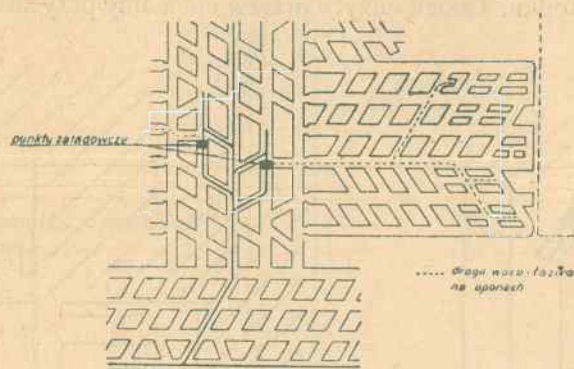
KOMBINACJA ŁADOWAREK Z WOZAMI OPONOWYMI (ŁAZIKAMI)

Pierwszy przewóz oponowy zaprojektowany w Stanach Zjednoczonych przez I. H. Fletchera składał się z ciągnika akumulatorowego i z przyczepki z otwieranym dnem. Bezpośrednio potem nastąpił rozwój tak zwanych „shuttle cars” — wozów na oponach, czyli tzw. łożyków.

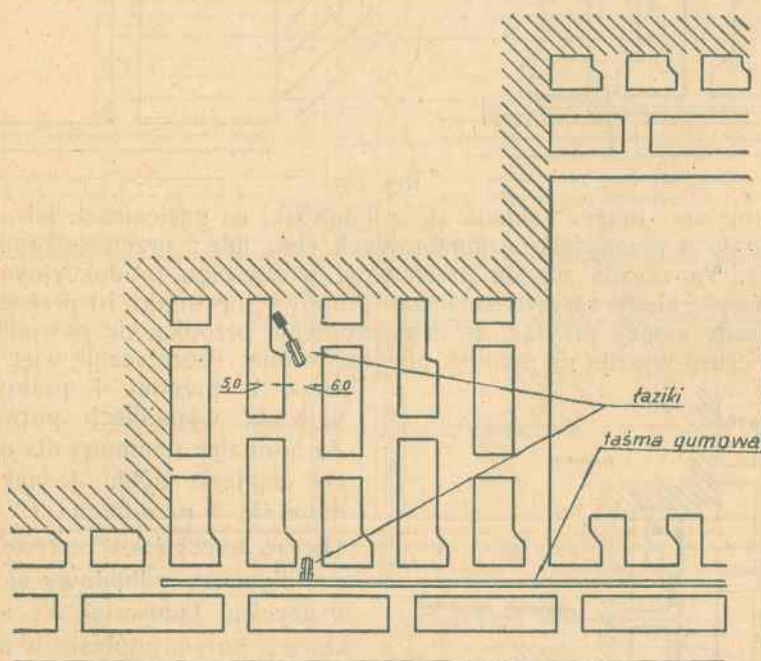
Ładowarek wspólnie z łożnikami używa się w wielu odmianach systemu komorowego (system ciągłych komór, system szachownicowy itd.) tak metodą postępującą jak i cofającą (rys. 26). W systemie odbudowy komorowofilarowej lub blokowej stosuje się różne odmiany, **najczęstszą** jednak jest metoda postępujących komór i cofającego filarowania. Wielu zwolenników ma system blokowy.

W roku 1941 w Stanie Ohio (Stany Zjednoczone) zrobiono pionierskie doświadczenie poparte potem dalszymi praktycznymi wynikami z zastoso-

waniem kombinacji taśm gumowych, jako czynnika pośredniczącego między wozami na oponach a wozami na torze (rys. 27). Na jedną taśmę gumową mogą pracować 2 ładowarki, obsługiwane przez 4 łożyski. Przy pędzeniu chodników może okazać się wystarczająca jedna ładowarka z jednym łożyskiem.



Rys. 26

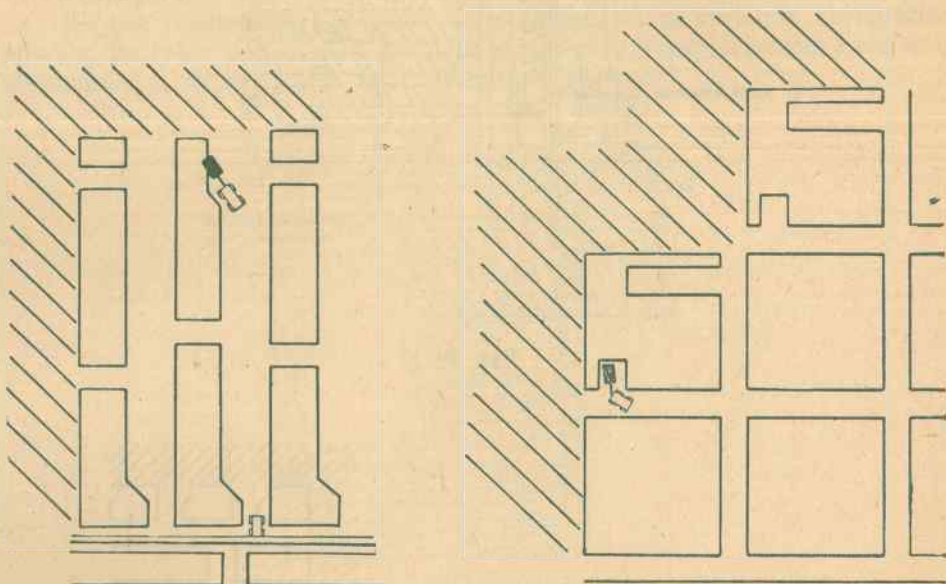


Rys. 27

Wozy na oponach najbardziej podwyższają wydajność przy filarowaniu (wybieraniu filarów), gdzie zastosowanie szybkiej wymiany wozów systemem dwu lokomotyw jest niemożliwe (rys. 28).

KOMBINACJA ŁADÓWAREK Z PRZENOŚNIKAMI

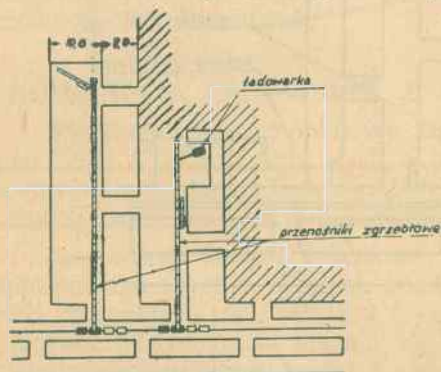
Chociaż przenośniki przedstawiają idealny środek transportowy z uwagi na swoją ciągłość, to jednak użycie ich doznało ograniczenia w momencie zjawienia się wozów na oponach. Wynikło to stąd, że minusem przenośników są kosztowne przerwy w produkcji, wywoływane częstym przesuwaniem ich w przodku. Takich dużych przerw nie mamy przy stosowaniu przewoźników łażakami.



Rys. 28

Normalnie „orszak” składa się z ładowarki na gąsienicach lub oponach oraz z 2 do 4 przenośników komorowych (bez lub z przenośnikami przodkowymi). Ta zasada została przełamana w wyścigu produkcyjnym „Coal for Victory”, kiedy zaczęto stosować grupowo nawet do 10 przenośników. Jako zasadę należy przyjąć, że czas urobienia przodka nie powinien przekraczać czasu wjazdu na przodek plus ładowania. Teoretycznie więc wystarczą 2 przodki i praktyka to w wielu wypadkach potwierdziła.

Za normalne minimum dla osiągnięcia ciągłego cyklu jednak przyjmuje się 3 przodki na 1 „orszak” (licząc trzeci jako rezerwę).

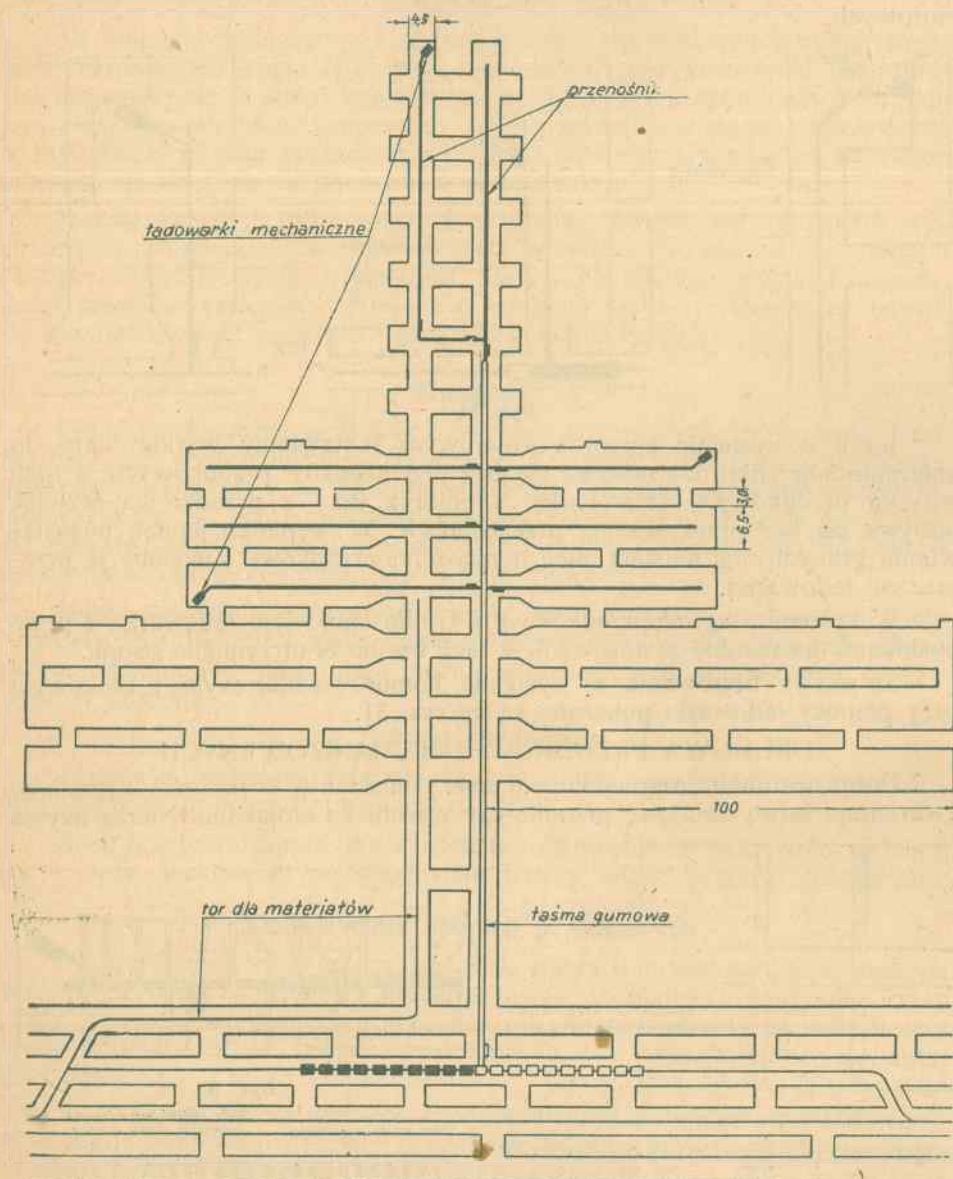


Rys. 29

może ładować do oddzielnych przenośników (rys. 29), jakkolwiek ekonomiczniesze będzie ładowanie na system przenośników zbiorowych. Przekraczanie ładowarką przenośników komorowych, które się

Systemy odbudowy stosowane z użyciem ładowarek są te same, które zostały już opisane w rozdziale poprzednim o ręcznym ładowaniu do przenośników i o samoładownych przenośnikach. W systemie komorowo - filarowym ładowarka

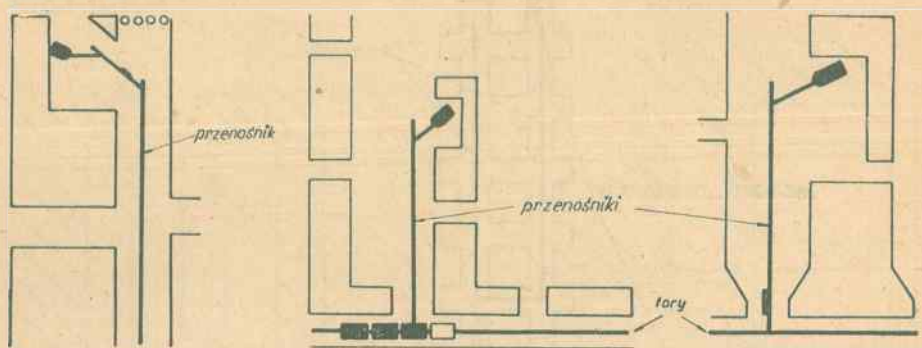
odbywa za pomocą specjalnych pomostów niezawsze jest pożądane, ale może okazać się pożyteczne. Tam gdzie wymiar komory na to pozwala, buduje się przenośniki w osi komory (zabierki) umożliwiając przez to przejście ładowarki z przodka na przodek bez przekraczania przenośników. Jako przenośnika zbiorczego używa się zazwyczaj taśmy gumowej (rys. 30).



Rys. 30

Metody postępująca, cofająca lub kombinowana mają tutaj zastosowanie. Jedna ładowarka obsługuje zwykle grupę trzech równoległych komór. Dla pędzenia chodników przygotowawczych służy osobna ładowarka (rys. 30).

W chodnikach potrójnych taśma zbiorcza jest umieszczona w środkowym chodniku, a tory dla dostawy materiałów buduje się w brzeźnych chodnikach. W chodnikach podwójnych jeden chodnik służy dla taśmy, drugi dla toru materiałowego (rys. 30). Jako przenośnika zbiorczego używa się często na odcinku krzyżowania się z przenośnikami komorowymi zgrzeblowego przenośnika zamiast taśmy gumowej, aby ułatwić przekraczanie taśm komorowych.



Rys. 31

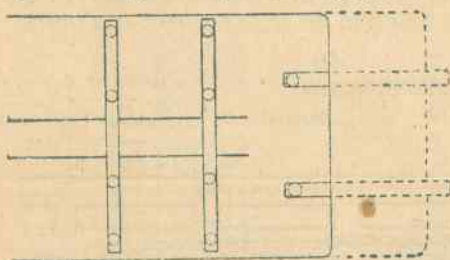
Jeżeli w systemie komorowo-filarowym zostawiamy wąskie filary, to zbieranie nóg (filarów) odbywa się bez przenośników przodkowych, a ruch maszyn przodkowych (ładowarka, wrębiarka itp.) z przodka na przodek odbywa się bez przekraczania przenośników. W wypadku jednak pozostawiania grubych nóg musimy mieć przenośniki przodkowe i musimy je przekraczać ładówką.

W systemie szerokoprzodkowym i krótkościowym ładowarka z przenośnikami ma rzadkie zastosowanie z racji trudności utrzymania stropu.

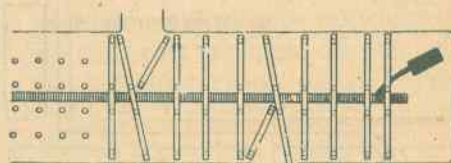
Szczegóły **filarowania** w systemie komorowo-filarowym i blokowym przy pomocy ładowniki pokazane są na rys. 31.

OBUDOWA PRZODKÓW ZMECHANIZOWANYCH

Dobre warunki stropowe kopalń amerykańskich w większości wypadków gwarantują łatwą obudowę przodka czy wyrobiska stojakami. Nieraz używa

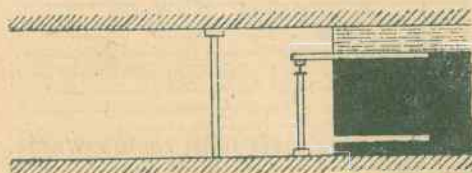


Rys. 32



Rys. 33

Stoje stojaki przy ociosach
przenośne stojaki stalowe.



Rys. 34

się stropnic umieszczanych w gniazdkach ociosów obustronnie lub jednostronnie. Jeżeli w stropie jest warstwa miękkiego lupku, to nieraz używa się stropnic prowizorycznych, wysuwanych poza linię wrębu (rys. 32). Rysunki 33 i 34 pokazują obudowę zabierek przy słabszym stropie.

Strzelanie

W Stanach Zjednoczonych rozpowszechnia się w ostatnich latach strzelanie dwutlenkiem węgla (Cardox). Ładunki CO_2 pod ciśnieniem 180 atmosfer umieszcza się w stalowych chromo-molibdenowych cylindrach, z których pod wpływem wysokiej temperatury CO_2 przechodzi w ciągu 1/85 sekundy w płyn gazowy osiągając ciśnienie do 2500 atmosfer. Cylindry po strzelaniu przesyła się na górę do ponownego napełnienia.

Jest to strzelanie bezogniowe i bezdymne. Nadaje się bardzo do wystrzeliwania głębokich wrębów (3 m) zwłaszcza w cienkich pokładach i zwiększa ilość grubych sortymentów. Stosowanie Cardoxu wymaga większej ilości otworów (średnio o 50%) i o większej średnicy. Cardoxów używa się również zamiast zwykłych gaśnic do gaszenia ognia.

Zraszanie

Praca mechaniczna w przodku zwiększa ilość wytworzonego pyłu. I tak zbadano, że w kopalniach amerykańskich węgla bitumicznego wrębiarka przy pracy wytwarza 7 do 22 milionów cząsteczek pyłu na 1 dm^3 powietrza, ładowarka zaś 2,5 do 15 milionów, natomiast ładowanie ręczne na przenośnik 2,2 miliony. Amerykańskie przepisy bezpieczeństwa dopuszczają maksimum 0,74 miliona cząsteczek pyłu na 1 dm^3 powietrza.

Dobre wyniki daje rozpylanie wody pod ciśnieniem za pomocą pomp i rozpylaczy z filarami. Często używa się wody z domieszką chemikalii. Przez racjonalne zraszanie taką drogą można zmniejszyć o 85% ilość pyłu węglowego w przodku.

Energia elektryczna

Zmiana z ręcznego urabiania na kompletnie zmechanizowany przodek wymaga wzrostu energii przeciętnie o 1 kWh na tonę wyprodukowaną.

Amerykanie stosują w maszynach przodkowych zarówno prąd zmienny jak i stały, jakkolwiek pierwszeństwo należy oddać prądowi zmiennemu.

Czas trwania operacji przodkowych

Dla określenia wagi mechanizacji dla operacji przodkowych w naszych warunkach pracy należałoby przeanalizować absolutne i relatywne czasy pracy poszczególnych operacji przodkowych. Rozporządzamy za małą ilością obserwacji zwłaszcza drużyn przodujących, by wypowiedzieć się tutaj dokładnie.

W cyklu pracy w przodku chodnikowym bez wrębu czas ładowania w robotniko-minutach drużyny przodkowej można przyjąć na 40 — 60%. W chodnikach z wrębem ten czas należy przyjąć na 35 — 45%, na operacje wrębu i strzelania wypada około 40% robotniko-minut. Stosując wrębiarki krótkościastkowe i racjonalne metody strzelania, będzie można obniżyć te procenty o połowę dla obecnej wydajności przodkowej. Porównując absolutne czasy poszczególnych operacji przodkowych dla przodka pełnozmechanizowanego i ręcznie ładującego należy podkreślić, że najbardziej w tyle jesteśmy w operacji ładowania, potem wrębień i strzelania.

AKTUALNE HASŁA AMERYKAŃSKIEGO GÓRNICTWA WĘGLOWEGO DOTYCZĄCE MECHANIZACJI ODBUDOWY

W bieżącej fazie mechanizacji amerykańskie górnictwo węglowe hołduje następującym hasłom:

1. Stosować ładowarki o **wysokiej** wydajności (także do cienkich pokładów).
2. Zwiększyć używanie **wręboloaderek**.
3. Zwiększyć używanie maszyn **skrawających** dla pracy ścianowej.
4. Używać **specjalnych ładowarek** (łopatowych dla przybierek i robót kamiennych).
5. Stosować ładowarki obsługiwane przez wozy na oponach (łaziki) lub przenośniki w **pokładach o małym i umiarkowanym upadzie**.
6. Stosować rynnny wstrząsane i kaczodzioby ze specjalnymi motorami na **większych upadach**.
7. Stosować **automatyczne kaczodzioby**.
8. Stosować **taśmy gumowe na upadowych**.
9. Stosować szerzej **taśmy gumowe** z przenośnikami zgrzeblowymi lub rynnami i wozami na oponach w **robotach chodnikowych**.
10. Ulepszać i stosować maszyny przodkowe **kombinowane**.
11. Odbudowywać pokłady zanieczyszczone ze stosowaniem ułatwień **mechanicznego** wzbogacania na przodku.
12. Stosować mechanizację **urządzeń służących do przesuwania** motorów, przenośników, taśm itp.
13. Zwiększyć używanie mechanicznego **usuwania mialu** wrębowego.
14. Stosować **uniwersalne wrębiarki**.
15. Stosować **wiertarki na podwoziach** (redukujące czas pracy wiercenia o 50%).
16. Stosować **długie wysięgniki wrębowe** z ostrzami twardestalowymi.
17. Zwiększyć używanie **budowarek** (redukujących czas pracy budowaczy o 30%).
18. Stosować **gotowe urządzenia torowe**.
19. Stosować szerzej **przenośne podstacje**.
20. Stosować **duże wozy** (do 15 ton i więcej) i **lokomotywy o dużej** mocy na głównych przewozach np. w tandemach po 2 lokomotywy).

ZALECENIA ANGIELSKIEGO KOMITETU REIDA DOTYCZĄCE MECHANIZACJI ODBUDOWY

Komitet rzeczoznawców pod przewodnictwem Reida, powołany przez angielskiego Ministra Opalu i Energii po dokładnych studiach porównawczych brytyjskiego Przemysłu Węglowego z Przemysłem Węglowym amerykańskim i Przemysłami Węglowymi innych krajów ogłosił w 1945 r. sprawozdanie z następującymi zaleceniami:

1. Dać pierwszeństwo systemowi komorowo-filarowemu.
Drugie miejsce winien zająć system długościanowy od granic do szybu. Gdy nie można zastosować żadnego z wymienionych dwóch, stosować system długościanowy od szybu do granic.

2. Używać młotków mechanicznych powietrznych jako narzędzi pomocniczych przy urabianiu węgla.
3. Stosować wręby jako podstawową czynność mechanizacji przodka.
4. W systemie komorowo-filarowym używać ładowarek i mimo ujemnych wyników mechanizacji ładowania na długich ścianach, prowadzić dalsze próby w tym kierunku.
5. Wręboladowarki ścianowe stanowią rewolucyjny krok w technice urabiania węgla i przedstawiają wielkie możliwości, gdy chodzi o przyszłość. Wręboladowarka przyszłości powinna mieć odstawę nie przenośnikiem równoległym do ściany, lecz przenośnikiem idącym w polu wręboladowarki, samorozwijającym się, tak by proces ładowania nie doznawał przerw.
6. Mechaniczne ładowanie wymaga specjalnego zwrócenia uwagi na czynności pomocnicze jak wiercenie i strzelanie.
7. Mechaniczne ładowanie wymaga specjalnej obudowy i często mechanicznej podsadzki.
8. Na ścianach winny znaleźć szerokie zastosowanie przenośniki zgrzeblowe.
9. Oświetlenie przodka przy pomocy lamp ręcznych czy na hełmach jest niewystarczające. Z uwagi na produkcję, bezpieczeństwo i zdrowie, należy dążyć do zaprowadzenia stałego oświetlenia.
10. W związku z zastosowaniem energii elektrycznej do napędu maszyn przodkowych konieczne jest wypracowanie nowego typu lekkiej rozdzielni przodkowej łatwo przenośnej.
11. Nowe kopalnie powinny być zakładane na zasadzie kompletnej elektryfikacji, a istniejące dalej elektryfikowane.

WNIOSKI OGÓLNE

W pełnozmechanizowanych (z ładowarkami) partiach robót przygotowawczych i odbudowy, punktem centralnym jest ładowarka. Około niej ześrodkowuje się cały zespół ludzi i maszyn pomocniczych, których zadaniem jest urobienie, załadowanie i odstawa węgla (do głównego chodnika przewozowego) w ilościach maksymalnych i z minimalnymi przerwami. Wydajność ładowarki mierzy się ilością węgla załadowanego na zmianę. Przeciętne liczby dochodzą do 600 ton/zmianę, a rekordowe przekraczają 1000 ton/zmianę.

W półzmechanizowanych (przenośnikami) partiach robót odbudowy i robót przygotowawczych tym centralnym punktem jest wrąb i wrębiarka. Wydajność zespołów mierzy się przede wszystkim ilością wrębów (wybranych) na zmianę. Ilości te dochodzą do ogromnej liczby 6 wrębów na zmianę i zespół.

Mając w większości kopalń idealne warunki płytkiego i poziomego zalegania raczej niegrubych pokładów, Amerykanie rozwinęli i do doskonałości doprowadzili metodę komorowo-filarową w różnych jej odmianach. Maksymalne wydajności naturalnie w odpowiednich warunkach zostały osiągnięte przy kombinacji ładowarki ze sprzętem pomocniczym maszynowym i przewozowym na oponach. W ostatecznym wyniku daje to bardzo duże, jak na nasze stosunki wydajności na robotniko-dniówkę dołu czy całej kopalni.

Tendencje rozwojowe zmierzają do dalszej koncentracji produkcji na ładowarce i do pełnej mechanizacji i automatyzacji wszystkich operacji

przodkowych. Dopełniają całości tendencje wzrostu tonażu jednostek w głównym przewozie przy pełnej elektryfikacji dołu.

ZALECENIA DLA POLSKICH KOPALŃ WĘGLA

Pełna mechanizacja odbudowy (z ładowarkami) może u nas mieć wielkie powodzenie w pokładach o mniejszym ciśnieniu i raczej poziomym zaleganiu (do 4°). Nadają się tu zwłaszcza płytkie pokłady siódłowe i pozasiódłowe w północnej części Zagłębia, zarazem w partiach filarów oporowych, pod osiedlami i obiektami czułymi (50-% wybieranie z płynną podsadzką). W warunkach naszych kopalń, od pokładów grubych do cienkich, powinny znaleźć zastosowanie przede wszystkim metody: komorowo-filarowa (komorowa, blokowa) i krótkościanowa przerywana (z nogą). Należałoby wypróbować prace ładowarek w kombinacjach z wozami, z wozami na oponach (łazikami) i przenośnikami, jak niemniej z kaczodziobami. W pokładach o upadach do 8° można z powodzeniem wykonać próby w drugim etapie.

Zasadniczym krokiem i najbardziej realnym z uwagi na trudności kredytowe jest półmechanizacja (z przenośnikami) robót przygotowawczych i to najpierw w zakresie mechanizacji wrębu. Wszystkie przodki chodnikowe o upadach nieprzekraczających 30° (w pierwszej fazie 15°) a zezwalające na pędzenie w szerokości przynajmniej 3 — 3,5 m, należy zaopatrzyć w wrębiarki krótkościanowe o napędzie elektrycznym, przywiązane zasadniczo do miejsca pracy. Wybór wrębiarki krótkościanowej winien być zdecydowany po dokładnych studiach pod kątem widzenia łatwości manewrowania i szybkości wcinania wrębów, mając na uwadze małą szerokość i obudowę naszych chodników. Najodpowiedniejszy wydaje się typ Sullivan 7B lub Goodman 512. Cykl pracy chodnikowej powinien być tak znormalizowany, by norma na zmianę wynosiła 2 wręby przy różnej długości ramion, zależnie od warunków miejsca pracy, oraz aby „orszak” zasadniczo pracował przynajmniej na 2 przodkach.

W systemie długościanowym powinna być zwrócona nasza uwaga na systematyczne stosowanie przenośników zgrzeblowych na ścianach. Poza tym winniśmy bacznie obserwować doświadczenia z maszynami skrawającymi, opartymi konstrukcyjnie na zasadach ciśnieniowo-wibracyjnych (pługi rezonansowe).

Półmechanizacja, czyli stosowanie przenośników musi być u nas powszechniejsze i racjonalniejsze. Nie możemy się obawiać zejścia z rynną na sam spąg, co więcej w głąb wrębu (Amerykanie podają do 70% głębokości wrębu).

Porównując poszczególne operacje przodkowe w naszych i zagranicznych warunkach dochodzimy do wniosku, że najbardziej jesteśmy w tyle z absolutnym czasem pracy w operacjach ładowania, wrębu i strzelania. Należy wypracować nową metodę szybszego strzelania, po studiach nowych metod roboty strzelniczej za granicą (Stany Zjednoczone itp.).

Projektowane powierzchnie wyrobisk komorowych nie powinny przekraczać 300 m². Szerokości wyrobisk chodnikowych i zabierkowych przyjmowane dla danych warunków powinny być minimalne.

Można dążyć do udoskonalenia cyklu pracy przy ręcznym ładowaniu, można toczyć spór, czy racjonalną jest mechanizacja w tych czy innych warunkach. Lecz maszyna w przodku jest realną odpowiedzią w problemie

osiągnięcia wyższej wydajności, niższych kosztów, łatwiejszej pracy i lepszych zarobków. Obecne typy maszyn dowiodły ich zdolności osiągnięcia określonych korzyści. Nowe udoskonalone jednostki mechaniczne pokażą dodatkowe korzyści w przyszłości.

Literatura

- Ivan A. Given. Mechanical Loading of Coal underground.
R. Peele. Mining Engineers' Handbook.
R. Lewis. Elements of Mining.
W. G. Hudson. Conveyors and Related Equipment.
Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers-Coal Division 1944 Volume 157, Coal Division 1942 Vol. 149, Coal Division 1940 Vol. 139.
Technical Report on the Ruhr Coalfield-Ministry of Fuel and Power and British Objectives Sub-Committee — 1945.
Coal Mining — Report of the technical Advisory Committee (Reid Committee's) 1945.
Inż. Szajnowski, inż. Sosnowski i inż. Surowiak. Wrębowki, ładowacze mechaniczne i sprzęt pomocniczy.
The Future of the Coal Miner. A brief Explanation on the Reid Report.
Coal Age. Rocznik 1945, V — VI — VII — VIII — X 1946, I — IV 1947.
Przegląd Górniczy. Roczniki: 1945, — XI — XII 1946, I — III — V — VI — X — XII 1947.
Mining Congress Journal. VI — 1946.
Colliery Guardian. VI — VIII 1945.
Iron & Coal Trades Review. III — IV 1946.
Mechanization. I — II — IV — V — VII — X 1946.
The Mining Magazine. VIII — 1946.
Compressed Air Magazine. I — VI — VII — VIII — IX 1947.
Katalogi.
-

Wpływ mechanizacji na warunki naturalne

Rozważając mechanizację pracy odbudowy w kopalniach, bierze się zawsze pod uwagę warunki naturalne kopalni, jak charakter węgla, stropu, spągu, związane z tym ciśnienie, wilgotność kopalni oraz warunki techniczne, jak koncentracja robót, odstawa, wentylacja itp. Należy jednak zwrócić uwagę, że nie tylko warunki naturalne mają wpływ na mechanizację odbudowy, ale i na odwrót, mechanizacja wpływa na warunki naturalne. Jest wiadomym powszechnie, że przez odpowiednie dobieranie systemu odbudowy można wpływać na charakter górotworu. Mechanizacja odbudowy przez związany z nią element czasu powiększa jeszcze bardziej techniczne możliwości kierowania warunkami naturalnymi. Bardzo cenny materiał z tego zakresu dają prace prof. A. Sałustowicza.*)

Skały w warunkach kopalnianych znajdują się w jednej z trzech faz: 1. w fazie sprężystej, 2. w fazie plastycznej, 3. w fazie spękania. Odpowiednio do tego mamy skały: 1. bez ciśnienia, 2. tąpnię, 3. martwe.

Naprężenia w skałach dzielą się na:

- a) statyczne czyli sprężyste, które wynikają z działania sił sprężystych i nie wywołują trwałych odkształceń górotworu oraz
- b) dynamiczne, które odpowiadając siłom tarcia wewnętrznego wywołują stałe odkształcenia górotworu, objawiające się w ruchu masy węglowej lub skalnej.

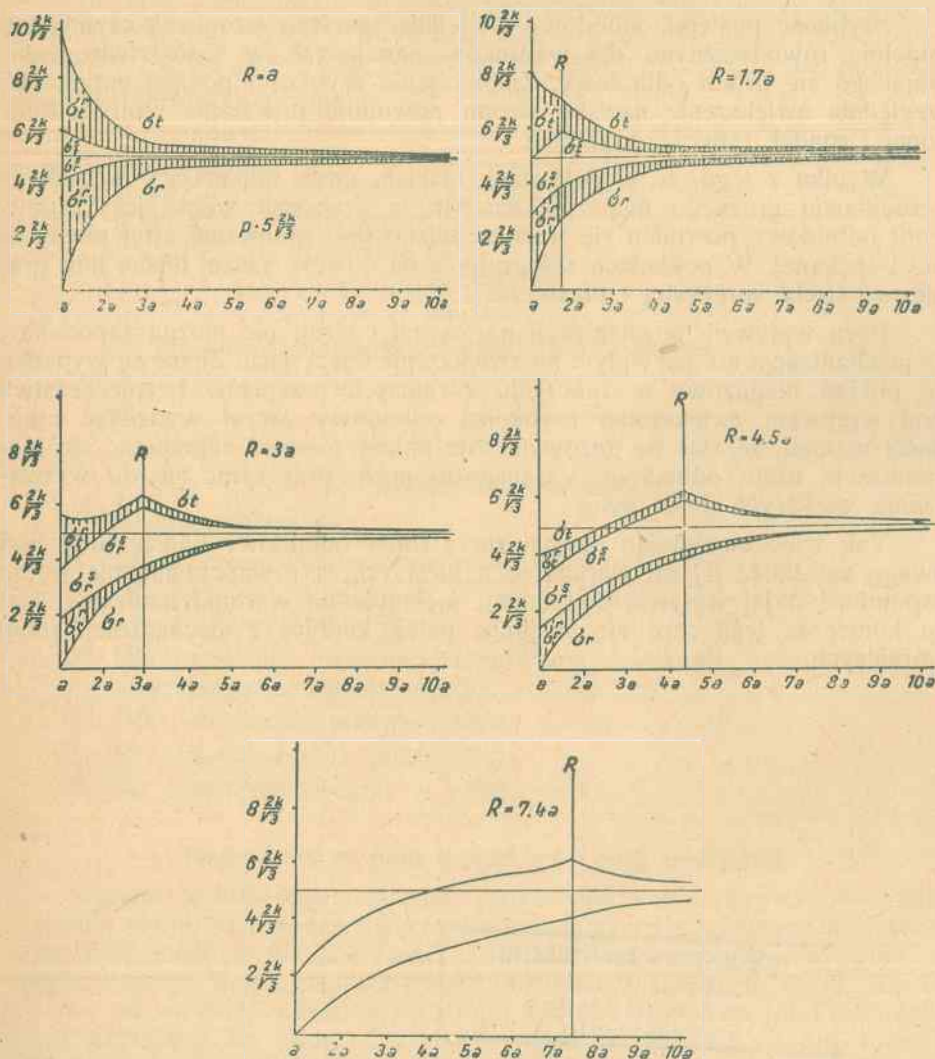
Różnica między naprężeniami radialnymi i obwodowymi jest największa na samym obwodzie wyrobiska. W najbliższym więc jego sąsiedztwie panują warunki konieczne dla wytworzenia strefy plastycznej i ona to powstaje w okół wyrobiska, a zasięg jej wynosi R . Poza fazą plastyczną rozciąga się faza sprężysta.

W fazie plastycznej występują naprężenia statyczne i dynamiczne. Wielkość naprężeń z upływem czasu zmienia się, ale w ten sposób, że naprężenia statyczne radialne i obwodowe mają wielkość stałą na granicy strefy plastycznej i sprężystej R , niezależną od chwilowego położenia tej linii granicznej. Granica ta bowiem pod wpływem naprężeń dynamicznych oddala się od ścian wyrobiska w głąb calizny. Wykres (podany w wymienionej pracy dra Sałustowicza) pokazuje przesuwanie się granicy faz plastycznej i sprężystej. Szybkość przesuwu zależy od 1. wymiarów wyrobiska, 2. współczynnika sprężystości, 3. rodzaju skał, stropu i spągu (sił tarcia między pokładem i stropem względnie spągami), 4. rodzaju węgla. Zależnie od szybkości posuwu frontu odbudowy możemy utrzymywać w przodku odpowiednie dla nas naprężenia. Jak długo bowiem naprężenie radialne statyczne jest większe od zera, tak długo mamy naprężenia dynamiczne, a więc odprężania się pokładu. Zasięg obszaru fazy plastycznej zależy od grubości pokładu oraz (mówiąc w przybliżeniu) od sztywności stropu i spągu. Przy sztywnym stropie (np. piaskowcu) zasięg strefy plastycznej będzie

*) Dr inż. Ant. Sałustowicz. Wielkość i rozkład naprężeń w górotworze w sąsiedztwie wyrobisk górniczych. Przegląd Górniczy nr 11-12/46, nr 1-2, 3/47.

duży, przy podatnych stropach (miękkie łupki) odwrotnie. Obserwacje przeprowadzone przez inż. J. Urbana i pomiary duroskopem wykonane przez inż. J. Gądomskiego wyznaczają w praktyce te właśnie krzywe wyprowadzone teoretycznie.

Mechanizacja pozwala nam na znaczne przyspieszenie posuwu frontu robót i przez dostosowanie odpowiedniego tempa utrzymywanie go w naj-



Rys. 1

odpowiedniejszej dla danych warunków fazy ciśnień, gdyż obszar fazy plastycznej oraz ewentualny obszar spękań posuwają się równocześnie z frontem odbudowy, zaś zasięg obszaru jest w ściślejszej zależności od szybkości postępu. Im szybkość większa, tym zasięg obszaru plastycznego mniejszy.

Przy urabianiu węgla powinniśmy się starać, aby ciśnienie wykonało maksimum pracy, tak by górnik miał do wykonania minimum. Ten moment

zapanowuje w przodku w plastycznej fazie górotworu, gdy odkształcenie właściwe na przodku osiąga wartość krytyczną. Jest to możliwe przez odpowiedni dobór szybkości. Szybkość tę określa dokładnie wzór podany w pracy prof. A. Sałustowicza. Tutaj nie miejsce i czas na analizowanie tego wzoru, należy tylko z naciskiem podkreślić, że dla uzyskania optymalnych warunków urabiania miarodajnym jest stosunek szybkości postępu odbudowy do ciśnienia stropu, a nie sama szybkość.

Szybkość postępu odbudowy i wielkość nacisku stropu są czynnikami zupełnie równoważnymi dla warunków panujących w sąsiedztwie posuwającego się frontu odbudowy. Zmniejszenie szybkości poniżej optymalnej względnie zwiększenie nacisku stropu powoduje powstanie strefy odprężonej i spadek łatwości urabiania.

Wynika z tego, że w pokładach niskich, gdzie odpadający węgiel nie przedstawia groźnego niebezpieczeństwa, a urabianie węgla jest trudne, front odbudowy powinien się trzymać blisko linii granicznej stref plastycznej i spękaney. W pokładach zaś grubych na odwrót, raczej blisko linii granicznej strefy sprężystej i plastycznej.

Poza wpływem mechanizacji na węgiel i strop nie można zapominać, że mechanizacja ma też wpływ na zwiększenie ilości gazu. Znane są wypadki, że pokład niegazowy w znaczeniu górniczych przepisów bezpieczeństwa pod wpływem zwiększonej szybkości odbudowy zaczął wydzielać takie ilości metanu, że stał się gazowym. Nie należy również zapominać, że mechanizacja robót odbudowy i transportu może przyczynić się do wytwarzania większych ilości pyłu.

Tak więc omawiając mechanizację robót odbudowy należy brać pod uwagę zależność jej od warunków naturalnych, a równocześnie nie wolno zapominać o jej wpływie dodatnim i ujemnym na warunki naturalne. Jest to konieczne jeśli chce się osiągnąć pełną korzyść z mechanizacji robót górniczych.



Podsadzka sucha

Planowe podsadzanie wyrobisk górniczych rozpoczęło się dopiero pod koniec ubiegłego stulecia. Stosowano najpierw ręczną, nieco później wprowadzono płynną podsadzkę. Rozróżniamy następujące kategorie podsadzki:

I. Podsadzka płynna

1. całkowita
2. częściowa

II. Podsadzka sucha

1. całkowita podsadzka ręczna
2. „ „ dmuchana
3. „ „ miotana
4. częściowa podsadzka z chodnikami ślepymi
5. „ „ pasami
6. „ „ w szachownice

Cel stosowania podsadzki

Podsadzkę stosuje się:

1. Dla ochrony powierzchni przed szkodami górniczymi.
2. Dla opanowania ciśnienia w polu roboczym, celem ochrony stropu przed załamywaniem się.
3. Dla uzyskania możliwości kierowania wielkością ciśnienia, celem łatwiejszego urobienia węgla.
4. Dla polepszenia przewietrzania.
5. Dla zabezpieczenia pożarowego.
6. Dla zmniejszenia strat w odbudowie.

Naprężenia w polu odbudowy i rola podsadzki

Stosując tę lub inną podsadzkę, jesteśmy w stanie kierować wielkością ciśnienia stropu na przodek węglowy, a tym samym trudniejszym lub łatwiejszym urabianiem węgla. Zdolność urabiania węgla zależy nie tylko od jakości samego węgla, czy też przebiegu linii najmniejszego oporu, ale też głównie od wielkości uginania się stropu a więc i ciśnien na front odbudowy przez uginający się strop. Chodzi więc o to, żebyśmy mogli przy pomocy podsadzki (i obudowy) kierować wielkością ciśnienia, tak żeby przy odpowiednim postępie przodka otrzymać najlepsze warunki celem łatwiejszego urabiania węgla.

Wytrzymałość warstw skalnych zależy od wielu czynników, przede wszystkim od rodzaju ziarn, ich wielkości i kształtu; następnie od lepiszcza, to jest środka wiążącego. Lepiszczce ilaste jest mało wytrzymałe na wilgoć. Lepiszczce kwarcowe czy też wapienne nie reaguje na wilgoć i nie traci na wytrzymałości.

Wytrzymałość na zginanie suchego łupku wynosi 100 — 225 kg/cm², natomiast suchego piaskowca 75 — 125 kg/cm². Wytrzymałość wilgotnych łupków spada o 60%, piaskowców o 35%.

Wytrzymałość na ciśnienie jest różna, zależnie od tego, czy ściskamy skałę w kierunku prostopadłym do uwarstwienia, czy też równoległym. I tak wytrzymałość na ciśnienie łupku suchego w kierunku prostopadłym do uwarstwienia wynosi 1150 — 1360 kg/cm², w kierunku zaś równoległym o 20% mniej.

Wytrzymałość na ciśnienie wilgotnych łupków spada o 60%, wilgotnych piaskowców o 50%.

Wytrzymałość na ciśnienie węgla wynosi zaledwie 100 — 170 kg/cm².

Wielkość naprężeń panujących w skałach zależy od głębokości. Ciśnienie pionowe p_z w danej głębokości jest równe ciężarowi słupa skał nadkładowych.

$$p_z = - \gamma \cdot h$$

gdzie γ — ciężar właściwy skał w kg/m³

h — głębokość w metrach

znak „—“ przyjmujemy dla ciśnień.

Ciśnienie boczne p_x , jako wynik dążności cząsteczek do rozszerzania się na boki pod wpływem ciśnienia pionowego, jest wielkością również zależną od głębokości, ale bardzo małą w stosunku do p_z w małych głębokościach i prawie równą p_z w dużych głębokościach. A więc w głębokościach małych panuje niemal tylko jednokierunkowe ciśnienie pionowe, natomiast w partiach głębokich musimy się liczyć z ciśnieniem hydrostatycznym, to znaczy ciśnienie boczne i pionowe prawie równej wielkości.

Ciśnienie boczne obliczamy ze wzoru

$$p_x = - \frac{\gamma \cdot h}{m-1}$$

gdzie m jest to liczba Poissona, której wielkość zależy od głębokości. Orientacyjnie $m = 6$ dla $h = 200$ m, $m = 3$ dla $h = 600$ m, $m = 2,5$ dla $h = 1000$ m. Na przykład dla głębokości 1000 m:

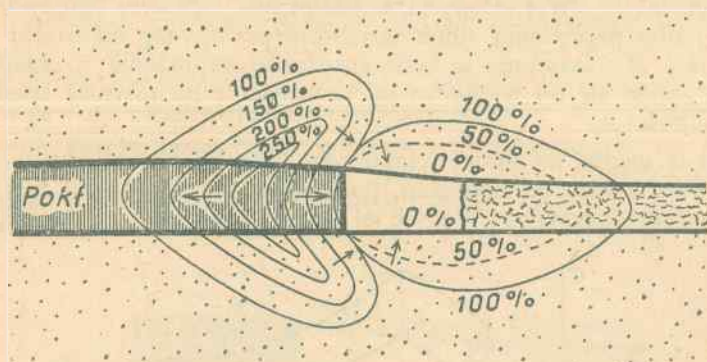
$$p_z = - \frac{2600 \cdot 1000}{10\,000} = - 260 \text{ kg/cm}^2$$

$$p_x = - \frac{260}{1,5} = - 174 \text{ kg/cm}^2$$

Wyobraźmy sobie w pewnej głębokości caliznę, nienaruszoną żadną górniczą robotą. Wielkość naprężeń w tej caliznie zależy od głębokości. Jeżeli w przekroju pionowym połączymy punkty o jednakowych natężeniach, otrzymamy linię poziomą, tak zwaną izolinie jednakowych naprężeń. W tej caliznie wykonujemy obecnie jakieś wyrobisko, na przykład, mamy ścianę we węgla. Przez wykonanie wyrobiska dotychczasowa równowaga zostaje naruszona.

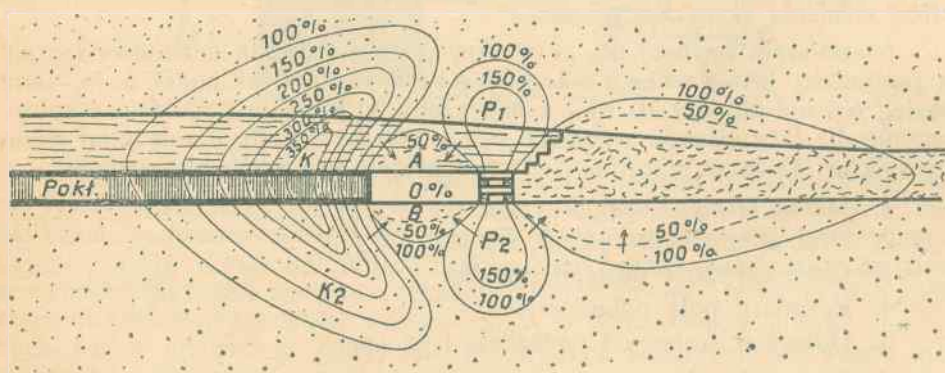
Izoliny już nie przebiegają poziomo. Na rys. 1 i 2 przedstawiliśmy orientacyjny przebieg izolinii wokół wyrobiska. Widzimy przede wszystkim,

że głównie przodek węglowy przejmuję na siebie nadwyżkę ciśnienia, częściowo zaś i obudowa (stos na rys. 2). Natomiast warstwy w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska podlegają na ogół odprężeniu: przebiegają tam izolinie o wartości poniżej 100%, a nawet są miejsca, w których w ogóle nie ma żadnych naprężeń (0%) — taka skała jest już spękana, zarysowana, a nawet oddzielona; jest ona wtedy całkowicie odprężona.



Rys. 1

Skały pod względem sprężystym zachowują się zupełnie inaczej niż takie materiały, jak żelazo, stal, ale też mają swoją fazę sprężystą, fazę plastyczną aż do granicy wytrzymałości



Rys. 2

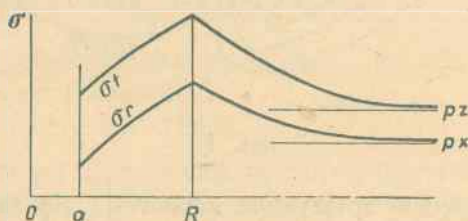
i wreszcie fazę spękań (zniszczenie struktury). Prawu Hooke'a podlega oczywiście tylko faza sprężysta. Są skały o stosunkowo dużej sprężystości i wytrzymałości, ale przeważnie skały są o niskiej sprężystości; już pod nieznacznym obciążeniem osiąga się granicę plastyczności. Natomiast faza plastyczna dla skał kruchych jest minimalna, a dla skał tak zwanych plastycznych faza ta nieco się wydłuża.

Prof. Salustowicz w swoich dociekaniach matematycznych dochodzi do rezultatów, które podaliśmy na rys. 3. Przedstawiono na nim rozkład naprężeń w przodku wyrobiska w zależności od odległości od frontu ściany.

Linie p_z i p_x przedstawiają w prostokątnym układzie współrzędnych wielkość pierwotnych naprężeń, gdy nie było jeszcze wyrobiska; p_z oznacza naprężenie pionowe, p_x — naprężenie boczne. Front ściany znajduje się w miejscu a .

Przy istnieniu wyrobiska w odległości R panują największe naprężenia a mianowicie: tak zwane obwodowe σ_t , czyli w tym wypadku pionowe (ściskające) i radialne σ_r , czyli w tym wypadku boczne. Miejsce R jest granicą dwu faz: z lewej strony faza plastyczna, z prawej sprężysta. W fazie plastycznej oba naprężenia silnie wzrastają począwszy od frontu ściany aż do odległości R . Następnie w fazie sprężystej naprężenie σ_t spada i asymptotycznie zbliża się do wielkości p_z ; naprężenie σ_r również spada i zbliża się do wielkości p_x .

Ściśnięty węgiel na samej ścianie rozszerza się w kierunku wolnej przestrzeni, i uwalnia się od naprężeń, pod jakimi się znajdował pierwotnie — powstaje strefa odprężona. Węgiel tej strefy jest trudny do urabiania.



Rys. 3

Łatwiej natomiast urabia się węgiel ze strefy plastycznej i to możliwie bliżej ciśnienia eksploatacyjnego.

Niezmiernie ważnym dla prawidłowego prowadzenia odbudowy łącznie z podsadzką jest zasięg strefy plastycznej. Chodzi o to, żeby zasięg ten był nieduży (0,5 — 1 m), ażeby wykorzystać ciśnienie eksploatacyjne dla łatwiejszego urabiania węgla. Wielkość zasięgu zależy od wielu czynników. Możemy je zgrupować orientacyjnie w sposób następujący:

1. Jakość stropu i spągu.
2. Grubość pokładu i jakość węgla.
3. Czas, szybkość postępu przodka.
4. Rozmiary pola odbudowy.
5. Odległość frontu od podsadzki i jej jakość.

Zasięg strefy plastycznej jest znacznie większy przy stropie i spągu sztywnym, a więc mocny piaskowiec powoduje zwiększenie odległości R w porównaniu ze stropem łupkowym.

Grubość pokładu wpływa w dwojaki sposób na zasięg strefy plastycznej. Z jednej strony sama grubość pokładu wpływa na ten zasięg (zasięg zwiększa się z grubością). Z drugiej strony grubość pokładu wpływa pośrednio na zwiększenie odległości R , ponieważ im grubszy jest pokład, tym wolniejszy jest postęp, a od tego jak zobaczymy dalej również zależy odległość R . Jeżeli chodzi o jakość węgla, to węgiel miękki i kruchy powoduje zwiększenie strefy plastycznej w porównaniu z twardym.

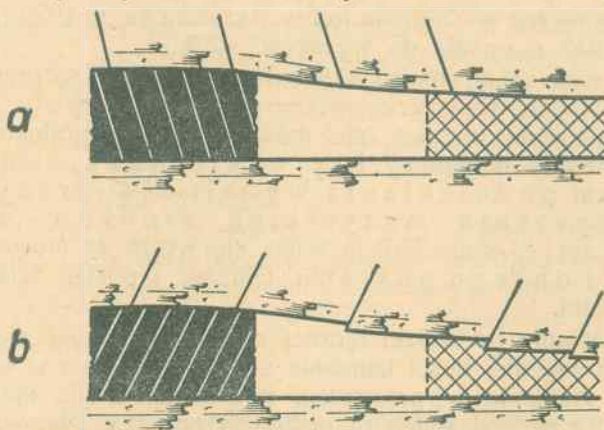
Z doświadczenia wiadomo, że w przodku zastawionym na pewien czas węgiel później się urabia znacznie gorzej. Tłumaczy się to tym, że ciśnienie

powoduje powstanie z czasem strefy odprężonej, natomiast strefa plastyczna przesuwają się dalej w głąb calizny. Z tego wynika, że celem łatwiejszego urabiania węgla należy stosować szybki postęp przodka.

Jest rzeczą jasną, że przy szybkim postępie strop nie ma czasu zbyt dużo się ugiąć, bo tak samo szybko posuwa się i front podsadzki. Wtedy wykorzystujemy lepiej przestrzeń wolną (wysokość wyrobiska) i więcej materiału podsadzkowego możemy tam umieścić. Gdybyśmy z podsadzką opóźniali się; strop mógłby więcej się ugiąć i w konsekwencji mielibyśmy do dyspozycji mniejszą wysokość do podsadzania, pomieścilibyśmy tam mniej kamienia.

Rozmiary pola odbudowy mają wpływ ogólny na wielkość ugięcia się stropu, a więc i na zwiększenie strefy plastycznej.

To samo można powiedzieć o odległości frontu ściany od podsadzki. Przy stropie elastycznym ugięcie może być duże, przy stropie kruchym może łatwo nastąpić jego załamanie. W jednym i drugim wypadku musimy dawać podsadzkę jak najbliżej frontu odbudowy i możliwie szczelną.



Rys. 4

A teraz jeszcze kilka uwag natury ogólnej. Dolne warstwy stropowe odgrywają zasadniczą rolę w wyborze środków, które należy zastosować, by nie nastąpiło przedwczesne załamanie się warstw stropowych. Jeżeli mamy bardzo mocny i sztywny strop piaskowcowy, wtedy podsadzka dopiero w swej dalszej części przejmuje ciśnienie stropu — ciężar działa na dłuższym ramieniu, które sięga daleko w stare zroby, w konsekwencji powstaje jakby duża wolna przestrzeń. Ażeby nie przekroczyć wytrzymałości stropu na zginanie, — podsadzka musi współdziałać z obudową elastyczną w polu roboczym. Podsadzka musi być w tym wypadku jak najmniej ściśliwa.

Przy stropie kruchym i cienko uwarstwionym dążyć należy do tego, by z jednej strony nie było nieregularności w samej podsadźce, a więc przede wszystkim żeby podsadzka była jednolita, bez pozostawienia pustych miejsc i żeby obudowa była usunięta ze starych zrobów, z drugiej zaś strony, żeby obudowa w polu roboczym również była jednolita. Im nieregularniej przejmuje się ciśnienie przez podsadzkę, czy też obudowę, tym łatwiej powstają zawały stropu. Im równomierniejsza i szczelniejsza jest podsadzka, tym więcej jest odporna, przez co zmniejsza się ugięcie stropu.

Łupliwość też odgrywa dużą rolę przy urabianiu. Najłatwiej się urabia węgiel przy łupliwości przebiegającej tak jak na rys. 4a, jeżeli ona jest też

równoległa do frontu odbudowy. Natomiast niekorzystnie wpływa łupliwość przedstawiona na rys. 4b, bo wtedy ciśnienie, powstałe przy uginaniu się stropu może niejako „zaklinować” bryły węgla między stropem a spągkiem.

Łupliwość nie ogranicza się tylko do samego węgla, przenika ona i do warstw nadkładowych. W wypadku 4b łatwiej powstaje zawał stropu, zwłaszcza gdy front odbudowy przebiega równoległe do tej łupliwości. W celach bezpieczeństwa front odbudowy dajemy nieco skośnie do przebiegu linii najmniejszego oporu.

Po tych ogólnych uwagach przechodzimy obecnie do omówienia poszczególnych rodzajów podsadzki suchej.

Całkowita podsadzka ręczna

Pod całkowitą podsadzką ręczną rozumiemy taką, dla której kamień dostarcza się z zewnątrz. Zagłębie Górno-śląskie stosuje w małym stopniu tego rodzaju podsadzkę ręczną. Natomiast Dolny Śląsk w 1936 r. stosował podsadzkę ręczną w 70%, ale już w początkach 1946 r. tylko w 29%.

Podsadzka ręczna w Zagłębiu Ruhry wyrażała się w 1929 r. ilością 87%, natomiast w 1942 r. opadła do wysokości 42%.

Widzimy więc silny spadek całkowitej podsadzki ręcznej w ostatnich latach. Nic dziwnego! Podsadzka ręczna ma kolosalne wady, nawet w pokładach o silniejszym upadzie, nie mówiąc już o łagodnym nachyleniu. Nowoczesne metody odbudowy idą w kierunku koncentracji robót, celem podniesienia wydajności pracy i lepszego wykorzystania wszystkich środków ułatwiających urabianie. Koncentracja ściśle się wiąże ze stosowaniem długich ścian i dużego postępu. Długość i postęp ściany zależy od rodzaju podsadzki.

Przy stosowaniu podsadzki ręcznej zachodzi trudność nie tylko w dostarczeniu odpowiedniej ilości kamienia z zewnątrz, ale i w szybkim umieszczeniu tego kamienia w przestrzeni podsadzanej. Nie można poprostu często nadążyć z podsadzaniem za postępem przodka. Długość ściany musi być ograniczona, a nawet często i postęp. Na przykład w 1933 r. na Dolnym Śląsku mamy następujące dane:

Przy stosowaniu:	Długość ścian m	Postęp cm
Podsadzki ręcznej	63	59
Chodników ślepych	104	64
Podsadzki dmuchanej	136	129

Dla orientacji przytaczamy pewne dane z czasów ostatniej wojny:

Przeciętna długość grupy ścian na Górnym Śląsku:	Długość ścian m	Postęp cm
Z podsadzką ręczną	146	77
Na zawał	162	129

Z tych zestawień widzimy, że przy stosowaniu podsadzki ręcznej postęp jest minimalny.

Wprawdzie przy nadzwyczaj sprzyjających okolicznościach i odpowiedniej organizacji można osiągnąć dodatnie rezultaty i przy podsadźce ręcznej. Najlepszym tego dowodem są Brzeszcze, gdzie we wrześniu 1942 r. osiągnięto na ścianie długości 265 m i miąższości 1,7 m 850 ton wydobywania na dobę. Na jednej nocnej zmianie potrafiiono dostarczyć 500 m³ kamienia do miejsca podsadzanego. Ale to są wyjątki. Jeżeli chodzi o ściśliwość podsadzki ręcznej, to jest ona duża i wynosi 40 — 50%.

Ażeby uniezależnić urabianie węgla (szybkość postępu) od podsadzki, zaczęto iść w dwu kierunkach:

1. Mechanizacji samego podsadzania.
2. Eliminowania dowożenia obcego kamienia przez stosowanie podsadzki częściowej w różnej formie albo metody odbudowy na zawal.

PODSADZKA DMUCHANA

Podsadzka sucha jest przejawem dążenia do zmechanizowania podsadzania z jednej strony i zastąpienia mniej wydajnej podsadzki ręcznej. Najcharakterystyczniej występuje to zjawisko na Dolnym Śląsku. Wydobywanie z odbudowy na ręczną podsadzkę spadło tu z 70% w 1936 r. na 29% w 1946 r. i jednocześnie odbudowa z podsadzką dmuchaną zwiększyła się z 19% na 35% w tymże czasie. Zwiększyła się również odbudowa ścianowa na zawal z 7,5% na 26%.

Nie będziemy wcale zastanawiać się nad próbami rozwiązania mechanicznego podsadzania przy pomocy aparatów pracujących w bezpośrednim sąsiedztwie miejsca podsadzanego: Są to różnej konstrukcji maszyny ciskające, odrzucające, ubijające i zgarniające. Dotychczas nie znalazły one szerszego zastosowania.

Podział aparatów dla podsadzki dmuchanej

Różnorodne typy podsadzarek dadzą się podzielić na dwie zasadnicze grupy:

1. Podsadzarki pracujące w bezpośrednim sąsiedztwie miejsca podsadzanego.
2. Podsadzarki ustawione w pewnej odległości od miejsca podsadzanego.

Działanie pierwszego rodzaju podsadzarek polega na tym, że wyrzucają one przy pomocy zgęszczonego powietrza przez „lufę“ doprowadzony materiał podsadzkowy. Sama podsadzarka przesuwa się wzdłuż podsadzonej ściany. Materiał podsadzkowy doprowadza się do aparatury w ten sam sposób jak i przy podsadźce ręcznej. Aparaty te nie znalazły szerszego zastosowania i nie będziemy nad nimi się zastanawiali.

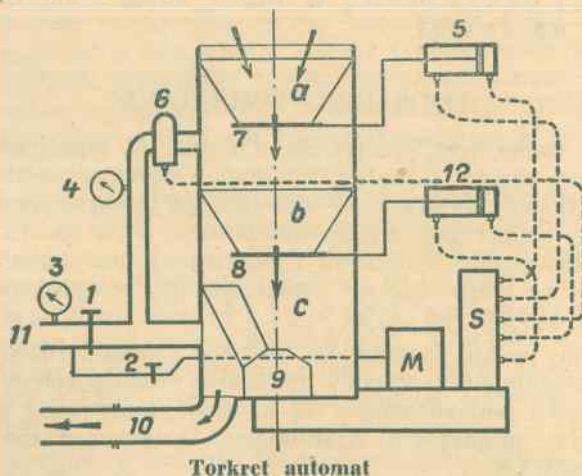
Najważniejsze są podsadzarki należące do drugiej grupy. Ustawia się je na dole i prowadzi się od nich rurociąg podsadzkowy o średnicy 150 — 200 — 250 mm na mniejszą lub większą odległość. Do tej grupy należą: „automat“ Torkreta, następnie Beiena, Miaga i inne.

Największy zasięg mają aparaty Torkreta, rurociąg podsadzkowy może być prowadzony do odległości 1000 m i nawet więcej. Dopuszczalna jednak ilość skrętów rurociągu wynosi tylko 4 — 6.

Aparaty Beiena mają mniejszy zasięg, rurociąg podsadzkowy może być prowadzony najdalej do 400 m. Aparaty Miaga na skutek swoich wad, wychodzą obecnie z użycia.

Działanie podsadzarek i rurociągi podsadzkowe

Na kopalniach dolno-śląskich w użyciu są podsadzarki Torkreta i Beiena. Na rys. 5 przedstawiliśmy schematycznie automat Torkreta. Wysokość jego 2 m, ciężar 3 tony. Działa w następujący sposób: Aparat dołącza się do normalnej sieci kopalnianej na sprężone powietrze w miejscu 11, manometr 3 wskazuje ciśnienie panujące w sieci. Najpierw otwieramy zasuwę 1 o tyle, żeby manometr 4 wskazał tak zwane ciśnienie biegu jałowego. Zależy ono od długości rurociągu podsadzkowego, przy pomocy którego transportujemy materiał podsadzkowy do miejsca podsadzanego.



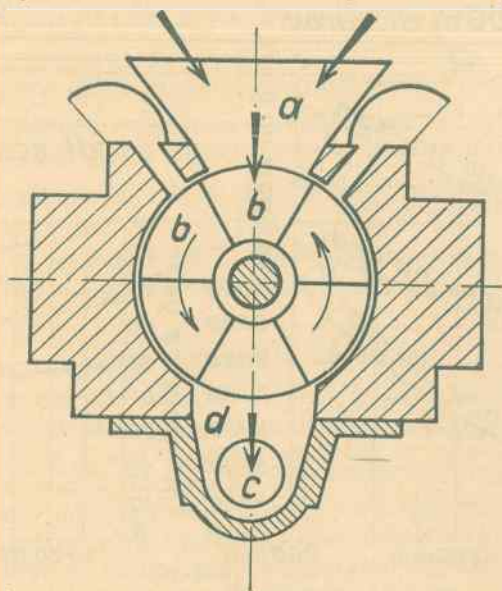
Rys. 5

Ciśnienie jałowe wynosi przeciętnie 0,6 — 1,2 at i więcej, zależnie od jakości materiału podsadzkowego, jaki mamy do dyspozycji. Normalnie stosuje się materiał z płuczki. Następnie otwieramy wentyl 2 na rurociągu, prowadzącym do motoru powietrznego M. Motor wprowadza w ruch obrotowy talerz 9 z komórkami, napełnionymi materiałem podsadzkowym i z drugiej strony uruchamia aparat sterowniczy S, który automatycznie doprowadza zgęszczone powietrze w odpowiednich momentach do cylindrów 5 i 12, z poruszającymi się tłokami, względnie do wentyla odciążającego 6. Podsadzarka Torkreta jest to aparat dwukomorowy (b i c). Do leja a doprowadza się materiał podsadzkowy przy zamkniętej zasuwie 7. W komorach b i c mamy zgęszczone powietrze. W pewnym momencie aparat sterowniczy S uruchamia wentyl 6, przez który powietrze z komory b uchodzi na zewnątrz. Następnie przyrząd sterowniczy doprowadza powietrze do cylindra 5, poruszający się tłok powoduje otwarcie zasuwy 7 (w kierunku poziomym), materiał podsadzkowy wpada z leja a do komory b. Zasuwa 7 zamyka się, powietrze zgęszczone wchodzi przez wentyl odciążający 6 do komory b. Następnie otwiera się zasuwa 8, materiał wpada do komory c na obracający się talerz. Z poszczególnych komórek tego talerza powietrze zgęszczone wdmuchuje materiał podsadzkowy do rurociągu podsadzkowego 10. Następnie proces doprowadzania materiału automatycznie się powtarza. Ciśnienie robocze jest normalnie o 1 at większe od ciśnienia biegu jałowego.

Podsadzarka Torkreta jest aparatem szczelnym i dlatego może pracować przy stosunkowo dużych ciśnieniach powietrza i z tego powodu jego zasięg jest tak duży. Nie można tego powiedzieć o aparatach Beiena.

Zasada działania podsadzarki Beiena podana jest na rys. 6. W środku obraca się bęben z 6 komorami *b*. Materiał podsadzkowy doprowadza się do leja *a*; wpada on dalej do jednej z komórek *b* obracającego się bębna.

Następnie po wykonaniu obrotu o 180° materiał wpada do koryta *d*. Powietrze zgęszczone, doprowadzone do jednego końca koryta wdmuchuje materiał podsadzkowy do rurociągu *c* i transportuje go tym rurociągiem do miejsca podsadzanego. Aparat Beiena już na pierwszy rzut oka nie może być tak szczelnym jak automat Torkreta — powietrze z łatwością przedo-



Aparat Beien

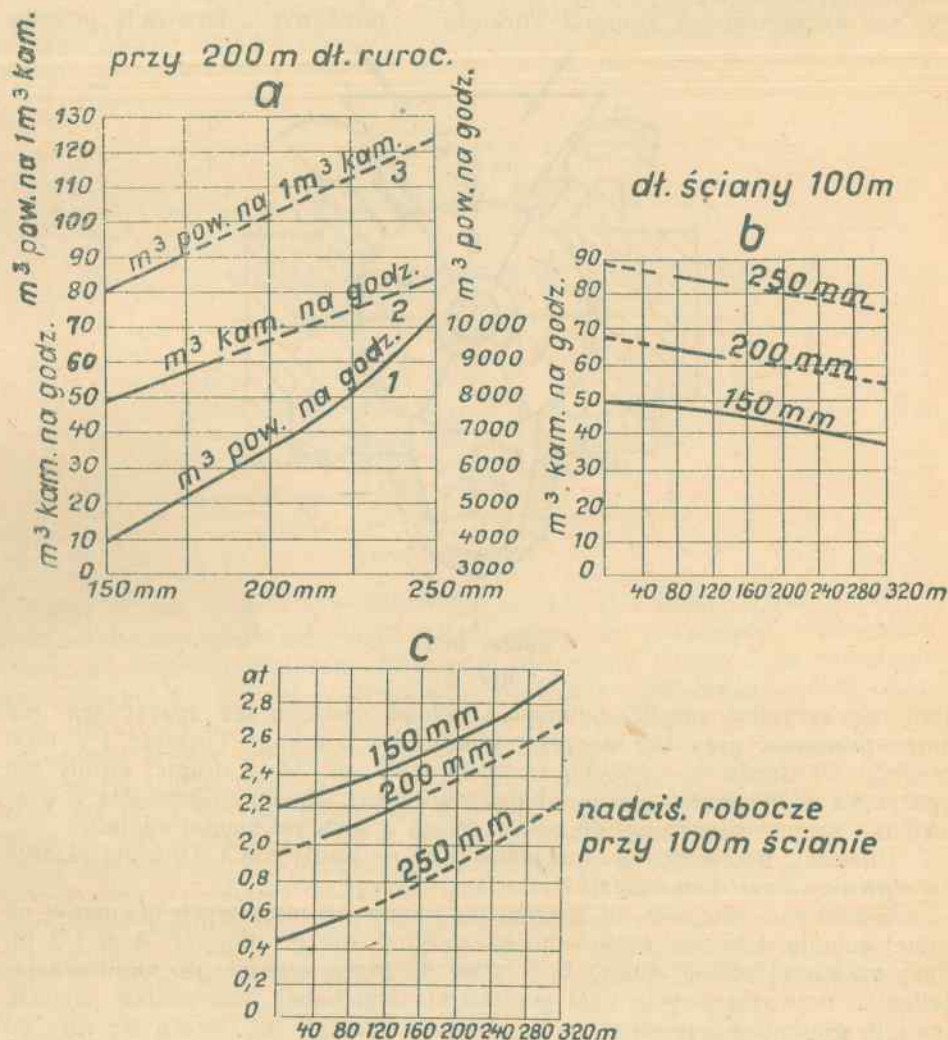
Rys. 6

staje się szczeliną między bębnem a osłoną. Dlatego też aparat ten nie może pracować przy tak dużym ciśnieniu jak automat Torkreta i z tego powodu też działa on najwyżej w zasięgu 400 m. Ale z drugiej strony ten aparat ma wielkie zalety, bo jest bardzo poręczny, jego wysokość jest w granicach 1 m, jest więc łatwy do umieszczenia w każdym niemal miejscu.

Rurociąg podsadzkowy specjalnie przy podsadzarkach Torkreta składał się dawniej z rur dwu rodzajów:

5-metrowej długości od aparatu do ściany i 3-metrowych odcinków na samej ścianie. Obecnie stosowane są znormalizowane długości 4 m i 2 m. Rury na samej ścianie muszą być łatwe do przenoszenia i do montowania. Jedną z najważniejszych wad podsadzki dmuchanej jest wielkie zużycie rur i to głównie na spodzie na $\frac{1}{4}$ obwodu. Dlatego też obraca się rury co pewien czas o 90° . Najmniej niszczącym jest materiał z płuczki, najbardziej sciera piasek i twarde skały. Zużycie rur przy podsadźce dmuchanej przyjmuje się 2 — 3 razy większe niż przy podsadźce płynnej. Rury się zużywają po przepuszczeniu okrągło 50 000 m³ materiału podsadzkowego. Z praktyki przekonano się, że najlepsze są rury o wytrzymałości 55/65 kg na 1 mm² i grubości ścianek 9 — 10,5 mm.

Na kopalniach dolno-śląskich używano się rur (nie na samej ścianie) wyłożonych bazaltem o grubości ścianki 23 mm. Po przepuszczeniu 50 000 m³ materiału podsadzkowego ściera się 2,5 mm bazaltu. Ścieralność rur zależy wreszcie od odległości od aparatu, czego nie ma przy podsadźce płynnej. Tłumaczymy to w prosty sposób: Na początku rurociągu jest ciśnienie powietrza duże i szybkość materiału wynosi orientacyjnie 40 m, na końcu natomiast rurociągu ciśnienie jest minimalne i wobec tego szybkość musi być duża i wynosi około 100 m. W związku z powiększoną szybkością oczywiście i ścieralność jest większa.



Rys. 7

Ale jeszcze bardziej niszczące działanie materiału podsadzkowego przejawia się na skrajach. Stosuje się tu różne wkładki. Wkładki granitowe o grubości ścianki 120 mm zużywają się po przepuszczeniu 16 000 m³.

Materiał, wydajność i zużycie powietrza

Ziarna materiału stosowanego do podsadzki dmuchanej nie mogą być większe od 80 mm. Materiał z płuczki odpowiada tej wielkości i może być bezpośrednio stosowany. Natomiast o ile chcemy dawać kamień z kopalni, to musimy go najpierw pokruszyć na ziarna o wielkości do 80 mm. Pod wydajnością rozumiemy ilość m^3 materiału, który przepuszcza się rurociągiem w określonym czasie nie licząc przerw.

Wydajność zależy od jakości materiału, średnicy rur, długości rurociągu, ciśnienia roboczego. Na rys. 7a przedstawiono wydajność, zużycie powietrza na godzinę i zużycie na 1 m^3 podsadzki w zależności do średnicy rur przy 200 m długości rurociągu (100 m na chodniku poziomym i 100 m na ścianie).

Na rys. 7b przedstawiono wydajność w zależności od poziomej odległości rurociągu przy długości na ścianie 100 m.

Rys. 7c przedstawia nadciśnienie robocze dla różnych średnic w zależności od poziomej odległości rurociągu przy 100 m długości ściany.

Na ogół podsadzarki Torkreta mają praktyczną wydajność 40 — 70 m^3 na godzinę przy zużyciu powietrza 130 — 180 m^3 na 1 m^3 podsadzki.

Podsadzarki Beiena dają 20 — 25 m^3 podsadzki na godzinę przy zużyciu powietrza 150 — 250 m^3 na 1 m^3 podsadzki.

Zalety podsadzki dmuchanej

Dużą zaletą podsadzki dmuchanej jest ta okoliczność, że postęp ściany może być znacznie większy niż przy podsadźce ręcznej, gdyż większą ilość kamienia w jednostce czasu możemy umieścić w przestrzeni podsadzanej w porównaniu z podsadzką ręczną. Już poprzednio przy omawianiu podsadzki ręcznej widzieliśmy, jak się podniósł postęp ściany na dole przez zastosowanie podsadzki dmuchanej. Podaliśmy tam mianowicie, że w 1933 r. postęp ściany na Dolnym Śląsku przy stosowaniu podsadzki ręcznej wynosił 59 cm, natomiast przy podsadźce dmuchanej 129 cm.

Drugą ważną zaletą podsadzki dmuchanej jest jej jednolitość i stosunkowo duża szczelność. Materiał podsadzkowy z olbrzymią szybkością 100 m/sek. wyrzucany jest z rurociągu. Przy tej szybkości materiał dobrze się ubija, należy tylko uważać, by nie zostawiać miejsc nie podsadzonych. Ściśliwość podsadzki dmuchanej przyjmuje się na 20 — 25%, a więc znacznie mniejszą od podsadzki ręcznej.

Szczególne znaczenie ma podsadzka dmuchana dla kopalni w Nowej Rudzie. Wybuchy gazu CO_2 na tej kopalni mogą być spowodowane wszelkiego rodzaju uderzeniami, a więc i raptownym załamaniem się, na przykład stropu, do czego w żadnym wypadku nie wolno dopuścić. Podsadzka ręczna nie daje w tym wypadku tej gwarancji, jaką daje z powodów wyżej przytoczonych podsadzka dmuchana.

Podsadzka częściowa

Podsadzka ta jest wyrazem dążenia do eliminowania dostarczania obcego kamienia, jak również usunięcia wad podsadzki ręcznej. Przejście do stosowania w większym stopniu tej nowej metody podsadzania spowodowane zostało nie tylko kwestią samej podsadzki, lecz również nowymi zapatrywaniami na kwestię wykorzystania ciśnienia dla łatwiejszego urabiania węgla.

Nowoczesna technika odbudowy ścianowej wymaga szybszego i równomierniejszego postępu. Szybki postęp daje możliwość lepszego wykorzystania ciśnienia eksploatacyjnego dla łatwiejszego urabiania węgla; postęp równomierny natomiast umożliwia jednolitość przebiegu pracy.

Chodniki ślepe

W cienkich pokładach z niewielkim upadem zastosowanie chodników ślepych zamiast pełnej ręcznej podsadzki daje bardzo często doskonałe rezultaty.

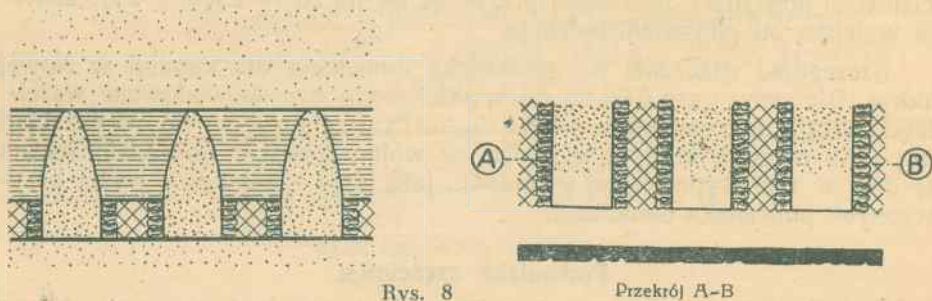
W kopalniach dolno-śląskich odbudowa z chodnikami ślepych jest dość silnie rozwinięta. Najodpowiedniejsze warunki dla odbudowy z chodnikami ślepych są: małe nachylenia do 25° i miąższość pokładów 0,75 — 1,50. Odległość normalna od środka do środka chodników, prowadzonych po rozciągłości wynosi 10 — 12 m. Zwykle robi się przybierkę stropu, natomiast w kopalniach gazowych należy przybierać spąg.

Chodniki ślepe prowadzi się w odległości dwu do trzech pól odbudowy od frontu ściany. Ważną rzeczą jest, by podsadzanie równomiernie posuwało się za przodkiem i żeby materiał podsadzkowy był możliwie wytrzymały (więcej grubego kamienia).

Dla wypełnienia pierwszego warunku wystarczy, by urabianie węgla było uniezależnione od podsadzania tak, żeby podsadzanie mogło być wykonywane bez przerwy i w czasie urabiania węgla. Ciśnienie górotworu można łatwiej opanować, jeżeli da się po stronie górnej ślepego chodnika silny mur z grubych kawałów a nawet i stosy. Grube kawały kamienia są znacznie odporniejsze na ściskanie.

Podsadzka pasami

O ile prowadzimy chodniki ślepe w takich odległościach, że kamień z przybierki stropu czy też spągu nie wystarczy na wypełnienie przestrzeni między chodnikami, wtedy podsadzkę układamy tylko pasami wzdłuż chodników ślepych i taką podsadzkę możemy nazwać pasową z chodnikami ślepych. Pasy mogą być układane z kamienia, pochodzącego z przerostów i częściowo z załamania stropu i wtedy to już jest typowa podsadzka pasami.

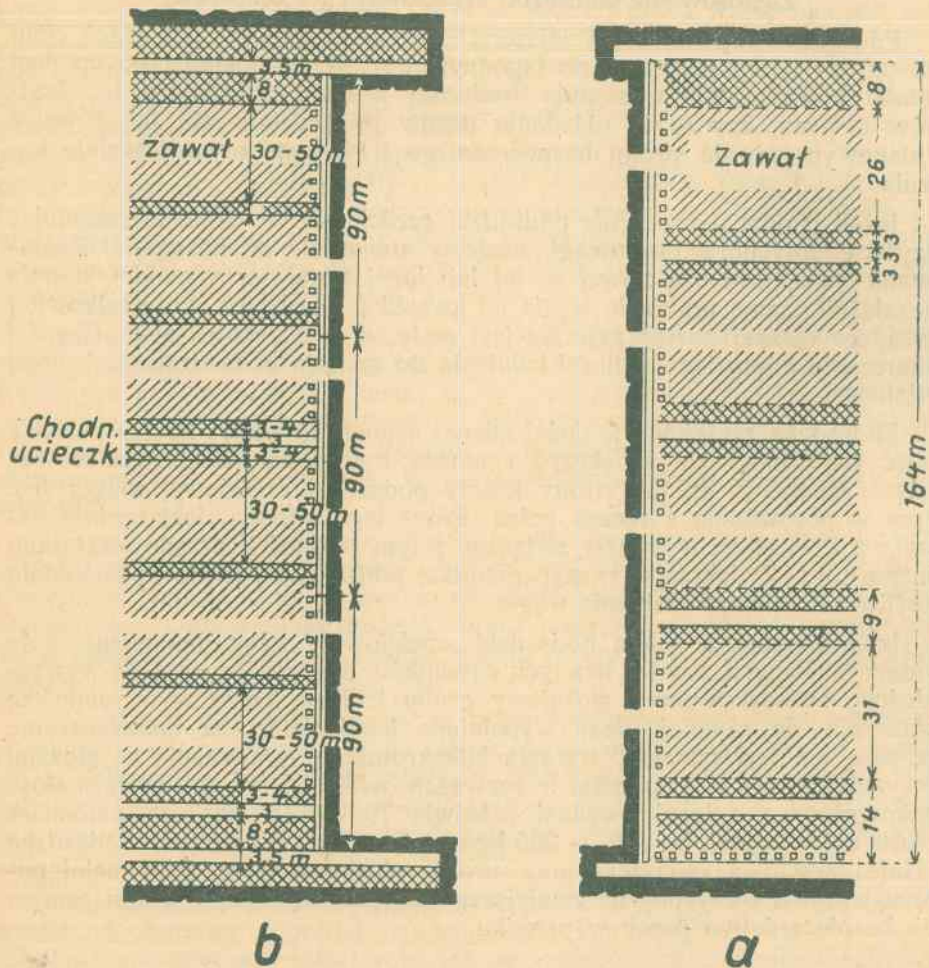


Na rys. 8 przedstawiliśmy odbudowę z podsadzką pasami. Strop między pasami zawala się. Pasy 4 — 5 m szerokości, boki ich budowane są z grubego kamienia, wewnątrz wypełniane drobniejszym kamieniem. Szerokość stref zawalu też wynosi 4 — 5 m. Pasy wysunięte są nieco naprzód, przy

czym gruby kamień wybiera się specjalnie do starannego układania murów bocznych przy pasach.

Podsadzka tego rodzaju daje dobre rezultaty. Na korzyść tej podsadzki możemy wysunąć następujące punkty:

1. Podszadzka może się posuwać równomiernie za odbudową nawet długich ścian z dużym postępem, ponieważ można ją przygotować na miejscu strzelaniem. Na upartego można nawet przeprowadzać strzelanie podczas normalnej pracy, zakładając oczywiście odpowiednio otwory strzelnicze, ale lepiej jest strzelać podczas zmiany obsady, zwłaszcza w kopalniach gazowych.



Rys. 9

2. Uginanie się stropu w polu roboczym jest małe, a to na skutek wielkiej wytrzymałości i odporności na odkształcenie pasów podsadzkowych, zwłaszcza jeżeli są budowane z grubego kamienia płytowego, wypełnione drobniejszym kamieniem.
3. Uginanie się stropu jest małe zwłaszcza przy szybkim postępie przodka, co jest możliwe ze względu na uniezależnienie urabiania węgla od podsadzania.

Na rys. 9 przedstawiliśmy drugi przykład stosowania podsadzki pasami przy dużych odległościach między nimi. Rys. 9a przedstawia typową podsadzkę pasami z chodnikami ślepych, natomiast rys. 9b podsadzkę pasami 3 — 4 m szerokości i zawalem między nimi 20 — 50 m szerokości. Szerokość samych pasów jak i odległość między nimi zależy od grubości pokładu, od charakteru stropu i ciśnienia w polu roboczym. Najlepsze rezultaty otrzymuje się, jeżeli miąższość stropu łupkowego, stosunkowo łatwo „rabującego się” stanowi przynajmniej 7-krotną miąższość pokładu węgla, będącego w odbudowie.

Zastosowanie podsadzki częściowej i jej znaczenie

Podsadzka częściowa ma najszersze zastosowanie przy pokładach cienkich 0,6 — 1,7 m przy upadzie łagodnym do 25°. W pokładach z upadem średnim powyżej 25° występują trudności z wykonaniem czy to chodników ślepych, czy to w układaniu pasów podsadzkowych, jak również w planowym zawale stropu bezpośredniego i równomiernym rozdziale kamienia.

Jeżeli chodzi o znaczenie podsadzki częściowej w ogóle, to resumując wszystkie dotychczasowe uwagi, możemy stwierdzić co następuje: Zastosowanie podsadzki częściowej w tej lub innej formie w wysokim stopniu uniezależniło samo urabianie węgla od kwestii podsadzania. Przy całkowitej podsadzce ręcznej postęp przodka jest mały, a to na skutek niemożliwości dostarczenia odpowiedniej ilości kamienia do miejsca podsadzanego i małej wydajności.

Podsadzka częściowa w dużej mierze usunęła tę wadę: Postęp przodka wobec tego mógł się zwiększyć i można było jednocześnie zastosować dłuższe ściany. Z drugiej strony koszty podsadzki częściowej muszą być niższe w porównaniu z ręczną pełną. Prócz tego odpada dostarczanie kamienia z zewnątrz i wszystkie związane z tym trudności, przede wszystkim transportowe. Zwiększając postęp przodka, podsadzka częściowa pośrednio umożliwia łatwiejsze urabianie węgla.

Inna zasadnicza zaleta podsadzki częściowej: Pasy budowane koło chodników ślepych, czy też bez tych chodników odznaczają się dużą wytrzymałością, zwłaszcza jeżeli stosujemy gruby kamień. Dużą wytrzymałością odznaczają się również stopy wypełnione kamieniem; jak doświadczenie pokazuje, ich wytrzymałość wzrasta kilkakrotnie w porównaniu ze stosami niewypełnionymi. Z poprzednich rozważań widzieliśmy, że wytrzymałość piaskowców na zginanie wynosi zaledwie 75 — 125 kg/cm², natomiast łupków nieco więcej, bo 100 — 225 kg/cm² i to w stanie suchym. Podsadzka właśnie częściowa zwłaszcza przy stropie piaskowcowym, jako mniej podatna, wpływa korzystnie na zmniejszenie ugięcia się stropu, a tym samym i na bezpieczeństwo pracy w przodku.

Obudowa wyrobisk

WSTĘP

Po wykonaniu w polu kopalni tzw. robót przygotowawczych, polegających na przebicciu chodników poziomych i pochyłych dla transportu urobionego minerału i podsadzki oraz do wentylacji można przystąpić do wykonywania robót wydobywczych. Miejsce pracy i praca winny być tak zorganizowane, aby uzyskać można było jak największe efekty w sensie wydajności poszczególnych członków pracującej załogi i całej załogi. Dla osiągnięcia tych wyników muszą być zachowane pewne warunki. Do nich należy przede wszystkim zmasowanie określonej liczby pracowników w jednym miejscu. Umożliwi to lepsze doglądanie miejsca pracy i kontrolę wyników pracy tudzież jej bezpieczeństwa. Ułatwi dostarczanie energii i środków transportowych, maszyn urabiających i ładujących oraz umożliwi pełne ich wykorzystanie. Krótko mówiąc ułatwi to zmechanizowanie pracy. Ułatwi doprowadzenie powietrza dla wentylacji, ułatwi podsadzanie wyrobisk, gdy to będzie uznane za potrzebne.

Już z tego, co było powiedziane, wynika, że szerokość przodków (frontów) wyrobisk wydobywczych ma być znacznie większa od przodków wyrobisk przygotowawczych. Zmusza to do zachowywania szczególnie ostrych przepisów, dotyczących stosowania materiałów wybuchowych, narzędzi i maszyn, wszelkiego rodzaju środków transportowych ze względu na liczbę zmasowanych tu pracowników. W szczególności dotyczy to obudowy tych wyrobisk.

Zagadnienie odpowiedniej, dostosowanej do warunków obudowy wyrobiska wydobywczego, powinno więc być przedmiotem specjalnych studiów. Charakter ciśnienia skały, przyczyny ciśnienia i jego skutki, muszą być przeanalizowane. Odpowiednio do tego obrany musi być sposób obudowy i materiał obudowy. Przewidzieć należy sposób ponownego, wielokrotnego użytkowania obudowy (rabowania jej).

Wyrobiska przygotowawcze są potrzebne przez cały czas od chwili rozpoczęcia ich przebijania aż do zakończenia. Potrzebne są jeszcze i potem aż do całkowitego wydobywania minerału użytecznego z przygotowanego tymi robotami pola. Nieznaczna szerokość tych robót dominuje nad długim okresem czasu ich pracy i wywiera decydujący wpływ na materiał obudowy (obudowy trwałe) i sposób ich obudowy.

Obudowa wyrobisk wydobywczych może więc być znacznie mniej trwała od obudowy wyrobisk chodnikowych. Dla wyrobisk wydobywczych trwałość nie odgrywa takiej roli, jak w wyrobiskach chodnikowych; wyrobiska wydobywcze są potrzebne (trwają) bowiem bardzo krótko i dlatego psucie się w nich obudowy od działania grzybów jest bez znaczenia. Co się tyczy wytrzymałości, to w wyrobiskach wydobywczych siły ciśnące wobec krótkotrwałości tych wyrobisk nie zdążą się rozwinąć do swej pełnej, całkowitej wartości, jeżeli wydobywanie odbywa się odpowiednio szybko.

Możliwość zastosowywania obudowy nietrwałej i stosunkowo niewytrzymałej uwarunkowana jest krótkotrwałością tych wyrobisk. Wyrobisko wydobywcze powinno gwarantować bezpieczeństwo i pewność pracy w prze-

ciągu stosunkowo krótkiego czasu. Po tym czasie powinno ulec likwidacji (zawalenie, podsadzanie).

Dla niektórych natomiast wyrobisk pomimo tego potrzeba będzie zastosować obudowę wytrzymałą, gdyż niekiedy zaczynają działać siły dodatkowe, czasem nadmierne, działające nie tylko w kierunku pionowym, lecz również w kierunkach bocznych; tak będzie w pobliżu wydobytych pól na zawał, obok przypadkowych zawałisk, obok źle podsadzonych wyrobisk, przy uskokach i w fałdach.

Ciśnienie w wyrobisku wydobywczym zależy od wielu przyczyn. Mniej wytrzymała obudowa, obudowa wykonana konstrukcyjnie źle, luźno podbita pod strop, źle wykonane zamki, włączanie się słupów do spodu, są to jedne z głównych przyczyn zwiększonego ciśnienia skał na obudowę. Z tych przyczyn właśnie stropy w wyrobiskach pękają, a skała w stropie przeistacza się w skałę zbliżoną swymi właściwościami do skały sypkiej. Wyżej wymienione uszlerki obudowy przyspieszają powstawanie pełnego ciśnienia na obudowę w wyrobiskach wydobywczym. Im obudowa jest mniej wytrzymała i mniej dokładna, tym bardziej wzrośnie ciśnienie w wyrobisku; przeciwnie jest w wyrobiskach z obudową wytrzymałą i bezbłędnie wykonaną. Odpowiednie więc dopasowanie stropnic do stropów, słupów do stropnic, odpowiednie podparcie słupów, oto konieczne warunki bezpiecznej pracy w wyrobisku wydobywczym; jednocześnie obudowa ta będzie ekonomiczna.

Z tego należałoby wyciągnąć wniosek, że szerokość wyrobisk wydobywczym powinna być mała, bo w tym tylko przypadku bezpiecznie można będzie pokład eksploatować. Lecz przebijanie wyrobisk wąskich jest drogie, koszty wydobywanego minerału użytecznego byłyby olbrzymie a eksploatacja pokładu nieekonomiczna. Przeciwnie, stosowanie wyrobisk szerokich, jest niebezpieczne i wymaga drogiej obudowy. Ale ciśnienie w wyrobiskach szerokich na ogół nie występuje natychmiast po przebicciu wyrobiska w całej swej okazałości — jak o tym już była mowa wyżej — lecz do tego potrzeba pewnego czasu. Cała więc mądrość górnika polega na tym, aby w wyrobisku szerokim można było stosunkowo niekosztowną obudową uzyskać jak największą ilość minerału użytecznego. Polega więc wszystko na szybkości wydobywania i na szybkim usunięciu się z wyrobiska, nim wywiąże się nad wyrobiskiem to olbrzymie ciśnienie, którego najbardziej wytrzymała obudowa już nie wytrzyma. Wyrobisko musi być utrzymywane w stanie używalności tylko dotąd, dopóki ciśnienia są niewielkie, tj. takie, które wytrzyma zwykłe stosowana obudowa.

Wyrobiska wydobywcze są o znacznych rzutach poziomych, a więc stropy w nich są na znacznych powierzchniach obnażone. W pokładach grubych wyrobiska są zwykle wysokie. Te warunki są przyczyną całego szeregu trudności, połączonych z wyrobiskami wydobywczymi. Olbrzymie nieraz powierzchnie obnażonych stropów zmuszają do stosowania do ich obudowy stropnic o znacznych długościach. Duże wysokości wyrobisk zmuszają do stosowania słupów odpowiednio znacznej długości. Już podczas transportu długiego drewna trzeba przezwyciężyć poważne trudności; są trudności z transportem długiego drewna szybem, z wyładowaniem go na podszybiu. Transport ten wymaga urządzenia wysokich (kosztownych) podszybi. Transport długiego drewna chodnikami krętymi, w szczególności krzyżującymi się pod prostym kątem, jest niekiedy niemożliwy. Praca w wąskich i niskich wyrobiskach wydobywczym w porównaniu z wyrobiskami wysokimi nie jest trudna i jest znacznie mniej niebezpieczna.

Przygotowywanie zamków w długich słupach jest trudniejsze niż w słupach krótkich. Dźwiganie długich stropnic pod strop jest pracą ciężką, jest ona jeszcze trudniejsza, gdy wchodzić trzeba po drabinach aż pod strop; w tych warunkach praca staje się niebezpieczna. Ustawianie wysokich słupów jest pracą niemniej ciężką i niemniej niebezpieczną. Do tego dochodzi niebezpieczeństwo związane z obnażaniem stropu na znacznej nieraz przestrzeni, podpartego długimi, łatwo się uginającymi słupami; wynikają stąd znaczne ciśnienia na strop, pękanie stropu i zawały; znaczne ciśnienia na ściany wyrobiska wydobywczego i związane z tym pękanie ścian i zsuwanie się brył do wyrobiska. Wysokie wyrobiska wydobywcze wymagają używania długiego drewna do obudowy; drewno długie musi być jednocześnie grube, aby nie pracowało na wyboczenie; jest więc ciężkie.

Wysokie słupy są elastyczniejsze od krótkich słupów chodników, wybaczą one nieraz w znacznym stopniu pod ciśnieniem stropu szerokich zwykle wyrobisk wydobywczych; strop pęka, wzrasta ciśnienie na obudowę i w znacznym stopniu wzrasta niebezpieczeństwo zawału. Spadanie brył węgla i kamienia ze znacznej wysokości ze stropu i ze ścian wyrobisk jest groźniejsze dla ludzi i dla obudowy. Praca w wyrobiskach wydobywczych jest więc pracą niebezpieczniejszą niż w chodnikach, a więc bardziej powinno się tu przestrzegać prawidłowego wykonania obudowy. Błędy bowiem okazać się mogą dla zatrudnionego w wyrobisku personelu znacznie groźniejsze w skutkach.

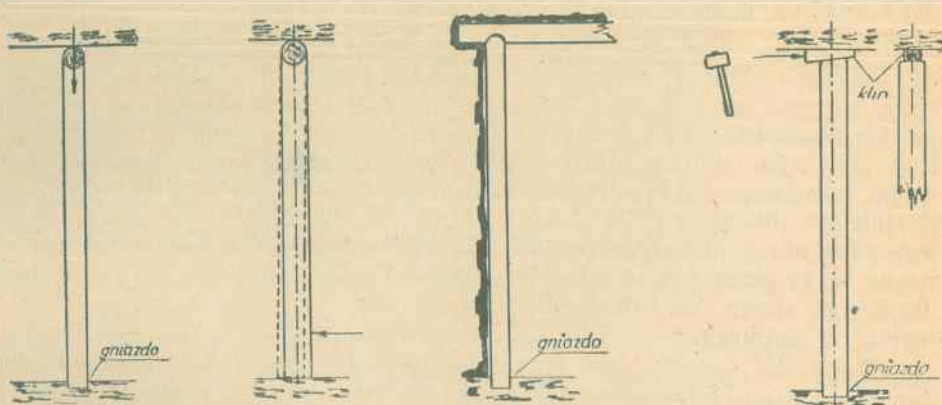
Słupy. W wyrobiskach wydobywczych zasadniczym elementem obudowy jest słup, gdyż może być zastosowany nawet bez stropnic; stropnice natomiast same bez słupów nie mogą być stosowane, jak to było w obudowie chodników. Wobec znacznych długości i szerokości wyrobisk wydobywczych i ograniczonych długości stropnic, trudno by je było umieszczać w gniazdach; oprócz tego gniazda tu nie są pewne, gdyż ściany wyrobisk wydobywczych obsypują się zwykle z czasem pod ciśnieniem stropu. Natomiast dostosowywanie długości i szerokości wyrobisk wydobywczych do długości stropnic nie byłoby uzasadnione.

Pod stropami zwieszonymi, w pokładach cienkich, wystarczy stosować tylko słupy, bez stropnic, umieszczając je w gniazdach wyciętych w spodzie wyrobisk. Długość słupa ma być dokładnie odmierzona tak, aby słup z wysiłkiem można było młotem podbić na miejsce. Gdyby słup tkwił na miejscu słabo, należałoby go jeszcze podbić klinem; klin oprócz tego ułatwi wybicie słupa spod stropu bez uszkodzenia; wybijać go spod stropnicy i klina należy w kierunku wbijania klina.

Wadliwe wykonanie zamków częściej zauważyć można przy słupach wysokich, gdyż łatwiej ukryć i trudniej wykryć podobne błędy wykonania i ustawiania obudowy. Wyszczegółnione tu błędne wykonania zamków zwykle są przyczyną obniżenia się i popękania stropu oraz wzrostu ciśnienia na obudowę, przyczyną zawałów i nieszczęśliwych wypadków. O dokładnym wykonaniu zamków należy więc zawsze pamiętać.

Jak już o tym była mowa wyżej, słupy powinny być umieszczone w gniazdach, wykonanych w spodzie wyrobiska (rys. 1). Słupy ustawione wprost na spodzie wyrobiska (rys. 2) mogą bądź od uderzenia wykołojonym wozem, bądź też spadającą lub usuwającą się bryłą skały lub węgla itp. przesunąć się z łatwością z miejsca, wywołując zawał wyrobiska i wypadki z ludźmi. Na rys. 1 i 3 uwidocznione jest właściwe umieszczenie słupów w gniazdach. Na rys. 4 uwidocznione jest niewłaściwe ustawienie słupa.

Górnik nie wymierzył dokładnie długości i uciął go za krótko; brakującą długość wyrównał klinem, wbijając go pomiędzy stropnicę i nad górnym końcem słupa. Oczywiście klin tylko do pewnego stopnia polepsza warunki pracy słupa; klin o mniejszej powierzchni niż przekrój poprzeczny słupa, będzie przy wzroście ciśnienia zniszczony, zmiażdżony, a strop obniżając się popęka. Klin będzie chronił słup przed przesunięciem spod stropu, lecz tylko przed siłami działającymi w kierunku odwrotnym do kierunku wbijania klina; a więc klin nie zabezpieczy słupa przed przesunięciem na skutek sił, działającym w innych kierunkach.



Rys. 1

Rys. 2

Rys. 3

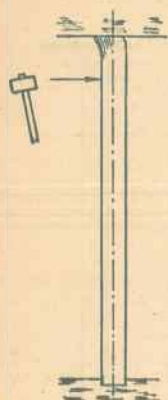
Rys. 4

Na rys. 5 uwidoczniło najczęściej spotykane na kopalniach uszkodzenie wierzchołka słupa, powstałe podczas podbijania go. Część przednia wierzchołka słupa ulega zmiażdżeniu i odchyła się w bok, w kierunku przeciwnym do wbijania słupa pod strop; część tylna, po której uderzał młot, odszepia się. Część górna słupa, częściowo rozszczepiona, częściowo zmiażdżona, pracować będzie niewłaściwie, przeciwstawiając się cisnącym siłom stropu tylko nieuszkodzoną (zmniejszoną) płaszczyzną przekroju słupa. Słup ulegnie więc dalszemu uszkodzeniu, zmiażdżeniu. By uniknąć tego, należy przed użyciem słupa odpowiednio przygotować, ścinając z lekka siekierą w górnej części krawędź podstawy słupa sposobem pokazanym na rys. 6. Podobne ścięcie krawędzi umożliwia wbicie słupa pod strop bez uszkodzenia.

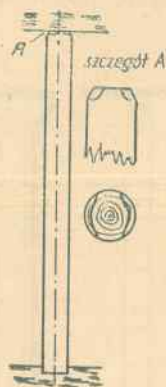
Słupy powinny być dobrze podbite pod strop lub pod stropnicę, w szczególności w chodnikach ze znacznym nachyleniem. Przechodzący ludzie, mogą opierając się o źle podbite słupy stracić równowagę, potłuc się upadając i poranić o spód i ściany wyrobiska i mogą być przygniecenii spadającą obudową i bryłami skał. Wszelkiego rodzaju luźne podbijanie słupów jest więc pułapką, jaką sobie i swoim towarzyszom górnik przygotowuje. Takie wadliwe podbicie z łatwością można stwierdzić, uderzając w słup obuchem siekiery (dźwięk uderzenia, poruszenie się słupa).

Na rys. 7 uwidocznił inny błąd, często spotykany na kopalniach; słup źle wymierzono i jest za krótki. Innego słupa górnikowi przynieść się nie chce, nie chce on również stosować klina przy podbijaniu słupa, bojąc się narazić na uwagi ze strony dozoru. Daje więc pod słup okruchy skał i na tych okruchach umieszcza i podbija słup. Co więcej podsypuje wokół

słupa mały kopiec z drobnego węgla lub skały, żeby tego błędu nie można było zauważyć. Oczywiście jest to wyraźnie zła wola i chęć zamaskowania błędnego ustawienia słupa.



Rys. 5



Rys. 6



Rys. 7

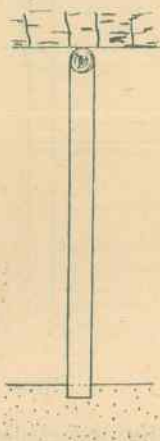


Rys. 8

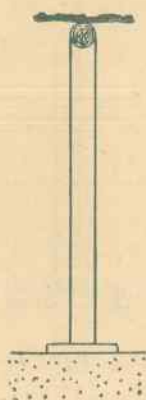
Słup powinien być ustawiony na spodzie wytrzymałym, żeby pod ciśnieniem stropu nie został wciśnięty w spód, w podłoże. Najgorszym najniebezpieczniejszym wypadkiem jest umieszczenie słupa wprost na skałe sypkiej (na podsadzie) (rys. 8) lub miękkiej. Pod ciśnieniem stropu słup będzie wciśnięty w spód chodnika (rys. 9); strop opuszczając się popęka i powstaną warunki bardzo niebezpieczne dla pracy ludzi, podobnie jak w poprzednio omówionych wypadkach. Dla uniknięcia tego słup powinien być postawiony na odpowiedniej podkładce. Ustawienie słupa na cienkiej, krótkiej i wąskiej desce (rys. 10) nie jest dostateczne: Deszczułka pod ciśnieniem może się rozszepić lub przechylić; należy więc słupy ustawiać na grubych, szerokich i długich deskach. Umieszczenie podkładki na powierzchni podsadzki wywoła wielkie niebezpieczeństwo i może być przyczyną zawalenia chodnika, gdyż ładowacz odrzucając podsadzkę mógłby niebacznie odebrać podsadzkę spod podkładki i przewrócić słup. Inne niebezpieczeństwo grozi od wody, ściekającej obok, która może wyłobić w podsadce pod podkładką rów i wywołać obsunięcie się podkładki i słupa. Uderzenie wykołajonego wozu lub obsunięcie się skały ze ściany itp. może wywołać ten sam skutek.

Ustawiając słup na podsadzie zabezpieczyć go należy przed przewróceniem, tak jak to jest pokazane na rysunku 11. Słup jest tu ustawiony nie na desce, lecz na odcinku połowicy; poza tym słup w dolnej swej części — dla pewniejszego zespolenia z półokrągłą w tym przypadku podkładką — jest również odpowiednio wycięty. Podkładka nie znajduje się na powierzchni podsadzki, lecz jest umieszczona w podsadzie, na głębokości od 0,4 do 0,6 m; tym samym unika się naruszenia położenia podkładki i słupa przez nieostrożnego ładowacza, przez ściekającą wodę lub od uderzeń wozów i spadających odłamów skał. Na rys. 12 słup jest co prawda umieszczony w podsadzie na właściwej głębokości i zdawałoby się iż jest zabezpieczony od wszelkich uszkodzeń, lecz górnikowi nie chciało się wykonać właściwego oparcia dla podstawy słupa; jako podkładkę zastosował tylko deseczkę, która od ciśnienia stropu złamie się lub przechyli. Słup może zsunąć się

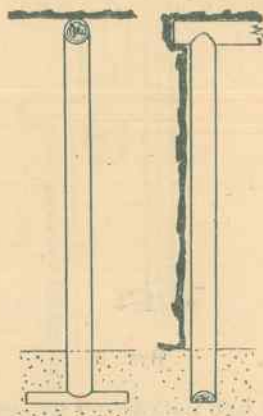
z niej i wywołać zawalenie wyrobiska wzorowo zdawałoby się obudowanego. Te niedokładności wykryć można przez odrzucenie podsadzki aż do podstawy słupa. Sprawdzać obudowę w tych warunkach należy jak najczęściej, gdyż główną przyczyną zawałów w wyrobiskach w warstwach drugiej i trzeciej jest zwykle wadliwe umieszczenie podstaw słupów.



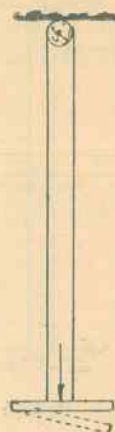
Rys. 9



Rys. 10



Rys. 11

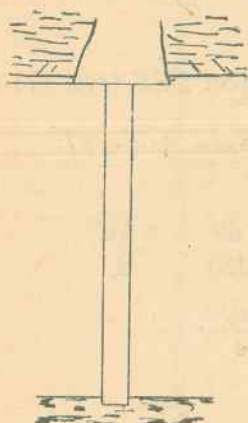


Rys. 12

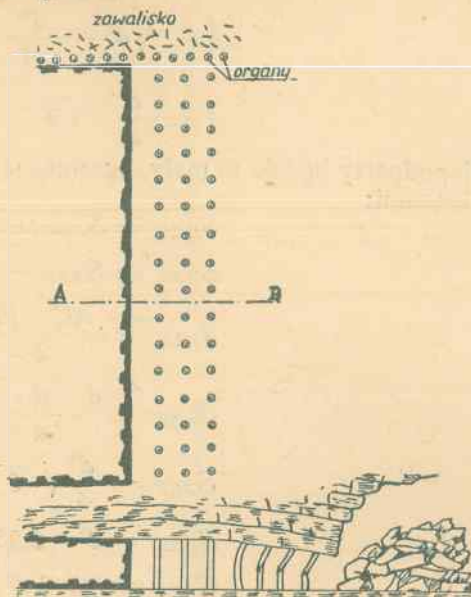
Zdawałoby się, że podbicie słupa pod strop lub pod stropnicę jest drobiazgiem, nad którym nie warto się zastanawiać, że wystarczy byle jakie podbicie. Nieodpowiednie wykonanie tej pracy jest niebezpieczne i niejednokrotnie było przyczyną poważnych wypadków. Złe bowiem podbity słup umożliwia osiadanie stropu. Im gorzej będzie podbity słup, tym większe będzie osiadanie stropu. Im większe będzie osiadanie, tym więcej strop popęka. Złe podbicie słupa pogarsza więc warunki bezpieczeństwa w wyrobisku, bo popękany strop staje się niezwiązły i wymagać będzie dokładniejszej i wytrzymalszej obudowy oraz stosowania w szerokim zakresie okładzin. To jednak nie jest wszystko! Obudowa wyrobiska przewidziana była na ciśnienie, działające spokojnie. Gdy podbije się słup pod stropnicą lub pod strop prawidłowo, to już od tej chwili strop zaczyna na słup cisnąć, przy czym ciśnienie w tym wypadku jest spokojne. Inaczej będzie, jeżeli słup jest podbity luźno. W tych warunkach strop nie podtrzymywany słupami będzie się mógł na pewną wysokość obniżyć i dopiero wtedy zacznie cisnąć na słup. Choćby ta wysokość obniżenia była bardzo mała (choćby to były tylko milimetry), to jednakże ciśnienie stropu na obudowę nie będzie już spokojne, jak to jest przy dokładnym podbiciu słupów, lecz nabierze cech obciążenia gwałtownego, cech uderzenia. Oczywiście, że dla wytrzymywania ciśnienia gwałtownego obudowa musiałaby być znacznie wytrzymalsza niż zastosowana przez nas nieobliczona na podobne obciążenia. Wobec tego może nastąpić nagłe połamanie jej, zawalenie wyrobiska i nieszczęśliwy wypadek. Uwagę tę oczywiście należy rozciągnąć na wszelkie błędy wykonania słupów i na błędne ich ustawienie.

Zabezpieczenie stropu tylko słupami może być wystarczające w skałach zwięzłych, takich jak piaskowiec, pękających dużymi bryłami; duże bryły będą nawet dobrze podparte blisko ustawionymi słupami i tarciami pomiędzy sobą będą utrzymywały się na miejscu. W skałach plastycznych (iły, łupki

ilaste) skała popękana rozsypuje się na drobne kawałki i słupy nie będą wystarczające, gdyż stropu nie podtrzymają, skała będzie wysypywać się dookoła słupów (rys. 13) i tu trzeba zastosować wyższy stopień zabezpieczenia, a więc krzyże, a nawet i stropnice.

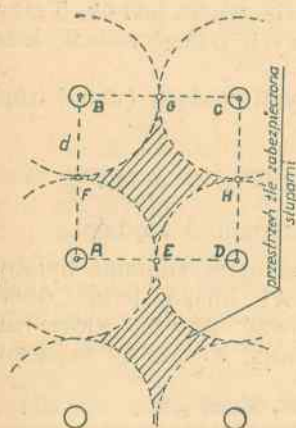


Rys. 13

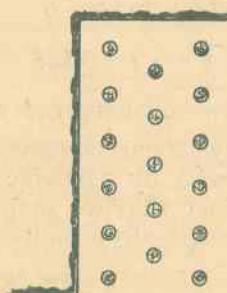


przekrój A-B

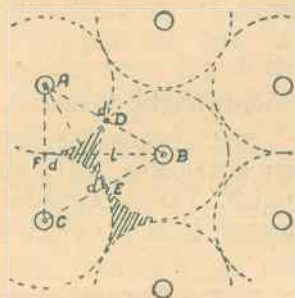
Rys. 14



Rys. 15



Rys. 16



Rys. 17

Jeżeli ustawiamy słupy w wyrobisku wydobywczym szeregami i rzędami (rys. 14), to powierzchnia nie podparta, w tym przypadku jest ograniczona 4 łukami (rys. 15) i równa się:

$$S_{EFGH} = S_{ABCD} - 4 S_{AEF},$$

$$S_{EFGH} = d^2 - 4 \cdot \frac{1}{4} \cdot \frac{\pi d^2}{4}$$

$$S_{EFGH} = 0,214 d^2$$

Ustawiając słupy szeregami o mijających rzędach, jak na rys. 16 uzyskuje się jednakowe odległości pomiędzy słupami (d); odległość pomiędzy rzędami słupów w tym przypadku równa się (rys. 17):

$$1 = \sqrt{d^2 - \frac{d^2}{4}}$$

$$1 = \frac{d}{2} \cdot \sqrt{3}$$

Niepodparty będzie tu mały, ograniczony łukami trójkąt DEF (rys. 17) o powierzchni:

$$S_{DEF} = S_{ABC} - [S_{ADF} + S_{BDE} + S_{CFE}]$$

$$S_{DEF} = S_{ABC} - 3S_{ADF}$$

$$S_{DEF} = \frac{AC \cdot FB}{2} - 3 \cdot \frac{60}{360} \cdot \frac{\pi AC^2}{4}$$

$$S_{DEF} = \frac{d \cdot d \sqrt{3}}{4} - \frac{1}{2} \frac{\pi d^2}{4}$$

$$S_{DEF} = \frac{d^3}{4} \left(\sqrt{3} - \frac{\pi}{2} \right)$$

$$S_{DEF} = d^3 \cdot 0,25 (1,73 - 1,57)$$

$$S_{DEF} = 0,040 d^3$$

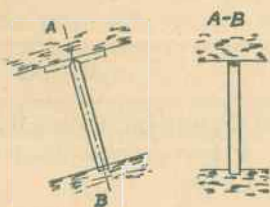
Z wyżej zamieszczonych wywodów wynika, że w przypadku ustawienia słupów w wierzchołkach kwadratów, niepodparta powierzchnia jest ok. 5 razy większa, niż gdy ustawi się je na tychże jednakowych odległościach, lecz w wierzchołkach trójkątów równoramiennych.

Stosując więc układ szeregowy słupów o mijających rzędach (układ trójkątny) zwiększy się jednak rozchód drewna o

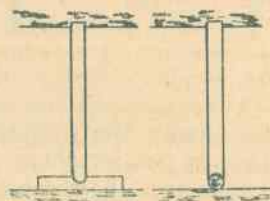
$$d : \frac{d}{2} \sqrt{3} = 1 : 0,868 = 1,15\%, \text{ tj. o } 11,5\%.$$

w porównaniu do układu słupów równoległymi szeregami i rzędami.

Pod stropami mniej wytrzymałymi obudowa samymi słupami byłaby zbyt kosztowna, gdyż słupy trzeba by ustawiać zbyt blisko jedne obok drugich. Taniej wypadnie zamiast słupów zastosować krzyże, które na większej jeszcze odległości od stupa strop podtrzymują. Krzyże są to słupy



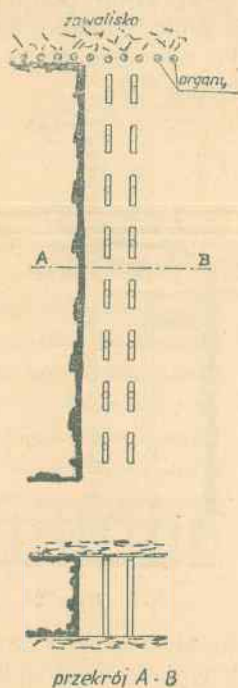
Rys. 18



Rys. 19

podbite pod krótkie połowice lub okrągłaki dla lepszego podparcia stropu (rys. 18 i 19). Podparcie stropu krzyżami, ustawionymi w kwadrat zmniejszy niepodpartą przestrzeń; przy ustawieniu w trójkąt tym bardziej uzyskuje się lepsze podparcie stropu.

Na rys. 19 uwidoczniiony jest krzyż z poprzeczką z okrągłaka, a na rys. 18 z poprzeczką z połowicy. I w tym przypadku krzyże ustawione szeregi i rzędami (rozmiszczenie w kwadrat) gorzej podeprą strop od krzyży ustawionych szeregi o mijanych rzędach (rozmiszczenie w trójkąt).



Rys. 20



Rys. 21

Rys. 22

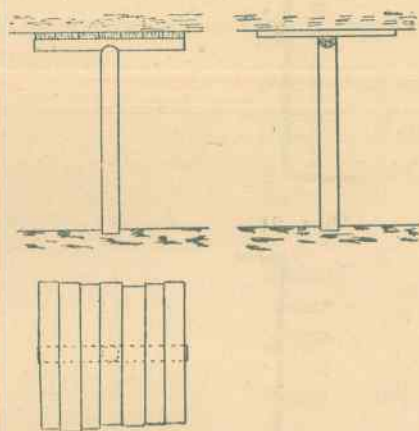
Krzyże mogą być umieszczone w stosunku do przodka tak, że poprzeczki będą równoległe do przodka (rys. 20), prostopadłe do przodka (rys. 21), albo na przemian, jedne równoległe, a drugie prostopadłe (rys. 22). Każdy z tych sposobów obudowy ma dobre i złe strony. Umieszczając poprzeczki równoległe do przodka, uzyska się dogodniejsze przejście dla ludzi, założenia rynien lub taśmy. W pokładach grubszych poprzeczki lepiej umieszczać prostopadłe do przodka. Gdy poprzeczki są prostopadłe do przodka, to strop i dalej od przodka może być lepiej podparty niż w przypadku poprzednim. Lepiej będzie podparty i przodek, gdyż poprzeczki krzyży jednym końcem mogą być założone w gniazdach wyciętych w ścianie. Obudowa zaś mieszana o krzyżach z równoległe i prostopadłe na przemian założonymi poprzeczkami podtrzymuje strop na większej powierzchni i dokładniej zabezpiecza go przed zawaleniem.

Dla obudowy wyrobisk samymi słupami lub krzyżami umieszcza się je równoległymi szeregi, w odległościach od 1,00 do 2,60 m szereg od szeregu i jeden od drugiego i umieszczają je w szeregach w odległościach od 0,50 do 1,00 m słup od słupa w szeregu, w zależności od miejscowych warunków, np. ze względu na nieutrudnianie przewozu wozami, rynnami, taśmami. Słupy również można ustawiać szeregi o rzędach mijanych.

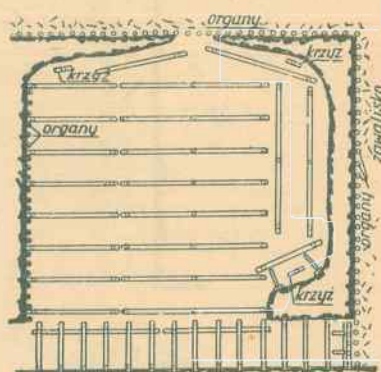
Żeby pod jeszcze gorszymi stropami nie stosować drogich stropnic, można podczas obudowy krzyżami dać do krzyżów poprzeczki dłuższe, bo

aż nawet do 1 m długości, a strop ponad poprzeczką prócz tego, zabezpieczyć krótkimi okładzinami, również do 1 m długości tak, jak to jest uwidocznione na rys. 23.

Wadą obudowy słupowej lub obudowy krzyżami jest brak ciągłości w obudowie, brak powiązania obudowy, gdyż strop podparty jest tylko w niektórych miejscach (punktach). Zniszczenie jednego słupa (krzyża) wywoła odrazu zawal w tym miejscu, gdyż sąsiednie słupy (krzyże) nie przejmą ciśnienia skały sponad uszkodzonego słupa.



Rys. 23



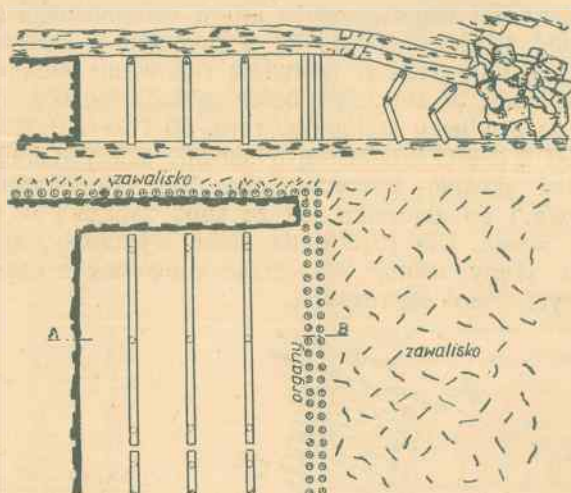
Rys. 24

W zagłębiach polskich pojedynczych słupów i krzyży do obudowy wyrobisk wydobywczych używa się rzadko. W wyjątkowych tylko wypadkach stosuje się słupy lub krzyże w pokładach średniej grubości i w grubych dla wzmocnienia stropu w tych miejscach, w których zwykła lub krótka stropnica byłaby niewygodna z braku miejsca, a więc np. podczas wybierania nóg (rys. 24). Niekiedy podczas wydobywania pokładów cienkich obudowuje się wyrobiska wydobywcze szeregami słupów (rys. 14 i 16) lub rzędami krzyży (rys. 20, 21 i 22).

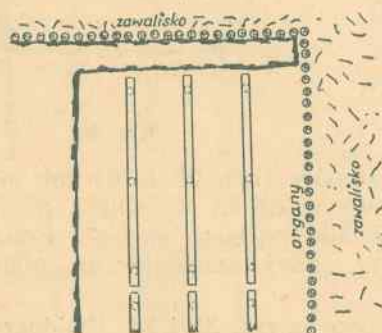
OBUDOWA OPOROWA

Podczas wydobywania ścianowego ciśnienie na obudowę wzrasta w miarę posuwania i poszerzania ściany, wzrasta również i ciśnienie na węgiel w przodku. Aby uniknąć nadmiernych ciśnień i nadmiernej pracy obudowy, zwęża się wyrobisko wydobywcze, od czasu do czasu zawalając niepotrzebne już części wyrobiska lub pozwalając im się zawalić; zawala się wyrobisko nie całkowicie, lecz tak, aby pozostała niezawalona przestrzeń wyznaczona przy przodku, potrzebna do umieszczenia toru lub rynien, dla umieszczenia wrębiarki i dla przejścia ludzi. By zawal dosięgnął tylko tej wyznaczonej granicy, ustawia się wzdłuż tej granicy wzmocnioną obudowę zwaną obudową oporową, która stałaby się czasowo drugą oporą dla płyty stropowej (stropu), opartej drugim końcem na ścianie (froncie) węgla (rys. 25). Podparcie stropu wzmocnioną obudową wzdłuż wywołuje przeginanie i pękanie stropu poza nią. Poza tą obudową oporową w starej niepotrzebnej części zabierki następuje zawal; przez to odciąża się obudowę w pozostałym wyrobisku. Obudowa podporowa składać się

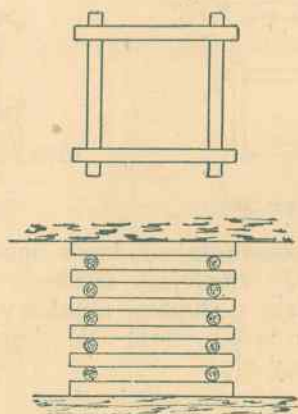
będzie z jednego (rys. 26) lub dwóch rzędów słupów (rys. 25), ustawionych równoległe do przodka, ustawionych wprost pod stropem lub stropnicami, założonymi równoległe do przodka. Słupy obudowy oporowej, jak również obudowa w wyrobisku nie mogą być elastyczne, gdyż bezpieczeństwo pogorszy się jednocześnie z obniżeniem i popękaniem stropu, wywołanym uginaniem się obudowy oporowej i zawał ogarnie całe wyrobisko.



Rys. 25



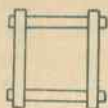
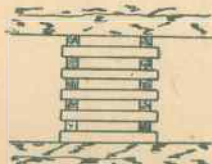
Rys. 26



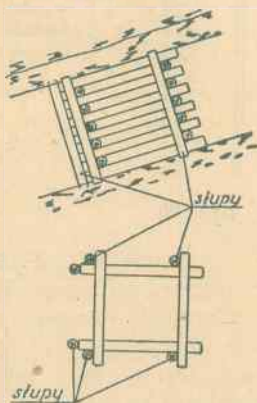
Rys. 27

Zamiast słupów jako obudowy oporowej stosuje się również w tych warunkach stopy, które są mniej elastyczne od słupów, w szczególności od słupów wysokich. Stopy układane z okrągłaków (rys. 27) są elastyczniejsze niż stopy z belek (rys. 28), bardziej obniżają się pod ciśnieniem stropu, gdyż okrągłaki łatwo wcinają się jeden w drugi i w niewytrzymałe spody i stropy. Powinno się stosować stopy, które pod ciśnieniem stropu najmniej się obniżą, a więc stopy z belek. Okrągłaki lub belki w stosach nie powinny leżeć jedno na drugim; należy je dokładnie podbijać pod strop w wyrobisku i jak najdokładniej oklinowywać; tylko wtedy osiadanie stropu

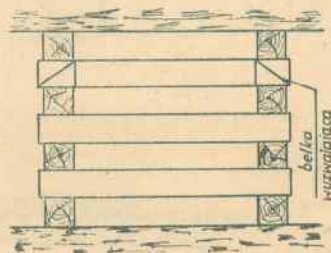
będzie najmniejsze i strop pomiędzy stosami i przodkiem wyrobiska mniej obniży się i mniej popęka. Przed układaniem stosów w wyrobiskach nachylonych ustawia się cztery albo sześć słupów, zależnie od upadu pokładu (rys. 29) słupy te zabezpieczają okrągłaki przed stoczeniem się. Ustawianie stosów na okrucinach skał lub miałe zwiększa osiadanie stosów. Te sposoby są często w kopalniach stosowane dla ułatwienia rozbierania stosów. Bezpieczniej jednak dla usunięcia stosu podciąć kilofem spód pod belkami (okrągłakami) pierwszej warstwy stosu lub w ostateczności pierwsze belki (okrągłaki) wyciąć siekierą. Należy tu wspomnieć o stosach z samowyzwalającymi się belkami; belki te ułatwiają rabowanie stosów, a czynność ta staje się bezpieczną. W stosach z belek zakłada się tzw. samowyzwalające belki, które są z odlewu stalowego (rys. 30 i 31). Belka samowyzwalająca złożona jest z części środkowej o skośnie ściętych końcach i dwóch końcówek, również skośnie ściętych (rys. 31). Końcówki po złożeniu z częścią środkową i po złączeniu ich ze sobą zapadką w formie klamry umieszcza się w stosie. Dla rozebrania stosu wystarczy, stojąc z daleka uderzeniem młota, szyny, usunąć połączenie końcówek z częścią środkową belek wyzwalających i stos się rozsypie.



Rys. 28



Rys. 29

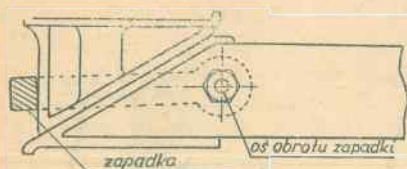


Rys. 30

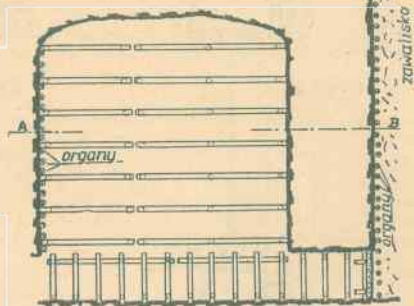
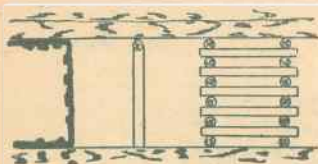
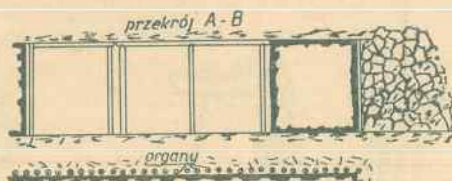
Stosowanie obudowy oporowej ze słupów (rys. 25 i 26) lub stosów (rys. 32) zmniejsza ciśnienie na obudowę w części wyrobiska pomiędzy przodkiem i słupami obudowy oporowej lub rzędami stosów. Praca tu w wyrobisku staje się bezpieczniejszą, gdyż ciśnienie na obudowę zmniejsza się.

Inne zastosowanie słupów uwidoczniono na rys. 33 i 24. Uwidocznione są tu słupy zwane organami, ustawione pojedynczymi rzędami i dookoła filara węgla w systemie śląskim, a na rys. 25 i 26 w wydobywaniu ścianami na zawał. Podczas wydobywania na zawał organy dodatkowe wzmacniają węglowe filary zabezpieczające (nogi), pozostawione przy zawałisku. Zabezpieczające filary (nogi) często są znacznej wysokości i dlatego w niedostatecznym stopniu przeciwstawiają się ciśnieniu stropu (rys. 34). Organy wywołują w zawałającej się zabierce równe pęknięcie stropu wzdłuż linii organów, tuż przy pozostawionym tilarze zabezpieczającym (rys. 34). Nogi niezabezpieczone organami bardziej ulegają roznicianiu; to wpływa niekorzystnie na stan bezpieczeństwa w zabierce, gdyż strop wtedy bardziej się obniża i bardziej pęka. Organy, przyjmując na siebie część ciśnienia

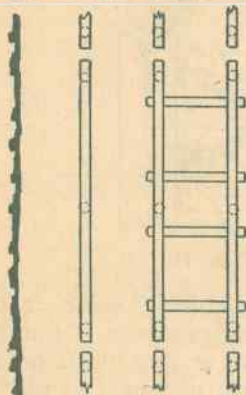
stropu, umożliwiając wybranie większej ilości węgla z nóg, plotów itd., pozostawionych od zawaliska. Poza tym podczas wybierania nogi zabezpieczają one ludzi przed zsunięciem brył z zawaliska do zabierki. Niezależnie od tego, dzięki organom, przez zawał przy nodze utrzymuje się ciąg powietrza, który ułatwia przewietrzanie wyrobiska, dopóki wyrobisko górą



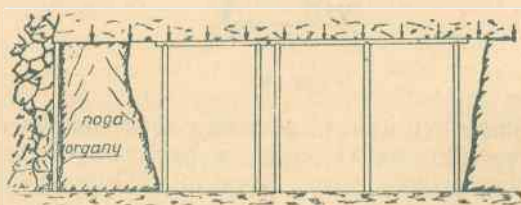
Rys. 31



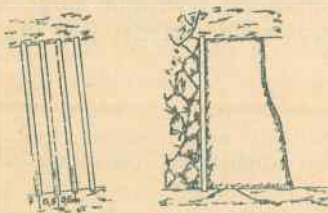
Rys. 33



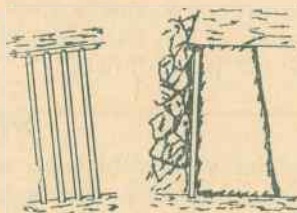
Rys. 32



Rys. 34



Rys. 35

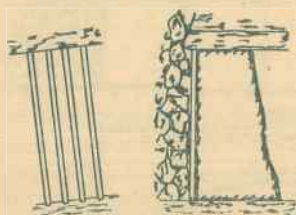


Rys. 36

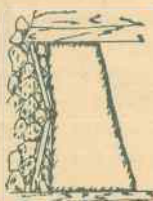
nie będzie przebite do zawaliska z chodnika górnego i później wentylacja odbywa się przez ścięcie z zawaliskiem chodnika górnego i chodnikiem górnym już zawalonym, przestrzenią pomiędzy nóżką węglową a organami.

Odległość pomiędzy organami (słupami) jest zależna od ciśnienia stropu i od grubości pozostawionych nóg; im większe ciśnienie i im grubość

nóg jest mniejsza, tym bardziej należy zmniejszyć odległość pomiędzy organami. Średnio odległość pomiędzy słupami jest około 70 cm, licząc od środka do środka słupa. Słupy umieszcza się w gniazdach, wyciętych w spodzie i w stropie wyrobiska (rys. 35). Pod stropami twardymi należy zadowolić się zwykłym podbiciem słupów pod strop (rys. 36). Pod stropami mniej wytrzymałymi lepiej słupy podbić pod stropnicę (rys. 37).



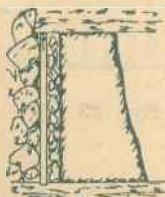
Rys. 37



Rys. 38



Rys. 39



Rys. 40



Rys. 41

Słupy (organy) powinny być ustawione jak najbliżej ścian zabierki (rys. 35, 36, 37), gdyż w przeciwnym razie słupy umieszczone w gniazdach wygną się i złamią (rys. 38). Słupy nieumieszczone w gniazdach przesuną się pod ciśnieniem skał zawaliska, zajmując położenie ukośne i w niedostatecznym stopniu będą wykonywały swą pracę (rys. 39); w tych warunkach słupy podbite pod stropnicę rozszczepią się (rys. 40 i 41). Przedwczesne uszkodzenie organów uniemożliwi (utrudni) całkowite wybranie nogi. Stosowanie organów jest bardzo korzystne, lecz oczywiście wtedy, gdy organy będą ustawione prawidłowo.

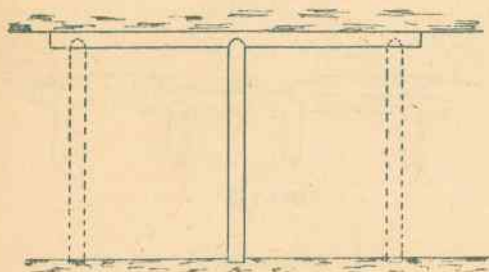
STROPNICE

Najczęściej w wyrobiskach wydobywczycach stosuje się obudowę składającą się ze stropnic podpartych słupami.

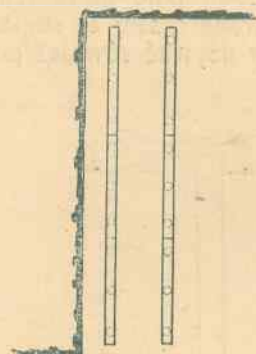
W wyrobiskach niskich i średniej wysokości stropnicę zależnie od jej długości (wagi) bierze na ręce dwóch ludzi, podnoszą ją do góry i przystawiają do stropu; tymczasem inny robotnik, po wzięciu miary na słup średni, obcina go i oluje. Po ponownym podniesieniu stropnicy pod strop podbija się przygotowany słup pod stropnicę (rys. 42). Słup ten już podtrzymuje stropnicę i ułatwia podbijanie reszty słupów pod stropnicę. Następnie przygotowuje się na miarę resztę słupów i podbija je pod stropnicę. Liczba słupów zależy od długości stropnicy i od oczekiwanego ciśnienia.

Stropnice w wyrobiskach zakłada się szeregami w prostych liniach szeregu do szeregu; słupy w rzędach powinny się kryć. Odległość pomiędzy stropnicami również zależy od oczekiwanego ciśnienia (rys. 43).

Obudowa wyrobisk wysokich jest trudniejsza, robić ją bowiem należy z drabin. Drabiny opierają się o ściany wyrobiska. Drabina stać powinna pewnie; uważać należy, by drabina się nie obsunęła ze stojącym na niej robotnikiem. Stropnicę bierze dwóch ludzi na ramiona i wychodzą z nią obu drabinami aż pod strop. Zamiast trzymać stropnicę na ramionach przez cały czas mierzenia długości słupów i podbijania ich, przywiązują ją drutami do gwoździ wbitych do kołków wprawionych do otworów uprzednio wywierconych w stropie, zawieszenie to jest potrzebne tylko do podbicia pierwszego słupa pod stropnicę. Teraz biorą miarę na resztę słupów i podbijają je jeden za drugim.



Rys. 42



Rys. 43

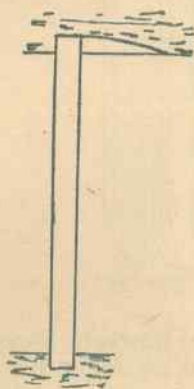
Podbicie słupów wysokich nie należy do czynności łatwych. Stojąc na spodzie wyrobiska, górnik zmuszony jest uderzać młotem po słupie nie przy zamku, lecz niżej, bliżej środka, wtedy energię uderzenia częściowo traci się na wyginanie słupa. W tych warunkach trudno podbić pod stropnicę słup ucięty na miarę, dlatego słupy te robią trochę krótsze, wtedy podbić je łatwo; dla usztywnienia obudowy oklinowują następnie (z drabin) stropnice o strop, przede wszystkim ponad słupami.

Podbicie wysokich słupów z drabin jest bardzo niewygodne i niebezpieczne. Niepewna i niebezpieczna jest pozycja stojącego na szczeblu drabiny robotnika, trudny i niebezpieczny staje się zamach młotem lub kilotem, słabe jest uderzenie; są to przyczyny obniżające efekt pracy. Podbić słup pod stropnicę można i dołem; a więc po zaolowaniu słupa ustawia się go zamkiem pod właściwe miejsce stropnicy, a następnie, uderzając młotem w dolną część słupa, nasuwa się go do gniazda wyciętego uprzednio we właściwym miejscu spodu. Dla łatwiejszego podbicia słupa gniazdo musi być przygotowane z zawodem, wprowadzeniem dla słupa (rys. 44).

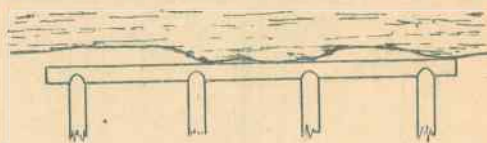
Stropnice umieszcza się liniami równoległymi do przodka; długość stropnic dochodzi nawet do 6 m. Stropnice podparte są 4 — 5 słupami; liczba słupów i odległość równoległych szeregów stropnic pomiędzy sobą zależy od miejscowych warunków, a więc od ciśnienia przede wszystkim i od możliwości założenia przewozu pomiędzy szeregami słupów (przewóz wozami, taśmami, rynnami). Wobec związania stropnicami słupów w sze-

regach równoległych do przodka, odległość pomiędzy słupami pod stropnicami może być większa od odległości pomiędzy szeregami stropnic.

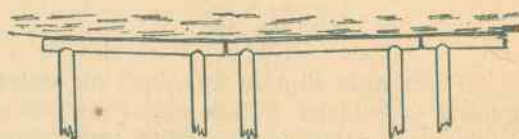
Długość stropnic zależy od budowy podszycia, od możliwości wysunięcia drewna z klatki do podszycia, od stopnia krzywizny chodników przewozowych, po których stropnice będą dostarczane (przenoszone, przewożone) do wyrobisk wydobywczych. Im dłuższe są stropnice, tym cięższe i trudniejsze są manipulacje z nimi podczas przewożenia, przenoszenia i ustawiania, a w szczególności podczas podnoszenia do góry, po drabinach, pod strop, przez 2 ludzi, dla późniejszego podbicia ich słupami. Lepiej jednak stosować dłuższe stropnice, gdyż ma się wtedy większą ciągłość obudowy i nadmierne ciśnienia w jednym miejscu, na jeden ze słupów, przenoszą się na większą liczbę słupów podpierających te stropnice. Stropnice krótsze, podparte dwoma tylko słupami można stosować wyjątkowo z braku miejsca na ustawienie stropnic dłuższych, np. dla wybierania nóg (rys. 24); tu są one stosowane razem ze słupami pojedynczymi i krzyżami. Długich stropnic nie należy używać również pod stropami bardzo nierównymi (rys. 45); trudno



Rys. 44



Rys. 45



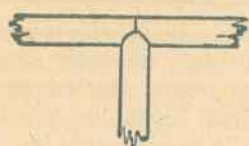
Rys. 46

bowiem długą stropnicę dopasować do stropu nierównego; ustawione w tych warunkach stropnice będą połamane pod działaniem sił skupionych. I w tym przypadku lepiej więc stosować w miarę potrzeby stropnice krótsze, odpowiednio do nich wyrównując strop; oczywiście łatwiej to zrobić dla stropnicy krótkiej niż dla długiej (rys. 46).

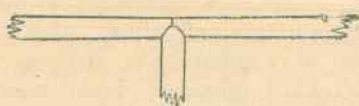
Nie powinno się końców stropnic sąsiednich znajdujących się w jednym szeregu podierać jednym wspólnym słupem (rys. 47); jest to sposób trudny, niewygodny, niepewny, a nawet i niebezpieczny, gdyż wybite przypadkowe wspólne słupa wozem, spadającą bryłą lub umyślnie wywoła warunki niebezpieczne na większej już powierzchni w wyrobisku. Tylko zakładając stropnice w rzędach tak, aby cienki koniec stropnicy stykał się z cienkim, a gruby z grubym, można osiągnąć jednakowe podbicie obu końców stropnic (rys. 48 i 49). W przeciwnym razie cienki koniec stropnicy nie będzie podparty, a słup obciążony mimośrodowo grubym końcem jednej ze stropnic rozszczepi się (rys. 50). Lepiej oba końce sąsiadujących stropnic podbić dwoma słupami, a więc podeprzeć je niezależnie. Ustawienie na wspólnym słupie końców sąsiednich stropnic jest niebezpieczne i z tego względu, że dla większych nacisków stropu można się obawiać tak wielkiego ugięcia

stropnicy, że stropnica gorzej podparta (krócej) bliżej brzegu słupa od ciśnienia mogłaby zmiażdżyć krawędź słupa i zsunąć się ze słupa.

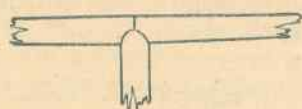
Średnica stropnic w wyrobiskach wydobywczych zależy nie tylko od ciśnienia stropu i od odległości pomiędzy stropnicami, ale również i od sposobu podparcia tych stropnic. Mianowicie im więcej słupów podpierać będzie stropnice, tym mniejsza odległość będzie między podporami i tym mniejszy będzie moment gnący stropnicę pomiędzy oporami i o tym mniejszej średnicy będzie można zastosować stropnice. Oczywiście mówiąc o oszczędności, jaka wyniknie z zastosowania stropnicy o mniejszej średnicy, nie należy zapominać o stratach, jakie wynikną z zastosowania jednego, czy dwóch dodatkowych słupów, podpierających tę stropnicę.



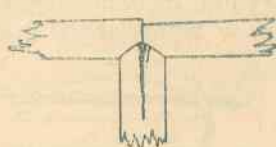
Rys. 47



Rys. 48



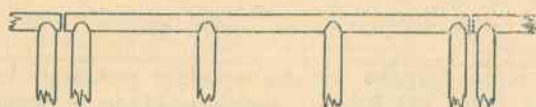
Rys. 49



Rys. 50

Omawiając w dalszym ciągu podparcie stropnic tą lub inną liczbą słupów, należy wziąć pod uwagę, że przy tej samej liczbie słupów podpierających stropnicę można uzyskać lepsze lub gorsze wykorzystanie stropnicy. Stropnica o długości l może być podparta n słupami, podbitymi pod stropnicę w odległościach $\frac{l}{n-1}$, przy czym skrajne słupy będą podbite pod końcami stropnicy (rys. 51). Następna stropnica, znajdująca się w tej samej linii co i stropnica omawiana (w przedłużeniu jej) będzie znów podparta n słupami, przy czym skrajne słupy tej drugiej stropnicy będą się znajdować obok słupów skrajnych pierwszej stropnicy i następnej, trzeciej (rys. 51) itd. Odległość pomiędzy podparciami we wszystkich stropnicach

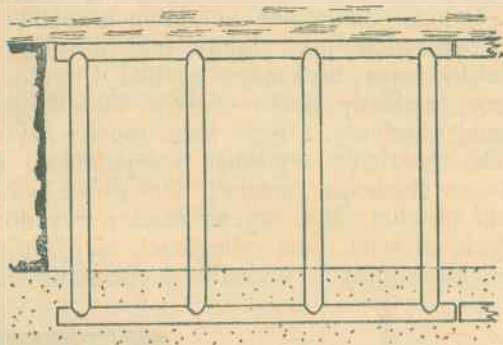
będzie $\frac{l}{n-1}$



Rys. 51

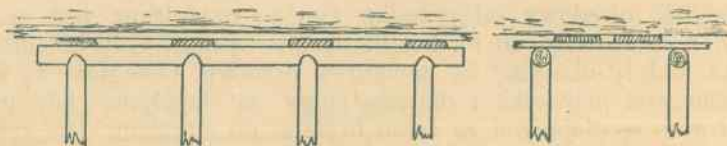
Tą samą liczbą słupów można podeprzeć stropnicę ekonomiczniej, mianowicie przesuwając skrajne słupy od końców stropnicy i zmuszając do pracy konce stropnic jako belki konsolowe. Resztę słupów ustawić należy pomiędzy słupami skrajnymi tak, aby się znajdowały na jednakowych odległościach jedne od drugich (rys. 52). W tym drugim przypadku słupy będą znajdować się na mniejszych odległościach jedne od drugich, a więc dla tych samych obciążeń obciążenie stropnicy pomiędzy słupami będzie

(rys. 58) wkopanych odpowiednio głęboko. Ta ostrożność dotyczy szczególnie słupów, które mają być szkieletem tamy podsadzkowej. Gdy są duże ciśnienia, zamiast oddzielnych podkładek bezpieczniej słupy ustawić na wspólnym progu. Unika się w ten sposób niebezpiecznego przechylenia się najlepszej podkładki i zsunięcia z niej słupa; natomiast słupy związane ze sobą górną stropnicą, a dołem progiem wspólnym stosuje się na obudowę o bardziej współpracujących ze sobą elementach niż w obudowie wspartej na oddzielnych podkładkach. Podczas wydobywania z podsadzaniem pamięta należy o umieszczeniu również i progów na odpowiedniej głębokości w podsadźce, aby zabezpieczyć słupy przed wybijaniem z miejsca i nieostrożnym podkopaniem lub podmyciem wodą podsadzkową: Progi można umieszczać nieco płycej w podsadźce niż podkładki pojedyncze pod słupami.



Rys. 58

Na stropnicach układa się okładziny, które mają ściśle do stropu dolegać i być o strop dokładnie oklinowane. Mają one przede wszystkim zabezpieczyć ludzi przed spadającymi ze stropu odłamkami skał; oprócz tego rozkładają one ciśnienie stropu pomiędzy stropnicami na sąsiednie stropnice; tak usuwa się wyniki niedogodnego obciążenia stropnicy siłami skupionymi. Okładziny układają się na stropnicach gęściej lub rzadziej z większymi lub mniejszymi pomiędzy nimi przerwami, w zależności od łamliwości stropu. Zakładanie okładzin jednych na drugie, na krzyż (rys. 59), jak to nieraz się



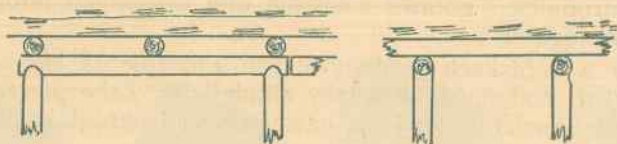
Rys. 59

widzi, jest trudne i bezpieczeństwa nie zapewni w tym stopniu jak zbliżenie okładzin, czyli gęściejsze założenie ich jedno obok drugich. W przypadku gęściej założonych okładzin siły gnące rozłożone będą na większą liczbę okładzin; w przypadku gdy układane będą na krzyż, na gięcie pracować będą wyłącznie tylko okładziny ułożone na stropnicach. Jako okładzin oprócz desek stosuje się cienkie okrągłaki, żerdzie i łupanki z drewna okrągłego.

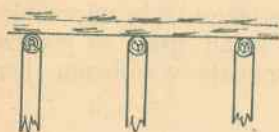
Jeżeli ciśnienie stropu jest znaczne, to szeregi stropnic muszą być blisko obok siebie założone. W tych warunkach nie można będzie umieścić po-

między sąsiednimi szeregami słupów ani przewozu taśmowego, ani rynnowego, ani tym bardziej urządzić przewozu wozami; przeszkadza właśnie będą słupy przynajmniej jednego szeregu stropnic. Dopiero po usunięciu ich można by założyć w tym miejscu to lub inne urządzenie transportowe. Lecz usunięcie słupów jest równoznaczne z usunięciem jednego rzędu stropnic, a stropnic usunąć nie można ze względu na bezpieczeństwo.

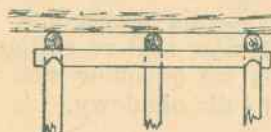
Aby usunąć słupy spod jednego szeregu stropnic dla założenia pod nim przewozu, można podeprzeć ten szereg stropnic podciągami, a te mogą być podparte słupami podpierającymi szeregi stropnic sąsiednich (rys. 60). Obudowę tego rodzaju należy zrobić w pewnej kolejności. Przede wszystkim



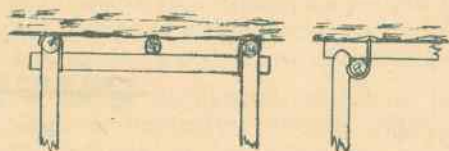
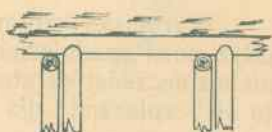
Rys. 60



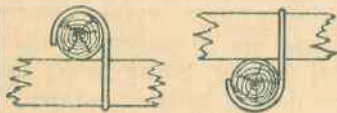
Rys. 61



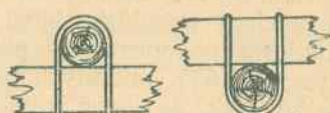
Rys. 62



Rys. 63



Rys. 64



Rys. 65

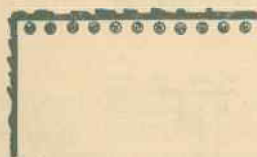
należy obudować strop, jak zwykle stropnicami, podpartymi słupami tymczasowymi (rys. 61). Następnie należy założyć podciągi pod kątem prostym do stropnic i podeprzeć je słupami ostatecznymi pod skrajnymi szeregami stropnic (rys. 62). Następnie stropnice i podciągi należy oklinować i nareszcie usunąć teraz można spod środkowego szeregu stropnic słupy prowizoryczne (rys. 60). Tylko w przypadku założenia stropnic cienkim końcem w jedną stronę podciągi będą dokładnie do stropnic przylegać i uniknie się znacznego oklinowywania stropnic i podciągów. Zamiast podbijania słupów prowizorycznych pod środkowy szereg stropnic, a potem ostatecznych słupów pod końce podciągów, można zastosować tymczasowe zawieszenie podciągów na hakach, zawieszonych na obu sąsiednich szeregach stropnic

(rys. 63). Haki są z żelaza okrągłego (rys. 64 i 65). Po obudowaniu stropu stropnicami i słupami jak zwykle zawiesza się wieszaki na co drugim szeregu stropnic i wsuwa na każde (dwa) haki podciągi. Teraz można usunąć słupy spod tej stropnicy, która będzie podtrzymywana podciągami. W końcu oklinowuje się środkowy szereg stropnic o podciągi. Obudowa z podciągami nie wydaje się dobrą. Podciągi bowiem są obciążone siłami skupionymi ciśnienia stropu, przekazywanego im stropnicami i to w dodatku w przekrojach niebezpiecznych. W obudowie tego typu pozostałe słupy, podtrzymujące obie sąsiednie stropnice, są oczywiście obciążone podwójnie w porównaniu ze zwykłą obudową bez podciągów, gdyż każdy z nich jest obciążony ciśnieniem swojej stropnicy i połową ciśnienia obu sąsiednich stropnic podtrzymywanych podciągami.

Ściany w wyrobiskach wydobywczych zabezpiecza się w razie obrywania się skał, podobnie jak ściany chodników. Zabezpiecza się je okładzinami z desek, żerdzi, połowic, a nawet starymi okrągłakami.

OBUDOWA WYROBISK WYDOBYWCZYCH W POKŁADACH STROMYCH

Wyrobiska strome wymagają szczególnie dokładnego zabezpieczenia, gdyż poza spadnięciem odłamów skał ze stropu i ze ścian grozi tu jeszcze niebezpieczeństwo staczania się odłamów skał po spodzie wyrobiska. Jest to niebezpieczne i dla ludzi i dla obudowy.



Rys. 66

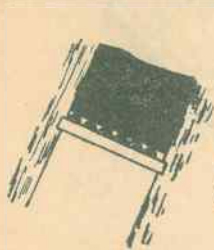


Rys. 67

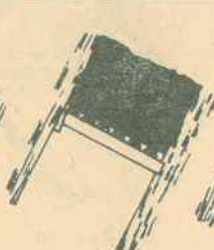
W wyrobiskach o znacznym nachyleniu należy zabezpieczyć specjalną obudową podporową również i wiszącą ścianę wyrobiska. Odrywające się bowiem od niej odłamy skał, staczając się mogą być niebezpieczne dla pracujących w wyrobisku ludzi. Zderzając się z obudową mogą wybijać słupy. Obudowa podporowa w pokładach cienkich składa się z szeregu słupów (rys. 66 i 67), podbitych tuż przy zabezpieczonej ścianie. Słupy mogą być podbite tak, że jeden koniec słupa, mianowicie dolny będzie ustawiony w gnieździe wyciętym w spodzie wyrobiska, gdy górny będzie wprowadzony do gniazda przez specjalne wycięte w stropie wprowadzenie z boku (rys. 68). Lecz tego rodzaju unieruchomienie słupów jest możliwe tylko w spodzie i w stropie wytrzymałym. Gdy strop lub spód są niewytrzymałe, obawiać się należy pęknięcia, ścięcia gniazd i spadnięcia słupów. W przypadku więc niepewnej wytrzymałości stropu i spodu na ścianie lepiej zapewnić unieruchomienie słupów, zaciskając je pomiędzy stropem i spodem klinami. W tym wykonaniu dolny koniec słupa spoczywa w gnieździe, a pomiędzy koniec słupa górny i strop będzie wbity klin (rys. 69). Słup pod naciskiem nasuwających się skał będzie się coraz bardziej nasuwał końcem górnym na klin aż do zupełnego unieruchomienia.

Założone za słupy okładziny mają zatrzymać drobniejsze bryły i uniemożliwić staczanie ich w dół. Okładziny mają rozłożyć ciśnienia większej

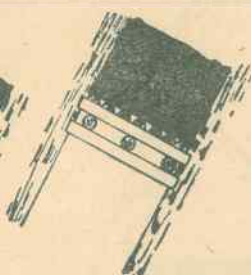
bryty węgla, oddzielonej od ściany na słupy obudowy podporowej; ciśnienie jej długimi okładzinami rozkłada się na większą liczbę słupów. Wytrzymałość okładzin ma być dostosowana do spodziewanych obciążeń i do odległości pomiędzy słupami obudowy podporowej. Oczywiście jak zwykle okładziny mają dotykać wyrównanej ściany wyrobiska i muszą być dokładnie do tej ściany docisnięte; potrzeba je więc dokładnie o słupy oklinować. Gorsze jest oczywiście ustawienie słupów w dwa rzędy (rys. 70) z poziomo założonymi pomiędzy nimi okrągłakami o ścianie podpartej okładzinami. Więcej w tym sposobie zabezpieczenia wychodzi drewna niż w sposobie poprzednim; dochodzi bowiem drugi rząd okrągłaków założonych pomiędzy słupami. Te nie pracują w ogóle, a zabezpieczenie jest mniej pewne, ściany bowiem nie są nimi podparte.



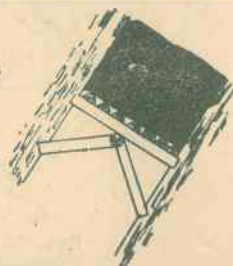
Rys. 68



Rys. 69



Rys. 70



Rys. 71

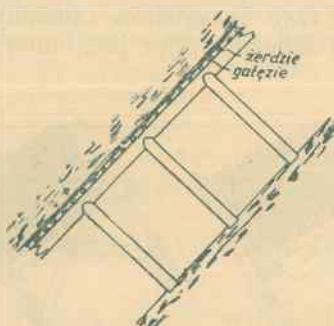
Jeżeli słup obudowy podporowej są zbyt długie i nadmiernie obciążone, to oprócz wprowadzenia słupów do gniazd trzeba zastosować obudowę podporową bardziej skomplikowaną. Obudowa podporowa w tym wypadku składać się będzie oprócz słupów z pojedynczego podciągu, podpierającego słupy pośrodku; podciąg podparty będzie dwoma szeregami rozpór (rys. 71).

W wyrobiskach o dużym nachyleniu, podobnie jak i w wyrobiskach o małym nachyleniu, lecz wytrzymałym stropie, stosować można obudowę tylko ze słupów. Słupy ustawia się w nachyleniu zależnym od upadu pokładu; wpuszczone są one w gniazda w spodzie; z góry należy te słupy wbić na miejsce i z góry oklinować (rys. 69). Gdy stropy są gorsze, niewytrzymałe, zamiast słupów stosuje się krzyże.

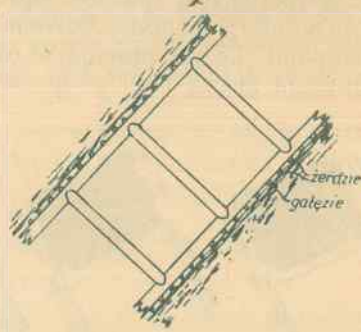
W jeszcze gorszych warunkach stosować trzeba stropnice, które ustawia się szeregami, równoległe do przebijanego przodka, a więc po upadzie pokładu lub też po jego rozciągłości, w zależności od kierunku przebijania przodka. W pokładach cienkich jako stropnic używa się połowic, a nie okrągłaków, gdyż te bardziej obniżają wysokość wyrobiska.

Gdy strop jest niewytrzymały, stosować trzeba dla zabezpieczenia przed spadającymi odłamkami skał ze stropu okładziny; zamiast drogich okładzin z desek stosować można tańsze żerdzie (okrągłaki) o małych średnicach (od 3 do 4 cm). Niekiedy na żerdzie daje się jeszcze chrust, który jest tańszy od żerdzi (rys. 72) lub nawet maty ze słomy lub trzciny, chrustu lub wikliny, plecionej tak, jak je plotą ogrodnicy do inspektów. Gdy spód jest niewytrzymały, należy go zabezpieczyć podobnie jak zabezpiecza się strop. Obawiać się bowiem należy, że od spodu będą oddzielać się bryły kamienia; staczając się one mogą być przyczyną poważnych wypadków z ludźmi a wybijając obudowę, mogą spowodować zawały. Spód zabezpieczyć można progami, gdy jest miękki lub łamliwy; w gorszych przypad-

kach pod progi daje się okładziny. Zabezpieczenie deskami jest zbyt kosztowne. Dla tych potrzeb mogą być używane żerdzie, żerdzie i chrust (rys. 73), lub żerdzie i maty z chrustu albo ze słomy i trzciny. Progi i stropnice będą oczywiście umieszczone równoległe do przodka, zależnie do kierunku wydobywania pokładu, a więc równoległe do rozciągłości pokładu lub też równoległe do upadu. Do tego są używane gałęzie różnych drzew, a więc materiał odpadkowy tani. Gałęzie rozściela się równą warstwą na spodzie, odpowiednio do warunków.

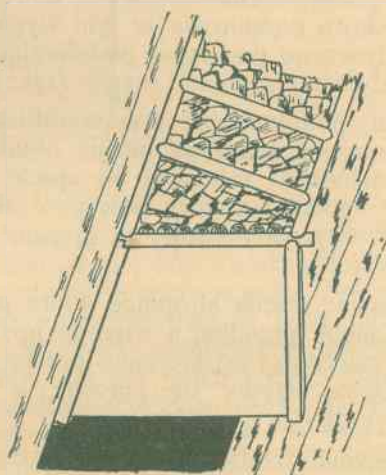


Rys. 72

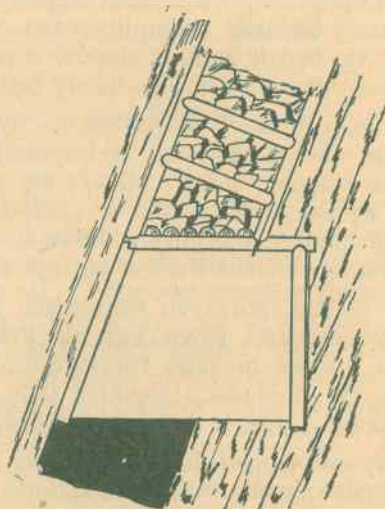


Rys. 73

W stromych pokładach, gdy poniżej wyrobiska wydobywczego znajduje się chodnik, dla zabezpieczenia obudowy wyrobiska wydobywczego przed spęszaniem wiąże się ją z obudową chodnika. Odpowiednio zakoń-



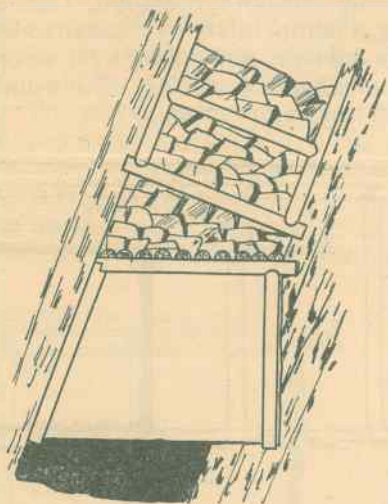
Rys. 74



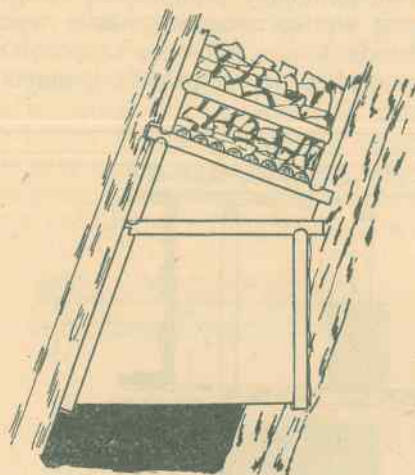
Rys. 75

czono stropnice i podwaliny obudowy wyrobiska (odpowiednio zaolowane lub wcięte) opierają o stropnice chodnika (rys. 74). Możliwe to jest tylko w tym przypadku, o ile stropnica wyrobiska wydobywczego łączy się ze stropnicą chodnika nad wspólnym słupem we wspólnym węźle; nie można natomiast łączyć podwaliny ze stropnicą chodnikową w węzeł, niepodtrzymywany słupem, a więc pomiędzy słupami (rys. 75). Wtedy spodziewać się można złamania stropnicy pod działaniem siły skupionej. Lepiej wesprzeć

i próg i stropnicę wyrobiska wydobywczego nie na obudowie chodnika, lecz niezależnie, np. na słupie wpuszczonym w gniazda (rys. 76). Obudowa chodnikowa również nie powinna być obciążana podsadzką z wyrobiska wydobywczego, która zabezpieczyć ma chodnik przed zgnieceniem. Podsadzkę tę utrzymać należy na miejscu i uchronić przed staczaniem się do



Rys. 76



Rys. 77

chodnika niezależnymi słupami i okładzinami (rys. 77); słupy muszą być umocowane dokładnie w gniazdach, w stropie i w spodzie chodnika, a okładziny mają być wytrzymałe np. z połowic. Tym sposobem obudowa chodnika będzie odciążona.

OBUDOWA WISZĄCA

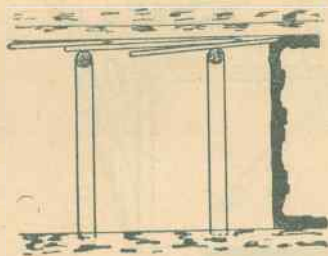
Po założeniu stropnic pod obsypującymi się stropami i po podparciu ich słupami na stropnicach układa się okładziny. W niektórych szczególnie niedogodnych przypadkach tak późne założenie okładzin nie wystarcza i okładzinami należy zabezpieczyć strop jeszcze przed zabezpieczeniem go stropnicami. Ostatnia stropnica zawsze znajduje się zbyt daleko od przodka i cała powierzchnia stropu pomiędzy ostatnią stropnicą a przodkiem pozostaje niezabezpieczona przed obniżaniem się, pękaniem i spadającymi bryłami skal. Wbijając okładziny młotem pomiędzy ostatnimi stropnicami i stropem, przesuwają się ich końce jak najbliżej przodka. Zaostrzone końce okładzin wbijają się pod strop w gniazda, wycięte kilofem tuż pod stropem (rys. 56, 57, 78). Podbijając i przesuwając je należy jednocześnie z przebijaniem przodka, dotąd aż znów będzie można założyć następną stropnicę, która podchwyci jednocześnie końce tych okładzin. Dotąd okładziny pracowały do pewnego stopnia jak belki utwierdzone jednym końcem; po założeniu nowej stropnicy pracować będą jak belki podparte obu końcami.

Wobec tego że okładziny (deski) są założone na płasko, wytrzymałość ich jest rzecz oczywista niewielka i tym sposobem zabezpieczać można strop tylko na niewielką odległość od ostatniej stropnicy. Odległość ta i tak jest ograniczona odległością pomiędzy stropnicami. Zakładanie długich okładzin za stropnice jest czynnością trudną. Żeby długa okładzina zmieściła

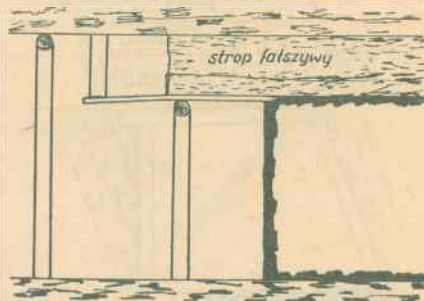
się pomiędzy stropicami, trzeba by było ją wygiąć; oczywiście wbijanie jej w stanie zgiętym jest niemożliwe.

Ten sposób zabezpieczania stropu pomiędzy ostatnią stropnicą a przodkiem jest niedobry, jest bowiem długi i kosztowny.

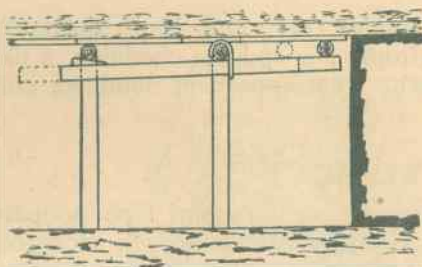
Stosując podobną metodę można np. zabezpieczyć urobek przed zanieczyszczeniem skałami z obsypującego się fałszywego stropu. Okładziny wbija się pomiędzy pomocniczą stropnicę a strop fałszywy; zaostrome ich końce są wpuszczone w gniazda wycięte kilofem pod fałszywym stropem, gdy drugie końce okładzin są podparte słupkami (rys. 79). Po usunięciu urobku można przystąpić do usunięcia fałszywego stropu.



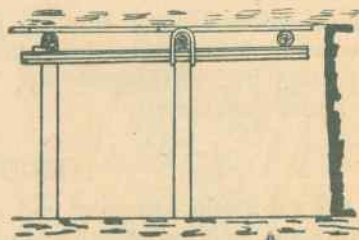
Rys. 78



Rys. 79



Rys. 80

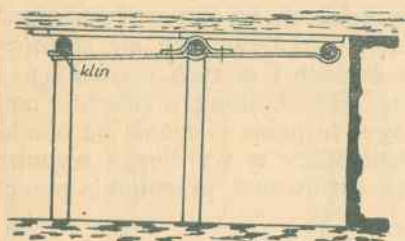


Rys. 81

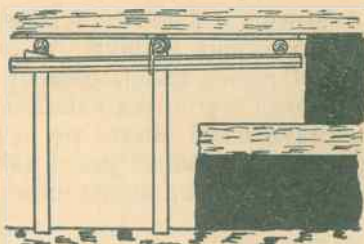
Lepiej i bezpieczniej podtrzymywać okładziny stropnicami podpartymi podciągami, dźwigniami z szyn lub z okrągłaków, zawieszonych na wieszakach na ostatniej stropnicy podpartej już słupami (rys. 80). Wieszaki są z żelaza okrągłego, wygiętego w dwóch prostokątnych do siebie płaszczyznach (rys. 64). Jednym zagiętym końcem zakłada się haki za ostatnią stropnicę podpartą słupami, a na drugi kładzie się dźwignię (rys. 80). Na rys. 65, 81 uwidoczono wieszak podwójny, a więc bardziej wytrzymały od poprzedniego. Dźwignie te są podklinowane słupami w jednym końcu od stropu, gdy drugi ich koniec podtrzymuje stropnicę; na tej stropnicy oparte będą drugie końce okładzin (bliżej przodka), podparte już z jednej strony ostatnią stropnicą (rys. 80 i 81). Jednocześnie z dalszym przebijaniem przodka można dalej pobijać okładziny tak, aby strop pomiędzy wiszącą stropnicą a przodkiem zawsze był okładzinami podparty. Pobijać można i wiszące stropnice bliżej przodka (rys. 80), aby wykorzystać całkowitą długość okładzin. Teraz można podbić słupy pod dotychczas wiszącą strop-

nicę, zwolnić dźwignię i przewiesić ją na ostatnio podbitą słupami stropnicę. Tu dźwignie pracują jak belki podparte w dwóch punktach ze zwisającym konsolowo końcem.

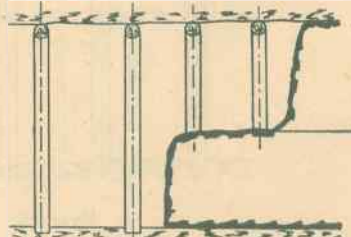
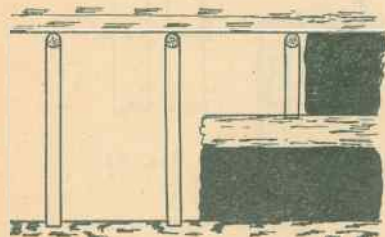
Dzięki podobnemu podparciu stropnicy dźwigniami można nie obawiać się wybicia słupów spod stropnicy, znajdującej się tuż przy przodku i zawalenia się wyrobiska w przodku; nie należy się obawiać spadania brył ze stropu. Ostatnie stropnice podtrzymuje się więc przez cały czas robót strzałowych na dźwigniach i potem dopiero pod stropnicę daje się słupy. Dźwignia żelazna ma być tak zrobiona i założona, by przekrój jej poprzeczny pracując na gięcie przeciwstawił się siłom gnącym swym największym modulem wytrzymałości. Na rys. 82 uwidoczniono inne zawieszenie stropnicy. Tu wygięty pałkowato wieszak z żelaza kutego wsuwa się między stropnicę podpartą już słupami i strop. Na oba końce tego wieszaka nasuwa się mufy (pięścienie), łączące go z dźwignią. Dźwignia swym wygiętym końcem lekko zwisa w dół i podtrzymuje stropnicę, a drugim oklinowuje



Rys. 82



Rys. 83

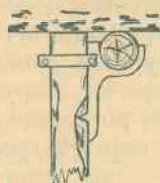


Rys. 84

się ją o strop, aby przycisnąć stropnicę możliwie dokładnie razem z okładzinami do stropu. Po podparciu stropnicy słupami pierścienie zbija się z pałaka i dźwignia spada. Lecz dźwignia tego typu jest gorsza od poprzednio omówionych. Długość jej ramienia jest bowiem stała i można założyć ją w ostatniej chwili po przebicju przodka na długość ramienia dźwigni.

Na rys. 83 uwidoczniono sposób zastosowania tegoż urządzenia dla wydobywania dwóch pokładów, o mocnym stropie, przedzielonych pokładem (przerostem) skały płonnej. Aby uniknąć zanieczyszczenia węgla przerostem, z początku osobno wybiera się pokład górny, potem przerost, a potem pokład dolny. Zastosowanie dźwigni zaoszczędzi stawiania krótkich pomocniczych słupów pod stropnicę, z początku na przerost, a po usunięciu przerostu na stropie pokładu dolnego (rys. 84). We wszystkich sposobach wyżej opisanych, gdy stropnice z okładzinami podtrzymywane są dźwigniami czy też podciągami, ciśnienie stropu na ostatnią stropnicę

niepodpartą jest przenoszona dźwignią lub podciąganiem na stropnicę poprzednią, już podpartą słupami i dalej na słupy. Gdy ciśnienie stropu jest znaczne, wytrzymałość poprzedniej stropnicy już podpartej słupami, a więc i całej obudowy wyrobiska musi być znaczna.

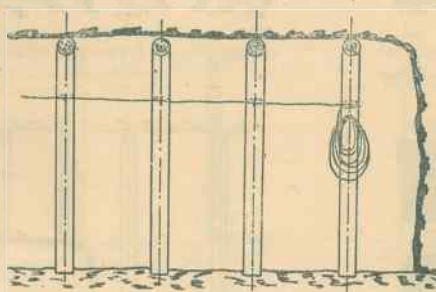


Rys. 85

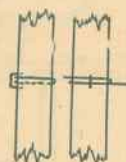
Do obudowy wyrobisk wydobywczych często stosuje się stropnicę przenośną. Te są umocowane do słupów na konsolach żelaznych (rys. 85). Konsole są zaopatrzone pazurem wbijanym do słupa i dociągane do słupa strzemiem przepuszczonym przez konsolę i skobłem ze słupa. Urządzenie to umożliwia szybkie zdemontowanie stropnicy. Jest to nadzwyczaj wygodne dla rabowania stropnic. Słupy podczas rabowania wyjmuje się lub też pozostawia w zawale albo w podsadzce, zależnie od ciśnienia stropu.

ZABEZPIECZENIE WYROBISK PRZED ZAWALISKAMI

Stosowanie obudowy ściśliwej w wyrobiskach wydobywczych nie wydaje się polecenia godnym. W wyrobiskach wydobywczych nie stosuje się bowiem obudowy takiej, jaka by w tych skałach i w tych warunkach, dla tej szerokości wyrobiska należało stosować, lecz obudowę o znacznie mniejszej wytrzymałości. Bierze się tu pod uwagę, że pełne ciśnienie na obudowę nie zdąży się rozwinąć przed zakończeniem pracy w wyrobisku wydobywczym. Z tego wynika konieczność szybkiego posuwania, przebijania przodka.



Rys. 86



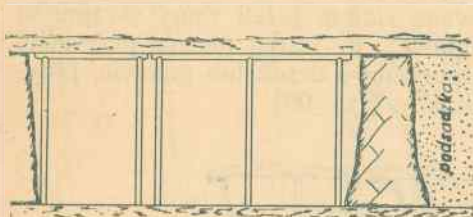
Rys. 87

Stosowanie obudowy ściśliwej w wyrobisku wydobywczym sprzyjałoby szybszemu i bardziej w głąb sięgającemu popękaniu stropu. Połączone by to było ze zwiększeniem sił cisnących na obudowę. Mogłoby to wywołać szybsze zawalenie wyrobiska niezabezpieczonego niż wyrobiska zabezpieczonego obudową zwyczajną, więc mniej ściśliwą.

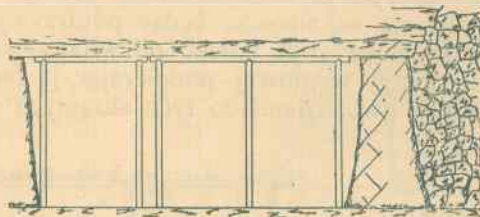
Podczas wstrząsów (tępań) w wysokich i szerokich wyrobiskach wydobywczych należy się bardziej obawiać obrywania się brył węgla ze ścian i stropu wyrobiska niż w wyrobiskach przygotowawczych. Bryły te zsuwając się z góry ze znacznej nieraz wysokości łamią lub przewracają obudowę. Spadająca obudowa, w szczególności słupy mogą dosięgnąć robotników, znajdujących się nawet w bezpiecznych miejscach. By uniknąć tego, należy górne konce słupów ustawionych przy ścianach okręcać liną (rys. 86 i 87) i przymocowywać ją do słupów klamerkami. Przewrócone słupy nie upadną, lecz zawisną na owej linie a tym samym uniknie się niebezpiecznego wypadku. Do tych potrzeb wystarczy oczywiście jeden pokręt

z rozkręconej starej liny pochylnianej. Niezależnie od tego linka nie może zwisać, lecz musi być naciągnięta. Linka nie może być z bardzo przetartych lub zardzewiałych drutów, gdyż może łatwo pęknąć podczas szarpnięcia spadającym słupem. Oczywiście pamiętać należy o tym, by ściany i strop wyrobiska były systematycznie oglądane. Strop należy w miejscach niebezpiecznych dokładnie obudować i zabezpieczyć okładzinami. Bryły słabo związane z otaczającą masą węgla i skały należy usuwać ze stropu i ze ścian.

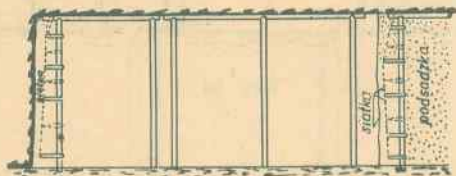
W szczególności niebezpieczne jest obsuwanie się brył węgla z filarów zabezpieczających (nóg), które odgradzają sąsiednie wybrane i zawalone przestrzenie, wypełnione bryłami skał albo podsadzką. Należy przestrzegać, aby nogi owe były odpowiedniej grubości i odpowiednio wytrzymałe na ciśnienie z stropu. Na rys. 88 uwidoczniona jest zabierka, oddzielona od zabierki podsadzonej słupem węgla (nogą) niedostatecznych wymiarów. Należy się obawiać, że słup węgla będzie rozgnieciony, bryły węgla z popękanego słupa (nogi) zsuną się do zabierki i poprzewracają najbliższe słupy obudowy; może to być przyczyną zawalenia się wyrobiska. Poza tym



Rys. 88



Rys. 89

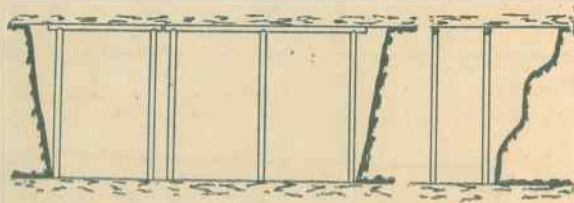


Rys. 90

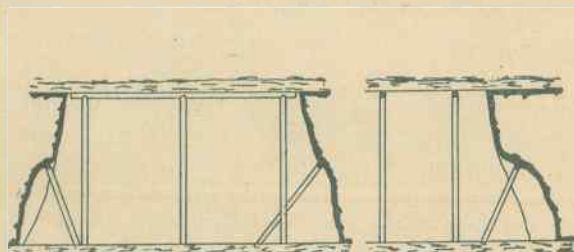
wysypie się podsadzka z sąsiedniej podsadzonej zabierki i zasypie węgiel, o ile noga zabezpieczająca nie była dostatecznie gruba i nie zabezpieczała podsadzki przed wysypaniem się. Wybranie nogi całkowite jest wtedy niemożliwe. Oprócz węgla znajdującego się w nodze, traci się również i węgiel już urobiony, gdyż przykrywa go zsuwająca się podsadzka. Ten przysypany węgiel niezawsze opłaca się górnikowi odkopywać z podsadzki, pozostaje on więc niewybrany i przepada. Na rys. 89 uwidocznione są podobne warunki, lecz podczas wybierania węgla na zawał. Po rozgnieceniu filara zabezpieczającego należy się spodziewać poprzewracania słupów bryłami węgla, połamania słupów obudowy i zawalenia zabierki. Ze względów bezpieczeństwa filary zabezpieczające powinny więc być szersze, aby nie tak łatwo ulegały miażdżeniu; poza tym podczas wydobywania na zawał stosować należy organy.

Nawet pomimo zachowania środków ostrożności wybieranie węgla z nogi zabezpieczającej nie jest łatwe i bezpieczne. Stosowane na niektórych

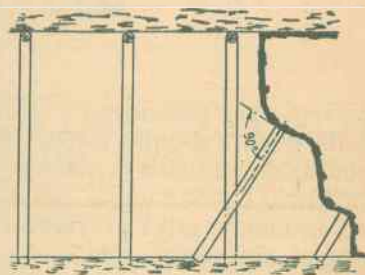
kopalniach siatki druciane umożliwiają całkowite wybieranie węgla aż do podsadzki (rys. 90). Nogi od strony podsadzki w tych warunkach są zupełnie zbyteczne; węgiel wybiera się aż do siatki drucianej, która zabezpiecza zabierkę przed zsuwaniem się piasku do zabierki. Powyższe łatwe i tanie urządzenie (siatka) usuwa wszelkie trudności, wynikające z pozostawiania nog, uchroni przed stratami węgla w nogach, zabezpieczy obudowę przed uszkodzeniem wskutek zsuwających się brył węgla z rozgniatanych nóg. Podsadzka wykonana pod ciśnieniem w sąsiedztwie nowej zabierki zabezpieczy jeszcze lepiej nową zabierkę przed nadmiernym wzrostem ciśnienia i usunie niebezpieczeństwo zawалу w wyrobisku. Siatki te zawieszają się na skrajnych słupach obudowy wzdłuż ścian węglowych przed podsadzaniem wyrobiska. Siatka ma otwory około 15×15 cm, zrobiona jest z drutu rozplecionego ze starych lin pochylnianych. Podczas podsadzania wyrobiska podsadzka przenika przez siatkę i wypełnia wyrobisko aż pod ścianę węglową. Podczas wybierania węgla w nowej zabierce obok podsadzki zsuwa się podsadzka do świeżo przebijanego wyrobiska, lecz tylko ta, która znajduje się pomiędzy ścianą węglową a siatką. A więc zsuwa się jej niewiele, jeżeli siatka była zawieszona blisko ściany węglowej. Podsadzka za siatką utrzymuje się na miejscu, będąc podtrzymywaną siatką. Jeżeli słupy skrajne są postawione zbyt daleko od ściany węglowej, to siatkę można przysunąć do ściany węglowej, podpierając ją podpórkami z desek lub połowic, przybitych gwoździami do tych skrajnych słupów (rys. 90).



Rys. 91



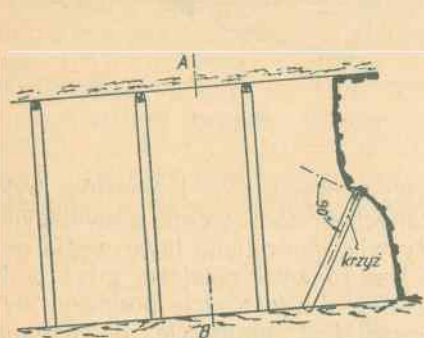
Rys. 92



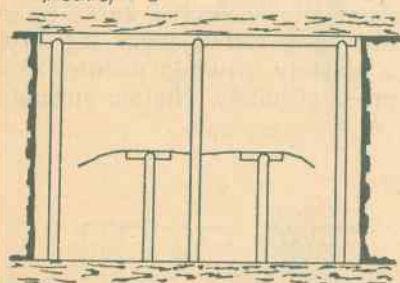
Rys. 93

Należy przestrzegać, żeby wyrobisko było szersze przy stropie niż przy spodzie, a więc by wyglądało tak, jak to przedstawiono na rys. 91. Pozostawienie wyrobiska ze ścianami pionowymi lub przechylnymi do zabierki (rys. 92), a więc tak, by zabierka była dołem szersza niż góra, jest niebezpieczne, gdyż mogą się obrywać bryły węgla i spadając na obudowę niszczyć ją, wywołując częściowy lub całkowity zawal wyrobiska i wypadki niszczące-

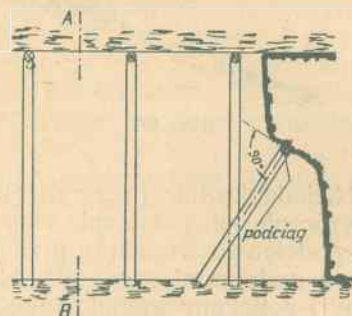
śliwe z ludźmi. Prawidłowo więc wykonana zabierka jest przedstawiona na rys. 91. Tak samo powinien być przygotowany i przodek wyrobiska. Na rys. 91 przodek przychylony jest właściwie, a na rys. 92 niewłaściwie, gdyż górnikom i ładowaczom grozi niebezpieczeństwo od spadających z góry brył węgla. Zwisające i grożące niebezpieczeństwem bryły węgla powinny być podparte pomocniczą obudową (podciągi, krzyże, podpory, rys. 92) lub usunięte. Bezpieczniej więc mieć ściany i przodek wyrobiska wykonane jak na rys. 91. Niejednokrotnie górna ława węgla urabia się łatwiej i wtedy przodek ma kształt jak na rys. 84. Podobnie wygląda przodek, gdy podrębuje się go nie przy spodzie pokładu. Odslonięty strop należy zabezpieczyć stropnicami, podpierając je krótkimi słupami, pozostawionymi na ławie węgla pozostawionej przy spodzie. Jednocześnie z usuwaniem tej ławy słupy krótkie wymienić należy na słupy długie. Zamiast słupów krótkich można tu zastosować obudowę wiszącą, mianowicie stropnice wiszące (rys. 80 i 81).



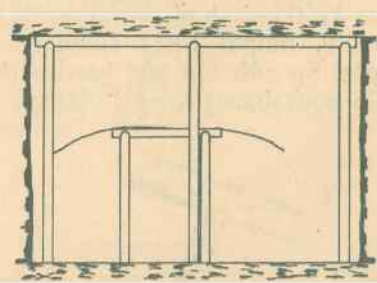
przekrój A-B



Rys. 94



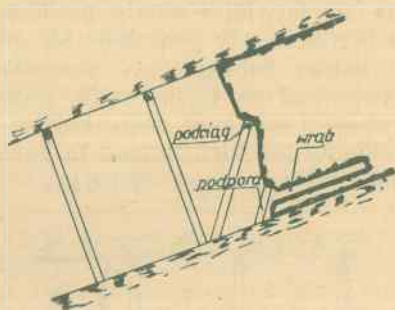
przekrój A-B



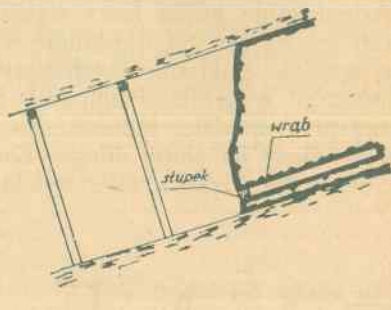
Rys. 95

Podpory i krzyże zabezpieczyć należy przed obsunięciem się, umieszczając je w gniazdach wykonanych w spodzie wyrobiska i w podtrzymywanej bryle (rys. 93). Stosować należy krzyże (rys. 94) lub podciągi (rys. 95) tam, gdzie to jest możliwe, łącząc je odpowiednio z podporami. Podciągi lub krzyże powinny być zakładane tak, aby nie zsunęły się ze ściany, dlatego więc ścianę należy przeciosać, by słupy, krzyże lub podpory z podciągami stały pod prostym kątem do powierzchni podtrzymywanej bryły (rys. 94 i 95). Na spodach niewytrzymałych, a w szczególności na spodach sypkich podpory należy umieszczać na podkładkach odpowiednich wymiarów, by podkładka razem z podporą nie była wciśnięta do niewytrzymałego spodu. Pamiętać też należy o odpowiednim zespoleniu podkładki z podporą, by podpora nie zsunęła się z podkładki.

Obudowa z podporami właściwie nie powinna być stosowana. Tej obudowy, jako tymczasowej, górnik albo wcale nie wykona lub też nigdy dobrze nie wykona. Gdy ściany i przodek będą miały wygląd, uwidoczniiony na rys. 91, a więc gdy brył zwisających, zagrażających niebezpieczeństwem nie będzie, nie potrzeba wykonywać obudowy dodatkowej dla podparcia niebezpiecznych ścian w wyrobisku.

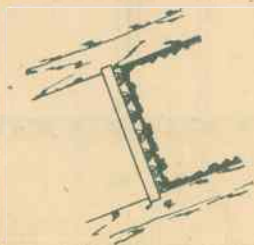


Rys. 96

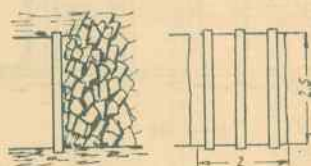


Rys. 97

Niejednokrotnie przyczyną nieszczęśliwych wypadków i zawałów było przewrócenie lub połamanie słupów uderzonych bryłami węgla zsuwającymi się z podciętego wrębiarką przodka. Należy więc podrąbaną ławę węgla podeprzeć podporami (rys. 96). Niezawsze jest to wystarczające, gdyż podrąbany i popękany węgiel zsuwając się превърóci z łatwością podpory, wywołując nieszczęśliwy wypadek. Już lepsze jest podparcie podciągami (rys. 96). Daleko bezpieczniej zamiast podporami podeprzeć podrąbaną ławę krótkimi słupkami (rys. 97), umieszczonymi we wrębie, zaraz po podrąbaniu. Słupki będą stawiały dostateczny opór zsuwającym się bryłom węgla. Sposób ten jest bardzo dobry, lecz niestety utrudnia późniejsze zbijanie podrąbanej ławy i dlatego nie jest przez górników chętnie stosowany.



Rys. 98

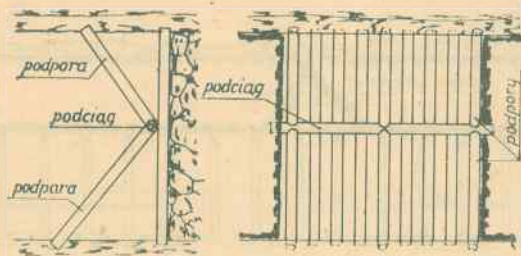


Rys. 99

W pokładach cienkich, o znacznych upadach, zamiast podpór należy stosować słupy, wpuszczając je w gniazda w stropie i w spodzie chodnika (rys. 98). Oklinowywanie tych słupów zamiast stosowania gniazd z odpowiednio skierowanym „zawodem” jest niebezpieczne.

Oprócz dokładnego zabezpieczenia zabierki organami i nogami zabezpieczyć również należy przewożowy chodnik w tym miejscu, gdzie przecina się z zawałiskiem zabierki poprzedniej (przy nodze zabezpieczającej). Stąd z zawałiska również może się zsunąć bryła skały, wywołując wypadek

z ludźmi lub uszkodzając obudowę, wywołując tym zawał w wyrobisku. Filara zabezpieczającego (nogi) tu nie ma, chodnik więc powinien być oddzielony od zawałiska odpowiednią obudową. Obudowę tę nazywamy obudową podporową. W cienkich pokładach wystarczają tylko słupy, które umieścić należy w mniejszych odległościach jedne od drugich niż organy (rys. 99). W pokładach grubszych należy słupy podeprzeć w poprzek podciągami, a podciągi wesprzeć należy podporami o strop i o spód wyrobiska. Na rys. 100 uwidoczniła jest obudowa podporowa z dwoma podciągami w pokładzie o znacznej miąższości. Tu oba podciągi rozparte są między sobą rozporami (słupkami) i podparte podporami ukośnymi o strop i o strop wyrobiska. Tak wykonana obudowa podporowa niczym się nie będzie różniła od szkieletu tamy podsadzkowej. Oba końce słupów umieścić należy w gniazdach. W gniazdach należy umieścić końce podciągów i podpór. Podciągi łączą się z podporami i rozporami zamkiem polskim. Słupek podtrzymujący obydwie podpory w pewnym punkcie podciąg (rys. 100) lub słup, rozpóra i podpora (rys. 101) znajdują się mają w jednej płaszczyźnie. Podciągi podparte nieprawidłowo złamią się (rys. 102) i słupów nie wzmocnią. W pokładach grubych należy ustawiać jeszcze dodatkowe, dłuższe podpory, podpierające podciąg górny (rys. 101). Liczba słupów, podciągów, rozpór oraz odległości pomiędzy nimi zależą będą od grubości pokładu i od ciśnienia brył staczających się z zawałiska do chodnika.

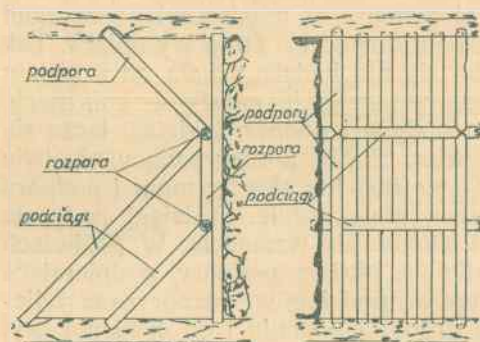


Rys. 100

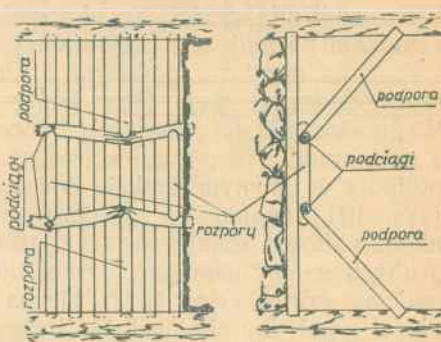
Niebezpieczna jest również tzw. „wdzierka“, czyli usuwanie ławy węgla, pozostawionego w stropie chodnika, przebitego w pokładzie znacznej miąższości. Wdzierka poprzedza rozpoczęcie przebijania wyrobiska wydobywczego z chodnika. Chodniki wydobywcze zwykle przebijane są na długo przed rozpoczęciem robót wydobywczych. Stan ich zwykle jest nieszczerbny. Obudowa często jest zgniła lub uszkodzona; w ścianach i w stropie znajdują się bryły węgla, grożące spadnięciem. W gorszych wypadkach w chodniku wydobywczym mogą być nawet zawałiska. Rozpoczęcie robót wydobywczych wymaga więc pewnej ostrożności, by zabezpieczyć się przed możliwymi w tych warunkach wypadkami. Pracę należy rozpocząć od obejrzenia chodnika, stwierdzenia stanu obudowy, stanu ścian i stropu. Przede wszystkim należy usunąć łomami bryły słabo zespolone z otaczającymi skałami ścian i stropu chodnika. W razie potrzeby chodnik należy obudować od nowa lub jego obudowę uzupełnić. Po tych przygotowaniach rozpocząć można wiercenie „wdzierkowych“ otworów strzałowych, już stojąc w chodniku obudowanym, bezpiecznym (rys. 103). Dla zwiększenia działania strzałów można usunąć obudowę na pewnej długości chodnika całkowicie

lub częściowo. Usuwanie słupów i stropnic wykonywa się dopiero po założeniu nabojów, uderzając słupem lub szyną w obudowę z bezpiecznego miejsca.

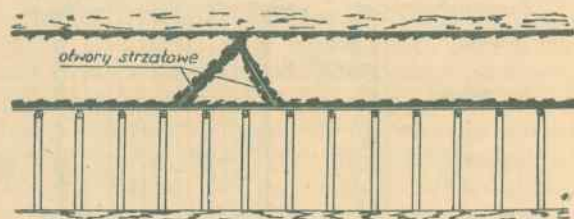
Po strzałach usuwa się, jak zwykle, bryły węgla ze ścian i ze stropu pokładu (lub warstwy) oraz wolno leżące bryły znad stropnic obudowy chodnika, ustawiając w miejscu wdzierki nową obudowę (rys. 104). Stropnice nowej obudowy umieszcza się, jak zwykle, w gniazdach pod stropem



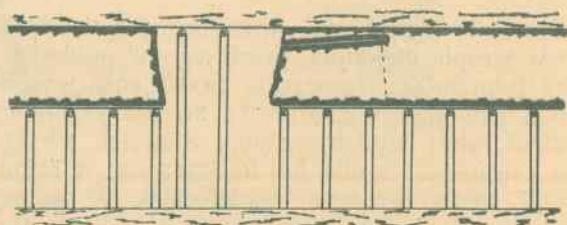
Rys. 101



Rys. 102



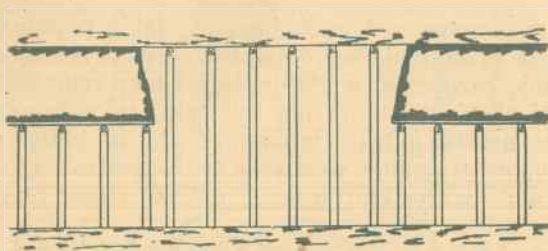
Rys. 103



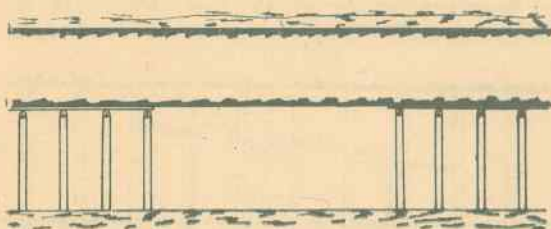
Rys. 104

pokładu lub stropem wydobywanej warstwy. Stropnice podpira się dwoma lub trzema słupami, w zależności od potrzeby. Dopiero teraz stojąc w miejscu bezpiecznym, obudowanym, górnik wierce nowe otwory strzałowe dla usunięcia następnej części ławy węgla, spoczywającej przed nim na stropnicach obudowy chodnika (rys. 104). Górnik teraz pracuje w warunkach bezpiecznych, przed nim bowiem znajdować się będzie w stropie ława węgla w dostatecznym stopniu podparta obudową chodnikową. Znad tej obudowy nie

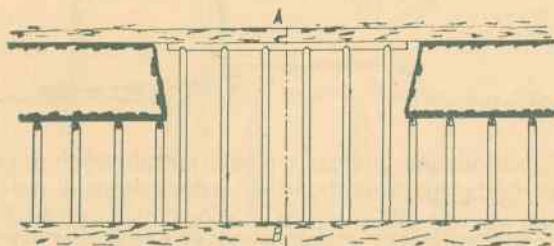
zsunie się bryła węgla i nie należy obawiać się zawалу, który mógłby górnikowi zagrażać nawet wówczas, gdy znajdowałby się pod stropem już zabezpieczonym. Tak postępując dalej, dokona się przybierki stropu na wyznaczonej długości chodnika wydobywczego (rys. 105).



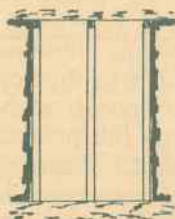
Rys. 105



Rys. 106



przekrój A - B

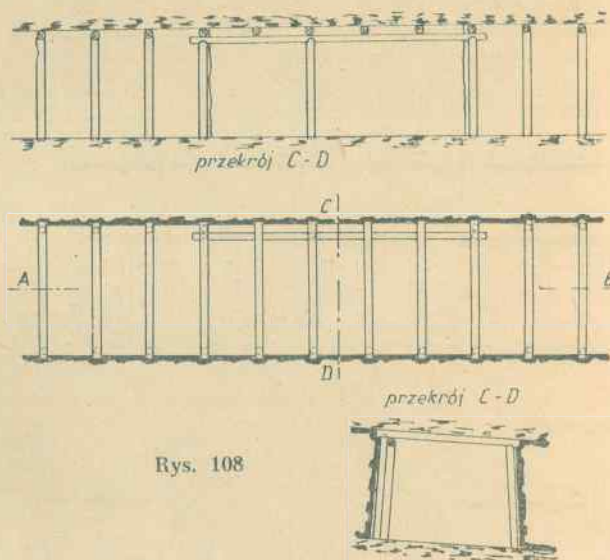


Rys. 107

W kopalniach można często zauważyć inny sposób wykonania wdzierki. Górnicy bowiem usuwają od razu obudowę na pewnej długości chodnika (rys. 106) i zestrzeliwiają ławę węgla w stropie chodnika, aż pod strop pokładu lub wydobywanej warstwy. Stropnice zakłada się dopiero teraz równo-

ległe do kierunku (do osi) chodnika (rys. 107) lub prostopadłe do niego (rys. 105). Sposób ten jest zwykle stosowany pod wytrzymałymi stropami i wobec niewielkich ciśnień. Jest to sposób niebezpieczny, gdyż pozostawienie stropu chodnika przez czas dłuższy bez obudowy (po usunięciu obudowy i podczas wykonywania wdzierki) może skończyć się zawaleniem chodnika.

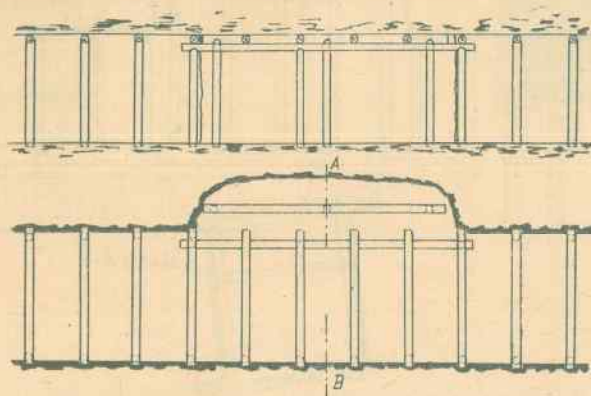
Należy też wspomnieć o innych błędach, jakie popełniają górnicy podczas rozpoczynania przebijania wyrobisk wydobywczych. Górnik spieszy się, aby najprędzej móc rozpocząć wydobywanie i niewystarczająco zabezpiecza obudową tę część chodnika, która ma być teraz początkiem wyrobiska wydobywczego. Nie należy jednak zapominać, że tu odbywa się ładowanie węgla do wozów, przetaczanie wozów i że tu często znajduje się większa liczba ludzi. Przede wszystkim usunąć należy słupy obudowy chodnika,



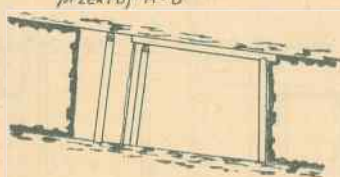
Rys. 108

które mogą być uszkodzone podczas robót strzałowych i podczas obrywki; słupy te również będą przeszkadzały w rozpoczęciu i dalszym przebijaniu wyrobiska wydobywczego. W miejscu rozpoczęcia wyrobiska, pod stropnicę obudowy chodnika należy dać podciąg, podpierając go taką liczbą słupów, by nie przeszkadzały w dalszej pracy (rys. 108); potem bezpiecznie usunąć można wszystkie słupy spod stropnic. Dalszy ciąg pracy uwidoczniiony jest na rys. 109. Zazwyczaj górnicy nie zadają sobie tyle trudu i nie ustawiają podciagu zabezpieczającego obudowę; zostawiają obudowę na chodniku bez zmian, a pierwszą stropnicę w wyrobisku wydobywczym dają blisko słupów obudowy chodnika (rys. 110). Jest to sposób niebezpieczny, gdyż po pierwszych strzałach słupy będą przewrócone lub połamane spadającymi bryłami węgla; wywołać to może zawał chodnika i rozpoczętego wyrobiska wydobywczego. W pokładach znacznej miąższości wykonać należy przede wszystkim w chodniku wdzierkę na całą grubość wydobywanego pokładu lub wydobywanej ławy (rys. 111). Następnie należy dać pod stropnicę podciąg, jak poprzednio i usunąć przeszkadzające słupy (rys. 112). W tych warunkach obudowa nie będzie przeszkadzała pracy i będzie zabezpieczona przed łamaniem i wybijaniem jej podczas strzałów.

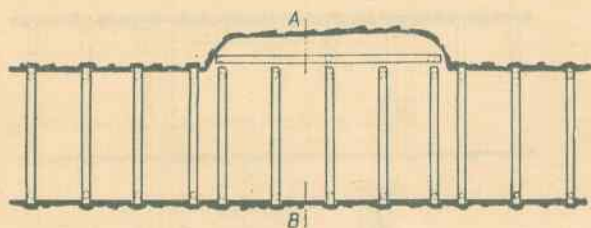
Niemniejszą uwagę należy zwrócić na przecięcie się chodnika przewozowego z wyrobiskiem wydobywczym; jest to również miejsce niebezpieczne. Tu często na obudowie chodnika spoczywają bryły węgla, oddzielone od stropu i od ścian chodnika (rys. 113). Bryły te podczas wstrząsów spadają i mogą być przyczyną nieszczęśliwych wypadków. Bryły te mogą również uszkodzić obudowę wyrobiska wydobywczego, wywołując inne



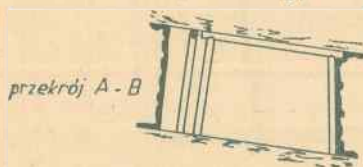
przekrój A-B



Rys. 109



B



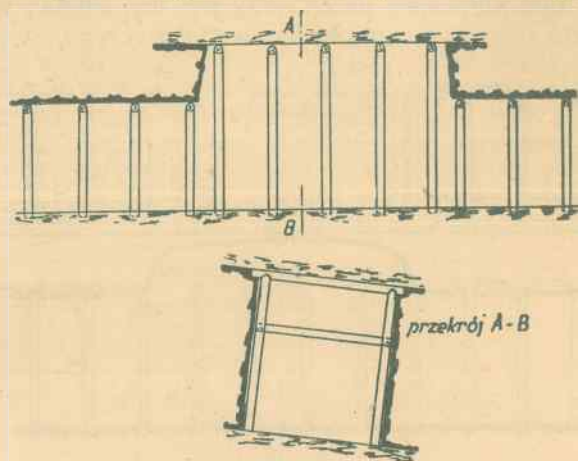
przekrój A-B

Rys. 110

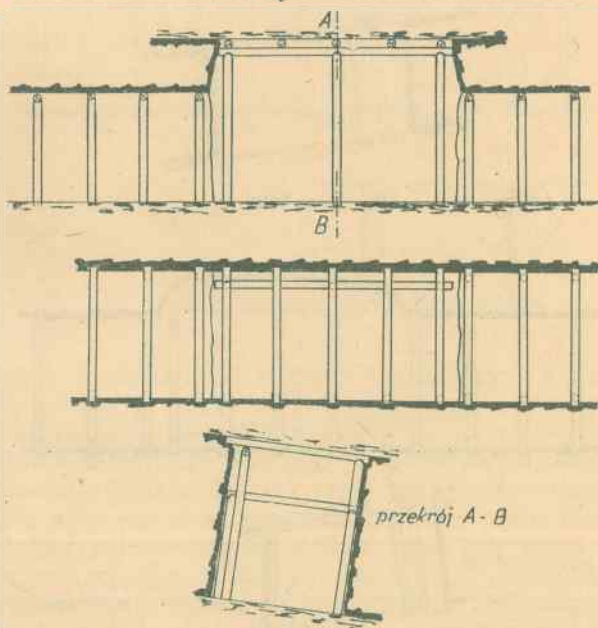
trudności, mianowicie zawalenie częściowe wyrobiska wydobywczego. Miejsca przecięcia się chodników z wyrobiskiem powinny być pod ciągłym dozorem górników. Jest to przecież jedyna droga ucieczki w razie jakiegokolwiek wypadku w wyrobisku wydobywczym.

Aby się zabezpieczyć przed wypadaniem brył sponad chodnika przede wszystkim należy zagęścić obudowę w chodniku, już w 2 — 3 m od przecięcia go z wyrobiskiem wydobywczym, w zależności od miejscowych wa-

runków (rys. 113). Oprócz tego ustawia się przy ścianach w ujęciu chodnika parę słupów, wpuszczając je górną i dolną w gniazda, wycięte w spodzie i w stropie wyrobiska wydobywczego. Zakładając za nie okładziny, okrągłaki (połowice), o odpowiedniej, dostosowanej do potrzeby wytrzymałości



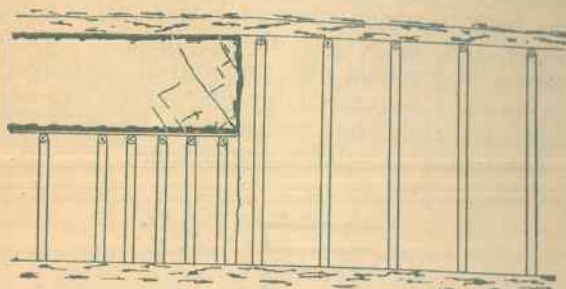
Rys. 111



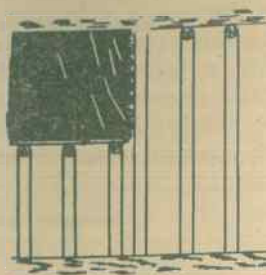
Rys. 112

(rys. 114), oklinowuje się je pomiędzy ścianą wdzierki a słupami. W razie potrzeby oba słupy podeprzeć można obudową podporową (rys. 115), a więc składającą się z podciągu założonego na wysokości pozostawionej („przypiętej”) w chodniku ławy, podpartego rozporami wpuszczonymi w spód i strop wyrobiska wydobywczego. Rozpory muszą być założone w płaszczyznach słupów, podpierających pozostawioną ławę węgla. Tak obudować należy przecięcie chodnika z wyrobiskiem wydobywczym. Jeżeli

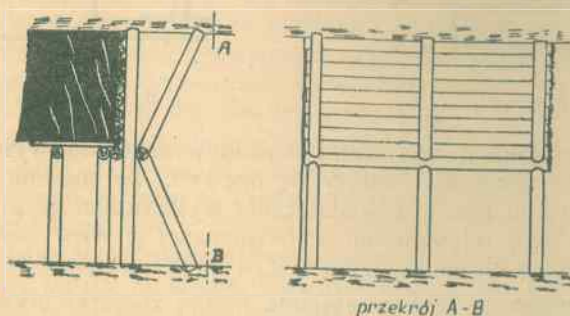
pozostawiona ława w stropie chodnika jest już popękana i grozi obsunięciem się, to popękany węgiel należy usunąć, a pozostałą ławę obudować jak na rys. 116. A więc dwoma podciągami jeden pod stropem, a drugi na poziomie stropu chodnika; oba podciągi są rozparte rozporami przy ścianach; za



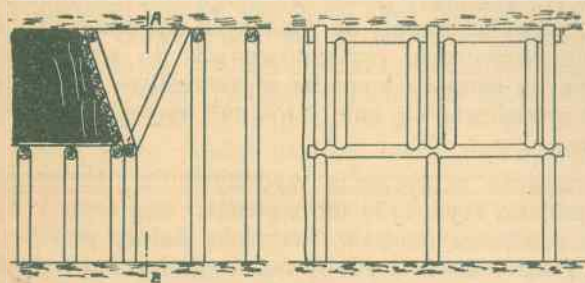
Rys. 113



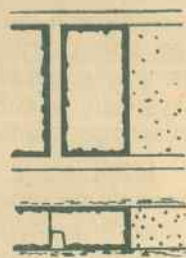
Rys. 114



Rys. 115



Rys. 116

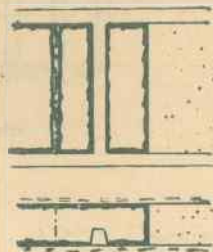


Rys. 117

rozporami są założone odpowiedniej wytrzymałości okładziny. Podciąg dolny podparty jest słupami i rozparty rozporami. Całość, jak zwykle, jest dokładnie oklinowana.

Nie powinno się przebijać wyrobisk wydobywczych obok niezawalonych, niepodszczonych lub źle podszczonych wyrobisk, gdyż ciśnienie w wyrobisku starym i nowoprzebijanym może okazać się znaczne. W pewnym

momencie ciśnienie od osiadającego stropu w starym, niezawalonym wyrobisku, wobec sąsiedztwa wyrobiska nowego, wzrosnąć może do tego stopnia, że zniszczeniu ulegnie jego obudowa i noga, oddzielająca tymczasem wyrobisko nowe od starego, wywołując zawalenie się starego wyrobiska. W tych warunkach obudowa w nowym wyrobisku nie wytrzyma gwałtownego ciśnienia i zawal może ogarnąć również i wyrobisko nowe. Podobne zjawiska niejednokrotnie były przyczyną nieszczęśliwych wypadków z ludźmi, których zawaliło pogrzebało. W podobnych warunkach przed rozpoczęciem przebijania nowego wyrobiska wydobywczego upewnić się należy, że wyrobisko sąsiednie jest dokładnie podsadzone. lub że w nim już nastąpił zawal i jest ono materiałem zawaliska wypełnione.



Rys. 118



Rys. 119

Przed przebijaniem wyrobiska wydobywczego do wyrobiska przygotowawczego (do chodnika) należy się upewnić, że chodnik nie jest zawalony, że obudowa w nim jest dostatecznie wytrzymała. W przeciwnym razie należy go obudową odpowiednio zabezpieczyć, a więc zawalisko przebudować, obudowę w chodniku wymienić, a nawet zagęścić w razie potrzeby.

Wprost karygodne jest przebijanie nowej zabierki obok kilku dotychczas niezawalonych i niepodsadzonych. Skutki tego będą gwałtowne i katastrofalne. Załamujące się naraz olbrzymie masy skał wywołują olbrzymie wstrząsy, które będą przyczyną zawalisk w sąsiednich wyrobiskach. Wyrzucone z zawalających się wyrobisk masy powietrza mogą znieść obudowę w chodnikach łącznikowych i wywołać zawaly na znacznych ich długościach. Poza stratą wyrobisk przygotowawczych, przygotowanych do wydobywania mas węgla, narazić się można na masowe wypadki nieszczęśliwe z ludźmi. Oczywiście w związku z tym spodziewać się należy również mniej lub więcej poważnego spadku wydobywania.

Jeżeli stary chodnik, przecinka w systemie wydobywania filarowego, wypadnie po granicy nowej zabierki (rys. 117) lub wewnątrz niej (rys. 118), to sposób postępowania będzie zawsze ten sam. Przecinkę należy przedtem dokładnie obudować, a w jej sąsiedztwie wydobywać węgiel z największą ostrożnością, aby nie zawalić wyrobiska, gdyż nad przecinką należy się liczyć ze stropem popękanym i niewytrzymałym. Jeżeli jest możliwość podsadzania podobnej starej przecinki, to należy ją podsadzić. Na tym zyska tylko bezpieczeństwo pracy. Podobnie postąpić należy podczas wydobywania ścianowego (rys. 119), a więc przede wszystkim przebudować przecinkę. Jeżeli zauważy się poważne uszkodzenia stropu, to nie należy ściany forsować nawet przez najlepiej przebudowaną przecinkę. Ścianę należy zatrzymać i rozpocząć dla niej nową wcinę do góry, poza niebezpieczną przecinką. Nogi oporowe pozostawione po obu stronach przecinki należy wydo-

być innym sposobem, gwarantującym bezpieczeństwo pracy i wybranie nóg oporowych tej przecinki.

Dotychczas obszernie omawiano błędy obudowy w wyrobiskach wydobywczych pokładów wydobywanych na jedną warstwę lub w warstwie pierwszej pokładów o znacznej miąższości. Niebezpieczniejsze znacznie są roboty wydobywcze w warstwie drugiej i trzeciej, a więc roboty na podsadzce, w popękanym węglu i pod popękanym stropem. Dla zabezpieczenia tych wyrobisk przed zawaleniem obudowa ich powinna być wytrzymalsza, dokładniejsza niż obudowa wyrobisk wydobywczych w warstwie pierwszej, gdyż ciśnienia popękanego stropu na obudowę są większe, a więc i niebezpieczeństwo spadania brył ze stropu jest o wiele większe. Należy pamiętać o odpowiednim utwierdzeniu słupów obudowy w podsadzce na podkładkach lub lepiej na progach (rys. 58, o czym już obszernie było mówione poprzednio). Poza dokładnym wykonaniem obudowy należy jeszcze jak najdokładniej zabezpieczyć okładzinami strop i ściany wyrobiska wydobywczego.

Nie należy też zapominać o tym, że zjawisko zawału nie pozostaje bez wpływu na sąsiednie wyrobiska. Zauważyć się bowiem zawsze daje wzrost ciśnienia w zabierkach sąsiednich tej samej warstwy i bezpieczeństwo pracy w nich się pogarsza, gdyż wzrasta ciśnienie. Górnicy zmuszeni są teraz do wykonywania obudowy dokładniejszej i wytrzymalszej, której ustawianie zajmuje dużo czasu, zamiast zajmować się wydobywaniem węgla. Oczywiście że wydajność ich zmniejszy się dla tej przyczyny.

Jeszcze większej uwagi będzie wymagało przebijanie wyrobiska pod skałami niezwiązanymi, na przykład podczas przebijania wyrobisk przez zawał lub przez skały sypkie, a więc pod piaskiem, pod podsadzką. Tu nie obejdziesz się bez stosowania obudowy uprzednio wbijanej w masę skały sypkiej. Roboty te są bardzo niebezpieczne; wykonywać je trzeba z całą ostrożnością, stosując obudowę bardzo dokładną i bardzo wytrzymłą. Sposób wykonania tej pracy był omówiony poprzednio w opisie przebijania chodników z zastosowaniem obudowy wbijanej. Wobec tego że wyrobiska wydobywcze są szersze, należy obudowywać je dokładniej, ustawiając stropnice w mniejszych odległościach jedne od drugich i dając pod nie więcej słupów. Ponad stropnicami należy wbijać do skał sypkich okładziny z zaostrzonym końcem, opierając zaostrome końce na warstwie (pokładzie) węglowej, tuż pod skałą sypką. Ostatnie stropnice należy jak najdokładniej podporać słupami i ukośnymi podporami (rys. 56), by nie były podczas strzałów wybijane. Stosować należy małe naboje materiałów wybuchowych. Wybicie z miejsca stropnicy wywoła zawał. Jeżeli można, należy unikać wykonywania wyrobisk wydobywczych pod skałą sypką. W stropie bezpieczniej pozostawić ponad wyrobiskiem odpowiedniej grubości warstwę (ławę) ochronną węgla (rys. 57).

Ten sposób postępowania jest konieczny, gdy skała syпка jest zawodniona i spływałyby nieszczelnościami pomiędzy okładzin. Stosowanie w tych warunkach stropnic zawieszonych na dźwigniach byłoby bardzo pożądane. Stropnice można będzie przesuwac bliżej przodka, jednocześnie z przesuwaniem go, podbijając stropnice, aby jak najlepiej zabezpieczyły razem z stropnicą strop przed pękaniem (rys. 80 i 81).

Należy zachować szczególne środki ostrożności, gdy w spodzie wydobywalnego pokładu lub warstwy znajduje się skała niewytrzymala, jak il, glina, piasek, podsadzka. W tych warunkach słupy i podpory muszą uzyskać odpowiednie podparcie w podkładkach założonych w ich podstawach.

chodnik linowy

chodník 8

chodnik

chodnik 6

chodnik 5

chodnik 4

chodnik 3

chodník 6

chodník 5

chodník 4

12.28
chodnik 3

chodník 2

chodnik 7

Węgiel stracony.

Naniesione przez J. N. B. P. W.

Grubose poltady.

5.1.47. Date

Podziatka

13

Dla gospodarki narodowej, jak i dla przedsiębiorstwa prowadzącego odbudowę mają znaczenie nie tyle całkowite zasoby zawarte w złożu, co zasoby, które możemy ze złoża uzyskać, a więc tzw. zasoby przemysłowe.

Zasoby przemysłowe złoża są funkcją:

1. warunków geologiczno-górnich zalegania złoża
2. stopnia wyeksploatowania złoża
3. stanu techniki i sposobu eksploatacji złoża
4. warunków ekonomicznych
5. innych czynników, jak położenia w stosunku do innych eksploatowanych złóż surowców mineralnych, w stosunku do dróg komunikacyjnych itd.

Z wyjątkiem naturalnych warunków geologiczno-górnich powyżej wymienione czynniki są zmienne w czasie. Stąd zmiennymi w czasie są również zasoby przemysłowe i nie wystarczy podać jedynie cyfry zasobów w tonach, ale trzeba jeszcze określić warunki, dla jakich obliczono zasoby, ewentualnie podać w jakich granicach mogą się one zmieniać w zależności od zmian wyżej wymienionych warunków.

Różnicę pomiędzy zasobami całkowitymi a zasobami przemysłowymi należy rozumieć jako straty. Tak więc pokłady 0,3 — 0,5 m grubości, które uwzględniono przy obliczeniu zasobów całkowitych, a których nie odbudowuje się, należy rozumieć jako straty. Straty w tym ujęciu mają znaczenie przede wszystkim dla określenia zasobów przemysłowych złoża. Nie dają one jednak pojęcia, co jest powodem tych strat i za jaką ich część jest odpowiedzialne kierownictwo robót górniczych, i dozór kopalniany. Uzyskamy to pojęcie przy podziale zasobów na kategorie. Można mianowicie wyróżnić następujące kategorie strat:

1. Straty w pokładach, które uwzględniono przy obliczeniu zasobów całkowitych, a których nie odbudowuje się ze względu na ich małą miąższość.
2. Straty w pokładach, których nie odbudowuje się ze względu na zanieczyszczenia, przerosty itp.
3. Straty w filarach ochronnych.
4. Straty w filarach oporowych, granicznych, wzdłuż uskoków itp.
5. Straty spowodowane pozostawieniem nieodbudowanych partii pokładów zdolnych do odbudowy. Przyczynami nieodbudowania mogą być: naruszenie pokładów przez odbudowę w pokładach niżej zalegających, utrudniony dostęp skutkiem otoczenia pola przez stare zroby, mała wydajność przy odbudowie danej partii złoża itd.
6. Straty w polu odbudowy zależne od stosowanego systemu odbudowy i sposobu urabiania.
7. Straty skutkiem pożarów.
8. Straty skutkiem gwałtownych zawałów, wtargnięć wody itp.
9. Straty przy sortowaniu i przeróbce mechanicznej.

Określenie wielkości strat dla każdej wyżej wymienionej kategorii, wykaże, co jest powodem i w jaki sposób można by wpłynąć na zmniejszenie wielkości tych strat.

Szczególnie ważną rolę odgrywają straty w polu odbudowy zależne od stosowanego systemu odbudowy, a to z dwóch powodów:

1. Węgiel w polu odbudowy, jak to powiedziano na początku referatu, posiada większą wartość niż w partiach, w których nie przeprowadzono robót przygotowawczych.
2. Straty w polu odbudowy znacznie wpływają na wielkość zasobów przemysłowych złoża.

Pewne pojęcie o wielkości tych strat daje załączona fotografia (rys. 1). Przedstawia ona pokład węgla brunatnego w Meuselwitz na Łużycach odbudowany robotami podziemnymi. Ilość węgla, który pozostał w ziemi po zakończeniu odbudowy podziemnej była tak duża, że opłacało się zdjąć gruby nadkład i pozostawiony węgiel odbudować odkrywkowo. Fotografia przedstawia pokład po zdjęciu nadkładu.



Rys. 1

Sprawą określenia strat węgla przy odbudowie zajął się Oddział Zasobów Węgla Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego. Prace rozpoczęto od określenia strat węgla w polu odbudowy. Aby otrzymać możliwie dokładny obraz strat, wykonuje się zdjęcia miernicze wyrobisk górniczych. Zdjęcia te dają materiał do analizy strat i służą za podstawę do obliczenia objętości wyeksploatowanej przestrzeni. Objętość pokładu pomniejszona o objętość wyeksploatowanej przestrzeni daje straty. Powyższą metodę określania strat można by nazwać metodą wyeksploatowanej przestrzeni.

Poza pomiarami powyższą metodą określa się również straty metodą statystyczną. Jest ona powszechnie znana. Polega ona na tym, że oblicza się zasoby pola odbudowy a następnie prowadzi się dokładną statystykę wydobywania. Zasoby pola pomniejszone o całkowite wydobywanie dają straty. Metoda ta pozwala co prawda na określenie wielkości strat równie dokładnie jak metoda wyeksploatowanej przestrzeni, nie daje jednak materiału do przeanalizowania przyczyn strat.

Aby dać pojęcie o korzyściach, jakie można uzyskać z wykonania pomiarów strat metodą wyeksploatowanej przestrzeni, przedstawi się tutaj wyniki pomiarów strat tą metodą, w pokładzie grubym, a to na kopalni K_1 i w pokładzie średniej grubości na kopalni K_2 .

Przy pomiarach nie uwzględniono węgla urobionego pozostawionego w zabierkach. Ilość ta w omawianych wypadkach nie jest wielka i jedynie nieznacznie zwiększa straty. Większe znaczenie mają straty w węglu urobionym i rozkruszonym pozostawionym w wyrobiskach w pokładach cienkich i tam nie należy ich pomijać.

Na kopalni K_1 pomiarów dokonano w pokładzie 510. Wspomniany pokład posiada tam dużą grubość, wahającą się w granicach 8 — 10 m oraz nieznaczny upad (1° — 3°). Odbudowę prowadzi się jedną warstwą na zawał, zabierkami o wymiarach średnio 12×13 m. Wysokość zabierek nie jest równa grubości pokładu. W stropie bowiem zabierek pozostawia się średnio ok. 1,15 m węgla, z czego ok. 0,35 m stanowi łatę ochronną stropu, natomiast 0,8 m pozostawia się na skutek trudności prowadzenia zbyt wysokich zabierek. Węgiel pozostawiony w stropie wyrobisk przedstawia dość duże straty. Pokłady 0,8 m grubości odbudowuje się na niektórych kopalniach, nieraz dla udostępnienia ich prowadząc kosztowne roboty udostępniające i przygotowawcze. Tutaj nie odbudowuje się węgla już udostępnionego. Stosowany więc system odbudowy należy uważać za nieodpowiedni. Poza węglem straconym w stropie zabierek znaczne jego ilości pozostały jako nogi pomiędzy zabierkami. Ilustruje to rys. 2. Straty te są znacznie mniejsze we wschodniej i południowej części pola, a to na skutek zwrotu dostrzeżenia dozór kopalniany uważa na kwestię strat. Należy tutaj podkreślić, że warunki górnicze są identyczne w całym polu. Okazało się, że pozostawianie nóg o tak dużej grubości jak w zachodniej części pola jest rzeczą zbyteczną i nie jest usprawiedliwione względem bezpieczeństwa.

Sumaryczne straty w całym polu wynoszą ok. 35%. We wschodniej i południowej części pola wynoszą one ok. 25%, a więc są o 10% mniejsze aniżeli w całym polu. Nie wdając się w dyskusję nad możliwością zmiany wielkości strat przy zmianie systemu odbudowy, widzimy, że pozostawiając system niezmieniony straty zmniejszono o 10%.

Przyjmijmy za podstawę obliczenia zysku na skutek zmniejszenia strat w pokładzie 510 na kopalni K_1 zasoby w wysokości 1 000 000 ton węgla. 10% węgla który zyskujemy to 100 000 ton. Przyjmując za inż. Czechowskim („Szkody Przemysłu Węglowego poniesione w czasie okupacji niemieckiej w granicach Państwa Polskiego z r. 1939“, Przegląd Górniczy 1946, nr 9) cenę 1 tony substancji węglowej w przygotowanym polu odbudowy, a więc gotowej do wydobywania średnio na 2,6 zł w złotych z 1938 r., otrzymamy, że na skutek zmniejszenia strat zysk przy odbudowie 1 000 000 ton węgla wyniesie 260 000 zł w złotych z 1938 r. Są to więc korzyści dość znaczne.

Na kopalni K_2 pomiarów strat dokonano w jednym z pól odbudowy w pokładzie 507 (rys. 3). Miąższość pokładu wynosi średnio ok. 3,3 m. Upad pokładu jest nieznaczny ($3^\circ 30'$ — 4°). Odbudowę prowadzi się z podsadzką płynną zabierkami o wymiarach średnio 36×9 m. Odbudowuje się nimi całą grubość pokładu. Duże ilości węgla pozostają pomiędzy zabierkami jako nogi i płoty stanowiące ok. 25% strat. Jak wynika z planu dla zmniejszenia ich należy wyznaczać tak kierunki jak i wymiary zabierek i ściśle się ich trzymać.

Obok zabierek naniesionych przez Oddział Zasobów są na planie zaznaczone sąsiednie zabierki naniesione przez kopalnię. Z porównania widać, że plany kopalniane całkowicie pomijają kwestię strat i to między innymi było przyczyną ich wielkości.

Jeżeli do strat w polach odbudowy, które w niektórych pokładach grubych przekraczają nawet 50% zasobów, doliczymy straty w pokładach nieodbudowanych z tych czy innych powodów, straty w filarach ochronnych, oporowych, straty skutkiem pożarów, zawałów itd. to przypuszczalnie otrzymamy, że dotychczasowe sumaryczne straty węgla przy odbudowie wynoszą dla całego Zagłębia więcej niż 50% zasobów całkowitych. Przy obliczeniach zasobów Zagłębia Górno-śląskiego straty te były uwzględniane jedynie

Ogólne uwagi o stratach w węglu przy odbudowie

Zadaniem górnictwa jest wydobyć minerał użyteczny z jego złoża, wydobyć jak najmniejszym kosztem i przy zapewnieniu bezpieczeństwa ludziom pracującym pod ziemią. Ażeby zadość uczynić tym dwóm kardynalnym zasadom górnictwa, rozwija się naukę o zachowaniu się górotworu, o systemach odbudowy, o organizacji pracy, o normowaniu, wprowadza się mechanizację kopalni itd. Natomiast stosunkowo mało uwagi zwraca się na straty minerału użytecznego przy odbudowie, mimo że mają one duży wpływ na koszty wydobywania. Węgiel znajdujący się w ziemi przedstawia pewien kapitał, posiada pewną wartość. Wartość ta zależy między innymi od stopnia udostępnienia złoża. Mniejszą wartość posiada węgiel zdalony od szybów i innych kapitałnych wyrobisk górniczych, natomiast wartość jego jest większa, im więcej robót przygotowawczych przeprowadzono dla jego wydobywania. Wartość węgla w polu przygotowanym do odbudowy wzrasta o wartość robót przygotowawczych. Pozostawienie więc w pokładzie węgla, którego już nie będziemy mogli wydobyć, jest równoznaczne z bezpowrotną stratą kapitału, jaki ten węgiel przedstawia. Zmniejszenie natomiast ilości pozostawionego węgla, czyli zmniejszenie strat jest uzyskaniem tego kapitału a więc zmniejszeniem kosztów wydobywania.

Straty w węglu przy odbudowie mają również zasadniczy wpływ na wielkość przemysłowych zasobów zagłębi. Duże straty przy odbudowie zmniejszają zasoby przemysłowe, a więc zmniejszają majątek narodowy. Jest to drugi powód, dla którego powinniśmy starać się o zmniejszenie strat.

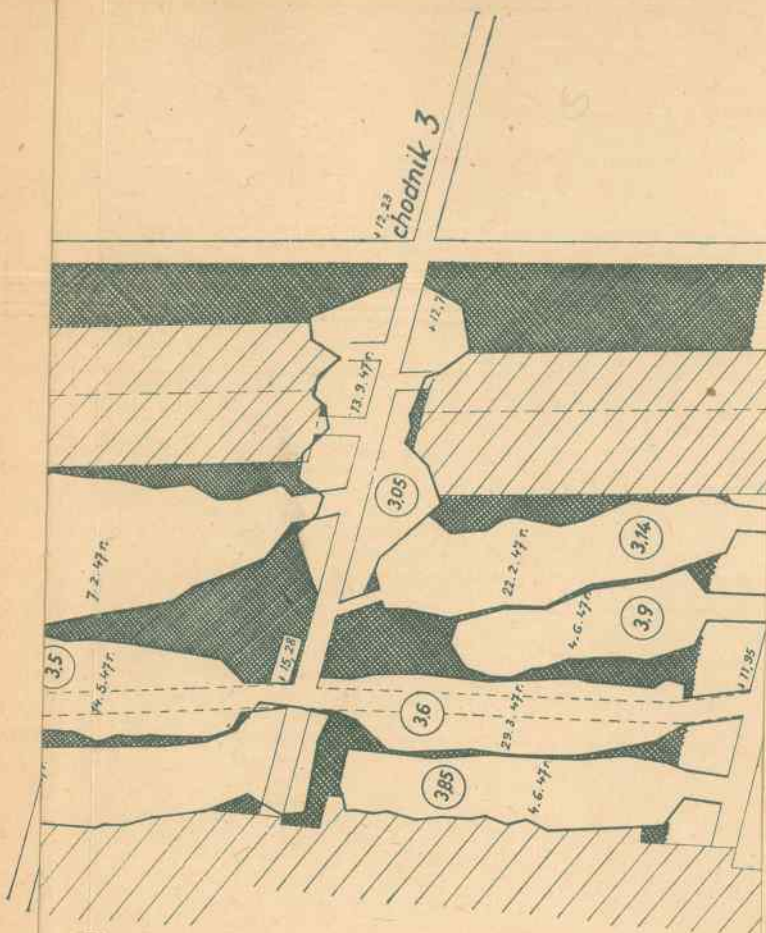
Rozpoczynając prace nad określeniem strat węgla przy odbudowie, napotyka się na zasadniczą trudność. Nie wiadomo co należy uważać za straty. Dotychczas brak bowiem wyraźnego zdefiniowania pojęcia strat. Pojęcie strat łączy się ściśle z pojęciem zasobów i to tak całkowitych jak i przemysłowych i nie można definiować pojęcia strat bez zdefiniowania pojęcia zasobów. Dlatego pozwolę sobie poświęcić nieco uwagi sprawie zasobów. Wprowadzone definicje są oryginalne i w ujęciu podanym tutaj nie spotykane w żadnym znanym mi podręczniku traktującym o zasobach i dlatego je przytaczam.

Jako zasoby całkowite złoża należy rozumieć całkowitą ilość minerału użytecznego zawartego w złożu nie tylko w pokładach zdolnych do odbudowy, lecz również i w pokładach, które przy obecnym stanie techniki i przy obecnej sytuacji ekonomicznej nie nadają się do odbudowy, ale co do których można przypuszczać, że staną się zdolnymi do odbudowy w miarę zmiany powyższych czynników. Tak np. pokładów węgla o grubości 0,3 — 0,5 m w Zagłębiu Górnio-śląskim nie odbudowuje się, ale nie jest wykluczone, że w przyszłości będzie się je wykorzystywać czy to do normalnej odbudowy czy do gazyfikacji. Należy je więc uwzględnić przy obliczeniu zasobów całkowitych.

Tak więc zasoby całkowite są wielkością niezależną od sytuacji ekonomicznej i stanu techniki eksploatacyjnej i są jedynie funkcją:

1. warunków geologiczno-górniczych zalegania złoża,
2. stopnia wyeksploatowania złoża.

chodnik 3



Biblioteka Techniczna

Zachodów G. nie wch.
im. i t. reche : tego
w Bytomiu

zasoby niezbyt duże. Większość naszych pozostałych zasobów znajduje się w warunkach górniczych znacznie trudniejszych. Należy więc oszczędzać tych łatwych do eksploatacji pokładów.

316

Straty węgla przy odbudowie

Odbudowa jakiegokolwiek złoża usprawiedliwiona jest wówczas, o ile staje się opłacalna.

Żadna gałąź przemysłu nie daje nam tyle możliwości do dobrej lub złej gospodarki, co przemysł węglowy. Jednym z ważniejszych czynników wpływających na tę gospodarkę, są straty minerału użytecznego przy odbudowie. Naszym obowiązkiem jest gospodarowanie tym skarbem narodowym, jakim są złoża, tak aby straty minerału użytecznego były jak najmniejsze.

Postaram się w krótkości zanalizować wszelkiego rodzaju straty spotykane w górnictwie węglowym, według następującego układu i danych z kilku kopalń.

Straty złoża są spowodowane:

1. Pozostawieniem nieodbudowanych pokładów o miąższości większej jak 0,3 m, ze względu na ich małą miąższość.
2. Pozostawieniem pokładów nieodbudowanych ze względu na ich duże zanieczyszczenie.
3. Niemożliwością odbudowy pokładów z powodu ich podbudowania przez pokłady niżej leżące.
4. Pozostawieniem filarów ochronnych pod obiektami na powierzchni.
5. Pozostawieniem filarów oporowych, granicznych itp.
6. Pozostawieniem całych partii pokładów nieodbudowanych skutkiem pożarów.
7. Wzbogacaniem.
8. Niekompletnym wybieraniem złoża w miejscach odbudowy (włącznie z lokalnymi pożarami).

1. Straty w pokładach, które nie są odbudowywane ze względu na ich małą miąższość

Poza nielicznymi wypadkami w Polskim Zagłębiu Węglowym odbudowywane są pokłady o miąższości powyżej 1,0 m. Za dolną granicę odbudowy przyjąć możemy miąższość 0,5 m dla węgla koksujących i 0,70 m dla węgla pozostałych.

Ponieważ przy obliczeniach zasobów całkowitych w przytoczonym przykładzie uwzględniono pokłady od 0,3 m miąższości, zatem partie pokładów miąższości większej jak 0,3 m, a nie odbudowywane ze względu na małą miąższość należy uważać za straty.

Jak podane zestawienie uwidacznia, przy całkowitym zapasie kilku kopalń 1 252 milionów ton, nieodbudowanych ze względu na zbyt małą miąższość pokładów pozostaje 181 milionów ton.

Straty w procentach wynoszą na poszczególnych kopalniach 11,2 — 18%, średnio 14,4% (tabela 1).

Tabela 1

Kopalnia	Zapasy w pokładach powyżej 1 m	Zapasy w pokładach 0,3 — 1,0 m	Ogółem zapasy	% strat kolumny I do ogólnych zapasów	II Straty w pokładach nieodbudowanych z powodu ich zanieczyszczenia	III Straty w pokładach odbudowanych	IV Straty w filarach chronionych	V Straty w filarach oporowych	VI Straty skutkiem pożarów	Razem straty od I — VI	VII Straty przy wzbo- gacaniu	VIII Straty przy odbu- dowie
Lp.	mil. t	mil. t	mil. t	%	mil. t	%	mil. t	%	mil. t	%	%	%
1	456,2	100,0	556,2	18,0		21	183,1	21,3	2,0	327,4	58,8	33,0
2	98,5	14,0	112,5	12,5	5,3		19,0	17,0	8,0	64,0	0,08 ¹⁾	40,0
3	318,4	40,0	358,4	11,2	1,4	16,1	178,3	14,0	3,9	257,2	0,12 ²⁾	15,0
4	198,2	27,0	225,2	12,0	3,9		58,8	12,1	5,4	106,7	0,94 ³⁾	15,0
Suma	1071,3	181,0	1252,3	14,4	1,6	37,1	439,2	64,4	13,9	755,3	0,41 ⁴⁾	25,0

Straty w pokładach zaniechanych z powodu zbyt małej miąższości (0,3 — 1,0 m)

1) = razem z przerostami; węgla 0,05 + 0,03 % przerostu
2) = razem z przerostami; węgla 0,04 + 0,08 % przerostu
3) = razem z przerostami; węgla 0,33 + 0,61 % przerostu
4) = razem z przerostami; węgla 0,17 + 0,24 % przerostu

Straty w pokładach zaniechanych z powodu zbyt małej miąższości (0,3 — 1,0 m)

1) = razem z przerostami; węgla 0,05 + 0,03% przerostu

2) = razem z przerostami; węgla 0,04 + 0,08% przerostu

3) = razem z przerostami; węgla 0,33 + 0,61% przerostu

4) = razem z przerostami; węgla 0,17 + 0,24% przerostu

Przy zastosowaniu odpowiednich systemów odbudowy i mechanizacji straty te można znacznie obniżyć, odbudowując chociażby część tych pokładów.

2. Straty w pokładach, których nie odbudowuje się ze względu na duże zanieczyszczenie

Zachodzą dość liczne wypadki, że ze względu na przestarzałe i niedostateczne urządzenia przeróbcze jesteśmy zmuszeni pozostawiać złoża nie-odbudowane o dużej zawartości popiołu w urobku. Popiół ten może pochodzić z przerostów i słabych stropów.

W zestawieniu przyjęte są jako straty tylko te pokłady, które przy odpowiednich urządzeniach przeróbczych mogłyby być odbudowywane. Straty dla przytoczonych przykładów wynoszą 19,7 milionów ton. W procentach wynoszą one na poszczególnych kopalniach 0,0 — 5,3%, średnio 1,6% ogólnych zapasów.

3. Straty powstałe przez pozostawienie nieodbudowanych partii z powodu podbudowania przez pokłady niżej leżące

Chaotyczna i rabunkowa gospodarka okupanta, który nie zwracając uwagi na kolejność odbudowy złóż podbudowywał pokłady zdolne do eksploatacji w większości wypadków uniemożliwiła ich dalszą odbudowę.

Wynikłe straty skutkiem tej gospodarki dla przytoczonych przykładów, wynoszą 37,1 milionów ton. W procentach wynoszą one na poszczególnych kopalniach od 0,0 — 4,5%, średnio 3,0% ogólnych zapasów.

4. Straty w filarach ochronnych pod obiektami na powierzchni

Dotychczas stosowane metody wykreślania filarów ochronnych były niejednolite i bardzo często niewłaściwe. Zachodziły wypadki pozostawiania zbyt dużych filarów, co powodowało niepotrzebne duże straty węgla. Z drugiej strony pozostawiono zbyt małe filary, które nie tylko nie spełniały swego zadania, a przeciwnie powodowały jeszcze większe szkody na powierzchni, niż gdyby nie pozostawiono żadnych filarów.

W podanym przykładzie straty z powodu zostawienia filarów ochronnych wynoszą 439,2 milionów ton. W procentach wynoszą one na poszczególnych kopalniach od 16,0 — 49,6%, średnio 35,2% całkowitych zapasów.

Komisja przy Instytucie Naukowo-Badawczym opracowuje jednolity i racjonalny sposób wyznaczania filarów ochronnych. Należy oczekiwać, jako rezultatu prac Komisji zmniejszenia strat węgla w filarach ochronnych przez racjonalne ich wykreślenie.

Tam gdzie wartość pozostawionego złoża w filarach ochronnych pod kolejami, szosami, mniejszymi budynkami itd. przewyższa szkody górnicze, wskazane jest skasować filary i płać odszkodowania.

Obawa przed uszkodzeniem wartościowych obiektów i związane z tym płacenie odszkodowań jest głównym powodem pozostawiania dużych filarów ochronnych.

Kilka kopalń od szeregu lat przeprowadza z dobrym skutkiem próby odbudowy na większą skalę pod wartościowymi obiektami (tory kolejowe,

zakłady przemysłowe, kościoły, poważne budowle) wybierając całkowicie węgiel z zastosowaniem pełnej zamułki lub pasami, zamułając wybrane miejsca i pozostawiając 50% niewybranego węgla.

Wyniki osiadania terenów

Całkowite wybieranie węgla z pełną zamułką

Głębokość zalegania pokładów mb	Łączna miąższość wybranych pokładów mb	Osiadanie powierzchni		U w a g i
		w mb	w % do łącznej miąższości wybranych pokł.	
220	12	1,43	12	osiadanie nie ukończone
300	12	1,2	10	
400	11	0,68	6	

Radca Klenczar w „Szkodach Górniczych“ (str. 141, 146, 147) podaje, iż osiadania terenów nad odbudową z zamułką wahają się w granicach od 3 do 15%.

Wybieranie pasami z zamułką pozostawiając 50% węgla

Głębokość zalegania pokładów mb	Łączna miąższość wybranych pokładów mb	Osiadanie powierzchni		U w a g i
		w mb	w % do łącznej miąższości wybranych pokł.	
400	15	0,40	2,6	
250	8	0,145	2,0	

Osiadanie terenu odbywało się równomiernie i powoli, co zostało stwierdzone na podstawie ścisłych pomiarów. Również nie miały miejsca większe uszkodzenie obiektów na powierzchni.

Przy dobrym materiale podsadzkowym, odpowiednim upadzie pokładów, szybkim i szczelnym zamulaniu miejsc wybranych, osiadanie terenu nie powinno przekraczać 2% sumarycznej miąższości wybranych pokładów, nie powodując szkodliwych uszkodzeń. Biorąc to pod uwagę możemy poważnie zmniejszyć straty węgla w filarach ochronnych w zależności od warunków lokalnych i obiektów na powierzchni przez:

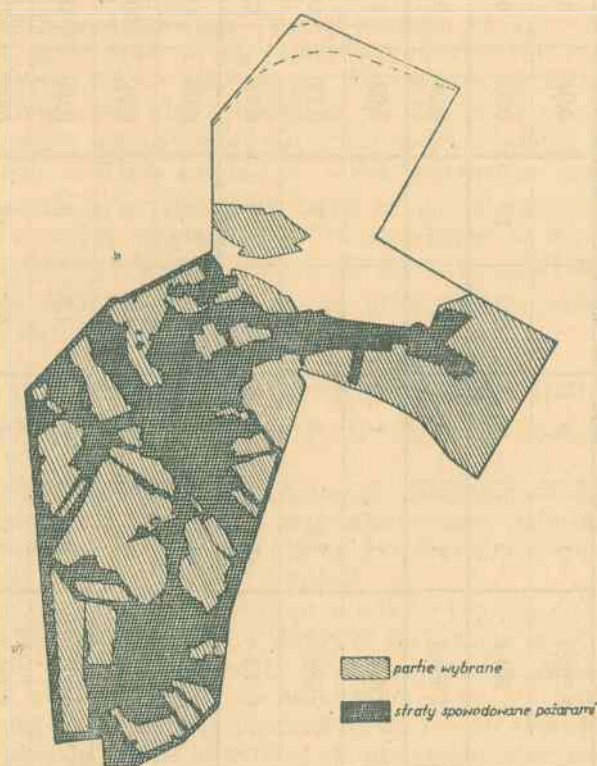
- 1) Całkowite wybieranie węgla na zawal, z płaceniem odszkodowań.
- 2) Całkowite wybieranie węgla z pełną zamułką.
- 3) Pozostawienie 50% węgla, wybierając resztę pasami z zamułką.

5. Straty w filarach oporowych, granicznych i pod triasem

Dla przytoczonego przykładu straty w filarach oporowych wynoszą 64,4 milionów t. W procentach wynoszą one na poszczególnych kopalniach od 3,8 — 15,1% średnio 5,1% ogólnych zapasów. Przy zastosowaniu zamułki straty te również dadzą się poważnie zmniejszyć.

6. Straty wywołane pozostawieniem całych partii pokładów nieodbudowanych skutkiem pożarów

Odbudowywanie grubych pokładów na zawał może powodować poważne pożary, czego rezultatem jest bezpowrotne zamykanie całych partii niewyekspluatowanych (rys. 1 dla kopalni 2). Straty w przytoczonym przykładzie wynoszą 13,9 milionów ton. W procentach wynoszą one na poszczególne kopalnie od 0 — 7,1%, średnio 1,1% ogólnych zapasów.



Rys. 1

7. Straty węgla przy wzbogacaniu ręcznym i mechanicznym

Straty substancji węglowej czy to w formie czystego węgla, czy też przerostów są nieuniknione zarówno przy wzbogacaniu ręcznym jak i mechanicznym. Ani człowiek, ani maszyny wzbogacające nie są doskonałe, co w konsekwencji prowadzi do ucieczki węgla i przerostów z odpadami. Wielkość tych strat uzależniona jest z jednej strony od charakteru wzbogacanego węgla i zastosowania doń najodpowiedniejszego sposobu wzbogacania, z drugiej zaś strony od obsady ludzkiej i dozoru, stanu urządzeń, systemu wzbogacania, wielkości wzbogaczanych klas, ilości kamieni i przerostów.

Tabela 2

Straty węgla w odpadach przy wzbogacaniu ręcznym i mechanicznym

Kopalnia	Urządzenie	Wydobycie t	Wybrano kamienia t	Zawartość w kamieniu		Normy niemieckie		Straty w odpadach w stosunku do ogólnego wydobycia			Łączne straty węgla + przer. w stos. do wydob. %
				węgiel %	przerostu %	węgiel %	przerostu %	węgiel %	przerostu %	łącznie %	
1	Sortownia > 50 mm	76 913	1 395,7	1	2			0,02	0,04	0,06	0,08 ¹⁾
	Wiałnia 50 — 0 mm			3	5	8	10	0,01	0,01	0,02	
2	Sortownia > 30 mm	45 455	1 938,7	1	2			0,04	0,08	0,12	0,12 ²⁾
3	Sortownia 80 mm	119 339	3 318	1	1			0,03	0,02	0,05	0,94 ³⁾
	Płuczka 80 — 30 mm		9 088	1,6	6	1	5	0,12	0,4	0,52	
	Wiałnia 30 — 0 mm		4 164	5	6	8	10	0,17	0,2	0,37	
4	Sortownia > 80 mm	114 402	5 264	1	2			0,05	0,09	0,14	0,41 ⁴⁾
	Płuczka kaskadowa 80 — 30		1 269	1,3	5	1	5	0,01	0,05	0,06	
	Płuczka kaskadowa 10 — 0 mm		2 325	2,5	5	1,5	3,5	0,05	0,01	0,15	
	Wiałnia 30 — 10 mm		1 094	2,5	4	8	10	0,02	0,04	0,06	
Łącznie		356 109	30 061,8					0,16	0,34	0,5	0,5

1) razem z przerostami węgla 0,05 + 0,03 % przerostu

2) razem z przerostami węgla 0,33 + 0,61 % przerostu

3) razem z przerostami węgla 0,04 + 0,08 % przerostu

4) razem z przerostami węgla 0,17 + 0,24 % przerostu

Ogólnie mówiąc straty przy wzbogacaniu w wialniach są większe niż w wodnych osadzkach, najmniejsze przy wzbogacaniu w cieczach ciężkich (płuczki magnetytowe, barytowe), mniejsze w osadzkach 3-produktowych niż 2-produktowych, większe na ogół w klasach większych niż drobniejszych.

Z danych ruchowych można przyjąć, że straty węgla i przerostów w odpadach w ujęciu bardzo ogólnym wynoszą:

- 1) Przy wzbogacaniu ręcznym i urobku i ziarnach > 80 mm ca 1% węgla i 2% przerostów w odpadach. Przy wzbogacaniu ręcznym na sortowniach nowych ca 1% węgla i 1% przerostów w odpadach.
- 2) Wzbogacanie urobku o ziarnach 80 mm — 30 mm w osadzkach wodnych 2-produktowych (węgiel-kamień) ca 1,5 — 2,0% węgla, 5 — 6% przerostów w odpadach, 3-produktowych (węgiel-kamień-przerosty) ca 0,5 — 1,0% węgla, 3 — 5% przerostów w odpadach. Przy wzbogacaniu klas średnich < 30 mm straty są nieco mniejsze.
- 3) W płuczkach magnetytowych i barytowych i urobku o ziarnach 80 — 10 mm ca 0,0% węgla i 2 — 4% przerostów odpadach.
- 4) Wzbogacanie w wialniach w klasie 50 — 10 mm względnie 30 — 10 mm ca 2,5% węgla i 5 — 6% przerostów w odpadach, w klasach drobniejszych < 10 mm straty są nieco mniejsze.

W podanym obliczeniu łączne straty przy wzbogacaniu wynoszą od 0,08 — 0,94% średnio 0,5% urobionego węgla.

8. Straty węgla przy odbudowie zależne od stosowanego systemu odbudowy

Sytemy odbudowy uzależnione są od warunków geologicznych złóż i zmieniają się w zależności od tychże.

Wybór systemu odbudowy ma ogromne znaczenie ekonomiczne. Najlepszym systemem jest ten, który przy zachowaniu najniższych kosztów własnych gwarantuje nam z jednej strony bezpieczeństwo pracy, z drugiej wybieranie węgla z najniższymi stratami.

Dokładnych obliczeń strat węgla przy odbudowie nie podaje ani polska ani zagraniczna literatura. Te cyfry, którymi zwykliśmy operować, są przybliżone i dalekie od rzeczywistości. Jeżeli na poszczególnych kopalniach przeprowadzono obliczenia strat, to w każdym razie nie publikowano ich, a jeżeli podawano, to przeważnie nieprawdziwe i dużo zmniejszone. Podane w niniejszym referacie wyniki oparte są na obliczeniu przeprowadzonym na kilku kopalniach w 20 pokładach przy 4 systemach odbudowy.

Wyniki badań

System odbudowy	Mięszczość mb	Straty %	U w a g i
Ścianowy na zawał	1,8	7,5	} częste raptowne zawały powodujące zwiększenie strat
	1,2	11,0	
	2,35	11,0	
	2,1 — 3,5	21,0	
	3,5 — 4,0	21,0	ściany na 2 warstwy
	2,0	minimalne	zawalanie się stropu bardzo równomierne

System odbudowy	Mięższość mb	Straty %	U w a g i
Ścianowy z podsadz- ką pneumatyczną	3,5 — 4,0	26,6	0,30 m węgla przypiętego w piętrze
Pokłady strome na zabierkę z nogą 2 — 4 m	4,0	26,6	gwałtowne zawaly, nogi od chodnika głównego
Filarowy śląski na zawal	2,5 — 3,0	33,0	0 3m węgla przypiętego w stropie węgiel bardzo łatwo zapalny
	2,8	35,0	0,5 m węgla przypiętego w stropie węgiel bardzo łatwo zapalny
	2,5	21,0	
	2,3	15,0	bez nogi
	2,5	9,0	bez nogi
	2,5	25,0	0,2 m węgla przypiętego w stropie
	3,5 — 4,0	26,6	0,8 m węgla przypiętego w stropie
	3,5 — 4,0	39,0	} Straty powiększone skutkiem zaognienia starych zrobów w których pozostają nogi
	5,5	41,0	
	2,0 — 4,0	22,5	0,3 m węgla przypiętego w stropie
	4,0 — 6,0	45,0	0,5 m węgla przypiętego w stropie
	9,5	60,0	1,0 m węgla przypiętego w stropie

Jak powyższe zestawienie wykazuje straty przy odbudowie na zawal w zależności od miąższości pokładów, systemów odbudowy i warunków lokalnych wahają się od 7,5 do 60%.

Systemy odbudowy z zamułką, pomijając cały szereg prerogatyw z tym systemem związanych, wydatnie obniżają straty węgla, które przy sprzyjających warunkach nie przekraczają 5%. Przy czystym wybieraniu węgla koszty związane z robotami przygotowawczymi rozkładają się na większe ilości wyeksploatowanego węgla, tym samym obniżają koszty własne 1 t wybranego węgla.

Eksploatacja pokładów grubych była już przed wojną troską Władz Górniczych, które mając na uwadze duże straty substancji węglowej i bezpieczeństwo pracy, wydały rozporządzenie z dnia 30. VII. 1938 roku zabraniające odbudowy pokładów powyżej 3,5 m na zawal.

NDT doceniając ważność tego problemu zdecydowała budowę kolei piaskowej do Pustyni Błędowskiej.

Według sprawozdań Wydziału Podsadzki za 1946 r. odbudowa na zawal daje wydobyte 43,9%, odbudowa z podsadzka 34,7%, w tym zamułka 20,2, podsadzka sucha 14,5% a z chodników uzyskuje się 21,4% wydobycia.

Według miąższości pokłady uczestniczą w wydobyciu (Monografia opracowana przez inż. M. Czechowskiego)

do 2 m —	35%
od 2,0 — 3,5 —	23%
powyżej 3,5 —	42%

Porównyując powyższe cyfry widzimy, że bardzo duży % pokładów o miąższości powyżej 3,5 m odbudowuje się na zawal, powiększając przy tym % straconego węgla.

Powszechnie zaprowadzenie zamułki da nam bardzo duże korzyści. Przy przeciętnej dobrej gospodarce w odbudowie pokładów na zawal obecne straty można również poważnie zredukować.

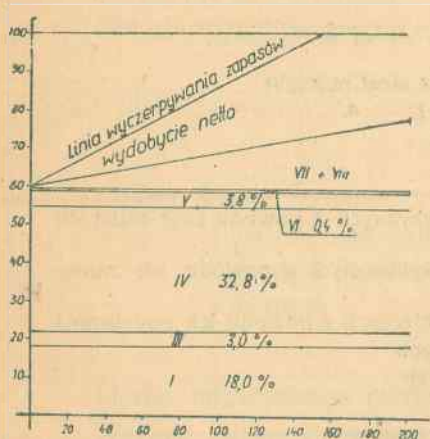
Straty podzielić możemy na 2 grupy: I. straty stałe i II. straty przy wydobyciu.

I. Straty stałe

1. Straty w pokładach zanieczyszczonych	od 0,3 — 1,0 m	14,4 %
2. Straty w pokładach, których nie odbudowuje się ze względu na duże zanieczyszczenie		1,6 %
3. Straty w pokładach podbudowanych		3,0 %
4. Straty w filarach ochronnych		35,2 %
5. Straty w filarach oporowych		5,1 %
6. Straty powstałe skutkiem pożarów		1,1 %
Razem z ogólnych zapasów		60,4 %

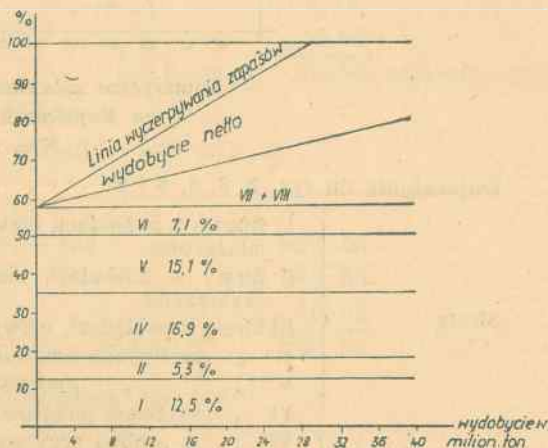
II. Straty przy wydobyciu

7. Straty przy wzbogacaniu	0,5 % urobionego węgla
8. Straty przy odbudowie	25,0 %
Razem	25,5 %



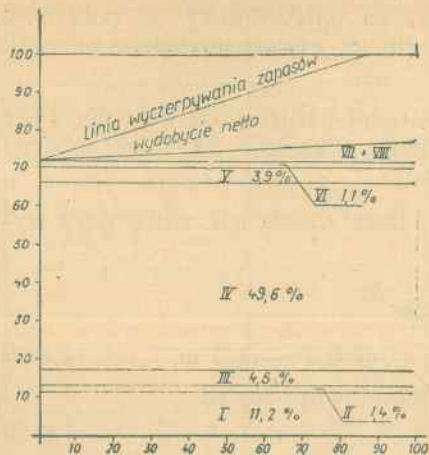
Straty w węglu. Kopalnia 1.

Rys. 2



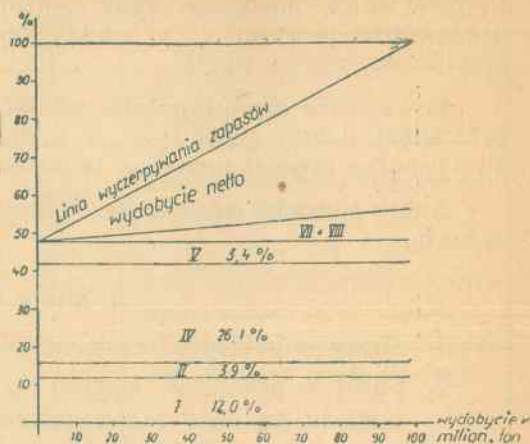
Straty w węglu. Kopalnia 2.

Rys. 3



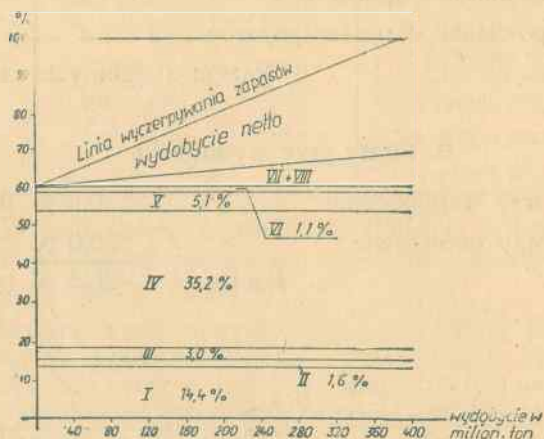
Straty w węglu. Kopalnia 4.

Rys. 4



Straty w węglu. Kopalnia 3.

Rys. 5



Sumaryczne ustawienie strat w węglu
na Kopalniach 1 — 4.

Rys. 6

Objaśnienia do rys. 2, 3, 4, 5 i 6:

Straty	{	I	Straty w pokładach niewybranych z powodu zbyt małej ich miąższości
		II	Straty w pokładach niewybranych z powodu ich zanieczyszczenia
		III	Straty w pokładach niewybranych z powodu ich podebrania
		IV	" w filarach ochronnych
		V	" " oporowych
Straty zmienne	{	VI	" skutkiem pożarów
		VII	" w urobku przy wybieraniu
		VIII	" " wzbogacaniu

Przykład jest wzięty z Rewiru Centralnego, dane są więc dużo wyższe od przeciętnych całego Polskiego Zagłębia Węglowego (rys. 2, 3, 4, 5, 6).

Całkowite zapasy węgla

1. Państwo Polskie w granicach przedwojennych na podstawie obliczeń prof. Czarnockiego z 1935 r. do głębokości 1000 m i pokładów od 0,5 m wzwyż 58,7 miliardów t
 2. Śląsk Opolski na podstawie obliczeń Pruskiego Instytutu Geologicznego do głębokości 1200 m i pokładów od 0,5 m wzwyż 10,9 miliardów t
 3. Zagłębie Dolno-śląskie do głębokości 1000 m 1,25 miliardów t
- R a z e m 70,85 miliardów t

Wartość substancji węgla straconego

Inż. M. Czechowski w „Szkodach Przemysłu Węglowego” str. 6 przyjął 1,5 zł w złotych z 1938 r. jako wartość 1 t substancji straconej w filarach granicznych, ochronnych i oporowych dla wszystkich rewirów Zagłębia. Kalkulacja opiera się na cenie substancji samej z różnych pokładów i na kosztach jej udostępnienia, które są nieco wyższe z tytułu regularnego podejścia robotami górniczymi do granic filarów i ich prawidłowego podtrzymania. Przyjmując, że straty w filarach ochronnych i oporowych dla obu Zagłębi Polskich wynosić będą tylko 10% zasobów całkowitych, tj. 7,09 miliardów ton, otrzymamy stratę 10,6 miliardów zł w złotych z 1938 roku.

Celem zdania sobie sprawy z wartości uwięzionego pod miastami węgla, jako przykład podaję obliczenie strat w węglu pod miastem Bytomiem w porównaniu z wartością tegoż miasta.

Wartość węgla uwięzionego pod miastem Bytomiem (rys. 7)

Pokłady do głębokości 1000 m	milionów ton
0,3 do 1,0 m miąższości	58,00
1,0 do 2,0 m miąższości	82,60
2,0 do 4,0 m miąższości	127,40
4,0 do 6,0 m miąższości	42,00
Powyżej 6,0 m miąższości	50,50
R a z e m	<u>360,50</u> milionów ton

co przedstawia wartość w zł z 1938 r.

$$360,5 \times 1,5 = 540,75 \text{ milionów zł.}$$

Obszar miasta Bytomia:

Powierzchnia zabudowana	603 ha
Ogrody i parki	41 ha
Cmentarz	16 ha
R a z e m	<u>660 ha</u>

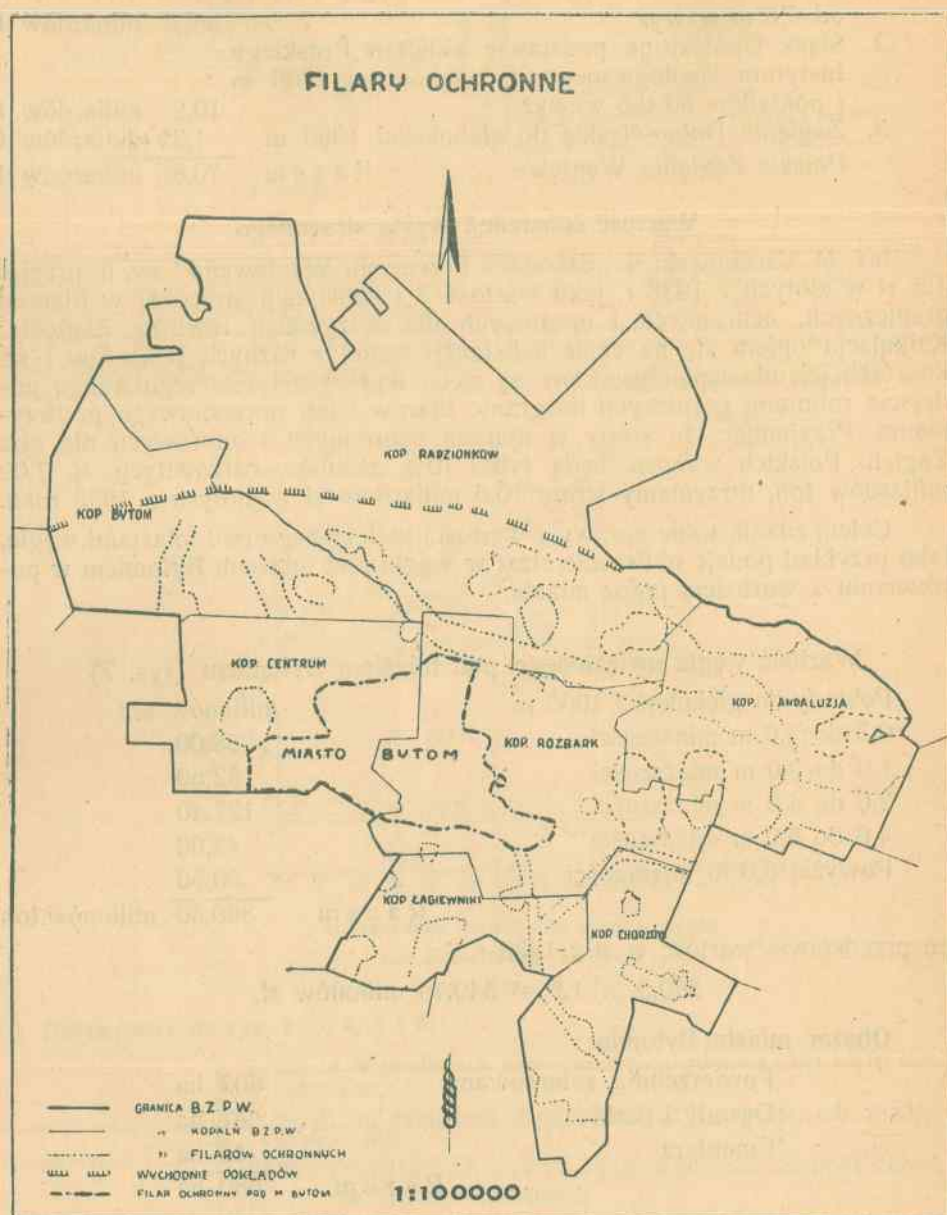
Liczba mieszkańców miasta Bytomia 100 000

Wartość miasta Bytomia.

Przedwojenne zagęszczenie 1,7 człowieka na 1 izbę wielkości 16 m².

Obecne zagęszczenie dwoje ludzi na 1 izbę.

Przy 100 000 mieszkańców Bytom powinien mieć 50 000 izb.



Rys. 7

Powierzchnia użytkowa mieszkań $50\,000 \times 16\text{ m}^2$	800 000 m ²
Dodatek 15% na ubikacje wspólne (korytarze, schody itp.)	120 000 m ²
Dodatek 33% na mury	304 000 m ²
Całkowita powierzchnia zabudowana w układzie parterowym	1 224 000 m ²
Wysokość izby ze stropem i piwnicą 4,5 m	
Kubatura mieszkalna $1\,224\,000 \times 4,5$	5 508 000 m ³
Kubatura zabudowań użyteczności publicznej 10% od ogólnej	550 800 m ³
Całość zabudowanej przestrzeni	6 058 800 m ³
Średnia wartość budynków z 1938 r. 36,— zł za 1 m ³	
Całkowita wartość zabudowania według cen z 1938 roku	$6\,058\,800 \times 36 = 218\,116\,800\text{ zł}$
Koszty uzbrojenia ulic (kanalizacja, oświetlenie itp.) 25% od ceny ogólnej	54 529 200 zł
Razem wartość zabudowań	272 646 000 zł
Wartość gruntów pod zabudowaniami 30% wartości zabu- dowań	81 793 800 zł
Wartość zabudowań z gruntami	354 439 800 zł

Do porównania wartości uwiecznionego węgla pod miastem należy przyjąć wartość miasta bez gruntów.

Wartość miasta Bytomia 272 646 000 zł z 1938 r.

Wartość uwiecznionego węgla 540 750 000 zł z 1938 r.

Jeżeli weźmiemy pod uwagę również stracone złoża rud cynkowych, to straty, które ponosi Państwo zabudowując zagłębie węglowe, będą jeszcze większe.

Jak powyższe obliczenia wykazują opłacałoby się przenoszenie miast a głównie osiedli robotniczych, poza obręb zasięgu złóż węglowych.

Pozostaje otwarta kwestia dogodnej komunikacji, przeprowadzki i szkód społecznych (instytucje społeczne i kulturalne). Teraz kiedy przystępujemy do odbudowy zniszczeń wojennych należałoby rozważyć celowość tego zagadnienia.

Dyskusje

DYSKUSJA DOTYCZĄCA WYKŁADÓW:

- | | |
|-------------------------------------|---|
| 1. Prof. dr inż. Antoni Salustowicz | Ogólne zasady mechaniki górotworu |
| 2. Inż. Józef Znański | Okresowe ciśnienia, ich przebieg i tzw. tąpnięcia |
| 3. Inż. Józef Cis | Linie najmniejszego oporu w złożu |
| 4. Prof. dr inż. Witold Budryk | Analiza systemów odbudowy |

1. Inż. Gluszczyk

Prof. Budryk w wykładzie swoim stwierdza, że linie załamania się piaskowca przebiegają periodycznie, co pewną określoną odległość, np. 40, 80, 100 m i teoria ta na kopalni Wujek się potwierdza: Czy można więc, chcąc uniknąć skutków, wzdłuż linii załamania się piaskowca pozostawiać filary ochronne względnie w okolicach przebiegu tych linii wzmocnić obudowę? W przedstawionych wypadkach nie był uwzględniany upad, który przy odbudowie grubych pokładów węgla też ma znaczenie.

2. Inż. Smolarski

Podsadzka winna być wykonana pod pewnym ciśnieniem. Normalnie podsadzki nie robi się pod ciśnieniem i stąd między innymi pochodzą tak znaczne osiadania. Dla kwestii tępnię podsadzka jest bardzo ważna i powoduje ona łagodniejsze osiadania stropu.

W pokładach pożarowych zostawia się nogi, które są niebezpieczne pod względem tępnię. Podsadzka wyklucza konieczność pozostawiania nóg, pośrednio więc wpływa na to, że przebieg tępnię jest łagodniejszy.

3. Inż. Tobiezyk

Czy w wypadku periodycznego załamania się stropu piaskowcowego w odległości 60 — 80 m, nie byłoby celowe pozostawianie filarów ochronnych wzdłuż tych linii załamań się piaskowca. Przy tak prowadzonej odbudowie ława piaskowca byłaby podparta w dwóch punktach, tj. na nodze węglowej i w zrobach. W ten sposób można by może uniknąć tępnię.

4. Inż. Jopek

Z wykładów dowiedzieliśmy się, że mamy dwa rodzaje tępnię, tj. tąpnięcia od rozprężania się węgla w pokładzie i tąpnięcia na skutek załamania się grubych warstw piaskowca.

Prof. Budryk podaje, że należy stosować sposób odbudowy, przy którym uniknęłoby się załamania piaskowca w czasie wybierania węgla. Polega on na tym, że odbudowuje się pokład z zamulka piętrami, których wielkość mierzona w płaszczyźnie pokładu nie przekracza tzw. bezpiecznych, a praktycznie w każdym wypadku stwierdzonych wielkości, a to 80 — 120 m, przy których nie następuje jeszcze załamanie piaskowca.

Przy tym sposobie ma jednak ześrodkowanie ciśnienia na coraz mniejszym pasie węgla, w miarę zbliżania się do już odbudowanej partii. Można zatem uniknąć tępnięcia od załamania piaskowca, ale za to narazić się na skutki tępnię od rozprężania się pokładu i to tym większego, im mniejsza jest calizna, w miarę wykańczania piętra.

Te tąpnięcia mogą również spowodować wypadki. Prosiłbym o bliższe wyjaśnienie tego zagadnienia.

Na wykładach różnych prelegentów usłyszeliśmy wyrażenia: kliważ, łupliwość, szczelinowatość. Byłoby wskazane, by prelegenci porozumieli się i ustalili ściśle definicje tych technicznych pojęć, gdyż powstaje w praktyce zaniechanie co do tych wyrażen.

Inż. Cis w swoim wykładzie pokazał nam piękne wykresy, przedstawiające częstotliwość łupliwości. Byłoby wskazane nieco bliżej wyjaśnić te wykresy pod tym kątem widzenia, jak związać je z planem robót górniczych, by można było korzystać z nich praktycznie. Wydaje się, że słuchacze odnieśliby największą korzyść, gdyby prelegent pokazał przykład wzięty z planu kopalni i odpowiednio zorientował wykres częstotliwości, pokazując praktyczny sposób wykorzystania tego wykresu.

5. Inż. Barezyk

Uważam, że przy systemie odbudowy, prowadzonym z pozostawianiem nogi, służącej do podtrzymania ławy piaskowca, podpartej na dwóch końcach, straty węgla będą dość znaczne.

Uważam, że przemysł węglowy mógłby zwiększyć swoją produkcję, przy równoczesnym zmniejszeniu strat, w razie większego rozpowszechnienia podsadzki.

W wykładzie swoim prof. Budryk wspomina, że linie załamania się piaskowca przebiegają w odległości 80 m, ale określając tę długość, czy nie będziemy w błędzie z chwilą napotkania uskoku, który wpłynie na zmianę tej odległości.

Zapytuję o wyjaśnienie odnośnie podanego w wykładzie inż. Znańskiego podziału na strefy głębokości, zależne od wielkości tarcia, występującego w górotworze?

6. Inż. Znański

Twierdzenie o zależności spoiwości skał od tarcia na powierzchni spekania potwierdzają próby wytrzymałościowe w laboratorium. W górotworze kopalnianym to tarcie zależy w dużej mierze od sił bocznych, silniej uwydatniających się w miarę wzrostu głębokości. Dlatego też nie głębokość zależy od tarcia ale tarcie od głębokości. Pękanie bowiem skał naokoło wyrobiska pod działaniem sił ścinających wzrasta wraz z głębokością, ale rozluźnienie się spekania skał i ich zruszenie się do wyrobiska zależy również od wielkości tarcia na powierzchniach spekania i na powierzchniach przylegania warstw do siebie. Zależnie od powyższego można wyróżnić trzy odcinki głębokości, których ograniczenia nie można bynajmniej uważać za ściśle ustalone:

1) Odcinek od 0 — 400 m głębokości

Tutaj skały piaskowcowe i łupki piaszczyste mające większą niż inne skały wytrzymałość przeważnie nie ulegają spekaniu w wąskich wyrobiskach.

Pokłady jednak węgla zwykle ulegają spekaniu i zruszaniu do wyrobiska, ale rzadko to zruszenie przebiega nagle wskutek panującego tarcia.

2) Odcinek od 400 — 700 m głębokości

Tu już pod wpływem sił ścinających następuje pękanie bardzo wytrzymałych skał, jak piaskowiec, ale jeszcze tarcie hamuje większe rozluźnianie się i zruszenie się skały na płaszczyszach spekań. W zrobach odbudowy, po pewnym jednak czasie w wytrzymałej warstwie piaskowca następuje na płaszczyszach spekań coraz większe rozluźnienie i odprężenie się złomów piaskowca i związane z tym ich obsuwanie się i opuszczanie. Wskutek zaś następującego obsuwania się może dojść do oberwania (załamania się) jakby uginającej się warstwy.

3) Odcinek ponad 700 m głębokości

W tych rejonach piaskowce często pękają już w drobnych odłamach, szybko rozluźniają się i zruszają się do wyrobiska ponieważ tarcie jest już za małe, by hamować ruch odłamów do wyrobiska.

7. Inż. Budryk

W odpowiedzi inżynierom Głuszcakowi i Tobiczkiemu na zapytania dotyczące filarów oporowych pod przebiegiem linii załamania piaskowca (80 m) uważam, że filary te musiałyby być dość szerokie i spowodowałyby wzrost strat o 50%. Strop bezsprzecznie byłby uchwycony.

W odpowiedzi inż. Smolarskiemu na zapytanie dotyczące podsadzki pod ciśnieniem: Badania były prowadzone z piaskiem, który osadzano w cylindrze i polewano wodą, następnie piasek ten ściśkano, przy czym wykazywał on ściśliwość 1 — 2%. Podsadzanie pod ciśnieniem nie zmniejsza ściśliwości materiału podsadzkowego, ale umożliwia dokładne podsadzenie pod strop.

Na postawione pytanie: Dlaczego na pewnej wysokości nad pokładem piaskowiec się ugina, gdy tymczasem w stropie, bezpośrednim załamuje się wyjaśnienie jest następujące:

Jeżeli następuje szybko odbudowa, to piaskowiec nie ma możliwości uginania się. Piaskowiec na znacznej wysokości nad pokładem jest zgnieciony ze wszystkich stron i ulega trójwymiarowemu stanowi napięcia (ciała sztywne otoczone ze wszystkich stron uginają się bez załamania, a bez otoczenia nie uginają się).

Tępań w 100% jeszcze nie rozwiązaliśmy, jedynym radykalnym sposobem do walki z nimi to dobra odbudowa. Tępania powstałe na skutek załamania się piaskowca są trudne do opanowania.

Łupliwość i kłiwaz oznaczają to samo. Szczelinowatość jest łupliwością otwartą. Uskok jest szczelinowatością występującą wyraźnie. Charakterystyczne jest to, że największe tępania występują w okolicy, gdzie jest mało uskoków. W okolicy uskoków, tępań wskutek załamania piaskowca nie ma, ponieważ mniejsze jego bryły nie mają tendencji do załamania się.

8. Inż. Krupliński

W odpowiedzi na zapytanie inż. Jopka w sprawie definicji kłiwazu etc. i nano-szenia łupliwości na plan kopalniany:

Jeżeli będziemy przyglądać się sześcianowi węgla, to zauważymy sieć przecinających się płaszczyzn i to w mineralogii nazywamy kliważem. Znajduje się tam szereg systemów, z których 4 rodzaje kliważy zademonstrował inż. Cis. Pod wpływem sił ściskających następują pęknięcia, powodując widoczne płaszczyzny, które nazywamy płaszczyznami łupliwości. W piaskowcu i w łupku zarysowane pęknięcia będą występować parami, tak jak i w węglu.

Skąły osadowe nie mają ciągłej struktury i wytrzymałości, są one poszatkowane płaszczyznami łupliwości, widzianymi gołym okiem. Pod działaniem innych większych sił powstają szczeliny, które nazywamy szczelinowatością.

Przy przemieszczeniu partii, np. pokładu węgla powstaje uskok. Przy uskoku wyróżniamy bok leżący i bok wiszący. Rozróżniamy uskoki normalne i niewłaściwe. Na skutek działań sił tektonicznych kliważy, czyli łupliwość mikroskopijna zamienia się na łupliwość makroskopową widoczną, dalej na szczelinowatość, w końcu na uskoki. Inż. Cis mówi, że na Zagłębie działają trzy siły górotwórcze: Sudety, Karpaty i Góry Świętokrzyskie. Każda z tych sił spowodowała łupliwość, szczelinowatość względnie uskoki. Obserwując płaszczyzny łupliwości, możemy ponierzyć kompasem kierunki rozciągłości i upad tych płaszczyzn. Nanosząc odpowiednie azymuty różnych płaszczyzn łupliwości, możemy zestawie występujące na kopalni różne kierunki i upady łupliwości na jednym wykresie. W wykładzie inż. Cisa kierunki te są przedstawione na kole kompasu. Lepszą metodą jest nanoszenie płaszczyzn łupliwości za pomocą rzutów stereograficznych. Te metody dają bardziej przejrzystą charakterystykę występującej łupliwości niż samo nanoszenie na planach.

Każda jednostka dozoru kopalnianego winna rozumieć, co to jest łupliwość i znać jej kierunki na swojej kopalni, ponieważ to są płaszczyzny zmniejszonej wytrzymałości, po których załamują się skały, powodując obrywanie się stropu, zjawiska tapania. Znajomości te przyczyniają się do zwiększenia bezpieczeństwa robót. Kopalnia Silesia posiada łupliwość występującą w formie jednego systemu, niemniej systemów tych może być cały szereg. Uskoki i szczelinowatość wpływają na tapania, wprowadzają gazy i wodę; łupliwość w znacznym stopniu oddziałuje na urabianie, tak pod względem wydajności, jak i bezpieczeństwa. Z tych względów znajomość przebiegu uskoku i łupliwości na danej kopalni i jej obserwacje są rzeczą bardzo ważną.

9. Inż. Gąsiorowski

Niekiedy przebieg płaszczyzn łupliwości skał zalegających w stropie pokładu jest inny niż kierunek łupliwości pokładu.

10. Inż. Ajdukiewicz

Znajomość przebiegu płaszczyzn łupliwości jest bardzo ważna, ponieważ pękanie ław piaskowcowych powodujących tapania następuje najłatwiej wzdłuż tych płaszczyzn zmniejszonej spoiwości. Znajomość przebiegu tych płaszczyzn może dać cenne wskazówki do przewidywania linii, wg których mogą występować tapania i odpowiedniego prowadzenia odbudowy. Przy pękaniu ław piaskowca wyzwala się nagromadzona w nim energia potencjalna i zamienia się w energię kinetyczną, występującą w formie drgań, i uderzeń, które przenosząc się na pokład niszczy jego spoiwość.

11. Inż. Cis

Obserwacje przebiegu płaszczyzn łupliwości były prowadzone również w kamieniu. Stwierdzono, że przebieg łupliwości w kamieniu i w węglu mniej więcej się zgadza.

12. Inż. Budryk

Niezgodność łupliwości piaskowca i węgla jest pozorna. Parzystych kierunków jest kilka, niekiedy np. trzy. Każdy system powstał w różnym okresie geologicznym, np. pierwszy kierunek łupliwości w węglu powstał, kiedy piaskowca w stropie jeszcze nie było, drugi przejawia się już w węglu i w piaskowcu; w węglu pierwszy będzie wyraźny, natomiast w piaskowcu wyraźnym będzie drugi. Nie spotkałem ani jednego wypadku, aby kierunki łupliwości piaskowca i węgla były różne — twierdząc, że najczęściej się one pokrywają.

13. Inż. Czechowski Marian

Zjawiska zwane tapaniami w górotworze skał węglonośnych

Odnosnie wykładu prof. Budryka zauważyłem, że oprócz omawianych rodzajów tapani eksploatacyjnych oraz tapani tektonicznych, prelegent nie wspomniał o tapaniach obejmujących swym zasięgiem niekiedy kilkadziesiąt kilometrów, tzw. wstrząsach regionalnych. Te długofalowe wstrząsy występowały na obszarze staropolskiego zagłębia jako też Śląska Opolskiego, a intensywność ich w ostatnich latach przed wojną była

coraz większa. Zagadnienia tapani lokalnych i regionalnych były przedmiotem dyskusji i publikacji fachowych tak ze strony inżynierów polskich jak niemieckich i francuskich. Wśród różnych i niejednokrotnie sprzecznych zapatrywań odnośnie powstawania i ich związku przyczynowego z robotami górniczymi przeważał pogląd, że eksploatacja górnicza na obszarze Zagłębia przyczyniła się niewątpliwie do wzmożenia intensywności tych zjawisk.

Poza tym zjawisko to nie jest dotychczas wyjaśnione i nie wiemy dokładnie, czemu je przypisać.

Niemcy zarzucali nam, że centra tych dalekosieźnych wstrząsów powstawały na obszarze naszego Zagłębia i falami przerzucały się na ich okręg rzekomo z tego powodu, że sposób prowadzenia naszej górniczej eksploatacji nie stosował środków, które by się takim zjawiskom przeciwstawiały względnie je ograniczały. Podczas okupacji, gdy Niemcy mieli możliwość wglądu w naszą gospodarkę górniczą, twierdzili również (Prof. A. G. Wrocławskiej Dr. Spackeler), że w naszej gospodarce górniczej nie były stosowane takie sposoby i środki, które by mogły zapobiec niebezpieczeństwu tapani względnie wstrząsów, podczas gdy niemieckie górnictwo już od 10 lat zastosowało odpowiednie metody, które miały te niebezpieczeństwa radykalnie usunąć względnie je ograniczyć.

Wiemy, iż spośród sposobów teoretycznie zalecanych były przede wszystkim następujące: Odpowiednia systematyka prowadzenia odbudowy, całkowite wybieranie filarów ochronnych i oporowych oraz stosowanie jak najbardziej szczelnej podsadzki płynnej. Te oczywiście metody również nie były nam obce, nie mogliśmy jednak stwierdzić, czy i w jakiej mierze praktyka niemieckiego górnictwa pokrywała się z teoretycznymi założeniami.

Przypuszczam, że dzisiaj już kierownictwa naszych kopalń zorientowały się dostatecznie na podstawie kart fundamentalnych robót dołowych oraz innych informacji o metodach odbudowy górniczej, jaką stosowali Niemcy i na tej podstawie stwierdzić moglibyśmy, o ile metody te były celowe i skuteczne i co u nas na ten temat należało zastosować. Następcza mi się już obecnie jednak takie pytanie:

- 1) O ile Niemcy przez 10 lat stosowali odpowiednie metody zapobiegawcze, to czemu tapania istniały nadal na ich kopalniach i ujawniały się w daleko ostrzejszej formie niż u nas.
- 2) O ile Niemcy stosując szczelną i zupełną podsadzkę i odbudowując filary nie mogli wyeliminować tapani, to dlaczego zarzut niedokładnego stosowania podsadzki, jako przyczynę powstawania tapani kierowali przeciw naszemu górnictwu. Uważam wobec tego, że zarzuty takie są głoszone, niemniej jednak sprawa ta powinna w naszej opinii fachowej być odpowiednimi argumentami wyjaśniona.

Mechanika górotworu

Nie wdając się w ocenę, czy tytuł „mechanika górotworu” jest słusznie i szczęśliwie dobranym terminem określającym treść objętych nim zjawisk, poruszę pewne wątpliwości, które moim zdaniem nie zostały dotychczas dostatecznie wyjaśnione. Styszelśmy w prelekcjach, że zjawiska sił i napięć w górotworze stanowią przedmiot poważnych studiów i rozważań zespołu naukowców i praktyków naszego zawodu. Studia te dają bezsprzecznie wyczerpujące teoretyczne określenie istoty występujących zjawisk. Z tych cennych teoretycznych opracowań prof. dra Sałustowicza oraz inż. Znańskiego chcielibyśmy wyciągnąć odpowiednie wnioski umożliwiające praktyczną „indykację” sił i napięć występujących w górotworze, słowem praktycznego ich przystosowania, podobnie jak to ma miejsce odnośnie kłwiadu (łupliwości), gdzie z teoretycznych założeń i studiów praktyka wyciągnęła już odpowiednie wnioski w rozplanowaniu pól i robót dołowych.

Wiemy, że węgiel u kolebki swych złóż oddaje obecnie energię promieni słonecznych, wchłoniętą ongiś w okresie ich tworzenia się. Wiemy, że z chwilą ukształtowania się w okresach sedymentacji i zaburzeń tektonicznych na przestrzeni wielowiekowych procesów geologicznych nastąpił stan równowagi sił górotworu. Ten stan równowagi, stabilizacji wewnętrznej górotworu, został przez nas górników zburzony albo kilofem, albo maszyną, czyli że nie górotwór ale górnictwo staje się tym mechanizmem wyzwalamym energię potencjalną sił i napięć górotworu. Im bardziej zagłębiamy się i im większy jest przestrzenny zasięg naszych prac w podziemiach, słowem im większe jest wyrobisko, tym większa jest kontrakcja natury, która na zadany uraz reaguje wszelkimi czynnikami, jakie ma do dyspozycji z góry, z dołu i z boku. Ta kontrakcja wywołuje proces różnych skomplikowanych działań, które gdy chcemy

nazwać „mechaniką górotworu“, to musimy mu stworzyć zgodnie z ogólnymi zasadami mechaniki oparcie w pewnych konkretnych ujęciach cyfrowych i konstrukcyjnych.

Wyrobnisko górnicze jako wybrana przestrzeń powoduje uruchamianie sił górotworu, podobnie jak np. próżnia uruchamia mechanizm hamulca. Wykłady dały nam teoretyczne wytłumaczenie i obraz zachowania się górotworu, głównie w robotach dołowych, ale nie uwzględniły równocześnie związku przyczynowego tych robót z nadkładem i ujawniającymi się skutkami tych robót na powierzchni.

Zagadnienia ochrony substancji i ochrony powierzchni wysuwają się na czoło zagadnień związanych z górniczym planowaniem. Aby dla tych zagadnień stworzyć odpowiedni podkład kryteriów technicznych, okazuje się koniecznym dokładnie zdać sobie sprawę, nie tylko z tego, jak zachowuje się złoże i górotwór w eksploatacji dołowej, ale również, jak zachowuje się cały nadkład nad wyrobiskiem aż do powierzchni. Ze skutków zaś oddziaływania na powierzchnię i z zaobserwowanej deformacji możemy dopiero wyciągnąć realne wnioski dla całokształtu zagadnień, tak dla celów górniczego planowania, jako też dla bieżących potrzeb kierownictwa kopalń. Wówczas dopiero znajdziemy moim zdaniem faktyczne powiązanie teoretycznych założeń z praktyką.

14. Inż. Rabsztyń

Do roku 1939 na kopalni Wujek odbudowywano pokład 416 na poziomie 540 i 600 m systemem filarowym zabierkowym poprzecznym z podszadką płynną. Miąższość tego pokładu na ogół zmienna wynosi od 3,5 do 5,5 m. W spagu zalega łupek piaszczysty, w stropie do 150 m zalegają głównie mocne piaskowce, zaś nad piaskowcami warstwy łupkowe. Bezpośrednio nad pokładem zalega albo wyżej wspomniany piaskowiec, albo też w niektórych partiach cienka warstwa około 0,50 m łupku, a nad nim jednolity bardzo mocny szary piaskowiec. Pokład charakteryzowały częste i dość silne tapania spowodowane bądź to okresowymi załamywaniami się warstw stropowych, bądź też odprężeniami samego pokładu lub jego spagu, powodując duże zniszczenia chodników, w niektórych wypadkach zawały na filarach i groźne wypadki w ludziach. Poza licznymi nieujętych statystycznie tapaniami do 1939 r. w latach 1940, 1941 i części 1942, a więc w przeciągu 2½ lat zanotowano przy stosowaniu systemu filarowego 20 tępnięć na chodnikach, 72 tępnięcia na dachach oraz 33 tępnięcia na filarach, co spowodowało 65 wypadków w ludziach, i to 6 śmiertelnych, 5 ciężkich i 54 lekkie. Straty węgla przy stosowaniu tego systemu ze względu na częste ognie i stąd wynikającą konieczność zostawiania pasów ogniowych calizny węglowej były bardzo wysokie, gdyż dochodziły 43%. Wydajność oddziałowa wynosiła 4,4 tony przy wydobywaniu 520 ton na dniówkę. Prawdopodobnie dla zwiększenia wydobywania i wydajności, co również dla zmniejszenia wypadkowości spowodowanej tapaniami Niemcy zmienili system odbudowy z filarowego zabierkowego poprzecznego na ścianowy podłużny w dwóch warstwach stosując długie ściany do 270 m z odstawą rygnami opancerzonymi. Wydajność oddziałowa wzrosła do 5,2 tony i przy wydobywaniu 1100 ton na dniówkę, a wypadkowość zmniejszyła się, gdyż tapani nie było. Wprawdzie straty węgla były prawie te same co przy systemie filarowym, gdyż przypinano 1,5 do 2 m warstwę węgla w stropie, licząc na ewentualne wybranie tego węgla drugą warstwą. Praktycznie okazało się to niewykonalnym, gdyż przerywanie się przypinanego węgla drugiej warstwy nie zezwalało na wybieranie warstwy drugiej, czego zresztą praktycznie nie próbowano. Wypadkowość na ścianach na skutek tego, że nie miały miejsca tapania wprawdzie zmniejszyła się w porównaniu z wypadkowością przy systemie filarowym, ale liczne były wypadki spowodowane raczej opadem węgla stropowego i przewozem.

Po wojnie po ekspertyzie przeprowadzonej przez prof. Budryka, prof. Sałustowicza i nacz. dyr. Kmiotowicza ze względu na niedostateczną jakość piasku podszadkowego wprowadzono w tym samym pokładzie przedwojenny system odbudowy filarowej zabierkowej poprzecznej. Okazuje się, że występują te same objawy tępnięć, które cechowały ten sam pokład przed 1939 r.

Nasuwa się więc pytanie, czy odbudowa tego pokładu szerokim frontem i szybkim postępowaniem przodka jest w stanie spowodować załamywanie się warstw piaskowców już w części podszadkowej, a tym samym nie przeniesienia skutków tapani na przodki robocze. System filarowy bowiem daje więcej przodków chodnikowych i możliwość oddziaływania tapani na te właśnie przodki, podczas gdy system ścianowy przy mniejszej ilości przodków chodnikowych ogranicza oddziaływanie tępnięć jedynie na nieliczne chodniki, sama zaś ściana zabezpieczona jest przez to, że załamywanie się warstw piaskowcowych następuje już w części podszadkowej.

Uważam, że te praktycznie wypróbowane systemy odbudowy należałoby głębiej przeanalizować i zastanowić się nad możliwością stosowania systemów ścianowych względnie innych poza filarowymi w pokładach, w stropach których występują grube piaskowce powodujące przy pękaniu tapanie, aby przez przerywanie się piaskowców

w części już podsadzonej zmniejszyć a może całkowicie uniknąć skutków tapan w miejscach roboczych. Nie twierdzą, że aktualna jest odbudowa grubych pokładów systemem długich ścian, jednak poddaje na podstawie powyższego myśl rozpatrzenia takiego systemu odbudowy, który by zabezpieczał przed wypadkami, zezwalając równocześnie na eksploatację pokładu z ograniczeniem strat węglowych do minimum. Dla pokładu 416 kopalni Wujek należałoby rozpatrzyć system krótkich ścian w warstwie pierwszej o wysokości ścian 2 — $2\frac{1}{2}$ m (pomimo nieistnienia na tej wysokości ławy węglowej) i eksploatacji drugiej warstwy $2\frac{1}{2}$ — 3 m bądź tym samym systemem krótkich ścian, bądź też systemem filarowym o takim froncie, przy którym wtórne załamywanie warstw piaszkowców następowałoby w części już odbudowanej i podsadzonej.

15. Inż. Górka

W referacie dra inż. Sałustowicza omówiono ujemne działanie pozostawionych filarów oporowych nad przekopami.

Bardziej skomplikowany przykład tego zagadnienia istnieje na kopalni Miechowiec. Na poziomie 520 m znajduje się przekop, leżący bezpośrednio pod pokładem 413 m. Po odbudowie tego pokładu Niemcy pozostawili filar ochronny dla przekopu, szerokości 80 — 100 m. Od tego czasu obserwuje się bardzo duże ciśnienie powodujące zagniatanie przekopu, co jest zgodne z postawioną przez prelegenta tezą.

Bezpośrednio pod tym przekopem na poziomie 520 m projektuje się odbudowę szeregu pokładów. Dla utrzymania przekopu 520 m konieczne jest pozostawienie filarów ochronnych w pokładach odbudowywanych.

Ponieważ równocześnie na poziomie 720 m pędzony jest przekop bezpośrednio leżący pod przekopem 520 m, filar ochronny pozostawiony dla ochrony przekopu 520 m będzie działał na przekop na poziomie 720 m, tak jak filar ochronny w pokładzie 413 m na przekop 520 m.

Należałoby bardziej szczegółowo określić powyższe działanie w stosunku do długości, szerokości i głębokości pozostawionych filarów.

Ponieważ z wykładu wynika, że w razie załamania grubego piaszkowca linie załamania w tym piaszkowcu nie są równoległe z granicą odbudowy pokładu, a mogą się poważnie odchylać, należy zwrócić uwagę mierników, ażeby ten moment brali pod uwagę przy wytyczaniu filarów oporowych, przy szybach i innych ważnych obiektach.

Dotyczy wykładu prof. Budryka

Prof. Budryk stwierdził, że wyłącznie na skutek załamywania się grubego piaszkowca powstają duże i niebezpieczne tapania. Należy to uzupełnić, że również tapania od rozprężania się węgla powodują katastrofalne skutki, są równorzędne z poprzednimi, tak pod względem zasięgu jak i siły. Dowodem tego są tapania na kopalni Kazimierz, które następują wyłącznie z powodu rozprężania się węgla, a powodują w tzw. warstwie zerowej zupełne zgniatanie chodników na odległość kilku i kilkunastu m, wyrzucanie wozów z szyn, zupełne łamanie obudowy w promieniu 100 m i zawały na odbudowywanych wyrobiskach na znacznej przestrzeni.

16. Inż. Rutowski

Odnosnie stosowanych w praktyce sposobów i metod walki z tapaniami podaje, że na kopalni Centrum na Śląsku Opolskim, na której występowały bardzo silne tapania o dużym zasięgu zwłaszcza przy odbudowie pokładu 501, 503 i 504, które to tapania zmusiły kopalnię do zaniechania odbudowy tych pokładów, wprowadzono system odbudowy ścianowy (obudowa żelazna) od przekopu do granic z chodnikami utrzymywanymi w zawalisku (6 m zasadzka po obu stronach chodnika). W wypadku odbudowy grubszych pokładów ponad 3 m odbudowę przeprowadza się też ścianową na 2 warstwy: Odbudowuje się najpierw warstwę górną, a potem wyzyskując przerost lub w braku tegoż z pozostawieniem warstwy 50 cm węgla w stropie odbudowuje się warstwę dolną.

Ogólnie na podstawie dotychczasowej obserwacji można uważać odbudowę odprężonej warstwy dolnej za bezpieczną pod warunkiem czystej odbudowy warstwy górnej.

Obecnie przeważnie przeprowadza się odbudowę w pokładach podbudowanych.

Wypadki tapan o dużym zasięgu poza lokalnymi nie zachodzą. Zastosowano na kopalni Centrum 2 sposoby omówione przez wykładwców:

1. Odbudowę ścianową do granic unikając w ten sposób chodników w węglu.
2. Podbudowę pokładów niebezpiecznych na skutek tapan.

17. Inż. Paulus

Prof. Budryk odróżnia pod względem przyczynowym 2 rodzaje tapan: na skutek rozprężania się węgla w pokładzie i na skutek pęknięcia sztywnych warstw piaszkowca nadkładowego.

Z poczynionych przeze mnie obserwacji wynika, że zazwyczaj w wypadku silnych tąpnięć (wstrząsów podziemnych) obydwie te przyczyny występują równocześnie i znajdują się w ścisłej zależności od siebie. Katastrofalne skutki wstrząsów, powstających przy pędzeniu nawet pojedynczych chodników, w których wyniku ulega zawaleniu się cały chodnik na znacznej długości (kopalnia Kazimierz), trudno sobie wytłumaczyć inaczej jak przekroczeniem granicy wytrzymałości (nośności) pokładu, przy równoczesnym pęknięciu sztywnej ławy piaskowca stropowego.

Innym przykładem połączonych działań pęknięcia sztywnej ławy piaskowca stropowego, po przekroczeniu pewnej krytycznej dla niego powierzchni, otwartej wskutek prowadzonej odbudowy, przy równoczesnym wyładowaniu się napięć, powstałych w pokładzie na jego krawędzi, w miejscach prowadzonej odbudowy, mogą służyć wstrząsy, jakie miały w swoim czasie miejsce na kopalni Wujek.

Na poziomie Lechia na głębokości 600 m przy odbudowie na zawał pokładu, posiadającego w stropie ławę piaskowca o znacznej miąższości, załamanie stropu po dokonanej odbudowie następowało bardzo opornie tj. ze znacznym opóźnieniem i pierwszy zawał był połączony każdorazowo z silnym wstrząsem.

Powstające w starych zrobach ognie zmuszały kopalnię nie posiadającą przynajmniej na tym poziomie zamulki do odgrodzenia się co pewien czas od zawałisk przez pozostawianie w stanie nieodbudowanym filarów izolacyjnych, częstokroć na znacznej rozciągłości. Filary te stanowiły zaporę dla kolejno następującego zawału, powodując jego zatrzymanie się. Po odkryciu przy dalszej odbudowie krytycznej powierzchni stropu następowało ponowne jego pęknięcie powodujące silny wstrząs, w wyniku którego nie tylko niektóre zabierki odbudowy, ale prowadzące do nich chodniki uległy na znacznej długości całkowitemu zawałowi, powodując liczne ofiary w ludziach.

Podczas akcji ratunkowej przy jednym z takich wypadków wskutek wtórnego wstrząsu zginął zawiadowca kopalni inż. Jaśkiewicz.

18. Insp. Oleskiński

W ciągu 30 lat swojej praktyki zajmowałem się tapaniami i w literaturze naszej szukałem tłumaczenia ich przyczyn i wyjaśnień. Doszedłem do wniosku, że tapania inaczej występują na kopalniach pracujących z zastosowaniem podsadzki płynnej, a inaczej na kopalniach pracujących na rabunek. Jako przykład wymienić mogę kopalnię Kazimierz, gdzie stosowana jest szczelna podsadzka płynna, a gdzie nie można zapobiec tąpnięciom i ich skutkom, które szczególnie wyraźnie przejawiały się w czasie odbudowy warstwy zerowej. Tąpnięcia te powodowały łamanie obudowy, zaciskanie chodników itp. Po chodnikach odstawowych szerokości 4 m układano kaszty ze zdrowego drzewa. Filary prowadzono od 6 — 8 m również najstaranniej obudowane. Przy wstrząsie na skutek tąpnięcia drzewo zostało całkiem rozbite i zniszczone, strop jednak nie załamał się, załoga składająca się z 6 ludzi została uratowana. O ile udało się przeciąć warstwę zerową, to następne warstwy nie dawały już znaków wstrząsu. Pokład został odprężony.

Wracając do kopalń prowadzących odbudowę na zawał, podam tego rodzaju przykład: W stropie zalegały grubsze warstwy piaskowca, w związku z tapaniami odbudowę na pewien okres przeniesiono do innego pola. W zamkniętym polu odbywały się tapania, ale już bez ujemnych wpływów. Odbudowę wznowiono kiedy nastąpiło krytyczne przesilenie.

Sztukę prowadzenia kopalń przez Niemców w czasie okupacji odczuwamy do dzisiejszego dnia. Na jednej z kopalń w pokładzie 501 składającym się w dolnej części z partii durytowej, a następnie z warstw witytu i fuzytu Niemcy zastosowali przypinanie 1,5 m ławy durytu w spodzie wyrobiska celem uniknięcia tapań. Jednakże nastąpiło szereg tapań powodujących wypadki w ludziach. Badanie przyczyn doprowadziło kontrolę do stwierdzenia, że wskutek niedostatecznego dozoru i braku kontroli przypinano ławę węgla w spągu grubości około 2,5 m, po tej ławie pędzono w pierwszej połowie długości projektowanej zabierki (całkowita długość zabierki 35 m) chodnik i dopiero w połowie zabierki robiono wdzierkę.

Ponadto przy upadzie pokładu 12^o prowadzono odbudowę z podsadzką płynną z góry na dół. Wskutek tego zabierek nie można było zamulić całkowicie. Oprócz tego, wskutek ciśnienia stropu odpryskiwał węgiel w górnej ścianie zabierki, ranił ludzi, niszczył obudowę itp. Dopiero kiedy zarządzono wybieranie węgla w spodku i kolejność wybierania filarów z dołu do góry, ustały tapania, a z nimi groźba wypadków.

19. Inż. Budryk

Tapania są zjawiskami do dziś dokładnie niezbadanymi. Przypuszczam, że utworzona przy INB Komisja Ciśnień i Tapań w przyszłości rzuci nam pewne światło na

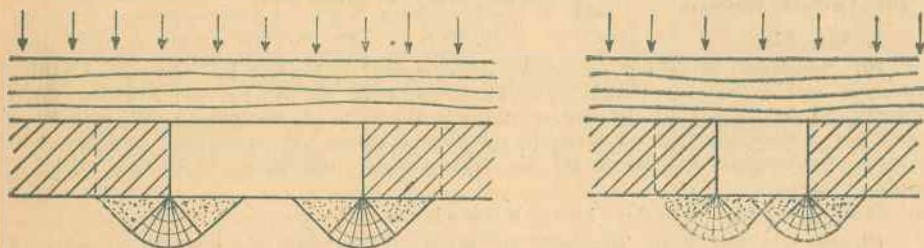
te zjawiska. Jeżeli chodzi o tąpnięcia regionalne posiadające dość znaczny zasięg, to w r. 1939 miałem pewne dane, z których jednak trudno wyciągnąć wnioski.

Co się tyczy niemieckich zarzutów głoszących, że centrum tępnię znajdowało się w naszym rejonie, to i odwrotnie też możemy powiedzieć. Wnioskując z zagospodarowania przez nich kopalń jak np. kopalnia Rokitnica, nie wskazuje na to, aby tam były przedsięwzięte jakieś środki w celu uniknięcia tępnię. Zgadza się z obserwacją, że na ścianach mogło nie być tępnię, gdyż odbudowa systemem filarowym zmusza nas do uprzedniego rozjechania pola chodnikami odbudowy względnie dowiezniętymi. Przed posuwającym się frontem odbudowy powstaje szczelina i przedłuża się na kilkadziesiąt metrów w przód, wywołując skutki tępnię w chodnikach. Przy systemie ścianowym o długości ściany np. 280 m posuwająca się szczelina nie natrafia na chodniki, zalamania zaś stropu powstają nad calizną, nie powodując widocznych skutków.

20. Inż. Salustowicz

Przyczyną zjawisk ciśnienia jest wykonanie pustej przestrzeni w górotworze i naruszenie przez to panującej tam równowagi. Charakter tych zjawisk i ich przebieg zależne są z jednej strony od własności wytrzymałościowych skał, z drugiej zaś od wielkości ciśnienia tzn. od głębokości, a poza tym od kształtu i wielkości wykonanego wyrobiska.

O ile chodzi o współpracę praktyki i teorii w zagadnieniach ciśnienia skał, to w dobie obecnej znajduje się ona w stadium początkowym. Pochodzi to stąd, że teoria dopiero od niedawna, bo zaledwie może od 20 paru lat zajmuje się tym zagadnieniem; w Polsce pierwszą pracą z tej dziedziny ukazała się w r. 1931, jest nią teoria fali ciśnienia prof. Budryka. W pierwszych pracach teoretycznych podano rozwiązania poszczególnych zagadnień przy szeregu założeń upraszczających. Obecnie stopniowo usuwamy te założenia i teorię rozszerzamy, zbliżając się w ten sposób do warunków rzeczywistych. Dzięki tej okoliczności możemy dzisiaj przewidzieć i określić przebieg niektórych zjawisk na drodze teoretycznej. Oczywiście różnorodność zjawisk jest w tej dziedzinie ogromna i szereg problemów jest jeszcze teoretycznie nierozwiązanych. W każdym razie stwierdzić należy, że współpraca teorii z praktyką w tej dziedzinie zacieśnia się obecnie coraz bardziej.



Rys. 1

Duże ciśnienie na przekopie poziom 520 m. na kopalni Miechowice jest wynikiem pozostawienia w wyżej leżącym pokładzie filaru oporowego nad tymże przekopem. Odbudowę należało zacząć w tym pokładzie od linii równoległej do przekopu i prowadzić ją w obie strony od tej linii. Przekop znalazłby się w ten sposób w strefie zmniejszonego ciśnienia a więc częściowo odprężonej. Późniejsze stadia wzmożonego ciśnienia są wynikiem kolejnej odbudowy niższych pokładów i pozostawiania w nich pod przekopem filarów ochronnych.

Ob. Olesiński słusznie stwierdza, że szerokie chodniki zazwyczaj zabezpieczają przed skutkami tępnię. Niezrównoważona bowiem na skutek wykonania chodnika część ciśnienia przerzuca się na ociosy. Występuje tu zatem większa lub mniejsza koncentracja ciśnienia obejmująca pasy górotworu równoległe do ścian chodnika. W chodnikach wąskich suma szerokości tych pasów jest większa od szerokości chodnika; w chodnikach szerokich suma szerokości obu pasów jest mniejsza od szerokości chodnika. Przy tąpnięciu następuje bardzo silna koncentracja ciśnienia właśnie w tych pasach, co powoduje gwałtowne wyciśnięcie spągu w chodniku na szerokości równej szerokości pasa. W chodnikach zatem wąskich spąg zostaje wyciśnięty na całej szerokości chodnika, natomiast w szerokich tylko na odcinkach przy ścianach, podczas gdy środek pozostanie w spokoju. To działanie ciśnienia na spąg przedstawiono schematycznie na rysunku 1. Jeżeli poza tym odcinki te będą zabezpieczone kasztami, które przy dużej wytrzymałości są w wysokim stopniu podatne i mogą uderzenia amortyzować, to można będzie w ten sposób uzyskać zabezpieczenie przed skutkami tępnię w chodnikach.

21. Inż. Krupński

W związku z tapaniami i ruchami górotworu na kopalni Rozbark zainstalowany jest sejsmograf, dzięki czemu mamy możliwość sprawdzenia, czy wstrząsy rejestrowane przez sejsmograf są zgodne z tapaniami o dużym zasięgu. Pewne ruchy są spowodowane przyczynami zewnętrznymi leżącymi poza obszarem zagłębia. Skorupa ziemska na obszarze naszego zagłębia węglowego została podziurawiona i na skutek zewnętrznych wstrząsów u nas mogą być skutki.

Łupliwość, uskoki i rzeki. Wiemy, że rzeki płyną najczęściej w rowie tektonicznym. Jeżeli potworzyły się rowy w formacji węglowej, to rzeki płynęły w ich kierunku. Formacja karbońska została pokryta warstwami młodszymi, a woda płynie podług świętego prawa tam gdzie niżej. Stwierdzono, że kierunki przepływu rzek zgadzają się z kierunkami uskoków. Uważam że badania i dociekania nasze winny być upowszechnione, bo tylko zebranie obserwowanych danych potrafi występujące niejasności wyświełlić. Inż. Salustowicz poruszył teorię Moora, która została obalona. W dowodzeniach teorii przejawiają się poglądy dające się potwierdzać laboratoryjnie, badania jednak w naturze nie zawsze potwierdzają wynik tych badań laboratoryjnych. Wszystkie płaszczyny łupliwości są konsekwencją naprężeń tektonicznych i przejawiają się w formie kierunków osłabionej wytrzymałości. Istnieją nader różnorodne teorie dla rozkładu naprężeń. Przebieg tych zjawisk jest skomplikowany, naszym więc zadaniem jest obserwowanie i wyciąganie wniosków, które pozwolą nam wyjaśnić wątpliwości.

DYSKUSJA ODNOŚNIE WYKŁADÓW:

- | | |
|---------------------------|------------------------------------|
| 1. Inż. Jan Urban | Katastrofalne zawaly i ich analiza |
| 2. Inż. Andrzej Smolarski | Organizacja odbudowy filarowej |
| 3. Inż. Wiktor Nowakowski | Zasady odbudowy ścianowej |
| 4. Inż. Adam Zyzak | Organizacja odbudowy ścianowej |
| 5. Inż. Jerzy Rabsztyń | } Normy pracy w górnictwie |
| 6. Inż. Ludwik Majewski | |

1. Inż. Lis

Inż. Smolarski w szkicu odbudowy dwustronnej z dowierzchni narysował zabierki naprzeciw siebie, czego ze względu na bezpieczeństwo nie stosuje się; również długość zabierek winna sięgać do połowy odbudowywanego pasa węglowego. W opisach nie brano pod uwagę kliważu; ze względu na kliważ winno się prowadzić zabierki jednostronne, dwustronne zaś prowadzi się tylko celem uzyskania większego wydobycia z pola.

Dotyczy wykładu inż. Nowakowskiego.

Dlaczego rabunkarzom wyznacza się normy, a nie daje się im płac akordowych?

2. Inż. Tobieczyk

W wykładzie podaje inż. Smolarski, że zwiększenie załogi filarowej jest korzystne. Uważam, że dodanie ludzi może być* korzystne jeżeli węgiel jest nastrzelany i łatwo urabialny, jednakowoż obniża to wydajność przodka, dlatego też jeżeli jest do dyspozycji część ludzi to lepiej obłożyć nowy przodek niż zwiększać obsadę istniejących przodków. Im mniej ludzi zatrudnionych jest w przodku, tym większa jest ich wydajność. Chodnik prowadzony na jedną zmianę jest lepiej utrzymany niż prowadzony na dwie zmiany. Dążyć się winno, aby stworzyć minimum obłożenia, gdyż to ułatwia kontrolę. Dlatego lepiej jest założyć więcej miejsc pracy niż je przeludniać. Dalej kol. Smolarski omawia organizację robót przy systemie filarowym, uważam, że odbudowa ta odżywa ze względu na potrzebę węgla i wykonanie planu i dlatego staje się ona chwilowo modna, nie mniej odbudowa ta powoduje duże straty. W zasadzie winno się być zwolennikiem odbudowy ścianowej, gdyż ta nie pociąga za sobą strat węgla, posiada takie zalety jak bezpieczeństwo, koncentrację robót, umożliwia wydobywanie cienkich pokładów, koszt wydobywania jest tańszy, a znacznym jej walorem jest zbiorowa praca, która uspołecznia ludzi, natomiast społeczne wyrobienie załóg filarowych jest mniejsze.

3. Inż. Kolbe

Odnosnie zwiększenia załogi na poszczególnych filarach stwierdzam, że jakkolwiek powoduje to obniżenie wydajności na filarze, jednakże wzrasta całkowita wydajność oddziału i kopalni. W tym wypadku wyższy jest koszt odbudowy jednej tony, a ten maleje wskutek zwiększenia wydajności oddziału, choćby to nawet było połączone ze zmniejszeniem wydajności na poszczególnych przodkach.

4. Inż. Kwaśniewicz

Statystyka wskazuje ostatnio zwrot ku odbudowie filarowej. Wadami tego systemu jest dekoncentracja robót, zapotrzebowanie większej ilości maszyn (jak np. napędów do rynien), konieczność pozostawiania nóg węglowych, które przyczyniają się do powstawania ogni, a które znów trzeba odgradzać filarami ogniowymi, co powoduje duże straty węgla. Te pozostawiane nogi i filary ogniowe stanowią przy odbudowie niższych pokładów źródło tapani.

5. Inż. K. Czechowicz

Odnosnie dyskusji co do ilości obłożenia na filarach stwierdzam, że cykliczne zorganizowanie robót znacznie podnosi wydajność. Takie doświadczenie przeprowadziłem na kopalni Miłowice w pokładzie Fanny, gdzie w kilku sąsiednich filarach zastosowano cykliczność robót. Kiedy ładowacze ładowali na jednym filarze, to górnicy na drugim budowali, a na trzecim np. strzelali. Tak zorganizowana robota spowodowała wzrost wydajności o 30%. Uważam więc, że cykliczność zorganizowania robót na filarach da się przeprowadzić i niewątpliwie podniesie wydajność.

6. Inż. Ajdukiewicz

Zwiększenie obłożenia poszczególnych filarów wpływa niewątpliwie na podniesienie ogólnej wydajności kopalni. Odnosi się to jednak w pierwszym rzędzie do kopalni mało zmechanizowanych i o prymitywnym przewozie, gdzie udział dniówek ludzi zajętych przy przewozie jest nieproporcjonalnie wielki. Przy zastosowaniu wzmożonego obłożenia poszczególnych filarów chodzi zatem przede wszystkim o możliwe wykorzystanie zdolności przewozowej istniejących urządzeń. Obłożenie większej ilości przodków w danym polu dałoby ten sam rezultat, jednakowoż niezawsze jest możliwe ze względu na ograniczoną długość frontu przy systemie filarowym i zastosowaniu stosunkowo prymitywnego przewozu. Inaczej ta rzecz przedstawia się przy systemie filarowym zmechanizowanym, np. w kopalniach amerykańskich. Tu nie tylko nie ma zmasowania ludzi na poszczególnych zabierkach, lecz przeciwnie zastosowana jest cykliczność pracy w ten sposób, że jedna załoga podzielona na zespoły obsługuje grupę filarów. Jest to możliwe ze względu na tak dużą wydajność w zmechanizowanych przodkach, że przy tym cyklicznym obłożeniu daje dostateczną ilość węgla dla wykorzystania zdolności urządzeń przewozowych. Z tym zastrzeżeniem, że odnosi się to tylko do kopalni nieznacznie zmechanizowanych, należy stwierdzić, że zwiększenie załogi poszczególnych filarów jest znakomitą sposobem podniesienia wydajności ogólnej kopalni, nawet gdyby wydajność na głowę w obłożeniach przodków miała się obniżyć.

7. Inż. Tobczyk

Systemy filarowe, które powodują duże straty węgla można stosować tam, gdzie są duże zapasy taniego węgla, którego straty nie będą dotkliwie. Uważam, że zwiększanie załogi filarowej celem zwiększenia wydajności ogólnej jest pójściem po linii najmniej-szego oporu, bo i załoga dąży do zwiększenia obsady filarów; winniśmy bowiem dążyć do osiągnięcia jak największej jednostkowej wydajności.

8. Inż. Jopck

Przy systemach filarowych a właściwie zabierkowych wybija się ujemna ich cecha, że

- a) na wdzierce jest zawsze mniejsze wydobycie niż w pełnym rozwoju wydobyć na zabierce albo przy pracy na nodze,
- b) front na zabierce jest za wąski i nie pozwala na rozwinięcie większego obłożenia i wydobyć.

Wynikają stąd w praktyce okresy braku wydobyć, gdy zbiegnie się kilka zabierek na raz na wdzierce. Stanowi to ujemną cechę systemów zabierkowych i wątpliwa jest ich konkurencja ze systemami ścianowymi, które zabezpieczają stałą ciągłość wydobyć. Ponadto zagadnienie strat odbudowy wybitnie odbija przy systemach zabierkowych w porównaniu ze ścianowymi.

9. Inż. Owskiak

Uważam, że trudno jest porównywać systemy filarowe ze systemami ścianowymi ponieważ każdy z tych systemów znajduje swoje zastosowanie w odpowiednich warunkach panujących na danej kopalni.

10. Salek

Uważam, że ściany są pod każdym względem korzystniejszym systemem odbudowy; filary wymagają większej ilości urządzeń maszynowych (lutnie, wentylatory, motory itp.), a wszystko to powiększa koszty.

11. Inż. Czajkowski

Systemem ścianowym można odbudowywać pokłady o miąższości 2 do 3 m, jednakże przy odbudowie pokładów grubych np. na kopalni Kazimierz i General Zawadzki w niektórych warunkach zastosowanie ścian jest prawie niemożliwe lub niekorzystne. Koszt drzewa np. na ścianie prowadzonej na kopalni General Zawadzki jest znaczny.

12. Inż. Smolarski

W odpowiedzi kol. Ajdukiewiczowi, K. Czechowiczowi, Tobiczynowi oraz pozostałym dyskutantom stwierdzam:

- a) Obkładanie maksymalnej ilości zabierek w poiu odbudowy, obkładanie zabierki na dwie lub trzy zmiany, zwiększenie załogi na poszczególnych zabierkach, są to wszystko zabiegi wypływające z zasady koncentracji. Zabiegi tego rodzaju powodują pewne uchybienia dla kierownictwa i dla załogi. W odpowiedzi kol. Tobiczynowi twierdząc, że pęd do dodatkowego obsadzenia filarów idzie raczej z góry, zarówno dozór niższy jak i załoga opierają się temu. Mogą one wywoływać obniżenie wydajności indywidualnej członków załóg zabierki. Jednak z punktu widzenia wydajności dołowej i ogólnej oraz z punktu widzenia kosztów są one w zasadzie racjonalne.
Uwagi kolegi Lisa, że przy odbudowie filarowej dwustronnej z dowieczni zabierki winny się mijać i sięgać do połowy odbudowywanego pasa węglowego są słuszne.
- b) Nie jest mým zamiarem udowadnianie, jakoby systemy zabierkowe były bardziej racjonalne od systemów ścianowych. Oba sposoby odbudowy mają rację bytu, każdy w odpowiednich warunkach. Konstatuję natomiast, że równoległe z wprowadzeniem mechanizacji należy oczekiwać rozwoju metod zabierkowych, gdyż mechanizacja na sposób amerykański dostosowana jest lepiej do zabierki niż do ścian.
- c) Większe straty substancji, związane z tym pożary, trudności w prowadzeniu wentylacji, trudności w kierowaniu falą ciśnień, trudność opracowania organizacyjnego, to są niewątpliwe wady systemów zabierkowych. Natomiast pewność ruchu przy odpowiedniej organizacji wytrzymuje porównanie z systemami ścianowymi, zaś wydajność i koszt w odpowiednich warunkach są niższe.

Na ogół sprawa przedstawia się tak, że po wprowadzeniu odbudowy ścianowej jako nowej metody szereg fachowców poświęcił dużo czasu i uwagi jej opracowaniu i przystosowaniu do warunków. Odbudowie filarowej poświęcono pod tym względem mniej uwagi. Należałoby przystąpić do takiego przepracowania metody filarowej, jak to miało miejsce z odbudową ścianową. Można liczyć się, że do metody filarowej da się wprowadzić jeszcze dużo ulepszeń, które usuną wiele jej wad i pozwolą na jej dalszy rozwój.

13. Inż. Kruplński

Faktyczny stan w Przemysle Węglowym przedstawia się w ten sposób, że gros wydobycia pochodzi z filarów. Istnieje szereg warunków zależnych od rodzaju górotworu, od stanu techniki górniczej, stopnia i rozwoju mechanizacji, które decydują o wyborze takiego czy innego systemu odbudowy. Odbudowa ścianowa jest obecnie ograniczona do pewnych warunków, w których może być z korzyścią zastosowana, mimo że z punktu widzenia długości przodka, organizacji robót i czystości wybierania jest lepsza niż odbudowa filarowa. Zastosowanie systemów zabierkowych przeważa u nas obecnie znacznie nad systemami ścianowymi. Mimo że systemy zabierkowe są stosowane znacznie dawniej, organizacja i mechanizacja pracy w systemie ścianowym postąpiła u nas dalej; wynika to stąd, że ścianom, których prowadzenie w naszym Zagłębiu jest stosunkowo nowej daty, poświęcono znacznie więcej uwagi i wysiłków organizacyjnych, podczas gdy metody zabierkowe, które już od dawna były na Śląsku systemem ogólnie przyjętym nie nasuwały bezpośrednio konieczności takich wysiłków organizacyjnych. Uważam jednak, że o ile systemom zabierkowym poświęci się tyle uwagi i wysiłków organizacyjnych i technicznych jak ścianom, to jest tu jeszcze dużo do zrobienia i poprawienia, a wówczas można będzie lepiej ocenić wartość systemów zabierkowych. Przy rozpatrywaniu warunków służących do wyboru systemu ważny jest końcowy efekt i zwiększenie bezpieczeństwa załogi. Te czynniki przemawiają za systemem filarowym. Wracając do zwiększonej obsady na filarach, to w tym wypadku wydajność poszczególnego górnika spadnie, ale ogólna wydajność kopalni wzrośnie. Sprawa poruszona przez inż. Czechowicza jest zupełnie słuszna i dlatego winniśmy specjalizować rębaczy budowaczy, rębaczy strzałowych, rębaczy wrębniarzy itd. Podział prac w odbudowie i wykonanie poszczególnych fragmentów przez wyspecjalizowane zespoły pozwala na zastosowanie pewnego cyklu pracy, co daje duże korzyści organizacyjne. Na ścianach te zasady organizacyjne są ogólnie stosowane, natomiast w odbudowie zabierkowej nie ma

u nas takiej organizacji; rębacz wykonuje wszystkie prace. Należy zainteresować się tym problemem i dążyć do ulepszenia zorganizowania pracy na filarach, do wprowadzenia tam również pewnego cyklu. Po przeprowadzeniu takiej organizacji filary będą prawdopodobnie dawały lepszy efekt i tańsze wydobyć niż obecnie. Odnosnie obsady filarów należy ją rozpatrywać pod kątem zwiększenia koncentracji wydobywania; pole odbudowy winno być tak obłożone, aby przewóz był wykorzystany. Wydajność i obłożenie pola odbudowy określone więc są wydajnością arterii przewozowej obsługującej to pole.

14. Inż. Jopek

- a) Prof. inż. Urban przytaczając z praktyki przykłady odbudowy ze zjawiskiem tapania, podał opis jednego pola, gdzie tapania osiągnęły takie nasilenie, że wszelkie próby wybrania tego pola okazały się daremne. W rezultacie zdecydowano się na pozostawienie węgla w tym polu, a na planie kopalnianym zakreślano to pole, podobnie jak i inne pola wybrane normalnie.

Otóż pragnąłbym zwrócić uwagę i przestrzec kierowników robót przed stosowaniem tej „trzeciej metody odbudowy” (zakreślanie na planach) w ciężkich warunkach tapania. Powinno być zasadą dla każdego górnika, by wszelkie pozostawione przy odbudowie nogi, filary oporowe, pożarowe partie z tego lub innego powodu niewybrane, były pokazane na planie kopalnianym.

Trzeba poprostu prowadzić kronikę takich niewybranych partii z podaniem zjawisk, jakie tam zachodziły.

Znajomość położenia tych, niewybranych części pokładu pozwoli w odpowiedni sposób projektować i prowadzić odbudowę w pokładach niżej leżących i uniknąć niespodzianek. Wiele masowych wypadków można byłoby uniknąć, gdybyśmy znali miejsca, gdzie nasi poprzednicy stosowali tę „metodę odbudowy — zakreślania na planach”.

- b) W związku z wykładami o odbudowie ścianowej chciałbym podkreślić, że przechodzi ona w ostatnich miesiącach pewną przemianę, na skutek nowej organizacji przy akordowaniu urabiania węgla i innych robót pomocniczych. Przyczyni się to niewątpliwie do rozwoju ścian i dlatego byłoby pożądane by prelegenci szerzej potraktowali to zagadnienie i umożliwili swoim kolegom, organizującym obecnie nowe ściany, wprowadzić już te ulepszone sposoby organizacji. Niezależnie od wspomnianego zagadnienia należy stwierdzić, że odbudowa ścianowa osiągnęła w naszym Zagłębiu pewien, wysoki zresztą poziom rozwoju i w tej chwili przeżywa raczej zatrzymanie się w swym rozwoju.

Wydaje się uzasadnione podkreślić, że nasze sposoby odbudowy ścianowej nie osiągnęły jeszcze szczytu swego rozwoju, że jeszcze wiele ulepszeń można byłoby wprowadzić, szczególnie przy odstawie na ścianach (np. przez zaprowadzenie wyłącznie odstawy w przenośnikach łańcuchowych — zgrzeblowych, zamiast rynien) i przy wykonywaniu odbudowy, przekładów środków transportowych, przekładek rur i kabli oraz przy rabunku, co w rezultacie zmieniłoby stosunek dniówek tzw. nieproduktywnych przy pracach pomocniczych na korzyść urabiania i pozwoliłoby zwiększyć ilość urobku z przodka ścianowego w ciągu doby. Niektóre przykłady rozwiązania tych ulepszeń znane z praktyki zachodnio-europejskiej, pomijając wprowadzenie specjalnych maszyn do produkcji i ładowania, nasuwają myśli, że nasi koledzy — ścianowcy powinni z należeniem pracować nad dalszym rozwojem systemów ścianowych, stosowanych w naszym Zagłębiu.

15. Inż. Pawłowicz

Chciałbym wiedzieć o kilku danych dotyczących ścian. Jaka jest najbardziej ekonomiczna długość ściany? Przy jakich grubościach pokładu możemy stosować ściany? Jaka winna być odległość przodka od zawatu? Projektowanie powyższych rzeczy dla praktyki jest bardzo trudne. Uważam również, że w polu winny znajdować się urządzenia rejestrujące ciśnienia stropu. Urząd Górniczy wymaga, aby w jednym prądzie powietrza pracowało 100 ludzi, a mówimy o ścianach dających 1000 ton, licząc więc 6 t na głowę, ilość ludzi musi być znacznie większa.

16. Inż. Michalski

Uważam, że nad sprawą odbudowy filarowej należy poważnie się zastanowić.

Podam konkretny przykład odbudowy ścianowej na jednej z kopalni. Prowadzimy ściany po wznosie o wymiarach 3,5 m wysokości i 60 mb długości. Wydajność około 20 ton na człowieka. Stawianie jednak tam podsadzkowych jest tak kosztowne, pochła-

nia tyle dniówek, że początkowe wysokie wydajności bardzo spadają. Obecnie powszechnie stosujemy na kopalni ładowarki zgrzeblowe. Ładowarka Joya, która mogłaby pracować na twardym spagu pierwszej warstwy, na piasku w wyższych warstwach pracować nie może, gdyż gasienice są zbyt wąskie, wobec czego samoladowarki zagrzebują się w piasku. Pomimo to prowadzimy odbudowę ścianową, a to dlatego, że w ten sposób pokład odbudowany jest idealnie czysto. Sądzę jednak, że uwagi kolegi Smolarskiego o renesansie odbudowy filarowej są bardzo słuszne.

17. Inż. Zyzak

Kol. Pawłowicz zapytuje, jaka może być długość ściany. Teoretycznie ściany powinny być jak najdłuższe, ponieważ to pozwala panować nad stropem. Praktycznie zaś długość ściany ograniczona jest odległością pochyłą między poziomami, środkami transportowymi i przepisami górnictwa dotyczącymi wentylacji. Jakiej grubości pokłady odbudowuje się systemem ścianowym? Na Zaoziu systemem ścianowym odbudowywano pokłady o miąższości 3 m nawet z odbudową drewnianą, u nas pokłady o miąższości do 2,60 m, jednak i grubsze pokłady można ścianować, lecz to uzależnione jest od jakości stropu. Przy bardzo złym stropie pokładów nawet o mniejszej miąższości nie można odbudowywać systemem ścianowym, chociaż odbudowa ścianowa, przy szybkim i codziennym cyklicznym postępie jest metodą panującą najlepiej nad stropem. Doprowadzanie drzewa dla ścian jest uzależnione od indywidualnych warunków na danej kopalni, a chodniki ścianowe winny mieć dostateczne wymiary tak dla wentylacji jak i dla transportu drzewa. Wprowadzenie obudowy żelaznej obniża koszt i zwiększa bezpieczeństwo.

18. Inż. Nowakowski

Dotyczy akordowania robót niebezpiecznych

Rabunkarzy nie należy akordować z uwagi na duże niebezpieczeństwo tych robót. Wspólne akordowanie niektórych czynności jest nawet zabronione przepisami (strzałowi). Wyznacza się wprawdzie normy, ale od wykonania ich nie zależy zarobek danego pracownika i choć zależny on jest od zarobku całej ściany, robotnik pracujący w niebezpiecznych warunkach nie jest w tym wypadku zachęcany zarobkiem indywidualnym. Zwrócić uwagę należy raczej na dobór ludzi w tych wyjątkowo niebezpiecznych robotach.

Dotyczy wrębiania i urabiania

Przed wojną powszechnie był stosowany w ścianach wręb płytki do 1,20 m i wrębów tych maszyna musiała wykonać 2 w ciągu doby. Jakkolwiek wrębiarze zjeżdżali wcześniej, nie byli oni w stanie bardzo często wykonać dostatecznej ilości wrębu, stąd załoga pracująca na węglu gromadziła się w dużej ilości na małym odcinku ściany tuż za wrębiarką. Stwarzało to sprzyjające warunki do odślaniania stropu na dużych przestrzeniach a co za tym idzie zwiększało poważnie niebezpieczeństwo nieszczęśliwych wypadków w ludziach. Obecnie stosuje się coraz częściej inną metodę urabiania, wprowadza się powszechnie obudowę poprzeczną oraz wręby głębsze do 2,20 m, przy czym wręb o ile to tylko możliwe powinien być wykonany przedtem, zanim nastąpi główne wydobywanie. Załogę rozdziela się wzdłuż ściany małymi zespołami od 2 do 3 ludzi przydzielając im do wyeksploatowania odpowiednio długie odcinki. Na początku każdego odcinka strzałowy odpala dla każdego zespołu najwyżej 2 otwory. Po wybraniu ich powstają wzdłuż frontu ścianowego w równych odległościach rodzaje wnęk (nisz). Po zabudowaniu ich wolno strzałowym strzelać dla zespołów kolejno następne otwory, w zależności od wybrania i zabudowania. Strzałowym nie wolno strzelać przy niezabudowanym stropie po otworze poprzednim. Klucz zatem do zwiększenia bezpieczeństwa leży na całej ścianie w rękach kilku strzałowych, którzy w obawie osobistej odpowiedzialności wykonują swoje czynności względnie sumiennie. Następuje tu pewna dekoncentracja w rozmieszczeniu załogi przy zachowanej koncentracji wydobywania.

19. Inż. Gołąb

Kolega Nowakowski lekko potraktował w swoim referacie sprawę łupliwości pokładu, a zwłaszcza łupliwości stropu. Nareszcie powinny być dokładne wytyczne ustalone przez doświadczonych ścianowców, pod jakim kątem i w jakich szczegółowych warunkach powinna być prowadzona ściana w stosunku do głównej lub prostopadłej łupliwości, np. należałoby wydać zalecenie, że przy łatwo rabujących się stropach kierunek ściany powinien się przecinać z kierunkiem głównej łupliwości, przynajmniej pod kątem 35°, dalej, w wypadku trudniej rabującego się stropu, kierunek ściany winien być idealnie równoległy do głównej względnie prostopadłej łupliwości.

Chciałbym również usłyszeć zdanie ścianowców na temat obudowy ściany słupami żelaznymi, stosowania kaszt, stosowania wrębu i jego opłacalności.

20. Inż. Jakubowski

Inż. Nowakowski ilustrując ilościowo procentowy udział poszczególnych grup funkcyjnych obsady dobrze zorganizowanej ściany, nie wymienił strzałowych. Ponieważ obstrzałka, szczególnie w długich ścianach jest bardzo ważnym problemem, interesuje mnie minimalna ilość strzałowych, jaka może być zalecona w stosunku do całej obsady ściany lub długości frontu.

W wyborze obudowy ściany należy dać pierwszeństwo obudowie żelaznej z uwagi na utrzymanie stropu i ze względów ekonomicznych. Chciałbym jednak podzielić się doświadczeniem, że przy stosowaniu obudowy „Gerlacha” w ścianach (1,6 m wysokości, w stropie łamliwy łupek piaszczysty) w nieregularnych kilkudniowych odstępach występował raptowny nacisk stropu z objawami tapania. Wówczas stropnice obniżały się do 10 cm i kaleczyły niebezpiecznie ludzi w głowę. Poszkodowani tracili przytomność, ich hełmy skórzane często zostawały przecięte. Stemple ulegały uszkodzeniu (zamki, uchwyty głowic). Na prawidłowość budynku zwracano szczególną uwagę. Przy stosowaniu obudowy drewnianej tapania nie było.

Chciałbym podkreślić znaczenie czynnika ludzkiego w analizie wyników odbudowy ścianowej. W tych samych warunkach wydajność na ociosie wahać się może od 6 — 15 t na głowę. Dla osiągnięcia wzorowych wyników należy obsadę do ścian dobierać fizycznie i przygotować fachowo.

Pożądane ściany szkoleniowe.

21. Inż. Zyzak

Łupliwość i szczelinowatość przy odbudowie ma ogromne znaczenie, dlatego należy ją wykorzystać. Kiedy szczeliny są leżące, prowadzenie frontu ściany równoległe do ich kierunku jest bardzo trudne. Kierunek łupliwości można często stwierdzić obecnością żył wapiennych w szczelinach. Przy łupliwości leżącej prowadzenie frontu ściany równoległe do łupliwości jest korzystne, węgiel idzie dobrze, bezpieczeństwo jest dostateczne. W wypadku łupliwości wiszącej równoległe prowadzenie ściany jest niebezpieczne, należy wtedy prowadzić raczej front ściany skośnie do kierunku łupliwości.

Odnosnie zapytania dotyczącego stosowania obudowy żelaznej na ścianach osobiście uważam, że przy codziennym cyklicznym postępie ściany wszystkie rodzaje obudowy stalowej są dobre, oczywiście przy stropie, który się rabuje. Przy piaskowcach zwieźłych bardzo mocnych, rabujących się dopiero po kilku przebudowach, przy niedostatecznym zawale warstw pierwszych, nie wypełniających przestrzeni aż do piaskowca mocnego, nawet obudowa stalowa nie jest pewna i wtedy należy odbudowę prowadzić z zastosowaniem podsadzki pełnej lub pasami.

22. Inż. Regulski

Prowadzenie ścian równoległe do kierunku łupliwości jest wskazane, jednak przy dużych upadach pokładu tego rodzaju prowadzenie ściany staje się niebezpieczne i wtedy należałoby front ściany skrócić o pewien kąt.

23. Inż. Nowakowski

Obudowę stalową można stosować do miąższości około 3 m przy granicznym upadzie 30°. Stawianie stojaków jest dość trudne. Kaszty na ścianach stawia się w celu zabezpieczenia się od zawалу przy obudowie drewnianej. W razie stosowania obudowy żelaznej kaszty są zbędne, stawia się je właściwie w celu polepszenia samopoczucia bezpieczeństwa górników, którzy w bezpośrednim sąsiedztwie zawaliska czują się źle. Przy miękkim węglu wrębu nie stosuje się. Pokład taki można odbudowywać młotkami odbudowy. Wrębu nie stosuje się również przy bardzo słabych stropach i miękkim węglu. Wręb staramy się w zależności od warunków wykonać jak najgłębiej.

Najslabszym punktem ściany jest przewóz, od którego w dużej mierze uzależniona jest wydajność. Długość ściany zależy od przewozu rynnowego: np. przy 240 m długości ściany stosuje się 3 ciągi rynnowe. Jeżeli strzelamy na wręb, to nie ma odrzutu, a o ile on jest to do zawalu. Załoga może usunąć się w bezpieczne miejsce. Na 4 do 5 zespołów wystarczy 1 strzałowy co stanowi 3 — 8% załogi.

Inż. Jakubowski wspominał o tapaniach przy obudowie żelaznej. Zależy to od wielu czynników, sądzę, że tapania te zachodziły na skutek załamania się piaskowca; należało w takim wypadku zastosować podsadzkę płynną lub suchą. Dla dokładnej odpowiedzi potrzebne byłoby poznanie warunków lokalnych.

W odpowiedzi na postawione w dyskusji kwestie przyznaję, że prace związane z przekładkami na ścianach wymagają bardzo dużo czasu; ostatnio jednak pojawiły się rynny o błyskawicznych zamkach, dzięki czemu czas przekładania ich w stosunku do czasu przekładania rynien łączonych za pomocą śrub, jest znacznie krótszy. Jedynie

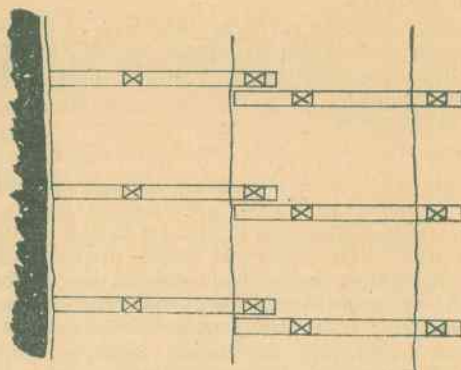
w warunkach amerykańskich można od razu przełożyć 100 m ciąg rynien, u nas ze względu na obudowę jest to niemożliwe. Obecnie rynny na ścianach są najczęściej używanym środkiem transportowym.

W sprawie stawiania wrębiarek uważam, że można zastosować ich tyle, ile potrzeba dla wykonania żądanej długości wrębu. Wydajność wrębiarki jest dość duża i wynosi 40 — 160 m wrębu na dobę.

24. Inż. Reguński

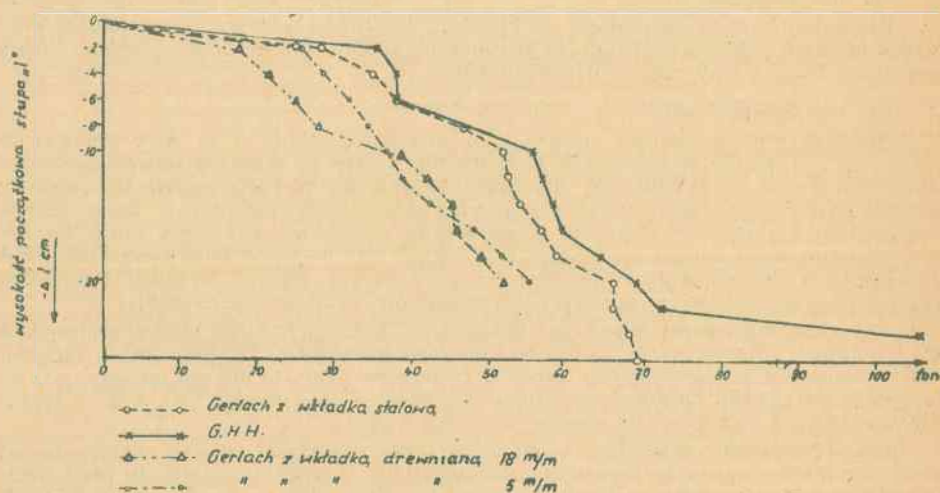
Sposób stosowania obudowy żelaznej na ścianach

Przy wybieraniu ściany odsłonięty strop musi być zabudowany. Na skutek stosowania wrębu (np. o głębokości 1,8 m) strop ulega już osłabieniu, przy czym powstaje szczelina w stropie na tej samej głębokości. Ogólnie buduje się stropnice na zakładkę w płaszczyźnie poziomej (rys. 1).



Rys. 1

Stropnicę dosuwa się do ociosu ściany, ograniczonego głębokością wrębu. Linia zawalu winna biegać po linii głębokości wrębów, to znaczy po linii osłabienia stropu. Tym-



Rys. 2

czasem przy zakładaniu stropnic na zakładkę zmuszamy strop do zawalu na końcu stropnicy pozostawionego budynku, czym powodujemy wyginanie się stropnic i wypadanie słupów do zawalu. Zatem aby tego uniknąć, należałoby zabudować stropnicę na styk.

Sztywna obudowa nie powinna dopuszczać do powstawania szczelin i osiadania stropu z powodu wykonania wrębu. O ile ma to miejsce, winę należy przypisać słabemu stropowi. Nasuwa się pytanie, kiedy stosować żelazne słupy Schwarza, Gerlacha względnie pośrednie GHH. Słupy Gerlacha mają w zamku wkładkę żelazną. W słupach Schwarza jak GHH mamy do czynienia z tarciami żelaza o żelazo. Poczynione próby w związku ze skracalnością słupów pod wpływem nacisku wykazały (rys. 2):

Słup GHH ulega skracaniu łagodnemu przy nacisku od 0 — 30 t. Następnie pomiędzy 30 i 40 t nacisku ulega gwałtowniejszemu skróceniu. To samo powtarza się między 40 — 55 t a 50 — 60 t (krzywa a). Słupy Gerlacha z wkładką żelazną wytrzymują nacisk prawie ten sam, jednak linia skracania się słupów ma przebieg stały i łagodniejszy, co nie powoduje wstrząsów w stropie (krzywa b). Słupy Schwarza zachowują się podobnie jak słupy GHH. Słupy Gerlach z wkładką drewnianą dają krzywą skracania (krzywa c) poniżej obu poprzednich. Obudowę słupami Schwarza, czyli tzw. sztywną obudowę należałoby stosować przy stropach mocnych, trudno rabujących się, aby niedopuszczyć do obniżenia się stropu w niewłaściwym miejscu. Traci się przy tym na wydajności przez niewykorzystanie ciśnienia stropu na ścianę, ale zyskuje się na zwiększeniu bezpieczeństwa.

Na pytanie do jakiej grubości pokładu można stosować wrębiarkę, należałoby przede wszystkim brać pod uwagę opłacalność jej stosowania. Do powyższego rozważania posłużyć nam może znany wzór:

$$x = \frac{a^2}{K - a}$$

przy czym:

x = żądany wzrost wydajności na ścianie przez stosowanie wrębiarki,

a = wydajność poprzednia przed stosowaniem wrębiarki,

$K = l : s$ przy czym l = koszt robocizny na jedną zmianę, s = koszt wrębu.

Dla poszczególnych a potrzebna podwyżka wydajności uzależniona jest od grubości pokładu. W pokładzie niskim należałoby podwyższyć (przy zastosowaniu wrębiarki) wydajność o 1,2 t, podczas gdy przy pokładach grubszych stosowanie wrębiarki opłaca się już przy podwyższeniu wydajności o 0,6 i 0,4 t.

25. Inż. Kmiotowiec.

W r. 1905 w górnictwie ostrawskim ze względu na katastrofy postanowiono zmienić metody odbudowy. Zastosowano ściany, których metodę sprowadzono z Anglii; dały one doskonałe rezultaty. Maszyny wrębowe były jeszcze w kolebce. Rynny stanowiły żłób zawieszony na łańcuchach, odstawę prowadzono też za pomocą taczek. Udoskonalenie rynien przez inż. Riegera przyczyniło się do rozwoju ściany. System ścianowy, który dał w Zagłębiu Ostrawskim doskonałe wyniki przeniesiony do Brzeszcz zawiódł; w Ostrawie warunki stropowe były doskonałe, natomiast w Brzeszczach warunki stropu były niekorzystne. W Brzeszczach szereg maszyn został na ścianach zasypany. Wrębiarki słupowe w pokładzie o miąższości 1 m przy wolnym postępie nie mogły dać wydajności. W r. 1922 szukano metod ulepszających istniejący system: Psychiczne jednak nastawienie załogi wobec wypadków na ścianach nie było przychylne do nowego systemu. W czasie strajku 1921 r. ściany zaczęły się walić, co spowodowało potrzebę zastosowania nowego systemu. Wprowadzono system tzw. brzeszczański, który polegał na tym, że pędzono pochylnie co 18 m, z których wybierano ściany w kierunku zawалу. Wybieranie to na długości 18 m po rozciągnięciu odbywało się bez przeszkód.

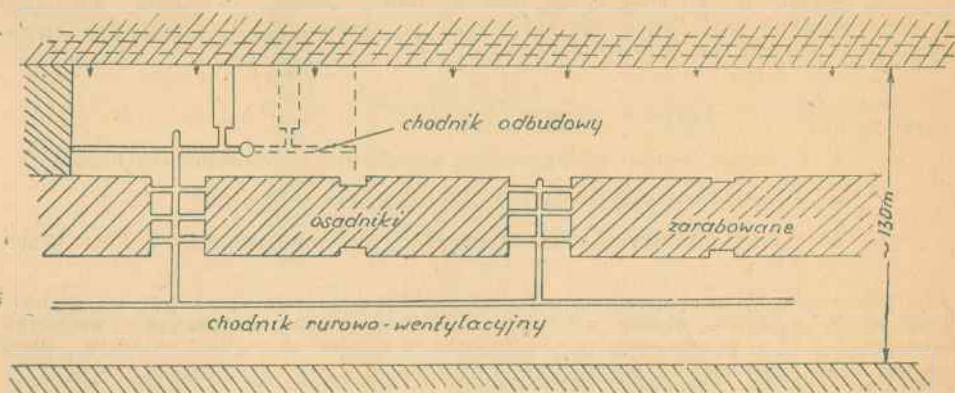
W r. 1929 kwestia istnienia kopalni Dębieńsko była zagrożona. Kopalnia posiadała pokłady węgla kokującego o miąższości powyżej 1 m. Wprowadzono system ścianowy, na co załoga chętnie przystała; wprowadzenie tego systemu uratowało istnienie kopalni. Przy pierwszych próbach ścianowych na tej kopalni doszliśmy do wniosku, że muszą się zmieścić nie jeden ale dwa wręby. Wybieranie dwóch wrębów, przekładka rynien, kasztów i podsadzka, to wszystko udało się nam zrobić w ciągu doby. Wydajność ściany wynosiła 800 t surowego węgla. Ściany o długim froncie muszą mieć doskonałe urządzenia, dobre wrębiarki i kabłe elektryczne. Wspomniano, że niedopuszczalne jest, aby ściana poruszała się w kierunku zawalu. Na kopalni Mysłowice ściana skierowana do zawalu daje bardzo dobre wyniki. Ścianę wybierało się gładko do zawalu na 20 m. Pierwsze 2 — 3 wręby robiono maszyną resztę kilofem. Długość ściany 100 m.

26. Inż. Zyzak

Korzyścią ścianą jest ciągłość frontu odbudowy. Ze system brzeszczański znalazł zastosowanie i prowadzenie frontu odbudowy w kierunku zawalu okazało się możliwe, to należy przypisać korzystnej łupliwości w danym pokładzie i korzystnym warunkom stropowym; odbudowa ścianowa nie powinna być jednak przerywana. Przy długich ścianach nie zachodzą trudności w związku z robotami strzelniczymi, bo urabiamy ścianę za pomocą włomów, które służą jako schrony dla załogi w czasie strzelania.

27. Inż. Księski

W poprzedniej dyskusji podawano przykłady występowania bardzo silnych ciśnień i tapan w trakcie odbudowy, natomiast w czasie prowadzenia robót przygotowawczych górotwór zachowywał się stosunkowo spokojnie. Ja spotkałem się w praktyce z przykładem wprost przeciwnym. W pokładzie Karolina miąższości około 6,5 m pozostał filar oporowy chodnika rurowo-wentylacyjnego szerokości ok. 130 m, przebiegający po rozciągłości pokładu. Górną granicę filaru oporowego stanowił uskok, powyżej którego pokład odbudowany był na podsadzkę. Poniżej filaru pokład wyeksploatowany był na 2 warstwy, dolna na podsadzkę, górna na zawal.



Rys. 1

Środkiem filaru oporowego przechodziły stare osadniki niedostatecznie zapelnione i zarabowane. Poniżej osadników przechodził chodnik rurowo-wentylacyjny.

Przy likwidacji filaru oporowego odbudowaliśmy i przedłużyliśmy starą pochylnię pomiędzy osadnikami i z niej chcieliśmy przebiec chodnik odbudowy, powyżej osadników po rozciągłości do połowy mniej więcej odległości do następnej analogicznej pochylni. Z chodnika tego mieliśmy następnie odbudowywać pas węgla powyżej osadników zabierkami po wzniesieniu, od końca chodnika do pochylni. Była to jedyna możliwość osiągnięcia pasa oporowca powyżej osadników, przebijanie bowiem pochylni pośrednich przez osadniki było bardzo trudne, ponieważ musiałyby być pędzone przez zawaly.

O ile chodniki po wzniesie stały stosunkowo dobrze, o tyle pędzenie chodnika odbudowy równoległe do uskoku okazało się bardzo trudne, a nawet wprost niemożliwe. Po przebieciu około 20 m obudowa była połamana, chodnik zaciśnięty, trzeba go było przybierać i na nowo przebudowywać. W przodku chodnika, pomimo bardzo ostrożnego pędzenia i stałego opinania przodka, wybito komin, sięgający niemal stropu pokładu i dalsze pędzenie chodnika w tych warunkach okazało się niemożliwe. Wobec tego zdecydowaliśmy się zrezygnować z usiłowania dalszego pędzenia chodnika i przystąpić do odbudowy. Dla pewności założyliśmy pierwszą zabierkę z wcinki ok. 6 m długości. Po rozbięciu zabierki i upędzeniu jej około 4 m okazało się, że na skutek wytworzonej pustki pokład uległ odprężeniu, ciśnienie na chodniku ustąpiło niemal całkowicie. Wobec tego po wybraniu i zamuleniu zabierki, zabudowano komin w przodku chodnika i przystąpiono do dalszego pędu. Początkowo pędzenie chodnika szło bez trudności. Po upędzeniu jednak pewnej długości ciśnienie i wybijanie przodka zaczęło występować ponownie. Opierając się na poprzednim doświadczeniu wybraliśmy znów blisko przodka nową zabierkę z wcinki po wzniesieniu i okazało się, że nastąpiło ponownie uspokojenie się górotworu. Postępując w ten sposób udawało nam się przebijać chodniki do

projektowanych długości, a następnie bez specjalnych trudności odbudować całkowicie odnośny pas węgla zabierkami pędzonymi już systematycznie od końców chodników do pochyli. W przykładzie tym siły, nagromadzone na skutek nacisku na wąski filar oporowy wywoływały bardzo wielkie ciśnienia i tapania w czasie pędzenia chodników, natomiast z chwilą wytworzenia niedużej nawet pustki przy rozpoczęciu filaru następowało odprężenie i uspokojenie się górotworu.

28. Inż. M. Czechowski

Inż. Urban stwierdził wprawdzie, że nauka o zjawiskach tapani jest młoda, w jego jednak wykładzie poruszone kwestie były tak jasno omówione i przedstawione, że nie budziły żadnej wątpliwości, temat ujęty był wyczerpująco a samo opracowanie oparte na przykładach z kilku kopalń Zagłębia stanowi doskonale ujęcie tych zjawisk. Poza tym specjalnie podkreślał, że formą, sposobem swej prelekcji wytworzył charakterystyczną dla naszego zawodu górniczego atmosferę, dzięki czemu wróciliśmy myślami do swoich warsztatów pracy na kopalniach.

29. Inż. Kulczycki

O ile chodzi o bezpieczeństwo to uważam, że systemy filarowe dają większą jego rezerwę niż systemy ścianowe, choćby ze względu na wielką ilość ludzi na ścianie. Odbudowa ścianowa najlepiej przebiega w warstwie pierwszej. W warstwach drugiej i trzeciej odpowiednie są zabierki filarowe.

30. Inż. Smolarski

Uwagi kol. Kulczyckiego dotyczące bezpieczeństwa są na miejscu i uważam, że zarówno systemy filarowe jak i ścianowe winno się tak prowadzić, aby one były jak najbezpieczniejsze.

DYSKUSJA ODNOŚNIE WYKŁADÓW:

1. Dr Inż. Jerzy Litwiniszyn	Przewietrzanie w polach odbudowy
2. Inż. Zbigniew Gołąb	Nowoczesna mechanizacja odbudowy
3. Inż. Tadeusz Kubiczek	Wpływ mechanizacji na warunki naturalne
4. Inż. Wiktor Sielawa	Podszadzka sucha
5. Prof. inż. Feliks Zalewski	Obudowa wyrobisk
6. Inż. Czesław Poborski	Ogólne uwagi o stratach w węglu przy odbudowie
7. Inż. Wiktor Strzeszewski	Straty w węglu przy odbudowie

1. Inż. Stopa

Kol. Litwiniszyn w swoim wykładzie używa słowa „komfort”. Uważam, że atmosfera kopalniana nie licuje z tym określeniem, przystosowanie bowiem odpowiedniej ilości katalopni nie poprawia np. sprawy zawiesin mechanicznych w powietrzu, jak również nie zmienia jego składników. Resumując powyższe względy użycie zwrotu „komfort kopalniany” uważam za niewłaściwe. Przewietrzanie łutniami tłoczące jest niebezpieczne i według mnie wentylacja ssąca jest lepsza, mimo że pogarsza „komfort”. Stosując wentylację tłoczącą musimy się liczyć z tym, że w razie uszkodzenia wentylatora w przodku nastąpi depresja, pod wpływem której może zajść wypływ metanu lub CO₂ ze szczelin, powodując nieszczęście.

Ilość katalopni można regulować w przodku na zabierce, ale na ścianie w miejscu, gdzie rębacz pracuje młotkiem udarowym o napędzie sprężonym powietrzem intensywność chłodzenia, czyli ilość katalopni będzie większa niż w miejscu, gdzie górnik nie będzie posługiwał się młotkiem udarowym.

2. Inż. Litwiniszyn

Ja nie jestem autorem nazwy „komfort kopalniany”, jest ona jednak przyjęta w naszej nomenklaturze i po raz pierwszy wprowadził ją inż. Piątkowski. Nazwa ta nie uwzględnia takich czynników jak pył węglowy, zawiesiny mechaniczne w powietrzu itp., natomiast uwzględnia ona warunki cieplne oraz intensywność chłodzenia. Co do przewietrzania przy pomocy łutni, to przewietrzanie tłoczące poprawia warunki „komfortu” w przodku, jednak drogą odstawy płyne powietrze zużyte, w przodku zaś uzyskujemy kompresję, odwrotnie przy przewietrzaniu ssącym; odnośnie niebezpieczeństwa wypływu metanu w razie zatrzymania wentylatora tłoczącego uwagi inż. Stopy są słuszne.

3. Inż. Kolbe

Inż. Gołąb w swoim bardzo ciekawym wykładzie zapoznał nas z szeregiem przykładów i liczb ilustrujących mechanizację amerykańskich kopalń węgla.

Przykłady i liczby te odnoszą się jednak raczej do optymalnych warunków kopalń amerykańskich, i dlatego w Polsce nie będą mogły mieć zastosowania. Wyniki mechanizacji w amerykańskich kopalniach w warunkach naturalnych bardziej zbliżonych do naszych okazują się znacznie gorsze od przedstawionych w przykładach inż. Gołąba. Tak np. zespół maszyn obsługuje tylko około 8 przodków, ładowarka mechaniczna daje do 200 ton na zmianę. Teoretyczna zdolność ładowarki mechanicznej rzadko jest wykorzystana w 30%. W przodkach wybiera się przeważnie 2 wręby na zmianę, a wydajność w przodkach wynosi 15 — 20 ton/dniówkę. Oczywiście i koszt mechanizacji w takim wypadku inaczej się kształtuje niż w warunkach optymalnych.

Najciekawszym z naszego punktu widzenia jest jednak fakt, że w USA wydajność w przodkach z ładowaniem ręcznym jest również bardzo wysoka i niewiele stosunkowo ustępuje wydajności przodków zmechanizowanych (4,2 ton wobec 6,62 ton).

Co do odbudowy komorowej stosowanej w Ameryce, to jest ona bardzo ciekawa, ale może być zastosowana w Zagłębiu Pensylwańskim w warunkach pozwalających na odstonięcie stropu na wielkiej przestrzeni, na co w naszych warunkach nie możemy sobie pozwolić; dlatego uważam, że dla naszych warunków bardziej interesujący jest system blokowy stosowany w Ameryce przy słabym stropie.

Co do odstawy uważam, że lokomotywa ciągnąca jeden wóz jest wypadkiem sporadycznym. Również przykład o przechodzeniu z wozów dużych na małe jest rzadki.

Omawiana maszyna do budowania może mieć zastosowanie w wyjątkowych warunkach i zastępuje tylko moment podnoszenia i przytrzymywania stropnicy.

To że w USA zmechanizowane jest 56% wydobycia, jest w pierwszym rzędzie wynikiem bardzo wysokich płac robotniczych, przy których mechanizacja staje się koniecznością; koszt ładowarki mechanicznej odpowiada tam kosztowi 700 dniówek robotnika. W polskich warunkach, gdzie ten stosunek wyraża się obecnie jak 1 do 10 000, pełna mechanizacja nie może się chwilowo opłacać. Nie wynika z tego jednak, że nie powinniśmy się tą sprawą interesować, odwrotnie należy sprowadzić szereg maszyn celem wypróbowania ich u nas, nauczyć się z nimi obchodzić, a w przyszłości starać się je dostosować do naszych warunków. Wysoka wydajność amerykańska wpływa również z bardzo dobrej organizacji robót w przodku i przewozu, cykliczność prac w przodku jest bardzo starannie przestrzegana.

Niezależnie od tych prób całą naszą uwagę powinniśmy skupić na sprawę organizacji robót, ich koncentracji oraz usprawnienia przewozu, tak abyśmy i bez mechanizacji ładowania mogli osiągnąć takie wydajności, jakie w podobnych warunkach mają kopalnie amerykańskie.

4. Inż. Gołąb

Wykład rzeczywiście dotyczy warunków amerykańskich. Wydajności średnie ładowarki mechanicznej przy załadzie od 12 — 16, wahają się od 225 — 400 ton. Należy się liczyć z podniesieniem koncentracji robót na poszczególnych przodkach, średnio o 80%. Wykorzystanie ładowarki mechanicznej w ciągu dniówki wynosi przeciętnie 35%. Jeżeli chodzi o wręby, to na przodujących przodkach chodnikowych w Chorzowskim Zjednoczeniu ilość wrębów na zmianę zespołu przekracza już 2 wręby. Przyznając, że system blokowy był potraktowany pobieżnie i będzie szczegółowej omówiony w pracy drukowanej.

Odnośnie zakwestionowanego stosowania do każdego wozu jednej lokomotywy podkreślam, że przy poziomym zaleganiu pokładu od r. 1940, kiedy stały się modne duże wozy w kombinacji z ładowarkami, to nie są rzadkie wypadki, że każdemu takiemu wozowi towarzyszy nieprzerwanie lokomotywa.

Stosowanie przeładunku z dużych wozów na małe w wypadkach, gdy przewóz główny względnie szybowy urządzony jest tylko na małe wozy jest wypadkiem coraz częstszym, od czasu wprowadzenia dużych wozów na sam przodek w kombinacji z mechanicznymi ładowarkami. Maszyny do budowania, które nie tylko, jak twierdzi kol. Kolbe, zastępują moment podniesienia i podtrzymania stropnicy, lecz także pozwalają na dostawę drzewa na sam przodek, a w drodze powrotnej służą do odwozu cylindrów kardoksów mogą być łatwo stosowane wszędzie tam, gdzie transport urobku odbywa się za pomocą wozów na oponach.

Na zarzut lepszego podkreślenia cykliczności pracy odpowiadam, że cykl jest zamknięty, lecz nie koniecznie na stałej liczbie przodków.

5. Inż. Tobiezyk

W wykładzie swoim inż. Poborski podał, że straty węgla można określać metodą wyeksploatowanej przestrzeni i metodą statystyczną, tej drugiej jednak metody nie omawiał bliżej, twierdząc że ona jest powszechnie znana. W praktyce okazuje się, że jednak nie można jej pomijać, ponieważ pomiary dokonane na jednej z kopalń wykazały dość duże różnice między wynikami obu metod. Jako przykład podaję, że metoda statystyczna wykazała w pewnym wypadku 70%, metoda zaś wyeksploatowanej przestrzeni 50% strat. Widzimy więc, że metoda wyeksploatowanej przestrzeni wykazuje straty niższe, uważam więc że obserwacje należy prowadzić jedną i drugą metodą.

6. Inż. Głuszczał

Przypuszczam że rzeczywiste straty okażą się w wyniku przeprowadzonych badań w rzeczywistości większe, niż dotychczas przyjmowano. Znam fakt, że na jednej z kopalni przy odbudowie grubego pokładu, w którym przypinano w piętrze 2 m węgla, straty wraz z stratami pożarowymi wynosiły około 75%. Tak wielkich strat spowodowanych między innymi odbudową grubych pokładów bez podsadzki można jednak uniknąć nie czekając na wynik przeprowadzanych obecnie szczegółowych badań strat. Należy przeprowadzić dokładną analizę kopalni. Wydobyć z pokładów grubych odbudowywanych niewłaściwą metodą powodującą zbyt duże straty z powodu braku podsadzki na danej kopalni, należałoby na pewien okres czasu potrzebny do wprowadzenia podsadzki ulokować w pokładach cieńszych powodujących mniejsze straty.

7. Inż. Krupiński

Odbudowa złożeń nastręcza dużo trudności w związku z naprężeniami w skałach. Inżynierowie i technicy powinni ustawicznie zwracać uwagę na zachodzące zjawiska, badać je, wyciągać wnioski i nimi dzielić się z INBPW; stworzone tam są komisje specjalne dla rozpatrywania pewnych problemów górniczych. Jedynie praca zespołowa może dać pozytywne wyniki.

Systemy odbudowy odzwierciedlają stan oraz poziom techniczny i znajomości złożeń. Sądzę, że krytycznie podejdzie do istniejących systemów może niejedno ulepszyć. Żaden system odbudowy nie leżnie się w teorii, zmieniać i ulepszać mogą je ci, którzy bezpośrednio stykają się z ruchem.

Najbardziej tragiczna jest sprawa strat węgla przedstawiona nam przez prelegentów w ostatnich referatach. Dawniej wyniki szacowania strat osnute były tajemnicą, obecnie kiedy kopalnie są naszą wspólną własnością i sprawa strat staje się dla nas jasna, dochodzimy do tragicznej prawdy. Złoża nasze są marnowane. W okręgu centralnym tylko 25% węgla zostało wyeksploatowane $\frac{3}{4}$ zaś zostało stracone. Zarówno inżynier jak i technik muszą zrozumieć, że pokład przygotowany do odbudowy musi być należycie wykorzystany, ponieważ to jest nasz majątek narodowy, wszelkie zaś straty są marnowaniem tego majątku. Za kilka dziesiątek lat istnienia naszego górnictwa powstały wielkie spustoszenia. Aby przedsięwziąć środki zaradcze, na kopalniach wprowadzony zostanie kataster pokładów węgla. Jest to ewidencja obejmująca 12 klas, gdzie dokładnie rejestrować się będzie poszczególne pokłady i ich partie pod względem ich wartości i możliwości wyeksploatowania. Ma to charakter kontrolny, ale nie umniejsza zadań techników górniczych, którzy winni porządnie gospodarować tym, co zostało im powierzono. Złoża trzeba oszczędzać. Pozostawianie nóg filarów jest przyczyną strat i powstawania pożarów.

Górnictwo amerykańskie czyni postępy nie tylko dzięki wprowadzeniu maszyn, lecz również dzięki ulepszaniu organizacji. Przy istniejących u nas systemach można osiągnąć lepsze wyniki niż dotychczas, jeżeli uwzględnimy w większej mierze czynnik organizacyjny. Odbudowa ścianowa jest lepiej zorganizowana i daje lepsze wyniki, odbudowa filarowa pod wielu względami gorsze, szczególnie co do strat węgla. Praktyka wykazuje, że straty węgla maleją wskutek zastosowania podsadzki; dzięki temu, że przez Rząd na te cele przyznano nam ogromne fundusze, dojdzie do upowszechnienia zastosowania mulenia. Dziś w podsadce mamy ogromne możliwości, ale trzeba je chcieć umiejętnie wykorzystać.

Zarówno odbudowa ścianowa jak i filarowa, jak w ogóle eksploatacja węgla są związane z zagadnieniem bezpieczeństwa. Wysłuchane przez panów wykłady muszą dać praktyczne wyniki. Ilość wypadków spowodowanych obrywaniem się skał przekracza 60% wszystkich wypadków. Wynika stąd, jak ważne jest zajęcie się tym zagadnieniem i zastosowanie wszelkich środków dla poprawienia tego stanu rzeczy. Niezbędna do tego rzecz jest dokładna znajomość i analiza systemów odbudowy, która jest

celem tych wykładów. Racjonalne stosowanie w praktyce zasad przedstawionych w tym cyklu wykładów powinno przyczynić się do zwiększenia bezpieczeństwa naszych kopalń i zmniejszenia ilości wypadków grożących ich załodze.

Kończąc powolałam się na słowa kol. inż. Urbana: „Aby zmniejszyć ilość wypadków i doprowadzić do należytego zorganizowania prac, musimy więcej interesować się dołem, na dole jest właściwa kopalnia i na dole są nasze zadania”.

8. Inż. Potyrała

Na pewnej głębokości zostały pomierzone zmniejszenia grubości pokładu wskutek objawiających się ciśnieni w związku z postępującą odbudową. Prosiłbym o podanie jaka była miąższość pokładu, jego procentowe ścienienie i głębokość zalegania.

9. Inż. Litwiniuszyn

Głębokość odbudowy, warunki stropu oraz bliższe dane obecnie podać jest mi dość trudno. Miąższość pokładu wynosiła około 1 m, procentowe ścienienie duże, bo sięgające kilkunastu cm. Ścisłe dane w każdej chwili podam drogą korespondencyjną.

10. Inż. Kwaśniewicz

Można rozróżnić ściśliwość teoretyczną i praktyczną podsadzki. Ściśliwość podsadzki pneumatycznej jest dość znaczna, ponieważ maszyny te nie mają dużej siły wyrzucania materiału na znaczną odległość. i jeżeli mamy np. do podsadzania 2 pola o szerokości 1,2 m, powstają ostre stożki między którymi tworzą się puste przestrzenie, w takim wypadku praktyczna ściśliwość tej podsadzki może osiągnąć 50%.

11. Inż. Jakubowski

Poruszone w wykładach tematy są bardzo ciekawe i uważam, że nie zostały całkowicie z powodu braku czasu wyczerpane, dlatego zapytuje, jak można nawiązać kontakt z naukowcami w celu dostarczenia im materiału pochodzącego z naszych obserwacji i w celu uzyskania wskazówek i rad w zawiłych niekiedy zagadnieniach na kopalni. W wykładzie swoim prof. Salustowicz podał kilka wzorów, które trudno jest rozwiązać i zastosować w kopalnictwie. Między innymi mówiono, że front odbudowy winien posuwać się jak najprędzej, u nas natomiast ze względu na brak ludzi front jest nieco opóźniony i praktyka wykazuje, że nieraz z dobrym skutkiem. Uważam więc, że górotworowi trzeba ulegać i dostosować się do jego właściwości. Wracając do dyskusji na temat filarów i ścian, podpisałbym się pod ścianami, ale dzisiaj przy naszych mizernych środkach przewozowych koledzy mający filary są w położeniu korzystniejszym, bo zatrzzymanie ściany dającej np. 600 t wydobyć z powodu uszkodzenia transportu odbija się dotkliwie na ogólnych wydobyciach, przy systemach filarowych zaś wydobycie mniej więcej może utrzymać się na poziomie. Prof. Budryk wspominał, że szybka odbudowa pod obiektami powoduje po 2 — 3 latach uspokojenie się górotworu, znam jednak wypadek uszkodzenia kościoła na skutek robót górniczych, gdzie szkody występują jeszcze 5 lat po odbudowie.

Chciałbym zapytać, czy w wątpliwościach możemy zwracać się do ekspertów, czy w INB możemy szukać rad?

12. Inż. Ajdukiewicz

Z ramienia INB chciałbym powitać słowa, które wypowiedział kol. Jakubowski. Dla nas pracujących w Instytucie bardzo cennym będzie pozostawanie w ciągłym kontakcie z kolegami praktykami. Instytut musi rejestrować zjawiska zachodzące na kopalniach, aby potem wiązać je z teorią, uważam więc, że konieczne jest dzielenie się spostrzeżeniami z ludźmi z praktyki. Jeżeli koledzy mają jakieś zagadnienia, to radziłbym je zbierać i zgłaszać INB, materiał ten w prowadzonych przez nas pracach może okazać się cennym. Bez względu na to, czy potrzebujecie naszej pomocy czy nie, zgłaszajcie swe spostrzeżenia. Istnieją przy INB komisje, których zadaniem jest ściśle współpraca między teoretykami a praktykami; droga do współpracy z tymi komisjami otwarta jest każdemu, zbierajcie zagadnienia i obserwacje z ruchu, omawiać i rozwiązywać będziemy je wspólnie.

13. Inż. Jopek

W r. 1940 opublikował w czasopiśmie „Glückauf” (Nr 37, 38, 39) niemiecki profesor dr inż. Spackeler pracę pt. „Die technische Entwicklung des grossoberschlesischen Steinkohlenbergbaues”. W pracy tej stwierdza Spackeler, że Niemcy po zajęciu polskich kopalń nie znaleźli dowodów, by polscy inżynierowie i technicy wprowadzili postęp w rozwoju systemów odbudowy, w ulepszeniu wyposażenia kopalń, w sprawie zwiększenia bezpieczeństwa robót i w racjonalnym zagospodarowaniu. Przeciwnie znaleziono dowody stosowania tzw. przez niego „negatywnej racjonalizacji”, wyrażającej się

w tym, że zaniedbywano prawidłowy dostęp do złożeń za pomocą robót kamiennych, wybierano tylko dobre pokłady, zastawiając wszelkie wybieranie resztek, zaniedbywano chodniki wentylacyjne itp.

Jeżeli nawet na niektórych kopalniach była przeprowadzona pewna modernizacja urządzeń, to raczej należy to przypisać pracy pozostałych jeszcze sił niemieckich i techników obcokrajowców (szczególnie francuskich).

Cała ta praca Spackelera technicznie jedną żądzą zdyskredytowania polskiego świata technicznego w oczach techników całego świata, jeżeli się weźmie pod uwagę, że czasopismo „Glückauf” jest znane w zasięgu światowym.

Los dziejów zrzucił, że objęliśmy kopalnie prowadzone dotąd stale przez techników niemieckich. Stan jaki tam zastałszy daje nam dostateczną ilość przykładów co do wartości techniki i gospodarki niemieckiej. Dowody te winny być jak najskrupulatniej zebrane i opisane w czasopiśmie o zasięgu międzynarodowym, by udowodnić niemiecką bezczelność.

Zwracam się pod adresem Instytutu, czy znana mu jest ta praca niemiecka i czy nie uważa za wskazane jak najszybciej zgromadzić i opracować materiały dostarczone przez kolegów z kopalń, by podać światu do wiadomości, w jakim stanie zastałszy te kopalnie, prowadzone przez techników niemieckich. Kol. Poborski i Strzeszewski przedstawili w swoich referatach grzechy wynikające również ze skutków gospodarki niemieckiej.

14. Inż. Kubiezek

Widzę pewne niezrozumienie przedstawionej przeze mnie myśli. Z mojego referatu wynika, że mechanizacja daje nam daleko większe możliwości kierowania górotworem niż dotychczas, ale nie wynika, że im szybszy postęp, tym lepiej. Przytoczony wczoraj w dyskusji przez kol. inż. Żyzaka przykład zamiany filarów na ścianę i uzyskania przez to zupełnie dobrych warunków stropowych jest przykładem na polepszenie warunków stropowych przez przyspieszenie postępu odbudowy. Znam również z praktyki wypadki, że zamiana odbudowy ścianowej na filarowo-komorową poprawia warunki górotworu. Nie sama szybkość, lecz stosunek ciśnienia stropu do szybkości postępu odbudowy jest miarodajny dla uzyskania optymalnych warunków urabiania. Odnośnie przykładu z kościołem podanego przez kol. Jakubowskiego zauważam, że powinny być zebrane i przeanalizowane wszystkie dane i zaobserwowane fakty. Jest to teren dla bardzo cennej współpracy teoretyków z praktykami.

15. Inż. Wilamowski

Pod miastem Bytomiem pozostawione są poważne ilości złóż węglowych, a wybranie ich grozi zawaleniem znacznej ilości budynków. Inż. Strzeszewski wspominał o metodzie odbudowy pasami, przy zastosowaniu której można odbudować całkowicie pokłady bez zawalenia budynków mieszkalnych. Przy tej okazji przypominam, że na kopalni Renard, obecnie Sosnowiec przed 20 laty zostały odbudowane pokłady siódłowe na głębokości 280 m pod budynkami buty Katarzyna i warsztatów Fitzner — Gamper, przy czym nie dostrzeżono żadnych rysów na ścianach budynków. Pasy pokładu o szerokości 30 m zostały odbudowane i starannie podsadzone pod ciśnieniem w obecności każdorazowo delegata Urzędu Górniczego. Dziś powstaje myśl wybrania i tych ochronnych pozostawionych pasów. Wnioskujemy tedy, że także pod miastem Bytomiem można przeprowadzić kompletną odbudowę w sposób identyczny i bez uszkodzeń powierzchni.

16. Inż. Krupiński

Wykłady które się odbyły nie mogły w stosunkowo krótkim czasie wyczerpać tak obszernych i różnorodnych tematów, jakie tu były poruszone. Chodziło jednak o to, aby znaleźć kilkunastu inżynierów, którzy by przemysleli i opracowali te tematy; z tych kilkunastu wykładowców każdy indywidualnie podszedł i opracował swój temat. Wykłady te będą wydane w formie książki, w której znajdują się również dalsze szczegóły i uzupełnienia, na które nierzad brakło czasu w wygłoszonych wykładach. W zasadzie odnieśliście w toku wykładów wrażenie, że na temat właściwości i zachowania się górotworu prowadzony jest szereg badań, dociekań i obserwacji; z tych badań jedne są posunięte dalej, inne mniej; wyniki te nie zostały jednak wzięte z katedry uniwersyteckiej, oparte są one na podstawie obserwacji zjawisk na dole, stworzone przez ludzi, którzy mają dużą praktykę kopalnianą. Tak np. cenne obserwacje prof. Urbana podane w jego wykładzie zostały zrobione przez niego, gdy był zawiadowcą kopalni. W górnictwie szczególnie ważne są obserwacje praktyczne robione na dole, ponieważ zjawiska są zbyt skomplikowane i trudne do teoretycznego ujęcia. Wy pracujecie na dole, powinniście przeprowadzać obserwacje zjawisk występujących w kopalni; obserwacjami należy się dzielić z Instytutem i istniejącymi tam komisjami dla odnośnych

problemów, jako czynnikiem powołanym do gromadzenia, segregowania poszczególnych na dole faktów i wyciągania stąd realnych ogólniejszych wniosków. Chodzi między innymi o to, by obudzić w Was zainteresowanie i chęć do badań i obserwacji w kopalni.

Stosujemy dużo systemów odbudowy, co jest między innymi wynikiem wielkiej różnorodności warunków, ale także nasuwa wniosek, że w tej dziedzinie jest dużo do zrobienia. My jesteśmy powołani do organizowania i ulepszania metod eksploatacji, pole pracy jest obszerne i wdzięczne, potrzeba tylko należytego zainteresowania i zajęcia się tymi zadaniami, a zagadnienia stojące przed nami mogą być posunięte naprzód i rozwiązywane. Jednym z takich zagadnień naszego górnictwa są tąpnięcia, jest to zjawisko groźne i niebezpieczne występujące przede wszystkim tam, gdzie w stropie występuje gruba ława mocnego piaskowca; jest to zarówno zagadnienie bezpieczeństwa, jak i strat materialnych. Postawcie sobie pytanie, czy można znaleźć praktyczne wskazania jak tych tąpnięć unikać. Zjawiska te są bardzo różnorodne i indywidualne i należy je dokładnie badać i poznać w różnych ich formach i przejawach, aby znaleźć środki zwalczania i zapobiegania im. Po wysłuchaniu tych wykładów winno się w Was wzbudzić przeświadczenie, że dołowi kopalni powinniście poświęcić najwięcej uwagi. Tam każda rzecz winna mieć swoje miejsce i czas, organizowanie czegoś musi być planowe. Bezład powoduje w konsekwencji straty. Jeżeli chodzi o straty węgla przy eksploatacji, to wynoszą one przeciętnie około 25%, ale znane są wypadki, gdzie straty dochodzą do 75% substancji; straty te powstają najczęściej wskutek złego systemu odbudowy. Należy dołożyć wysiłku, aby nie marnować węgla na dole; trzeba zmienić niewłaściwe systemy odbudowy aby uniknąć nadmiernych strat. Obecnie Instytut przeprowadza badanie strat na kilku kopalniach, w wyniku tych badań na obserwowanych polach już zaznacza się poprawa. Dawniej rzeczywista wielkość strat nie była ujawniana. Obecnie warunki są inne i Wy jesteście najważniejszą instancją, od której zależy aby ten stan uległ poprawie.

Odnosnie artykułu Spackelera, o czym mówił inż. Jopek, nie przykładam do tej pracy zbytnej wagi, praca ta nie może ubliżyć mojemu honorowi polskiego górnika. Niemcy wyzbyli się uczuć ludzkich, pluli na historię, pluli na naród, dlatego oświadczeniami Spackelera nie warto się przejmować.

W trakcie procesu w Norymberdze dostarczyliśmy prokuratorowi dowodów, jak Niemcy znecali się nad polskimi pracownikami; przedstawiłem tam także ich szkodliwe ustawy krzywdzące gospodarkę narodową, jak również ich zarządzenia dotyczące strony technicznej prowadzenia kopalń.

Apel kol. Jopka o zebranie szczegółowych danych co do gospodarki Niemców na kopalniach uważam za słuszny; Dyrektorowie techniczni zjednoczeń powinni zebrać odnośne materiały na swych kopalniach. Materiały te będą opublikowane; wykażą one, jak złą gospodarkę Niemcy prowadzili na kopalniach.

Dzięki wykładowi zetnęli się Panowie z Instytutem i uzyskali pewien wgląd w jego działalność, która powołana jest do opracowywania zagadnień kopalń i wyciągania z nich odpowiednich wniosków: rozwój prac Instytutu zależy w dużej mierze od udziału i od współpracy Panów. Ważnym jest również, aby Panowie interesowali się literaturą fachową górnictwa, bo górnictwo jest sztuką, która zależy tak od ciągle zmieniających i różnorodnych zjawisk przyrody, jak od postępu techniki, a górnik wykonując tę sztukę musi znać te różnorodne przejawy i postęp techniczny, aby zawsze umieć znaleźć właściwą drogę postępowania przystosowaną do warunków naturalnych.

