

PRZEGŁAD GÓRNICZY

ČZASOPISMO NAUKOWO TECHNICZNE
POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM GÓRNICTWA

M I E S I E C Z N I K

Nr 11 (594)

LISTOPAD 1955

Tom XI (XLII)



WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE
STALINOGRÓD

TREŚĆ

1. Prof. mgr inż. Marcin Borecki: Do czytelników Przeglądu Górniczego	389
2. Prof. dr inż. Bolesław Krupiński: Niektóre wytyczne projektowania kopalń z uwagi na zapobieganie pożarom podziemnym	390
3. Mgr inż. Marian Skup, doc. mgr inż. Kazimierz Dziunikowski: Podsadzka plynna w walce z pożarami	396
4. Mgr inż. Feliks Bajer: Strzelanie wyprzedzające przed kombajnem	400
5. Mgr inż.: Andrzej Lisowski, mgr inż. Marian Słomczyński, mgr inż. Jerzy Wyszomirski: Problemy rozwoju podsadzki plynnej	406
6. Mgr inż. Janusz Woyciechowski: Zagadnienie strat przy eksploatacji złóż solnych w Polsce	409
7. Prof. mgr inż. Włodzimierz Stępiński: Określenie najkorzystniejszej ekonomicznie zawartości metalu w koncentracie	417
8. KOMUNIKAT DZIAŁU NORMALIZACJI GIG	421
9. PRZEGLĄD ZAGRANICZNY	422
10. PRZEGLĄD DOKUMENTACYJNY GÓRNICTWA	
11. BIULETYN INSTYTUTU MECHANIZACJI GÓRNICTWA	

CONTENTS

1. M. Borecki, Prof. Min. Eng.: To the Readers of our Review	389
2. B. Krupiński, Prof., Dr Min. Eng.: Some guiding principles of designing new collieries with regard to prevent underground fires	390
3. M. Skup, Min. Eng., K. Dziunikowski, Min. Eng.: Hydraulic stowing in fighting the mine fires	396
4. F. Bajer, Min. Eng.: Shotfiring preceeding cutterloaders	400
5. A. Lisowski, Min. Eng., M. Słomczyński, Min. Eng., J. Wyszomirski, Min. Eng.: Development trends in hydraulic stowing	406
6. J. Woyciechowski, Min. Eng.: Problem of rocks in mining salts deposits in Poland	409
7. W. Stępiński, Prof. Min. Eng.: Determination of the economically most favourable metal content in concentrate	417
8. REPORT OF THE STANDARDISATION SECTION OF THE POLISH MINING INSTITUTE	421
9. FOREIGN REVIEW	422
10. MINING ABSTRACTS	
11. BULLETIN OF THE INSTITUTE FOR MECHANISATION IN MINES	

СОДЕРЖАНИЕ

1. Проф. mgr инж. М. Борецки: К Читателям нашего обозрения	389
2. Проф. докт. инж. Б. Крупиньски: Некоторые директивы проектирования шахт, ввиду необходимости предупреждения подземных пожаров	390
3. Мгр инж. М. Скуп, доц. мгр инж. К. Дзюни-ковски: Мокрая закладка в борьбе с подземными пожарами	396
4. Мгр инж. Ф. Байер: Предварительное разрыхление угольного пласта взрывами впереди комбайна	400
5. Мгр инж. А. Лисовски, мгр инж. М. Сломчиньски, мгр инж. Е. Вышомирски: Проблемы развития мокрой закладки	406
6. Мгр инж. Я. Войцеховски: Проблемы породы при разработке месторождений соли в Польше	409
7. Проф. мгр инж. В. Степиньски: Определение наиболее выгодного в экономическом отношении содержания металла в концентрате	417
8. СООБЩЕНИЕ ОТДЕЛА НОРМАЛИЗАЦИИ ГИГ	421
9. ИНОСТРАННОЕ ОБОЗРЕНИЕ	422
10. ОБЗОР ДОКУМЕНТАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	
11. БЮЛЛЕТЕНЬ ИНСТИТУТА МЕХАНИЗАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	

SOMMAIRE

1. M. Borecki, Prof. Ing.: Aux Lecteurs de notre Revue	389
2. B. Krupiński, Prof. Dr Ing.: Quelques directives de projeter les houillères eu égard à la lutte contre les incendies scuterrains	390
3. M. Skup, Ing., K. Dziunikowski, Ing.: Remblayage hydraulique dans la lutte contre les incendies souterrains	396
4. F. Bajer, Ing.: Tir d'ébranlement devant la haveuse-chargeuse	400
5. A. Lisowski, Ing., M. Słomczyński, Ing., J. Wyszomirski, Ing.: Problèmes du développement du remblayage hydraulique	406
6. J. Woyciechowski, Ing.: Problème des roches dans l'exploitation des gisements de sel en Pologne	409
7. W. Stępiński, Prof. Ing.: Détermination de la plus avantageuse teneur en métal en produit concentré au point de vue économique	417
8. COMMUNIQUÉ DE LA SECTION DE NORMALISATION DE L'INSTITUT POLONAIS DE MINES	421
9. INFORMATIONS DU MONDE MINIER	422
10. BULLETIN BIBLIOGRAPHIQUE	
11. BULLETIN DE L'INSTITUT DE LA MÉCANISATION DES MINES	

Adres Redakcji i Administracji: Stalinogród, ul. Stawowa 19, tel.: 324-44 oraz 358-70

Warunki prenumeraty: Abonament: opłata normalna rocznie zł 108. Cena pojedynczego zeszytu zł 9.
Centrala Kolportażu Prasy i Wydawnictw „Ruch“, Warszawa, Srebrna 12. Konto PKO Warszawa 1-6-100020.

Format A4

Ark. druku 6. Papier druk. sat. kl. V. 61×86 cm 60 g/m²

Nakład 2650 egz.

Nr zamówienia 4935 z dnia 23. 9. 1955 r. Druk zakończono w listopadzie 1955 r.

R-6-11073

Drukarnia: Robotnicza Spółdzielnia Wydawnicza „Prasa“, Stalinogród, ul. Opolska 22.

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA NAUKOWO-TECHNICZNEGO
INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA

Nr 11 (694)

Listopad 1955 r.

Tom XI (XLII)

DO CZYTELNIKÓW PRZEGLĄDU GÓRNICZEGO

Zgodnie z decyzją Ministra Górnictwa Węglowego opiekę nad czasopismami górniczymi „Przegląd Górniczy” i „Wiadomości Górnicze” przejął Zarząd Główny Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa. Dla sprawowania opieki nad tymi czasopismami powołał tegoroczny Walny Zjazd Delegatów Stowarzyszenia Radę Prasy Górniczej i Wydawnictw Technicznych w następującym składzie: Przewodniczący Rady — prof. mgr inż. Marcin Borecki, zastępca przewodniczącego Rady — prof. Michał Berger, sekretarz — inż. Józef Dudek. Członkowie Rady: prof. dr inż. Witold Budryk, prof. dr inż. Bolesław Krupiński, prof. mgr inż. Józef Galanka, doc. mgr inż. Tadeusz Kubiczek, mgr inż. Stanisław Gisman, mgr inż. Kazimierz Głowacz, mgr inż. Władysław Górka, mgr inż. Marian Gustek, doc. mgr inż. Jan Hurysz, mgr inż. Wincenty Kasprzak, mgr inż. Jerzy Kozłowski, mgr inż. Jakób Olszewski, mgr inż. Jerzy Rabsztyn i ob. Eugeniusz Szczepanek.

Rada działa przy Zarządzie Głównym Stowarzyszenia, sprawuje opiekę i kontrolę nad techniczną i naukową stroną programu i redagowaniem obu czasopism, które od numeru niniejszego począwszy stają się organami Stowarzyszenia.

Ten doniosły fakt zaistniały w dotychczasowej naukowej i technicznej działalności naszego Stowarzyszenia, jakim jest przejęcie przez Stowarzyszenie podstawowych czasopism górniczych „Przegląd Górniczy”, i „Wiadomości Górnicze” stawia przed Zarząd Głównym Stowarzyszenia oraz przed wszystkimi członkami Stowarzyszenia poważne i odpowiedzialne obowiązki. Wyrażają się one między innymi koniecznością:

1. Głębszego powiązania treści naszych czasopism górniczych z życiem, potrzebami i rozwojem techniki w naszych kopalniach oraz z osiągnięciami i rozwojem nauki górniczej.

2. Dalszego podnoszenia poziomu technicznego i naukowego obu czasopism.

3. Znacznego rozszerzenia dotychczasowo szczupłego grona autorów na najszerze rzesze członków Stowarzyszenia. Niezbędne jest dla dalszego właściwego rozwoju obu naszych miesięczników konsekwentne realizowanie wezwania rzuconego przez tegoroczny Walny Zjazd Delegatów Stowarzyszenia „Każdy członek Stowarzyszenia jest autorem w czasopismach Stowarzyszenia”.

4. Znacznego rozszerzenia wśród członków Stowarzyszenia, dozoru i załóg kopalnianych czytelnictwa czasopism górniczych i technicznych.

5. Najściślejszego powiązania wszystkich członków Stowarzyszenia z życiem i rozwojem miesięczników Stowarzyszenia, co powinno mieć wyraz w bieżącej kontroli i analizie treści tych miesięczników przez każdego członka i nadsyłanie do redakcji swoich uwag i spostrzeżeń.

Oddając niniejszy numer „Przeglądu Górniczego” w ręce Kolegów jako pierwszy egzemplarz organu Stowarzyszenia, apelujemy do wszystkich Kolegów, żeby zechcieli w pełni wywiązać się ze wspólnej odpowiedzialności za dalszy właściwy rozwój tego czasopisma. Poziom techniczny i naukowy oraz rola jaką spełniać będzie czasopismo w rozwoju techniki i nauki górniczej zależy jedynie od aktywności ustosunkowania się najszerzego grona Kolegów — członków Stowarzyszenia.

Wzywamy Kolegów do czytania miesięczników Stowarzyszenia i do współpracy z ich redakcjami.

Prof. mgr inż. Marcin Borecki

Przewodniczący Rady Prasy Górniczej
i Wydawnictw Technicznych przy Zarządzie Głównym SNTiITG

NIEKTÓRE WYTYCZNE PROJEKTOWANIA KOPALŃ Z UWAGI NA ZAPOBIEGANIE POŻAROM PODZIEMNYM

Prof. dr inż. Bolesław Krupiński

Referat wygłoszony na Konferencji Pożarowej zorganizowanej przez SNTlit Górnictwa i GIG 21. 4. 1955 roku

Treść: Konieczność uwzględnienia przy projektowaniu wpływu strat ogniowych na wielkość zasobów przemysłowych. Analiza parametrów określających wielkość kopalni z uwagi na stosunki pożarowe. Ustalenie prawidłowej struktury kopalni opartej na samozapalnych złożach przez właściwe udostępnienie i otwarcie złoża wyrobiskami kapitalnymi w kamieniu. Porządek wybierania pięt, ich wysokość oraz podział grubych pokładów na warstwy z uwzględnieniem ich własności. Wymagania stawiane systemom wybierania i robotom górniczym w pokładach samozapalnych. Konieczność instalacji podszkawkowych i wodnych oraz wprowadzenia wyłącznie oświetlenia zamkniętym światłem.

Wprowadzenie

Mamy poza sobą szereg wielkich i groźnych pożarów, przeżyliśmy szereg mniej lub więcej uciążliwych i niebezpiecznych akcji ogniowych.

Analizując te akcje zadajemy sobie pytanie czy w budowanych przez nas kopalniach wszystkośmy należycie przemyśleli, by ustrzec się od pożarów, a jeżeli nie ustrzec, to przynajmniej zmniejszyć ich fatalne skutki.

Zwracamy się więc myślą do projektowania, do tej dziedziny naszego górnictwa, która się teraz tak szeroko rozwija. Przeglądamy się projektom budowy nowych poziomów oraz kompleksowym projektom rozbudowy kopalń istniejących i projektom kopalń nowych. Śledzimy osiągnięcia myśli technicznej w dziedzinie zwalczania pożarów i dochodzimy do wniosku, że nie wszystko w projektach rozwiązane jest tak, jakby tego wymagała socjalistyczna, racjonalna i planowa gospodarka, uwzględniająca przede wszystkim zasady bezpieczeństwa pracy w kopalniach.

Niemniej nasze osiągnięcia są duże. Myśmy się w ciągu minionego dziesięciolecia odbudowy i budowy naszych kopalń nauczyli bardzo dużo. Fakt ten godny jest podkreślenia tym bardziej, że projektowanie jest rzeczą trudną. Ono jest trudne zwłaszcza dla tych, którzy przyzwyczajeni byli dotychczas myśleć raczej kategoriami fragmentów kopalni: oddziałów, pól i poziomów, niż kategoriami całych kopalń lub ich zespołów.

Doszliliśmy do wielu spostrzeżeń oraz doświadczeń i zostaliśmy zmuszeni do rewizji wielu dotychczasowych poglądów.

Postaram się przedstawić pokrótce wytyczne w dziedzinie zapobiegania powstawaniu pożarów, tak jak kształtują się one na tle dotychczasowego doświadczenia i praktyki górniczej.

Wpływ strat ogniowych na zasoby przemysłowe

Zasoby przeznaczone do wydobywania nazywamy zasobami przemysłowymi. Projektując budowę kopalni na nowych terenach dysponujemy odnośnie do zasobów przemysłowych danymi uzyskanymi z robót badawczych, a zatem danymi z natury rzeczy przybliżonymi. Dokładną ich wielkość poznajemy dopiero w toku eksploatacji, gdy złoża jest udostępnione i otwarte robotami przygotowawczymi. Tym niemniej wielkość zasobów przemysłowych, to znaczy wielkość tych zasobów,

na których kopalnia opierać będzie swą egzystencję interesuje projektanta już w fazie projektowania. One będą decydować o tym jak wielką kopalnię można na danym polu kopalnianym założyć, jak długi będzie jej żywot lub też ile pól z danego terenu można wykroić.

W warunkach Górno-śląskiego Zagłębia projektowe zasoby przemysłowe brutto (Z_b) określić możemy następującym wzorem

$$Z_b = (A + B)(1 - W_b) + 0,4 F + 0,5 C_1$$

Do zasobów kategorii A i B a więc do zasobów pewnych, pomniejszonych o pewien współczynnik strat W_b dodajemy 40 % zasobów uwieczonych w filarach oporowych F i 50 % zasobów kategorii C_1 .¹⁾ To powiększenie zasobów pewnych wynika z założeń dotyczących rozwoju techniki górniczej i sprawa ta nas w tej chwili nie interesuje.

Zajmiemy się natomiast wskaźnikiem strat, bo w nim musi znaleźć swe odbicie wpływ zaognienia pokładów na zasoby przemysłowe. Jeżeli przyjmiemy, że sumaryczny wskaźnik strat, które musimy uwzględnić przy ustalaniu zasobów brutto W_b składa się ze strat eksploatacyjnych W_1 i strat pożarowych W_2 to odpowiednie wielkości dla różnych grup stratygraficznych określa się liczbami podanymi w tabelcy 1.

Tablica 1

Stratygraficzna grupa pokładów	300	400	500	600	700
Straty eksploatacyjne W_1	14	15	18	10	8
Straty pożarowe W_2	3	4	5	—	—
Razem wskaźnik strat $W = W_1 + W_2$	17	19	23	10	8

Straty eksploatacyjne zależą od grubości pokładu i od stosowanego systemu eksploatacji. W pokładach grupy 300, 400, a zwłaszcza 500, gdzie stosuje się tak filary, jak i ściany, straty te są wysokie i dochodzą do 18 %. Dalej, gdy przechodzimy do pokładów typu morskiego, w których stosujemy wyłącznie metodę ścianową, straty eksploatacyjne maleją poniżej 10 %.

Straty pożarowe również zależą od grubości pokładów, a więc i od grup stratygraficznych, ponadto od

¹⁾ Dla podziału zasobów na kategorie przyjęto klasyfikację CUG.

samozapalności węgla i od czynników natury techniczno-organizacyjnych.

Przy przechodzeniu na zasoby netto Z_n musimy uwzględnić dalsze straty wynikające z przeróbki mechanicznej W_3 .

$$Z_n = (1 - W_3) Z_b$$

Straty te dla pokładów siódolowych wynoszą tylko 2 %, jednak w kierunku niższych i wyższych grup stratygraficznych wydawnie rosną i dochodzą w pokładach brzeżnych do 28 %. W ten sposób łączne straty, które musimy uwzględnić w projektowaniu określają się wskaźnikiem 20 do 40 % zasobów przemysłowych.

Rozmiar przytoczonych cyfr doskonale uzmysławia znaczenie czynnika strat obniżających wydawnie bilans zasobów przeznaczonych do eksploatacji. Rozmiar tych strat uzmysławia również znaczenie strat wynikających bezpośrednio z zaognienia pól i strat eksploatacyjnych, które chociaż pośrednio również związane są bardzo silnie ze sprawą pożarów.

Parametry określające wielkość kopalni a stosunki pożarowe

Ubytek zasobów, a zatem i sprawy pożarowe wpływają w sposób bardzo silny nie tylko na bilans zasobów, ale i na sposób ich wykorzystania. Wraz ze zmianą stosunków ogniowych zmieniają się trzy zasadnicze parametry, którymi w rozważaniach analitycznych określa się wielkość kopalni. Mamy tu na myśli:

1. q — zasobność złoża, tj. sumaryczna grubość pokładów na stu m^3 karbonu, wyrażoną w %;
2. φ — natężenie wydobywania t/km^2 , albo na 1 ha powierzchni kopalni;
3. ε — wykorzystanie długości pola kopalnianego liczonego po upadzie, wyrażone w tonnach na mb.

Wskaźnik q używany jest w trzech zasadniczych teoriach, które na drodze matematycznej wyznaczają wielkość kopalni, tzn. w teorii Szewiakowa, Rzymana i Ajdukiewicza. Wskaźnik φ używany jest w teorii Ajdukiewicza i Rzymana. Wskaźnik ε został wprowadzony przez Ajdukiewicza.

Wskaźniki te umożliwiają prawidłową ocenę warunków złożowych i produkcyjnych, branych pod uwagę obszarów górniczych. Ponaćto w rękach dobrego projektanta stanowią one cenny instrument do wyrażenia wpływu samozapalności węgla i uwzględnienia niebezpieczeństw pożaru dołowego.

Niestety wszystkie te wskaźniki ciągle jeszcze za mało są znane i używane. Nawet wówczas zresztą, gdy posługujemy się nimi, za mało zwracamy uwagi na fakt, że wielkość ich musi być wyznaczona przy uwzględnieniu samozapalności węgla i zjawisk związanych z samozapalnością.

Jeżeli normalnie na Górnym Śląsku złoża, dla których q nie przekracza 1 % określamy jako złoża ubogie, złoża dla których $q = 1$ do 3 % jako złoża zasobniejsze, a złoża dla których $q = 3$ do 7 % jako złoża bardzo zasobne, to w warunkach silnego niebezpieczeństwa pożarów dołowych, złoża te mogą ulec przeklasowaniu. Tak np., jeżeli pokłady grupy rudzkiej odpowiadające w przybliżeniu klasie złóż zasobnych oznaczają się silną samozapalnością, mogą one być prze-

niesione do klasy złóż ubogich, w których normalnie mieszczą się pokłady formacji młodszych i brzeżnych.

Warstwy siódolowe określane najczęściej jako bardzo zasobne mogą się w ten sposób znaleźć w grupie złóż średnio zasobnych.

Podobnie wskaźnik φ kwalifikujący nasze kopalnie do trzech kategorii:

- φ — 400 t/km^2 — kopalnie o natężeniu wydobywania słabym,
- φ — 700 t/km^2 — kopalnie o natężeniu wydobywania średnim,
- φ — 1000 t/km^2 — kopalnie o natężeniu wydobywania bardzo silnym,

musi być wyznaczony dla złóż samozapalnych ze specjalną ostrożnością. Na podstawie doświadczeń Westfalii, gdzie φ wynosi przeciętnie 570 t/km^2 , można twierdzić z całą pewnością, że dla naszego Zagłębia kopalnie lokowane na złożach samozapalnych powinno się zaliczać do kopalń o natężeniu wydobywania średnim ($\varphi \approx 700 t/km^2$). Wyjątkowo, gdy złożo dzieli się na trzy części — trzy strefy eksploatacji, tj. strefę eksploataowaną za pomocą upadowych, strefę szybów płytkich lub średnio głębokich (do 500 m) i strefę szybów głębokich (poniżej 500 m), można osiągnąć natężenie eksploatacji pola przekraczające 1000 t/km^2 . Jednak i w przypadkach, gdy stosujemy takie rozwiązania, a stosujemy je np. dla kopalń Mortimer-Porąbka, projektanci oceniają natężenie produkcji i mając na względzie samozapalność węgla, nie powinni wkraczać w liczby zbyt wysokie, gdyż wówczas momenty powodzenia będą się przemieniać w momenty wielkiego niepowodzenia, w których uzyskanie węgla z pokładów samozapalnych będzie niezwykle trudne.

Również odnośnie do wskaźnika ε trzeba zwrócić uwagę, że wielkość jego w pokładach samozapalnych nie może być zbyt wysoka. Wynika to już z samej zależności, jaka zachodzi między wskaźnikami φ i ε .

$$\varphi = \frac{2 \cdot \varepsilon \cdot 10^6}{b}$$

gdzie b — wymiar pola kopalnianego po rozciągnięciu.

Ponadto ostrożność w doborze wskaźnika ε wynika i stąd, że jest to wskaźnik typowo ruchowy, że jest on proporcjonalny do organizacji, do możliwości wykorzystania zdolności produkcyjnych, do grubości pokładu itd. A przecież jest rzeczą zrozumiałą, że właśnie samozapalność węgla i pożary kopalniane uniemożliwiają pełne wykorzystanie zdolności produkcyjnych poszczególnych ogni, że one hamują pełne wykorzystanie grubości pokładów i możliwości tkwiących w nowoczesnej organizacji. Jeżeli wskaźnik ε oceniony zostanie zbyt wysoko, wówczas wydobywanie projektowane z pokładu w ogóle nie zostanie osiągnięte lub też będzie osiągnięte tylko przez okres krótkotrwały.

Wpływ samozapalności na wielkość kopalni lub jej wydobywanie może i musi być uwzględniony nie tylko za pośrednictwem omówionych wskaźników i nie tylko wówczas, gdy stosujemy typowo analityczne metody projektowania. Również przy zastosowaniu innych metod wpływ spraw pożarowych na sposób wykorzystania złoża nie może być pominięty. Przy zastosowaniu metody, którą nazywam *metodą harmonijnej produkcji*, wpływ samozapalności węgla daje się uwzględnić specjalnie łatwo i dokładnie. Metoda ta zastosowana z powodzeniem do ustalania normatywów wydobywania nie-

których naszych kopalni¹⁾ polega na tym, że dla różnych założeń wyjściowych opracowuje się kolejne warianty obłożenia wydobywaniem poszczególnych poziomów pól i pokładów w okresie ich eksploatacji przy czym wysokość wydobycia z poziomu w okresie od końca rozruchu poziomu do początku likwidacji poziomu, to jest przez czas pełnej produkcji powinna utrzymywać się na stałej wysokości. Rozkładając wydobycie na poszczególnych pozycjach harmonogramów, a następnie typując, który z nich daje optymalne rozwiązanie kopalni, opieramy się na podstawowych prawach prawidłowej gospodarki złożowej i techniki górniczej. Poprzez te prawa przemawia konieczność uwzględniania spraw pożarowych i dzięki temu właśnie, że przy metodzie harmonijnej produkcji, każdy pokład rozpatrywany jest osobno, sprawy te znajdują należyty wyraz w produkcji kopalni.

Jeżeli zdajemy już sobie sprawę z ujemnego wpływu, jaki wywierają pokłady samozapalne i niebezpieczeństwo pożarów na bilans zasobów oraz na wielkość kopalni i jej elementów (poziomów, pól), to trzeba zadać sobie pytanie, jakimi środkami należy przeciwdziałać destrukcyjnej roli tych czynników. Bliższa analiza, liczne obserwacje i praktyka górnicza wykazują, że punkt ciężkości zagadnienia leży w prawidłowej strukturze kopalni. Do osiągnięcia tej prawidłowej struktury — prawidłowej z punktu widzenia samozapalności węgla — prowadzą trzy zasadnicze drogi, które teraz pokrótce omówimy.

Udostępnienie i otwarcie kopalni na złożach samozapalnych

Prawidłowa struktura kopalni zaczyna się od robót udostępniających. Projektanci są na ogół przyzwyczajeni do tego, że na złożach o konturze w przybliżeniu prostokątnym głębi się dwa szyby centralne, że z szybów tych prowadzi się przecznice i roboty kapitalne po rozciągłości, by z ich pomocą otworzyć poszczególne partie złoża. W tych warunkach, które określić możemy jako warunki normalne, ilość robót udostępniających u_m wyraża się wzorem

$$u_m = 1,50 \sqrt{N} + 2h$$

gdzie

N — powierzchnia obszaru górniczego (pola kopalnianego),

h — średnia głębokość złoża.

Gdy mamy do czynienia z pokładami samozapalnymi rzecz wygląda inaczej. Wówczas strukturze kopalni narzucamy szereg wymagań, które podnoszą ilość i koszt robót udostępniających.

Pierwszym zasadniczym wymaganiem jest, aby udostępnienie poszczególnych, naturalnych lub konwencjonalnie wyznaczonych pól eksploatacyjnych w obrębie poziomu kopalni było niezależne. Udostępnieniem niezależnym nazywamy takie udostępnienie poszczególnych pól eksploatacyjnych, przy których każde z nich jest połączone z szybem osobną przecznicą bądź chodnikiem w kamieniu lub pokładzie najmniej skłonnym do samozapalenia. Drugim podstawowym wymaganiem jest, aby wszystkie wyrobiska kapitalne były zakłada-

ne zasadniczo w warstwach płonnych i to pod, a nie nad pokładem. Chodzi tu przede wszystkim o podszybia, komory materiałów wybuchowych, główne pompownie, zajezdnie lokomotyw itp. Jednak przy eksploatacji pokładów grubych i łatwo samozapalnych, zwłaszcza na poziomach głębszych (poniżej 400 m), nawet chodniki eksploatacyjne, transportowe i wentylacyjne powinny być zakładane w kamieniu. W tych wyjątkowych przypadkach, gdy przeważające momenty ekonomiczne przemawiają za urządzeniem wyrobisk w węglu, należy przewidzieć specjalne zabezpieczenia, aby niebezpieczeństwo pożarowe zmniejszyć do minimum, np. przez wykonanie obudowy trwałej i szczelnej bezpośrednio po wykonaniu wyrobiska, pozostawienie odpowiednio wielkich filarów oporowych, podsadzenie pustek za obudową itd.

Konsekwentne zastosowanie udostępnienia niezależnego tak na poziomie wydobywczym, jak i wentylacyjnym zwiększa ilość robót udostępniających poziomych i pionowych. Ilość ich dla pokładów samozapalnych można wyrazić wzorem

$$u_m = 2\sqrt{N} + 3h$$

W związku z tym rosną oczywiście koszty inwestycyjne. W niektórych przypadkach, gdy utrzymanie zwiększonej liczby przecznicy i dodatkowych szybów peryferyjnych jest trudne, mogą również rosnąć koszty eksploatacyjne kopalni. Ale to będą przypadki wyjątkowe, a straty z tym związane będą stratami pozornymi. W rzeczywistości poniesienie nakładów na eliminację udostępnienia zależnego, przy którym pola eksploatacyjne połączone są z szybem wspólną przecznicą lub przekopem, poniesienie wydatków na to, aby szkielet kopalni założony został w kamieniu, *jest nie rozrzućnością, ale rozumnie pojętą oszczędnością.*

Pogląd ten można uzasadnić cytując szereg znanych faktów, np. z kopalni Mysłowice, Mortimer, Rokitnica, gdzie nieprawidłowe założenie podszybia w węglu, a nie w kamieniu, gdzie wadliwa lokalizacja komory nad pokładem zamiast pod nim, gdzie wreszcie brak szybów peryferyjnych były przyczyną groźnych pożarów, nieobliczalnych kosztów i strat. A zatem pierwszym środkiem zapewniającym prawidłową strukturę kopalni z punktu widzenia na jej pożarowość, to znaczy taką strukturę, która zapobiega powstawaniu pożarów, a w razie ich wystąpienia ułatwia akcję likwidacyjną, jest zastosowanie niezależnego udostępnienia pól i „kamiennego szkieletu” kopalni.

Porządek wybierania pięter i ich wysokość

Następny środek pozwalający zapewnić sobie prawidłowy model kopalni wynika ze smutnego doświadczenia takich kopalń, jak Klimontów i Mysłowice. Te piękne kopalnie, z wielkimi tradycjami, z bardzo silną fachowo, psychicznie i politycznie załogą, walczą z olbrzymimi trudnościami. Badania specjalnie w tym celu powołanej grupy w składzie: Lipowczan, Witamborski, Stranc, przeprowadzone skrupulatnie i dokładnie doprowadziły do rozszyfrowania przyczyn takiego stanu rzeczy. Nasze obserwacje i wnioski w schematycznym ujęciu przedstawiają się następująco:

Jeżeli mamy pokład otwarty na pewnym poziomie i jeżeli w pokładzie tym chcemy założyć szereg pięter (lub podpięter) to pierwszą rzeczą, którą musi zrobić

¹⁾ Kopalnia Dymitrow — 1951 r.; filar ochronny pod miastem Bytom — 1953 r.; kopalnia Porąbka — 1954 r.

projektant jest ustalenie ich wysokości oraz porządku i kierunku wybierania.

Wysokość piętra nie powinna być zbyt duża i musi być tak dobrana, aby wybieranie mogło być w nim przeprowadzone w ściśle określonym czasie i w ściśle określony sposób.¹⁾ Porządek wybierania pięter musi być jeden albo od pięter górnych do dolnych, albo odwrotnie. Podobnie kierunek eksploatacji w ramach piętra musi być albo od granic w kierunku miejsca udostępnienia (co w przeważającej liczbie przypadków będzie rozwiązaniem najracjonalniejszym), albo też od miejsca udostępnienia do granic. Należy unikać zbyt poszarpanych i nieprostoliniowych linii frontu. Każda krawędź pokładu jest siedliskiem wzmożonych naprężeń, miejscem naruszenia zwartości złoza, a w związku z tym często również zarzewiem ognia. Dla tych samych przyczyn należy też unikać zbieżnego kierunku wybierania skrzydeł pola, jak również równoczesnej eksploatacji sąsiednich płaszczyzn na jednym piętrze lub podpiętrze.

Pod żadnym pozorem nie można prowadzić wybierania chaotycznie, „rozgrzebywać” kilka pięter, utrzymywać raz jeden raz drugi kierunek i porządek wybierania.

Jest rzeczą dalszą czy wysokość pięter określona zostanie na około 250 m, jak to wspomniana grupa robocza określiła dla kopalni Klimontów, czy porządek eksploatacji pięter będzie normalny czy odwrotny, czy nawet kierunek przyjęty zostanie od czy do granic. Decyzja w tym względzie powinna być powzięta na podstawie analizy konkretnych, lokalnych warunków i trzeba powiedzieć, że ona w różnych przypadkach może być różna.

Wnioski nasze odnośnie do projektowania streszczają się w jednym niezawodnym stwierdzeniu, które musi być przyjęte: bez analizy spraw podziału złoza oraz spraw porządku i kierunku wybierania, projekt eksploatacji będzie projektem złym, będzie projektem, który nie wyczerpał wszystkich środków zabezpieczających przed zaognieniem i podziemnymi pożarami.

Podział grubych pokładów na warstwy i sposób ich wybierania

Badanie struktury naszych pokładów i codzienna praktyka górników wykazują, że pokłady grube podzielone są na pewne warstwy (ławy) charakteryzujące się odmiennymi fizyko-chemicznymi własnościami. Na przykład w pokładzie siodłowym o łącznej grubości 9 m pierwsza warstwa grubości 2,60 m miała twardość 1,2; następna warstwa grubości 3,10 m miała twardość 1,6. Dalej przychodziła zwarta ława grubości 3,40 m o twardości 1,3. Otóż trzecim z głównych środków zapewniających prawidłową strukturę kopalni jest wykorzystanie faktu, że własności poszczególnych warstw są odmienne; że te warstwy są rozdzielone wyraźnymi płaszczyznami skłonnymi do odspojenia. Znając i umiejąc stosować metodę Protodiakonowa do określania twardości węgla, dysponując licznymi informacjami o charakterystyce naszych pokładów, powinniśmy od razu przy projektowaniu nastawiać kopalnię na podział pokładów nie według jakiejś średniej matematycznej, ale według płaszczyzn uławicenia narzuconych przez naturę. Tylko taki podział zapewnia dobre piętro, zabez-

piecza przed groźnym naruszeniem zwartości warstw wyższych, a w związku z tym przed samozagraniem i zapaleniem węgla.

Dalszym niezbędnym warunkiem zachowania prawidłowej struktury kopalni eksploatującej pokłady grube jest utrzymanie należytych odstępów między krawędziami eksploatacji prowadzonej w poszczególnych warstwach. Odległość ta x zależy oczywiście od grubości warstw, od szybkości wybierania, od samozapalności węgla i od wielu innych czynników. Grupa działająca dla wyjaśnienia tego zagadnienia w składzie inż. Owsiak i Parysiewicz doszła do wniosku, że na ogół ta odległość x może być określona wzorem podanym przez prof. Sałustowicza

$$x = \frac{0,6 H}{\operatorname{tg} \beta}$$

A zatem odległość między krawędziami eksploatacji powinna być dobrana w zależności od głębokości eksploatacji H i tangensu kąta zasięgu wpływów głównych β . Dla warunków Zagłębia Górno-śląskiego odległość ta utrzymywałaby się więc w granicach od 0,2 H w skałach łupkowych do 0,4 H w skałach piaszczystych, ponieważ przymuje się, iż $\operatorname{tg} \beta = 3$ dla łupku i $\operatorname{tg} \beta = 1,5$ dla piaszczystych.

Przy zachowaniu tych odległości naprężenia ściskające i rozciągające występujące na każdej krawędzi eksploatacji nie powinny wywoływać spękań i załamania warstw górnych, a zatem nie powinny przyczyniać się do powstawania w nich źródeł ognia.

Niezależnie od tego czy wzór prof. Sałustowicza uznany zostanie za słuszny czy też dalsze badania ustalą inne formuły lepiej odpowiadające własnościom naszych pokładów, jest bezsporne, że projektowanie wzajemnej odległości frontów eksploatacyjnych w poszczególnych warstwach musi się stać obowiązkiem i prawidłem techniki górniczej.

Z kolei przystąpimy do omówienia innych momentów, które mogą mieć i najczęściej mają duże znaczenie zarówno w profilaktyce przeciwpożarowej jak i w akcjach likwidacyjnych.

Wymagania stawiane systemom wybierania i robotom górniczym w pokładach samozapalnych

Mówiąc o podziale złoza na piętra lub śródpiętra (podpiętra) oraz o porządku i kierunku eksploatacji tych pięter powiedzieliśmy, że wybieranie ich musi się odbywać w ściśle określony sposób. Ponieważ sposób eksploatacji pokładów w ramach piętra lub śródpiętra zależy w pierwszym rzędzie od przyjętego systemu wybierania, omówimy tu ważniejsze wymagania stawiane tym systemom w pokładach samozapalnych.

Otóż teoria i bogate doświadczenie płynące z naszych kopalń uczą, że w pokładach tego typu należy stosować systemy wybierania zapewniające w danych warunkach możliwie najmniejsze straty węgla i systemy charakteryzujące się minimalną ilością robót przygotowawczych. Przy zastosowaniu podsadzki płynnej systemy wybierania powinny zapewniać możliwie pełne i szczelne podsadzanie. Przy robotach z zawałem stropu muszą być stworzone warunki niezbędne do powstawania dokładnych i zupełnych zawałów, a roboty przygotowawcze powinny być tak zaprojektowane, aby izolacja starych zrobów była możliwie najprostsza

¹⁾ Do sprawy tej wrócimy w rozdziałach następnych.

i mogła być dokonana możliwie najmniejszą ilością tam izolacyjnych.

Poza tymi ogólnymi wymaganiami stawianymi przed systemami wybierania w pokładach samozapalnych, stawia się również przed nimi cały szereg innych pomniejszych warunków. Wymienimy tu kilka ważniejszych, dotyczących sposobu rozmieszczenia i wykonywania robót górniczych.

Niezbędnych wyrobisk węglowych, których nie da się uniknąć, nie należy wykonywać zbyt wcześnie, a wyrobiska niepotrzebne trzeba jak najszybciej likwidować przez ich podsadzenie lub szczelne otomowanie. Należy unikać łączenia wyrobisk przygotowawczych pod kątem mniejszym niż 60°. Przy kącie bardziej ostrym trzeba węgiel w klinie między wyrobiskami wybrać na głębokość nie mniejszą jak 3 metry. Miejsca te należy szczelnie omurować cegłą lub betonem przestrzegając wskazań, którymi za chwilę zajmujemy się nieco szerzej.

Trzeba unikać węzłów, w których zbiega się kilka wyrobisk. Odległość między sąsiednimi rozgałęzieniami powinna być wystarczająca do postawienia dwóch tam murowanych i nie mniejsza od 10 metrów oraz szczelnie omurowana. W miejscach, gdzie pokład jest zgnieciony, należy otaczać obudowę chodników poduszką z podsadzki płynnej. Przy mocnym stropie pokładu grubego, chodniki mające służyć przez dłuższy czas zaleca się prowadzić pod stropem pokładu. W pokładach grubych i skłonnych do samozapalenia zaleca się stosować w chodnikach możliwie sztywną obudowę.

W przypadkach, w których stosowanie systemów zabierkowych z zawałem jest nieuniknione (w razie występowania w stropie nie eksploatowanych pokładów towarzyszących bądź w razie konieczności przypinania ławy węgla dla ochrony bardzo słabego piętra), należy albo ograniczyć rozpiętość pól wybierania w zależności od stwierdzonego doświadczalnie okresu samozapalenia węgla w zwale, albo też trzeba zwiększyć szybkość wybierania.

Należy unikać wcześniejszego wybierania pokładu niżej leżącego, zwłaszcza wówczas gdy ono ma się odbywać z zawałem. Podebranie pokładu jest szczególnie szkodliwe, jeżeli w pokładzie górnym istnieją czynne wyrobiska węglowe. W pokładach grubych i skłonnych do samozapalenia należy unikać wcześniejszego wybierania górnej warstwy z zawałem.

Przy skrzyżowaniu w różnych poziomach wyrobisk długotrwałych, utrzymywanych w pokładach węgla znacznej grubości należy stosować trwałą i szczelną obudowę murową. Obudowa ta powinna być w obu krzyżujących się chodnikach wyprowadzona dostatecznie daleko, a co najmniej na odległość 10 m od miejsca skrzyżowania, i odpowiednio zabezpieczona. Szczególną uwagę trzeba zwrócić na unikanie zawałów chodnikowych oraz na utrzymywanie ich obudowy w dobrym stanie. W razie powstania zawału należy chodnik zaraz przebudować i węgiel luźny wybrać. Wyrobiska przeznaczone do rozprowadzania prądów powietrza w pokładach samozapalnych trzeba tak projektować, aby unikać prowadzenia dwóch prądów chodnikami równoległymi, zwłaszcza jeżeli w prądach tych występuje różnica ciśnień. W ogóle należy dążyć do zmniejszenia oporów przepływu powietrza a tym samym i różnic ciśnień tak, aby stało się możliwe zmniejszenie otworu równoznacznego kopalni i zmniejszenie depresji wentylatora.

W razie stwierdzenia nagrzewania się węgla w ociosach lub w piętrze chodnika lub pochylni należy zaograny węgiel natychmiast wybrać, a pustkę poza obudową chodnika wypełnić całkowicie podsadzką płynną.

Przy przecięciu pokładu z przecznica, należy przewidywać alternatywnie albo pozostawienie dostatecznie szerokich, co najmniej 30-metrowych filarów oporowych po obydwu stronach przecznicy zabezpieczających ją przed wzmożonym ciśnieniem wskutek wybierania obydwu skrzydeł, albo uprzednie wybranie z podsadzki płynnej filaru oporowego przecznicy, albo wreszcie stworzenie pasa izolacyjnego z podsadzki płynnej grubości co najmniej 2 m dookoła trwałej i szczelnej obudowy przecznicy.

Omówione wytyczne obowiązujące przy wyborze systemu wybierania oraz przy wykonywaniu i rozmieszczaniu robót górniczych w pokładach samozapalnych są czynnikiem poważnie kępującym swobodę w prowadzeniu eksploatacji. Mimo to jednak przestrzeganie tych wytycznych i wykorzystanie zaniechań wobec systematycznej a czułej profilaktyki przeciwpożarowej jest rzeczą konieczną i z pewnością uchroniłoby nas od niejednego, często tragicznego w skutkach pożaru.

Projektowanie oddzielnych przeciwpożarowych instalacji podsadzkowych i wodnych

Kiedy w kopalni Rokitnica w szybie Kościuszko wybuchł duży pożar i kiedy się okazało, że opanowanie sytuacji bez podsadzki jest niemożliwe, musieliśmy budować prowizoryczne urządzenia podsadzkowe. Ta sama sytuacja powtórzyła się niedawno w kopalni Barbara-Wyzwolenie, gdzie mimo całego pośpiechu instalacja ratunkowych urządzeń podsadzkowych trwała kilka dni. Tylko te dwa, dobrze tkwiące w naszej pamięci, pożary wystarczają do postawienia wniosku, że we wszystkich nowoprojektowanych kopalniach i poziomach, jeżeli mają one eksploatować pokłady samozapalne, należy bezwarunkowo przewidywać instalacje podsadzkowe. A przecież o takich przypadkach, w których wprowadzenie do akcji strumienia wody i piasku przynosiłoby wybitne uproszczenie a nawet momentalne opanowanie sytuacji, mówić można bardzo długo. Na podstawie doświadczenia twierdzić można, że co najmniej w pięciu na każdych dziesięć ciężkich pożarów kopalnianych zastosowanie podsadzki płynnej zapobiegłoby tym trudnościom, na jakie natrafiono przy ich likwidacji. A zatem nie tylko dwa wymienione przykłady, ale cała *praktyka górnicza mówi o konieczności budowania ratowniczych instalacji podsadzkowych i przeciwpożarowych instalacji wodnych*. Te urządzenia mogą być zupełnie skromne, ale one muszą być mądrze zaprojektowane.

Drogi rurociągów podsadzkowych nie powinny być drogami wydechowymi, tak aby zadymienie pewnych rejonów kopalni nie mogło przekreślić możliwości kontroli pracy instalacji. Powinna być przewidziana możliwość połączenia rurociągu z tłoczącym rurociągiem szybowym i rurociągami powietrza sprężonego w ten sposób, by w razie konieczności cała sieć mogła być wykorzystana do przesyłania wody lub mieszaniny podsadzkowej. Jeżeli projektuje się odrębną sieć wodną i jeżeli zaopatrzenie tej sieci wodą dołową nie gwarantuje dostatecznej pewności ruchu, to na powierzchni należy projektować oddzielne awaryjne zbiorniki wodne. W obrębie oddziału trzeba w sieci wodnej co 50 m

przewidywać końcówki dla podłączania węży wodnych itd.

Trzeba zwrócić uwagę, że nakłady związane z budową omawianych instalacji są całkiem nikłe. Nie ma więc żadnych czynników, które usprawiedliwiałyby projektanta zaniedbującego wprowadzenie tego skutecznego środka walki z pożarami w projektowanych poziomach i kopalniach.

Oświetlenie kopalń

Następny wniosek z praktyki górniczej, obowiązujący projektantów streszczały się następująco:

Można mieć różne poglądy na niebezpieczeństwo pożarów dołowych powstałych od odkrytego światła, którym posługujemy się na dole. Można się spierać co do rozmiarów tego niebezpieczeństwa, można kwestionować niektóre przypadki, w których przyczynę pożarów widziano właśnie w tym otwartym świetle, ale nie można negować faktu, że ono stanowi rzeczywiste niebezpieczeństwo i że w związku z nim przeżyliśmy już niejedno przykre doświadczenie.

Nie ulega też najmniejszej wątpliwości, że szereg pożarów, które z całą pewnością zaliczone zostały do pożarów z przyczyn zewnętrznych, tzn. pożary, które powstały od papierosa, zapalaki od lampy karbidowej, przyniosły naszym kopalniom olbrzymie straty. Straty te byłyby o wiele mniejsze albo w ogóle nie miałyby miejsca, gdyby użycie ognia otwartego było zakazane.

Trzeba pamiętać, że używanie światła odkrytego w dużych kopalniach węgla, traktuje się dzisiaj, zwłaszcza w Związku Radzieckim, jako zdecydowane średniowiecze. Trzeba pamiętać, bo to nie ulega żadnej wątpliwości, że zamknięte światło elektryczne oraz idący w ślad za nim rygor nie palenia na dole i nie noszenia zapalek, to rygor nowoczesnej kopalni.

Wydatek związany z urządzeniem elektrycznych lampowni i ładowni, podobnie jak w przypadku ratowniczych instalacji wodnych i podsadzkowych, jest w porównaniu z kosztem całej kopalni wprost znikomy i on musi być bezwarunkowo przewidywany we wszystkich nowych projektach.

Taka jest ostatnia, dziesiąta z kolei wytyczna, którą należy dać naszym projektantom w zakresie projektowania kopalń, ze względu na zapobieganie powstawaniu pożarów dołowych.

Podsumowanie

Nasze wielkie, rozwijające się górnictwo stawia przed projektantami obowiązek zwrócenia bacznej

uwagi na samozapalność węgla i pożary kopalniane. Uwaga projektantów musi się wyostreżać i skupiać na tych momentach już w chwili ustalania wielkości zasobów przemysłowych, a następnie musi trwać przy określaniu wielkości wydobywania i wielkości pola kopalnianego. Projektant nie może tracić z oczu faktu, że ognie dołowe umniejszają zasoby przemysłowe, że one bardzo wydatnie obniżają rozmiary kopalń lokalizowanych na złożach samozapalnych i że w związku z tym obniżają potencjał produkcyjny przemysłu węglowego. Wystarczy powiedzieć, że właśnie ze względu na przemienne występowanie pokładów samozapalnych i bezpiecznych w przeciętnych warunkach naszego Zagłębia wydobywanie z poziomu wydobywczego nie powinno, jeżeli nie chcemy narazić się na poważne komplikacje, przekraczać 4000 t/dobę.

Dalej uwaga projektanta skierowana na sprawy pożarowe musi się uwydatnić w dążeniu do zakładania szkieletu kopalni w kamieniu oraz w lokalizacji podszybi i komór w skałach spągowych, a nie w stropowych.

Uważamy za niezbędne wprowadzić do projektowania ścisłą kalkulację i obliczanie takich niezmiennie ważnych elementów struktury kopalni, jak wysokość pięter lub śródpięter, porządek i kierunek wybierania oraz podział pokładów na warstwy wraz z określeniem obowiązującego w nich odstępu frontów.

Głosimy bardzo mocno i wysuwamy na czoło prawideł projektowania dla złóż samozapalnych zasadę niezależnego udostępnienia pól, a w związku z tym wskazujemy na konieczność budowy szybów peryferyjnych. Nakłady z tym związane tak jak i nakłady na specjalne przeciwpożarowe instalacje podsadzkowe i wodne oraz na usunięcie z naszych kopalń oświetlenia lampami otwartymi określamy nie jako rozrzutność, ale jako celową i rozsądną oszczędność.

Projektant, który oprze się na tych zasadniczych wytycznych, który zada sobie trud, aby uzmysłwić sobie co się będzie działo w projektowanej kopalni, gdy tam wybuchnie ogień, z pewnością potrafi już w fazie projektowania zlikwidować wiele potencjalnie możliwych pożarów lub też potrafi poważnie ułatwić przyszłe akcje pożarowe. Projektant taki będzie realizował zasadniczą wyłożoną tu myśl, że wszelka akcja pożarowa, mimo iż jest rzeczą wielką i bohaterską, nie przysparza nam żadnych dóbr i że w akcjach tych tracimy olbrzymie wprost środki oraz zasoby energii, i że im bardziej chcemy straty te zmniejszyć, tym więcej musimy włożyć myśli i idei w projektowanie naszych kopalń.

„Umiejętności dopotąd są jeszcze próżnym wynalazkiem, może czczym tylko rozumu wywodem albo próżniactwem i zabawą, dopotąd nie są zastosowane do użytku narodów“.

S. Staszic

PODSADZKA PŁYNNĄ W WALCE Z POŻARAMI

Mgr inż. Marian Skup, doc. mgr inż. Kazimierz Dziunikowski

Referat wygłoszony na Konferencji Pożarowej zorganizowanej przez SNTiIT Górnictwa i GIG 21. 4. 1955 roku

Treść: W pokładach grubych, poziomych i stromych wybieranych warstwami poziomymi podsadzka płynna tylko przy pewnym (do 5 at) i kontrolowanym ciśnieniu zapobiega powstawaniu pożarów. Przedstawiono sposób przeprowadzania podsadzania pod ciśnieniem i kontroli rurociągów podsadzkowych na wytrzymałość dla uniknięcia awarii przy tym sposobie podsadzania. Podano zasady i przykłady zastosowania podsadzki płynnej do likwidowania pożarów (ogień otwarty, pożar za murowaną obudową).

Podsadzka płynna jako środek walki z pożarami podziemnymi odgrywa rolę podwójną:

1. jako środek przeciwdziałający powstawaniu pożarów,
2. jako środek służący do gaszenia pożarów i izolowania pól zaognionych od reszty kopalni.

Aby podsadzka płynna spełniła swoją rolę musi być technika podsadzania przeprowadzona właściwie; w przeciwnym przypadku podsadzka nie spełni swego zadania. Skutki zaś wynikające z niedbałego podsadzania są o wiele dalej sięgające, niż to na pozór mogłoby się wydawać.

Podsadzka jako środek zapobiegania powstawaniu pożarów

Stosowanie podsadzki płynnej daje nie tylko możliwość bezpiecznej i ekonomicznej eksploatacji grubych pokładów, ale też przeciwdziała powstawaniu pożarów.

Pokłady grube wybiera się warstwami. Wybranie dolnej warstwy powoduje odprężenie wyżej leżącej części pokładu, jego pękanie i tworzenie się szczelin, co wytwarza dogodne warunki do powstania pożaru. Podsadzka płynna ma za zadanie nie dopuścić do spękania pokładu i wytworzenia się szczelin, a jeżeli to już nastąpi, to zadaniem jej jest tak uszczelnić złożo, ażeby ogień nie powstał.

Podsadzanie partii wybranych powinno być zatem szybkie i tak szczelne, aby osadzanie się pokładu pomimo pewnej ściśliwości podsadzki nie wywołało większego jego spękania. Szczelność podsadzania jest zatem sprawą zasadniczą.

Niedbałe podsadzanie wywołuje pożary trudne do likwidacji, z którymi walczy się później miesiącami, a nieraz i latami.

Proces podsadzania, może się odbywać albo przy bardzo słabym niekontrolowanym ciśnieniu na wylocie rurociągu w końcowej fazie podsadzania, lub też przy ciśnieniu względnie wysokim (do 5 at), ściśle określonym i kontrolowanym manometrem.

Słabą stroną pierwszej metody stanowi to, że podsadzanie wyrobisk jest w zasadzie nieszczelne. Tłumaczy to się tym, że podziemna obsługa przy podsadzaniu i konserwacji rurociągów odpowiedzialna do pewnego stopnia za ich stan, w obawie, aby przez zbyt wysokie ciśnienie w rurociągu nie spowodować przerwy w podsadzaniu, np. przez rozerwanie rury podsadzkowej lub przez wytrwanie uszczelki na połączeniach, nie mając zresztą miernika wysokości ciśnienia świadomie nie dopuszcza do zwiększenia ciśnienia.

W tych warunkach siłą rzeczy powstają niedosadzone pustki pod stropem, zwłaszcza w pokładach poziomych lub pochyłych wybranych poziomymi warstwami.

Przy tej metodzie podsadzka stwarza podparcia stropu nie od razu, lecz dopiero po jego załamaniu się pod wpływem ciśnienia górotworu.

Przy eksploatacji pokładów, zwłaszcza poziomymi warstwami, taka metoda powoduje zaburzenia w wyższych partiach wybranego pokładu. W warstwach wyżej leżących powstają zawały, szczeliny oraz ogólne osłabienie spoiwości pokładu, co niezwykle sprzyja powstawaniu pożarów podziemnych.

Metoda podsadzania bez kontroli ciśnienia, dzisiaj powszechnie stosowana, nie stanowi w warunkach wyżej wspomnianych skutecznego środka do zapobiegania powstawaniu pożarów podziemnych i nada się tylko do podsadzania z góry wyrobisk pochyłych w niezaburzoną spoiwym pokładzie węgla.

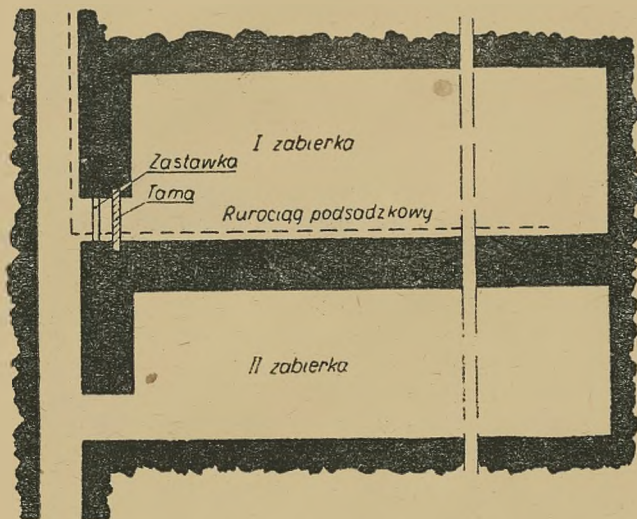
Proces podsadzania przy względnie wysokim kontrolowanym na wylocie rurociągu ciśnieniu, który daje pożądane wyniki przy zapobieganiu i likwidacji pożarów podziemnych, w pierwszej fazie niczym nie różni się od procesu zwykłego podsadzania. Różnice występują dopiero przy dosadzaniu wyrobisk, tj. w drugiej fazie, kiedy musi być zastosowana odmienna technika podsadzania, co wymaga spełnienia następujących warunków:

1. Przy wybieraniu systemem zabierkowym przy długości zabierek od 12 do 20 m rurociąg zabudowuje się przy odległości wylotu 4 ÷ 6 m od końca zabierki, (rys. 1). Następnie zabierkę podsadza się pod piętro nie przerywając podsadzki; przy zabierkach powyżej 20 m zachodzi potrzeba rozpinania rurociągu i podsadzania odcinkami. Podsadzanie to odbywa się przy kontrolowanym ciśnieniu.

2. W celu umożliwienia przzerwiania podsadzki w żądanym momencie bezpośrednio przed tamą podsadzkową wbudowuje się do rurociągu trójnik, czyli tak zwany przerywacz, z nagwintowanym otworem dla osadzenia manometru.

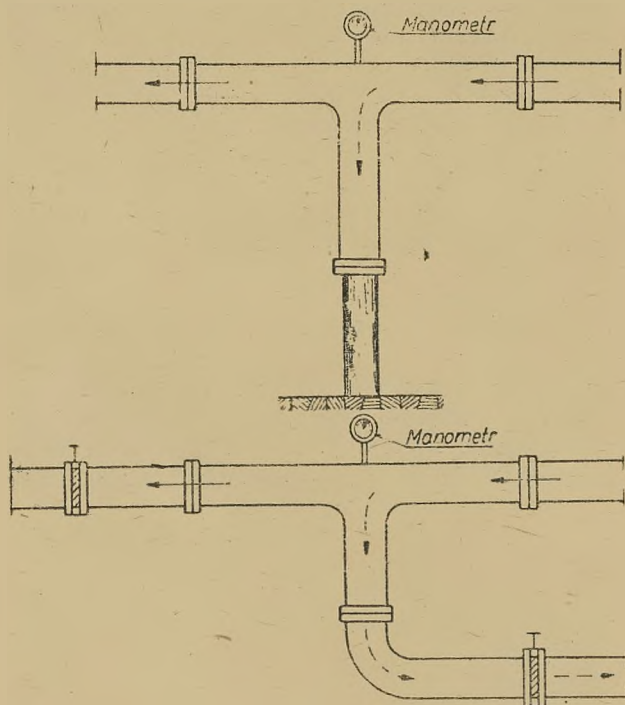
Otwór bocznego odgałęzienia przerywacza skierowanego w dół w trakcie prowadzenia podsadzki zamknięty jest klapą podpartą krótkim stojakiem (rys. 2). Z chwilą kiedy piasek sięga pod piętro zamulacz sygnalizuje konieczność zmniejszenia ilości dodawanego piasku do mieszanki podsadzkowej przy równoczesnym zwiększeniu wody w tej mieszance. Przy zaobserwowanych drganiach manometru następuje dalsze zmniejszenie ilości dodawanego piasku przy zachowaniu niskiego stosunku piasku do wody, który może wynosić w granicach od 1:3 do 1:5 i niżej.

3. Starszy zamulacz stale obserwuje zachowanie się manometru i gdy ciśnienie osiąga żadaną wysokość, zamulacz szybko uruchamia przerywacz, którym wypuszcza rzadką mieszaninę podsadzkową do zbiornika przed tamą, sygnalizując jednocześnie konieczność zatrzymania podsadzki



Rys. 1. Urządzenie zabierki dla podsadzania pod ciśnieniem

4. Zbiornik do umieszczenia podsadzki zawartej w rurociągu przy bardzo rzadkiej mieszaninie spływającej przerywaczem otrzymuje się przez założenie prowizorycznej zastawy z desek do wysokości około 0,5 m od spodu, w odległości około 1,5 m od tamy podsadzkowej.



Rys. 2. Przerywacz stosowany przy podsadzaniu pod ciśnieniem

5. Ciśnienie wykazywane na manometrze wzrasta niezwykle szybko. Ażeby przez dalszy jego wzrost nie spowodować awarii rurociągu, wymienione operacje powinny się odbywać również szybko, do czego nie-

zbędne jest utrzymywanie stałego połączenia telefonicznego między zamulaczem i zmywaczem. Chodzi bowiem o to, ażeby zamulacz mógł stale regulować mieszaninę podsadzkową, w której nadmiar wody może spowodować tworzenie się zamkniętych pęcherzy przez utrudniony jej odpływ. Dla utrzymania stałego połączenia telefonicznego wskazane jest użycie telefonu przenośnego.

6. Jako materiał podsadzkowy w ostatniej fazie nadaje się zwłaszcza drobnziarnisty piasek z pewną zawartością mułu gliniastego, możliwie pozbawiony domieszek roślinnego pochodzenia, nawet w drobnych niedostrzegalnych ilościach. Materiał taki uzyskuje się z niższych warstw eksploatowanego terenu piaskowego.

Ze względów ruchowych i ekonomicznych wskazane byłoby wydzielenie niewielkiej części zbiornika piaskowego z przeznaczeniem na magazynowanie takiego materiału.

7. Wysokość ciśnienia na wylocie rurociągu w zależności od stopnia jego zużycia orientacyjnie może być ono przyjęte w granicach od 3 do 5 at.

Stosowanie powyższej metody podsadzania wymaga niezawodnego działania podziemnej sieci rurociągów podsadzkowych, gdyż każda nagła, nieprzewidywana przerwa w dopływie podsadzki, zwłaszcza przy likwidacji pożaru podziemnego, może być szczególnie niebezpieczna.

Praktycznie chodzi o zapobieganie zatykaniu się rurociągów z różnych przyczyn omówionych w Przeglądzie Górniczym nr 1, 1955 r.

Ponad 50 % takich awarii, jak wykazuje statystyka, powstaje wskutek rozrywania rur podsadzkowych i wyrywania uszczelki na połączeniu. Środek zapobiegawczy tym wypadkom jest szczególnie prosty, skuteczny i wypróbowany i znaleźć może zastosowanie w kopalniach w krótkim czasie.

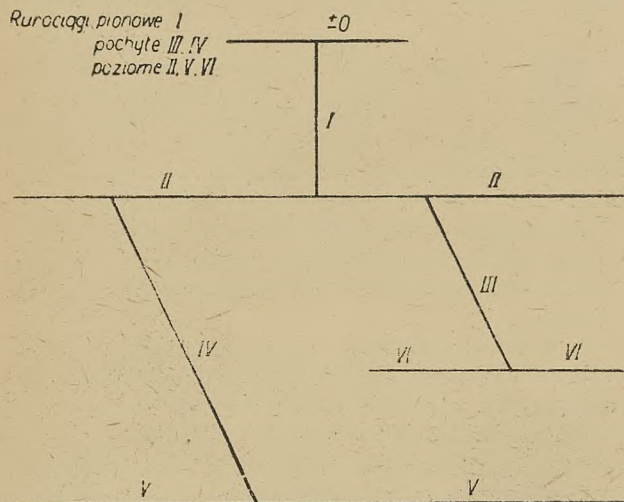
Zapobieganie zatykaniu się rurociągów podsadzkowych z tego powodu możliwe jest tylko przez systematyczną kontrolę wytrzymałości rurociągów na rozzerwanie i szczelność połączeń, wykonywaną okresowo.

W praktyce kontrolę taką przeprowadza się w sposób niezawodny statycznym ciśnieniem słupa wody w ten sposób, że np. do rurociągu poziomego zamkniętego na wylocie wprowadza się rurociągiem pionowym (szybowym) z powierzchni wodę tak długo, dopóki w rurociągu poziomym nie wytworzy się żądane ciśnienie kontrolne wykazane wbudowanym do rurociągu manometrem. Ponieważ kopalniana sieć rurociągów obsługuje przeważnie różne poziomy, przeto kontrola całego układu musi być przeprowadzona oddzielnie dla poszczególnych odcinków i poziomów.

Przyjmując przykładowo sieć rurociągów podsadzkowych wg schematu jak na rys. 3, kontrolę całego układu przeprowadza się przy trzech kombinacjach połączeń rurociągów pionowych i pochyłych z poziomymi, łącząc dla operacji kontrolnych kolejno odcinki: 1. I + II; 2. I + II + III + IV; 3. I + II + IV + V; np. dla kontroli układu pod 1. do rurociągu poziomego II zamkniętego na wylotach włącza się w dowolnym miejscu manometr, przy czym rurociągiem pionowym I wprowadza się wodę tak długo, dopóki nie uzyska się żadanego ciśnienia kontrolnego np. 20 at (co odpowiada 200 m pionowej wysokości słupa wody). Po wymianie rur, kolan i szczeliw uszkodzonych w trakcie tej operacji wskazane jest dla ostatecznego stwierdzenia wy-

trzymałości rurociągów na żądane ciśnienie statyczne powtórzenie zabiegu kontrolnego.

Taki zabieg kontrolny jest miarodajny tylko dla rurociągu poziomego II, nie będzie natomiast miarodajny dla rurociągu pionowego I na całej jego długości, lecz ściśle biorąc tylko dla dolnego jego wylotu.



Rys. 3. Przykład schematu rurociągu podszkawkowego dla przeprowadzenia kontroli jego wytrzymałości na ciśnienie

Ścisła techniczna kontrola pionowego rurociągu wymaga jej przeprowadzenia na bardzo krótkich odcinkach, tj. przy wielu zabiegach kontrolnych, co dla kopalni może być bardzo kłopotliwe ze względów ruchowych.

W praktyce zatem można by przyjąć, że rurociąg pionowy I będzie kontrolowany dłuższymi odcinkami, np. po 50 lub 100 m. Przyjmując 20 at jako zasadnicze ciśnienie kontrolne dla rurociągu poziomego, rurociąg pionowy I byłby zatem kontrolowany na ciśnienie statyczne w granicach 15 ÷ 20 at lub też w granicach od 10 ÷ 20 at.

Kontrolę rurociągów pochyłego III i poziomego IV oraz pochyłego IV i poziomego V przeprowadza się w układzie połączeń pod 2. i 3., włączając manometr do rurociągu poziomego V, a następnie do rurociągu poziomego VI.

Co do rurociągów pochyłych, to w zależności od kąta nachylenia, przy tej samej wysokości pionowej długość rurociągu wypada odpowiednio większa, aniżeli rurociągu pionowego. Tym samym kontrola rurociągów pochyłych, zwłaszcza przy małym nachyleniu, na ciśnienie w granicach jak dla rurociągu pionowego, tj. od 15 ÷ 20 at lub 10 ÷ 20 at jest znacznie uproszczona, gdyż w większości przypadków może być wykonywana przy jednym wspólnym zabiegu dla rurociągu pochyłego i poziomego.

Kontrolę przeprowadza się manometrem włączonym do krótkiej rury, którą w miarę potrzeby wpina się do danego kontrolowanego rurociągu.

Ustalenie prawidłowych ścisłych norm, co do tego, kiedy należałoby powtórzyć następną kontrolę rurociągów, ażeby nie dopuścić do ich uszkodzenia w czasie prowadzenia podszkawkki, byłoby zbyt uciążliwe a raczej niemożliwe w warunkach ruchowych kopalni. Wobec tego w praktyce wypadnie orientować się raczej tylko ilością przepuszczonego materiału podszkawkowego i wysokością przyjętego dla kontroli ciśnienia uwzględnia-

jąc ogólny stan rurociągów i raczej na wyczucie. W konkretnym przypadku stosowania kontroli jak wyżej przez szereg lat dla sieci rurociągów mniej lub więcej zużytych, sprawdzanych na odcinkach poziomych na 20 at, a na odcinkach pochyłych na 10 do 20 at, kontrolę powtarzano każdorazowo po przepuszczeniu 100 000 m³ piasku. Co do tego, w jakiej wysokości należałoby przyjąć ciśnienie dla kontroli rurociągów oraz jak często należałoby ją powtarzać, to wypadnie kierować się zasadą, że dla rurociągów bardziej zużytych kontrola powinna być powtarzana częściej i przy niższym ciśnieniu i odwrotnie.

W związku z tym można by przyjąć orientacyjnie, że kontrolę należałoby powtarzać każdorazowo po przepuszczeniu danym rurociągiem od 50 000 do 100 000 m³ materiału podszkawkowego na ciśnienie od 10 do 20 at.

Wprawdzie wyżej omówiona kontrola nie jest doskonała w znaczeniu ściśle technicznym, to z drugiej strony w praktyce jej stosowania przez dłuższy czas okazała się bardzo korzystna; zatykania się rurociągów wskutek rozrywania sieci i wskutek nieszczelności połączeń, co stanowiło ich główną przyczynę pomijając bardzo rzadkie sporadyczne wypadki innego rodzaju zatkan, w zasadzie zostały wyeliminowane. Jednocześnie nastąpiło pewne zmniejszenie zatrudnionego przy podszkawkce personelu, gdyż z chwilą zaprowadzenia kontroli rurociągów odpadła potrzeba ich stałej obserwacji w trakcie prowadzenia podszkawkki. Operacje kontrolne wykonywane za pomocą manometrów i telefonu są bardzo proste, zajmują mało czasu i nie wymagają szczególnej kwalifikacji zatrudnionego przy tym personelu.

Należyte zabezpieczenie szczelności połączeń w rurociągach podszkawkowych zależy od ich prawidłowego wykonania, rodzaju użytego szczeliwa oraz od rodzaju samych połączeń. Rury kominowe powinny być łączone na wszystkie śruby przewidziane dla danej średnicy. Powszechnie używane szczeliwo z masy papierowej powinno być ograniczone i możliwie tylko stosowane do rurociągów oddziałowych, które podlegają częstym demontażom, przy czym uszczelki tekturowe, wrażliwe na wilgoć, powinny być dla ich konserwacji nasącane odpowiednimi cieczami (np. rozgrzaną smołą). Procedura z tym związana prosta i tania może być z powodzeniem wykonana bezpośrednio w kopalni.

Dla głównych rurociągów, które zasadniczo pracują stale w jednych i tych samych wyrobiskach, wskazane jest użycie uszczelki o większej wytrzymałości mechanicznej i większej odporności na działanie wilgoci, aniżeli zwykłe uszczelki tekturowe. Wydaje się, że fabrykacja takiego szczeliwa mogłaby być bez trudu podjęta przez odpowiednią wytwórnię.

Podszkawkanie szczelne przy ciśnieniu kontrolowanym na wylocie rurociągu w drugiej fazie podszkawkania nie tylko podpira górotwór niezwłocznie po skończonym podszkawkaniu, lecz powoduje również wtryskiwanie materiału podszkawkowego pod ciśnieniem nawet do niedostępalnych szczelin w pokładzie zaburzonym, wypełniając je piaskiem i mułem w głąb pokładu na znaczną odległość od wylotu rurociągu. Ta faza procesu podszkawkania jest zatem najbardziej istotna i skuteczna zarówno dla zapobiegania, jak i dla gaszenia pożarów podziemnych. Stosując podszkawkanie przy kontrolowanym ciśnieniu dla zapobiegania i gaszenia pożarów podziemnych należy mieć na uwadze tę szczególnie ważną okoliczność, że przenikanie bardzo miążkiego

materiału podsadzkowego w szczeliny i drobne próżnie w pokładzie zaburzonym lub przy zawale odbywa się na względnie znaczną odległość tylko w kierunku pionowym ku górze oraz w kierunkach poziomych licząc od wylotu rurociągu, najsłabiej natomiast w kierunku poniżej poziomu tego wylotu. Dlatego też rurę podsadzkową należy oprawiać w tamie możliwie nisko.

W związku z powyższymi uwagami nasuwają się następujące wytyczne dla stosowania podsadzki płynnej przy wybieraniu pokładów.

1. Przy wybieraniu na całą grubość pokładów poziomych systemem zabierkowym lub pokładów grubych poziomych i pochyłych warstwami poziomymi powinno być powszechnie stosowane podsadzanie przy kontroli ciśnienia na wylocie rurociągu.

2. Dla pokładów pochyłych wybieranych naraz lub warstwami pochyłymi systemem zabierkowym i podsadzanych z góry, podsadzanie pod ciśnieniem może być ograniczone tylko do wypadków wybierania partii naruszonych, w których wskutek szczelin i słabej spoiwości węgla istnieją warunki szczególnie sprzyjające powstawaniu pożarów.

3. Wydaje się, że eksploatacja ścianowa nie nadaje się do podsadzania na ciśnienie kontrolowane ze względu na niewielką szerokość podsadzanych pustek (pasów), co wymagałoby stawiania bardzo mocnych tam wytrzymałych na wysokie ciśnienie podsadzki. Przy obecnym systemie podsadzanie wyrobisk ścianowych w pokładach pochyłych i nienaruszonych wybieranych naraz lub warstwami pochyłymi w zasadzie jest szczelne.

4. Niezależnie od podsadzania wybieranego złoża w całości stosuje się również częściowe podsadzanie jako środek przeciwdziałający powstawaniu pożarów w partiach pokładu wybieranego z zawalem. Tworzy się wówczas pasy z podsadzki izolujące pewne partie wybieranego z zawalem pokładu. Sposób ten był stosowany w kopalniach w Jaworznie i Milowicach i okazał się skuteczny. Pole o wymiarach mniej więcej 200/100 m przy 4,5 m grubości pokładu w Jaworznie izolowano pasem podsadzkowym o szerokości 20 m. Rozmiary pól izolowanych powinny być dostosowane do skłonności do samozapalenia się węgla, jak też i do szybkości jego wybierania.

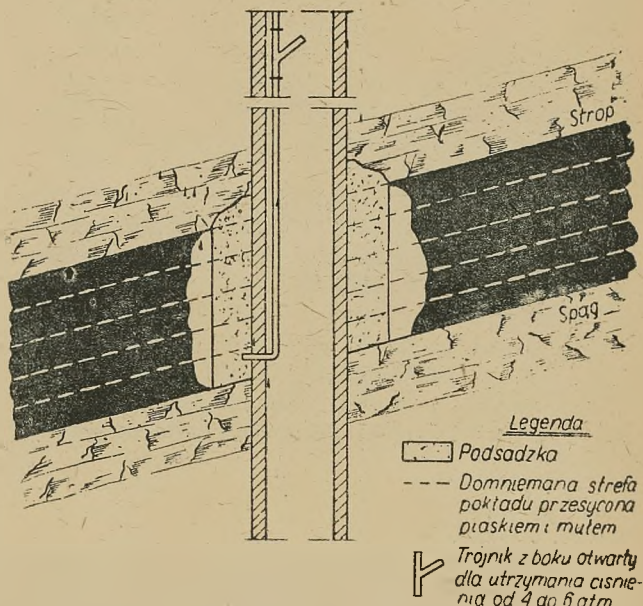
Podsadzka płynna jako środek gaszenia pożarów

1. W przypadku małego pożaru otwartego stosuje się podsadzkę płynną zalewając nią wprost ogień; powinno się zachować przy tym pewne ostrożności ze względu na możliwość wybuchu gazu. W każdym razie stosowanie podsadzki płynnej jest bezpieczniejsze w takich przypadkach niż zalewanie ognia samą wodą.

2. Likwidowanie pożarów w filarach oporowych poza obudową murowaną. Przykładem likwidacji takiego pożaru jest pożar przy szybie kopalni Kazimierz (rys. 4). Na poziomie pierwszym kopalni od szeregu lat wyczerpanym, na którym szyb przecina pokład o grubości 15 m, wszystkie wyrobiska w sąsiedztwie szybu przeważnie w obudowie murowanej założone były w pokładzie węgla. Niektóre z tych wyrobisk zostały zaognione już wkrótce po uruchomieniu tego poziomu. Już po izolowaniu szybu od tych wyrobisk obudową murowaną, gazy ogniowe w pewnych okresach w ciągu wielu lat przenikały do szybu. W rezultacie dla skutecznego zabezpieczenia szybu zdecydowano utwo-

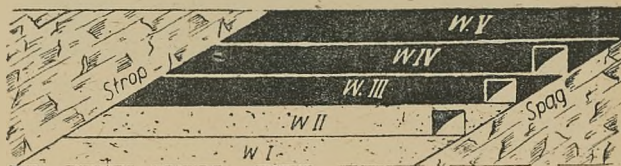
żenie poza obudową murowaną trzymetrowej grubości warstwy izolacyjnej z podsadzki płynnej w miejsce wybranego w tym celu węgla.

Najpierw należało jednak zabezpieczyć przeznaczone do wybrania przyległe do szybu partie pokładu od przenikania gazów ogniowych z dalszych odległości. Operacje polegały na tym, że poczynając od spagu pokładu tłoczono poza obudowę szybu bardzo rzadką podsadzkę płynną pod ciśnieniem $4 \div 6$ at, bezpośrednio rurociągiem szybowym. Do tych operacji został użyty piasek bardzo miałki z domieszką mułku gliniastego



Rys. 4. Likwidowanie pożaru za obudową murową szybu kopalni Kazimierz

pochodzącego z dolnych warstw terenów piaskowych. Domieszki pochodzenia roślinnego nawet bardzo drobne były odbierane w celu łatwiejszego przenikania mułku do szczelin pokładu. Operacje te zostały przeprowadzone na całej pionowej wysokości pokładu. W następnej fazie przystąpiono do wybierania pokładu dookoła szybu warstwami 3 m wysokimi na szerokość 3 m po czym powstałe wyrobiska podsadzono normalnie. Zabiegi te okazały się skuteczne, gdyż przez cały czas wybierania węgla nie stwierdzono za szybem gazów ogniowych, węgiel był ciepły a wybierana partia pokładu wykazywała liczne szczeliny wypełniane piaskiem i mułkiem.



Rys. 5. Zabierki w grubym pokładzie w kopalni Kazimierz podsadzane pod ciśnieniem

Wobec dodatniego wyniku stosowania podsadzki płynnej pod ciśnieniem opisanego w przytoczonym przykładzie zdecydowano rozpowszechnić w kopalni Kazimierz zasadę podsadzania wszystkich bez wyjątku wyrobisk w węglu w grubym pokładzie o nachyleniu 30° , wybieranym 3 m wysokimi poziomymi warstwami systemem zabierkowym, jak na rys. 5.

Główną przyczyną, która zadecydowała o stosowaniu tej metody podsadzania było tworzenie się bardzo częstych pożarów, które niezależnie od obniżenia stopnia bezpieczeństwa dla ludzi i kopalni dezorganizowały cały ruch podziemny.

Rys. 5 dotyczy takiego stadium wybierania, w którym zabierki warstwy drugiej zostały podsadzone przy ciśnieniu 5 at, a warstwa trzecia została wybrana, lecz niepodsadzona. Otóż we wszystkich zabierkach tej warstwy po raz pierwszy stwierdzono w ociosach i w czole przodku liczne szczeliny mniej lub więcej pionowe na całą wysokość warstwy widoczne wskutek wypełnienia ich materiałem podsadzkowym, których przed tym nikt się nie domyślał oraz poprawę warunków pod względem ciśnienia piętra. Zabierki trzeciej warstwy podsadzano nadal pod ciśnieniem 5 at. Następnie po przejściu do warstwy czwartej w zasadzie nie dostrzegano szczelin w węglu.

Metoda podsadzania wyrobisk przy kontrolowanym ciśnieniu zmieniła wkrótce oblicze kopalni: powstawanie pożarów właściwie ustało, a warunki pod względem ciśnienia piętra poprawiły się do takiego stopnia, że można było wyrabowywać około 75 % zabudowanego w zabierkach drzewa do powtórnego jego użytku bez obawy spowodowania tam zawału.

Przy pożarach w miejscach niedostępnych, np. w starych zrobach stosuje się zamknięcie pola za pomocą

korków podsadzkowych. Korki takie zakładane w chodnikach łączących pole zaognione z resztą kopalni okazują się zupełnie wystarczające.

Podsadzanie chodnika musi być szczelne i powinno być wykonane pod ciśnieniem. Wymiary takiego korka powinny wynosić 5 – 10 m. Przy podsadzaniu pod ciśnieniem należy wykonać w stropie chodnika komin wysokości co najmniej 1 m w odległości około 1,5 m od tamy podsadzkowej. Wylot rury podsadzkowej należy doprowadzić do komina a równocześnie zrobić połączenie od komina lutnią czy też rurą o małym przekroju z przestrzenią przed tamą dla odprowadzenia wody i powietrza.

Korki podsadzkowe zastępują murowane tamy ogniowe i jak praktyka wykazuje są na ogół skuteczniejsze.

Podsadzka płynna jest potężnym środkiem zwalczania pożarów pod warunkiem stosowania odpowiedniej techniki podsadzania.

Wszelka niedbałość w podsadzaniu zawsze się zemści: pociąga za sobą olbrzymie straty materialne i ofiary w ludziach. Dlatego w kopalniach zagadnienie to powinno być bardzo poważnie traktowane; powinna być nie tylko dobrana odpowiednio kwalifikowana służba podsadzkowa, ale również powinna być przeprowadzana systematyczna kontrola nad sposobem podsadzania ze strony wyższego dozoru kopalni.

622.235:622.233.292

STRZELANIE WYPRZEDZAJĄCE PRZED KOMBAJNEM

(polskie doświadczenia nad radziecką koncepcją strzelania zruszającego caliznę węglową, dla łatwiejszego urabiania jej kombajnem).

Mgr inż. Feliks Bajer

Treść: Na podstawie wielu doświadczeń podano szereg wytycznych przy stosowaniu najkorzystniejszej metody zruszenia materiałem wybuchowym calizny węglowej w pokładzie dla ułatwienia urabiania jej kombajnem. Kilka statycznych i orientacyjnych wytycznych wynikających z doświadczeń. Potrzeba dalszych badań.

Zastosowanie kombajnu węglowego w przodku uzależnione jest od szeregu warunków, z których poważną rolę odgrywa urabialność węgla w pokładzie. Urabialność ta, określana u nas najczęściej orientacyjną skalą Protodiakonowa, stawia obręb liczby 1,4 jako górną granicę możliwości zastosowania kombajnu typu Donbass i jemu pokrewnych, polskich odmian. Pokłady o urabialności powyżej tej granicy, nawet jednorodne w swej masie, to znaczy nie zawierające twardych przerostów czy twardych wprysków, najczęściej żelazistych, które, jak wiadomo, nawet w pokładzie łatwourabialnym powodują przy pracy wyłamywanie noży wrębowych, nie nadają się do urabiania kombajnem.

Wobec stwierdzenia trudnej urabialności znacznej ilości pokładów, według wspomnianej skali Protodiakonowa, zakres pracy kombajnów jest zbyt ograniczony, z jednej bowiem strony uniemożliwiony trudną urabialnością pokładów w przypadku większej wartości niż 1,4 określonej liczby Protodiakonowa, a z drugiej strony nieopłacalny wobec małych efektów w przypadku stosowania kombajnu w pokładach o urabialności w obrębie scharakteryzowanej liczby.

Dla rozszerzenia tego zbyt szczupłego zakresu stosowalności kombajnów w przodkach ścianowych i stwo-

żenia możliwości urabiania również pokładów o niekorzystnej dla maszynowego urabiania strukturze, zastosowano za przykładem Związku Radzieckiego regularne strzelanie przed kombajnem.

Strzelanie wyprzedzające przed kombajnem ma zatem na celu zruszenie trudnourabialnej calizny węglowej pozwalające zastosować kombajn w pokładach twardych, jak i zwiększyć prędkość posuwu maszyny w pokładach średniotwardych. Zarówno w jednym jak i w drugim przypadku dążymy do uzyskania korzystnej prędkości urabiania, co ma wpływ na zwiększenie wydobycia w jednostce czasu.

Strzelanie zruszające może być wykonywane w całym pokładzie, który dla kombajnu okaże się trudno-urabialny albo tylko w łacie przystropowej pokładu łatwourabialnego, która to łata będąc przypieczona do stropu po przejściu części wrębiącej kombajnu, nie odpada na ładowarkę. W dotychczasowym sposobie urabiania nieodchodzącej od stropu przypieczonej łaty węgla stosowano regularne strzelanie poza kombajnem. Strzelanie takie w przypadku słabszego stropu jeszcze bardziej strop osłabiało, który nie tylko musiał być odporny na wstrząsy spowodowane strzelaniem, ale również na dodatkowe obciążenie przypieczoną łatą, która często była dopiero zrywana po przejściu przez kom-

bajn kilku metrów ściany (najczęściej do dziesięciu metrów).

Technice strzałowej dla wyprzedzającego strzelania (zruszającego) postawiono bardzo ciężkie zadanie, gdyż przeciwnie jak to jest przy normalnym strzelaniu, odpał nabitych otworów ma dać zruszenie pokładu w całości, a nie odwał węgla. To ostatnie bardzo korzystne przy urabianiu tylko na strzał, jest bardzo niekorzystne przy strzelaniu wyprzedzającym, gdyż węgiel spadając na pole robocze, tworzy zaporę w normalnej pracy maszyny.

Niestety na obecnym stadium rozwoju techniki strzelania zruszającego, nie potrafiono uniezależnić się od pewnych parametrów, które występują różnie w różnych przodkach nie pozwalają na postawienie stałych zasad strzelania zruszającego dla wszystkich węglowych przodków, w których zachodzi konieczność zmiany urabialności pokładu tego rodzaju metodą.

Dotychczasowe próby nie rozwiązały tego zagadnienia korzystnie, bo jakkolwiek potwierdziły teoretycznie szereg koncepcji, to jednak praktycznie, wobec różnorodności zalegania węgla w całości przodku, wyciągnięte słuszne teoretyczne wnioski, znajdują w przeważającej ilości przypadków tylko częściowe potwierdzenie. Stąd zachodzi trudność uogólnienia zasad, na których powinna być oparta praktyczna technika strzelania zruszającego.

Z racji powyższej każda metryka strzelania zruszającego oparta o bezsporne główne zasady, powinna być skorygowana metodą prób i eksperymentów, w zależności od warunków geologicznych i fizyko-mechanicznych węgla w każdym przodku z osobna.

Jasne jest, że takie stanowisko nie jest zadowalające, gdyż opóźnia wydobywanie węgla w czasie, który w znacznej mierze musi być przeznaczony na próby, nie zawsze pozwalające postawić właściwy i trafny wniosek. W obecnej sytuacji nie ma jednak innego wyjścia, jakkolwiek po dalszych wszechstronniejszych badaniach, nie wykluczone jest dobranie takiego sposobu zruszania calizny węglowej w pokładzie, że sposób ten będzie można podać jako regułę eliminującą dzisiejsze eksperymentowanie zmierzające do znalezienia właściwej metody zruszenia strzałami calizny węglowej w każdym przodku z osobna.

Nad tego rodzaju metodą autor artykułu przy współudziale mgr. inż. *Jerzego Zamojskiego* prowadzi dalsze badania. Badania te poprzedzone studiami nad używanymi w otworach materiałami wybuchowymi i dokładną analizą wybuchu pozwolą na postawienie jednoznacznych przesłanek ważnych w każdym przodku, w którym zajdzie konieczność zruszenia strzałami calizny węglowej.

Tym nie mniej osiągnięte w dotychczasowych próbach praktyczne wnioski precyzujemy poniżej w nadziei, że w okresie ustalania właściwej techniki strzelania zruszającego caliznę węglową przed kombajnami, będą pierwszymi wytycznymi dla strzałowych funkcję tę wykonujących.

Zależność między płaszczyznami kłważu i kierunkiem wiercenia otworów

Przy strzelaniu normalnym najbardziej wykorzystuje się materiał wybuchowy w otworach skierowanych prostopadłe do płaszczyzn kłważu. Fakt ten nasuwa wniosek, że najmniejsze odwały węgla można uzyskać

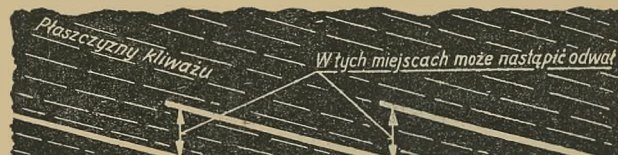
z odpalenia otworów skierowanych równoległe do głównego kierunku podzielności pokładu. Siła wybuchu materiału wybuchowego w takim przypadku zużywa się bowiem nie na odwał węgla odepchniętego od calizny po ułatwionej drodze jaką są płaszczyzny łupności, ale na rozerwanie wewnętrzne masy węglowej po tychże płaszczyznach, jako miejscach osłabionej spistości skały.

Ten teoretyczny wniosek znalazł całkowite potwierdzenie praktyczne, w szeregu bowiem przodkach w różnych pokładach stwierdzono, że odwał węgla po odstrzale otworów skierowanych równoległe do płaszczyzn kłważu lub przecinających ją pod kątem około $15 \div 25^\circ$, przy ładunku metanitu D2 wahającym się do $300 \div 400$ g i odpowiednio wykonane przybitce, spowodował mały odwał węgla do pola robocznego, nie przekraczający 5 % ilości urabianej kombajnem.

Długość zakładanych podczas doświadczeń otworów strzałowych wynosiła około 2,0 m. Były one skierowane pod kątem $40 \div 50^\circ$ do płaszczyzny czoła ściany i kończyły się w odległości 0,15 do 0,20 m przed linią zabioru kombajnu. Stwierdzono również, że przy mniejszym ładunku wynoszącym 300 g, było mniej przypadków wybicia przybitki z otworów niż przy tak samo założonej, ale w otworach o większym ładunku, tj. 400 g.

Przecinanie przez otwory strzałowe płaszczyzn kłważu pod małym kątem jest mniej korzystne, ale wynika z konieczności ruchowej, dużą bowiem ilość przodków prowadzi się w kierunku tworzącym mały kąt z kierunkiem płaszczyzn kłważu i skierowanie otworów równoległe do nich mogłoby spowodować odwał węgla wskutek umieszczenia naboju zbyt blisko powierzchni czoła przodku (rys. 1).

Konieczne jest wobec tego większe oddalenie końca nabitego otworu od powierzchni przodku, co ilustruje rys. 2.



Rys. 1. Właściwy, ale niekorzystny sposób skierowania otworów strzałowych w przypadku małego kąta pod jakim płaszczyzny kłważu przecinają płaszczyznę czoła ściany



Rys. 2. Korzystny sposób skierowania otworów strzałowych w przypadku małego kąta pod jakim płaszczyzny kłważu przecinają płaszczyznę czoła ściany

Kwestia ilości spekań (co również jest zagadnieniem ważnym ze względu na stopień zruszenia, a co za tym idzie uzyskania większej lub mniejszej produkcji maszynowego urabiania), łączy się przede wszystkim z jakością, a następnie z ilością materiału wybuchowego oraz z jak największą liczbą otworów odpalanych jednocześnie. Ilość ładowanego materiału do otworu musi być tak dobrana, aby wybuch nie spowodował odwalu na wolną powierzchnię ściany oraz aby nie wyrzucił przybitki z otworu.

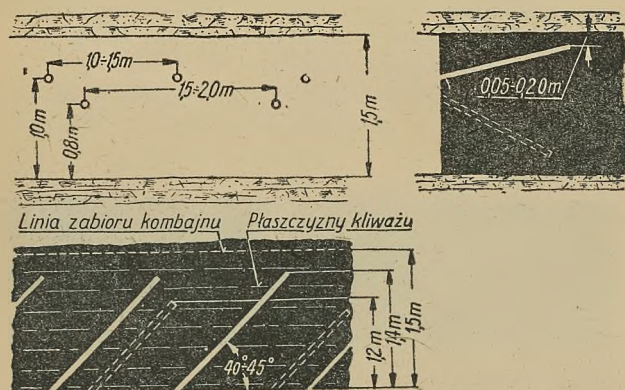
Ta druga sprawa jest dość skomplikowana, w doświadczeniach bowiem stwierdzono, że w większości przypadków wyrzucenie przybitki z otworów powodowało przeważnie korzystne zruszenie węgla w pokładzie, niekorzystne natomiast okazało się wyrwanie węgla z czoła ściany do pola roboczego kombajnu, co zawsze towarzyszyło wyrzutowi przybitki.

Próby strzelania w otworach ułożonych pod większym kątem 45 do 75° w stosunku do płaszczyzn kliważu, przeprowadzone w kilkudziesięciu przodkach różnych pokładów, dały dużo gorszy efekt wyrażający się znacznym odwałem węgla do pola roboczego kombajnu.

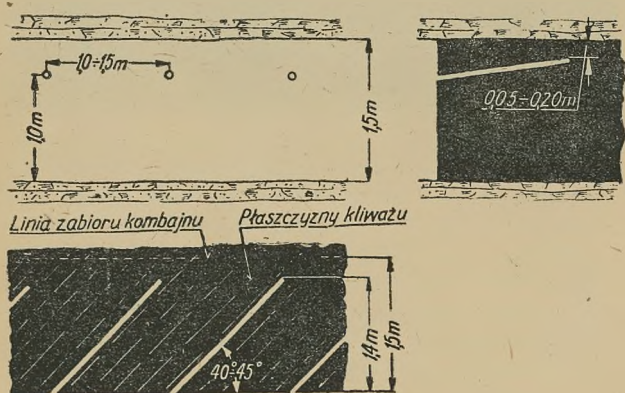
Wiercenie otworów w kierunku prostopadłym do płaszczyzn kliważu w przypadku, gdy te płaszczyzny przebiegają pod pewnym kątem do czoła ściany potwierdziło znaną regułę, że odwały węgla są wówczas największe.

Nie ulega żadnej kwestii, że przodek prowadzony pod kątem 40 ÷ 45° do głównego kierunku przebiegania płaszczyzny kliważu i że otwory strzałowe poprowadzone równolegle do tego kierunku, czyli również pod kątem 40 ÷ 45° do czoła przodka, dają najlepszy efekt zruszenia calizny węglowej. Powyższe dla całego pokładu ilustruje rys. 3, dla łąty zaś przystropowej rys. 4.

Warunkiem dobrego efektu tak skierowanych otworów jest również konieczność słabego występowania łupności prostopadłej do kierunku kliważu. Często bo-



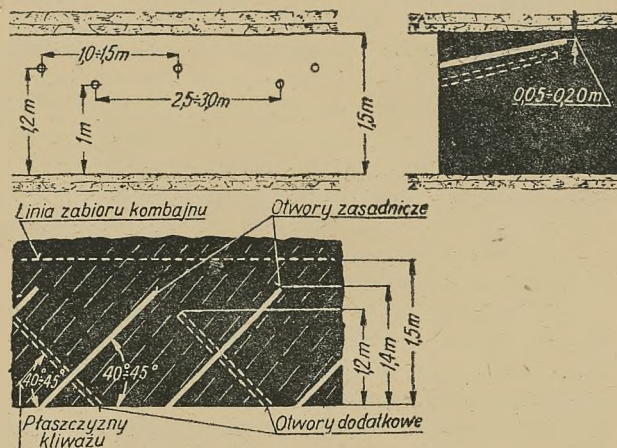
Rys. 3. Właściwy i najkorzystniejszy sposób skierowania i rozmieszczenia otworów strzałowych w całym pokładzie w przypadku przebiegania płaszczyzn kliważu pod kątem około 45° do czoła ściany



Rys. 4. Właściwy i najkorzystniejszy sposób rozmieszczenia i skierowania otworów strzałowych w łącie przypieczonej do stropu, w przypadku przebiegania płaszczyzn kliważu pod kątem około 45° do czoła ściany

wiem zdarza się, że te obie płaszczyzny podzielnosci skały są bardzo wyraźne i nie wiadomo, która jest główna i stąd otrzymane efekty są najróżnorodniejsze.

W przypadku takich własności fizyko-mechanicznych węgla, że po strzelaniu prowadzonym w kierunku równoległym do płaszczyzn kliważu uzyskuje się zbyt duże bryły urobku, które dławia ładowarkę przy ruchu



Rys. 5. Sposób rozdrabniania węgla w łącie przystropowej otworami dodatkowymi, w razie otrzymywania zbyt dużych brył po zruszeniu otworami zasadniczymi

kombajnu, należy niezależnie od otworów równoległych wykonać kilka otworów krótszych i o zmniejszonym ładunku, skierowanych prostopadle do kierunku głównej podzielnosci pokładu. Otwory te jako dodatkowe powinny być prowadzone w większej odległości niż otwory zasadnicze i w zasadzie tylko w łącie przystropowej (rys. 5).

Próby takiego strzelania, że otwory dodatkowe były prowadzone w odległości 2,5 ÷ 3,0 m, a otwory zasadnicze w odległości 1,0 ÷ 1,5 m, dały na ogół dobre wyniki, uzyskano bowiem zarówno dobre zruszenie węgla w caliznie, jak i korzystną wielkość urobku, nie powodującą przeszkód w pracy ładowarki.

Strzelanie w przodkach, w których płaszczyzny kliważu ułożone są równoległe do frontu posuwania ściany jest zagadnieniem dość skomplikowanym. W takich bowiem przodkach nie można według postawionej tezy wiercić otworów równoległe do płaszczyzn kliważu, bo to jest niemożliwe, ani otworów przecinających te płaszczyzny pod małym kątem, gdyż wskutek zbyt bliskiego ułożenia naboju w caliznie od powierzchni ściany może nastąpić cdwał węgla do pola roboczego (rys. 1). Po wielu przeprowadzonych próbach okazało się, że najlepsze efekty zruszenia calizny w przodku o równoległym ułożeniu płaszczyzn kliważu w stosunku do kierunku posuwania frontu daje wiercenie albo normalnych otworów skierowanych pod kątem 40 ÷ 45° w jedną lub drugą stronę do omawianych płaszczyzn (a więc i do płaszczyzny frontu ściany), albo krótszych otworów niż normalne, lecz skierowanych prostopadle do tych kierunków i o mniejszym ładunku, nieprzekraczającym 100 g w przypadku karbonitu D2 i 200 g w przypadku metanitu D2. Odległość wzajemna otworów prostopadle prowadzonych zamyka się w granicach 0,7 do 1,0 m.

Drugi podany sposób okazał się mniej korzystny, kilkadziesiąt bowiem prób wykonanych w kopalni Jowisz w pokładzie 504/II (oddział IV. ściana nr 100).

mimo słabego stosunkowo naboju i dobrze wykonanej przybitki, została ta ostatnia z większości otworów wyrzucona na zewnątrz, co powodowało oderwanie przy wylocie pewnej ilości węgla od czoła ściany. Jednak mimo większego odwału węgla, niż przy otworach prowadzonych pod kątem $40 \div 45^\circ$ do płaszczyzn kliważu i tym samym pod kątem $40 \div 45^\circ$ do czoła ściany, zruszenie calizny pokładu było dostateczne, bo kombajn zwiększył swój posuw około 2,5 raza w stosunku do prędkości urabiania pokładu niezruszonego. Ilość odwalonego węgla po strzałach w opisanej ścianie na odległości 50 m urabianej kombajnem (przy 60 m szerokości całej ściany), wynosiła około 30 wozów ładowności 0,63 tonn, co przy wysokości ściany 1,5 m stanowi około 12 % ogólnej ilości węgla urabianej maszynowo.

Próby strzelania w otworach skierowanych pod kątem $40 \div 45^\circ$ do czoła ściany przy równoległe do niego ułożonych płaszczyznach kliważu wykazały korzystne zruszenie węgla w caliznie i mały procent wybicia przybitki z otworów. Również odwał węgla do pola roboczego nie przekraczał 3 %. Przypadek takiego strzelania w całym pokładzie ilustruje rys. 6, a w łacie przystropowej rys. 7.

Te praktyczne wyniki, jeżeli chodzi o wyżej podane metody strzelania w przodkach prowadzonych równoległe do płaszczyzn kliważu, znajdują całkowite uzasadnienie naukowe, odwał bowiem węgla w otworach skierowanych prostopadłe do płaszczyzn kliważu następuje przede wszystkim wskutek jego ześlizgu po tych płaszczyznach łupności, które muszą wychodzić z calizny na wolną powierzchnię ściany. W tym przypadku nie ma przecinania płaszczyzn kliważu z płaszczyzną czoła ścianowego, a więc nie należy obawiać się odwału węgla, a tylko spodziewać się jego zruszenia w pokładzie.

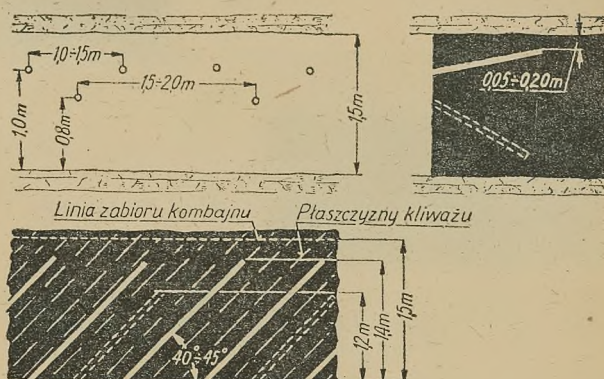
Drugi krańcowy przypadek ułożenia płaszczyzn kliważu w kierunku prostopadłym do czoła ściany wymaga zgodnie z postawionymi wnioskami prowadzenia otworów równoległych do tychże płaszczyzn, a więc i prostopadłych do czoła przodku. Warunkiem jednak w ten sposób prowadzonego strzelania jest taki dobór przybitki i takie jej wykonanie, aby ona przy odstrzale nie została wyrzucona z otworu, gdyż wówczas odpalany nabój w niektórych otworach mógłby spełnić swoje zadanie tylko częściowo, a w innych otworach mógłby nie spełnić zadania w ogóle, gdyż siła wybuchu zużytkowuje się w niewłaściwym kierunku.

Niezależnie od częściowego efektu zruszenia, wyrzutowi przybitki towarzyszy zawsze większy lub mniejszy odwał węgla wyrwanego z czoła przodku. Urobek ten wyrzucony do pola roboczego stanowi przeszkodę w pracy maszyny.

Jasne jest, że w przypadku prostopadłe skierowanych otworów strzałowych do czoła przodku i przy równoległe do niego ułożonych płaszczyznach kliważu, wyrzut przybitki spowoduje większe wyrwanie węgla z calizny, niż przy tak samo skierowanych otworach do czoła przodku, ale przy prostopadłym ułożeniu do niego płaszczyzn kliważu.

Wydaje się wobec powyższego słuszniejsze, aby i w przypadku prostopadłe ułożonych płaszczyzn kliważu do czoła przodku i prostopadłe do tego czoła wykonanych otworach strzałowych, mając na uwadze większą łatwość wybicia przybitki z otworu (większy nabój), kierować otwory pod pewnym kątem do czoła

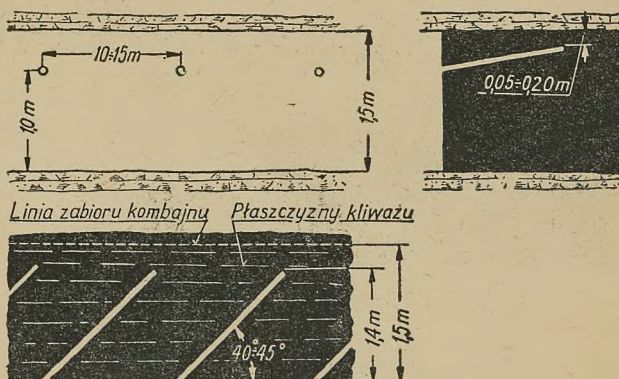
ściany i do głównego kierunku łupności. Kąt ten należy tak dobrać, aby przecięcie kierunku otworu z kierunkiem płaszczyzn kliważu dało nachylenie otworów



Rys. 6. Sposób skierowania i rozmieszczenia otworów strzałowych w całym pokładzie przy równoległe ułożonych płaszczyznach kliważu do czoła ściany

do czoła ściany w granicach 40 do 60° . Otwory zarówno prostopadłe, jak i skierowane pod kątem do czoła ściany powinny sięgać do linii zabioru, albo kończyć się w małej od niej odległości. Nabój takich otworów powinien być większy (300 do 400 g metanitu D2), a przybitka doskonale wykonana.

Przypadek prostopadłego skierowania otworów do czoła przodku, gdy płaszczyzny kliważu są również prostopadłe do niego jest zanalizowany teoretycznie, gdyż w naszych badaniach praktycznych na tego rodzaju przodek nie natrafiono.

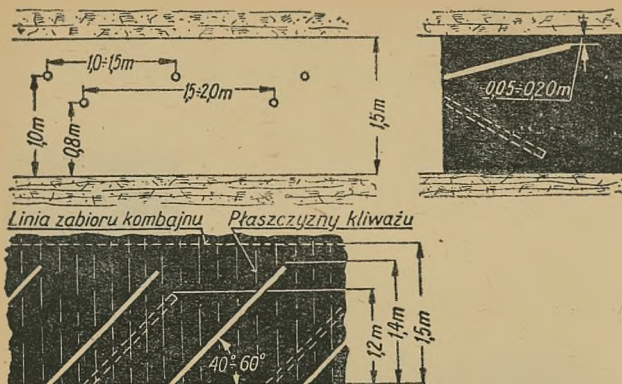


Rys. 7. Sposób skierowania i rozmieszczenia otworów strzałowych w łacie przystropowej przy równoległe ułożonych płaszczyznach kliważu do czoła ściany

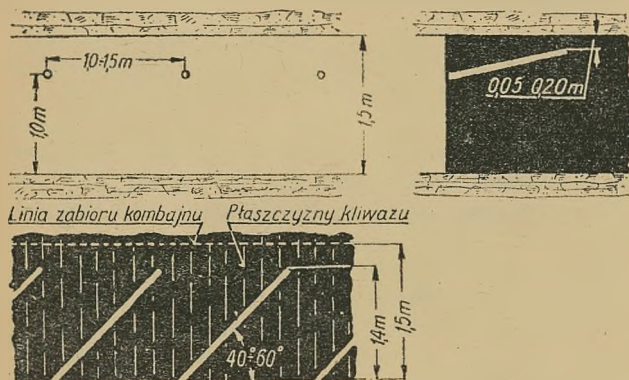
Rys. 8 i 9 ilustrują właściwszy sposób strzelania w łacie przystropowej i w całym pokładzie, jeżeli płaszczyzny kliważu są prostopadłe do czoła ściany.

Kierunek nachylenia otworów strzałowych do poziomu powinien być tak utrzymany, aby końce otworów w szeregu najbliższym stropu, czy to przy zruszaniu warstwy przystropowej, czy zruszaniu całego pokładu, były w przypadku słabszego stropu oddalone od niego o około 0,20 m, a w przypadku mocnego stropu o około 0,05 m.

Otwory inne powinny mieć odchylenie od poziomu takie, aby uzyskać najkorzystniejszy efekt strzelania w danych warunkach przodkowych, co trzeba dobierać eksperymentalnie.



Rys. 8. Sposób skierowania i rozmieszczenia otworów strzałowych w łacie przystropowej przy prostym ułożeniu płaszczyzn kłiważu do czoła ściany



Rys. 9. Sposób skierowania i rozmieszczenia otworów strzałowych w łacie przystropowej przy prostym ułożeniu płaszczyzn kłiważu do czoła ściany

Głębokość otworów strzałowych i wzajemne ich rozmieszczenie

W przeprowadzonych badaniach stwierdzono, że wszystkie otwory, których celem jest zruszenie węgla w całości nie powinny dochodzić do linii zabioru kombajnu, tylko kończyć się przed nią w odległości około 0,15 do 0,20 m. Wyjątek stanowią otwory dodatkowe do otworów zasadniczych, które mają na celu tylko rozdrobienie masy węglowej zruszonej otworami zasadniczymi (rys. 5), mogą być od nich krótsze około 0,5 m i otwory zruszające skierowane prostopadle do czoła ściany, którego płaszczyzna jest równoległa do płaszczyzn kłiważu. Otwory w tym ostatnim przypadku powinny być krótsze o około 0,3 do 0,4 m od linii zabioru.

W ogólności długość otworów uzależniona odległościami od linii zabioru nie powinna być za mała, gdyż w otworach krótkich nie można umieścić dostatecznej ilości dobrze wykonanej przybitki. Przed załadowaniem, każdy otwór powinien być dobrze wyczyszczony, aby zwierciny znajdujące się w otworze nie osłabiły mocnego założenia przybitki, co wyraziłoby się zmniejszeniem tarcia między przybitką a ściankami otworu. Wielkość każdego ładunku w zasadzie nie powinna przekroczyć 300 g przy metanie D2. W rzadkich przypadkach ładunek materiału (metanit D2) może dochodzić do 400 g. Przy odpalaniu otworów karbonitem wielkość ładunków może być mniejsza o około 30 do 40 %.

Odległość otworów jak również odstępów poszczególnych szeregów, w których rozmieszczone są otwory

strzałowe, powinna być dobierana w poszczególnych przypadkach eksperymentalnie.

Orientacyjne liczby zebrane z prób w kopalniach wskazują na następujące granice.

Odległość szeregów	0,3 do 0,8 m
Wzajemna odległość otworów zasadniczych	0,7 do 2,0 m
Wzajemna odległość otworów dodatkowych	2,5 do 3,0 m

Większa wzajemna odległość otworów nie jest celowa, bo po strzelaniu uzyskuje się zbyt duże bryły węgla utrudniające ładowanie.

W razie otrzymywania zbyt dużych brył węgla przy urabianiu trzeba stosować dodatkowe otwory prowadzone w kierunku prostopadłym do otworów zasadniczych (zruszających) co wyżej wyjaśniono. Większą odległość można dawać między otworami w dolnej części pokładu, gdyż przeważnie w tej części węgiel jest łatwiej urabialny.

Środki strzelnicze i sposób ich użycia

Materiał wybuchowy do zruszania calizny węglowej powinien mieć małą szybkość fali detonacji, wówczas bowiem można spodziewać się odspojenia warstw węglowych po płaszczyznach osłabionej spoistości. W wykonywanych próbach do dyspozycji miało tylko karbonit D2, metanit D2 i metanit W1. W większości przypadków stosowano metanit D2, który mając mniejszą szybkość fali detonacji okazał się materiałem lepszym.

Strzelanie, jak stwierdziły badania, nie powinno odbywać się pojedynczymi otworami, tylko serią otworów. Powyższe ma korzystne znaczenie przy zruszaniu calizny węglowej w chwili odstrzału, calizna bowiem jednocześnie zostaje zruszona z kilku stron i wówczas otrzymuje się większą strefę spękań.

W przypadku natomiast odstrzału pojedynczych otworów calizna zruszona jest na mniejszej przestrzeni i między otworami mogą pozostać miejsca niezruszonego węgla. W zasadzie przy odpalaniu pojedynczych otworów należałoby między nimi zmniejszyć odległości. Otwory powinny być zatem odpalane raczej elektrycznie i przy większej mocy zapalarki. Ze względu na łatwiejszą kontrolę i bezpieczeństwo, otwory należy łączyć szeregowo. Jedyną korzyścią pojedynczego odpalania otworów jest każdorazowe stwierdzenie odejścia lub nie odejścia materiału w otworze, co ma duże znaczenie dla bezpiecznego urabiania kombajnem.

W przypadku niejednorodności pokładu, przy zachowaniu określonego kierunku w stosunku do płaszczyzn łupności, należy otwory tak prowadzić, aby materiał wybuchowy znalazł się w części najtwardszej pokładu.

Przybitka

Przybitkę trzeba wykonywać bardzo dokładnie i wypełniać nią całą pozostałą długość nabitego otworu. Z tej racji otwory nie powinny być zbyt krótkie. W przypadku otworów krótszych, np. przy strzelaniu w pokładzie o równoległym ułożeniu płaszczyzn kłiważu do czoła ścianowego i prostopadle do tego czoła skierowanych otworach, należy jak wyżej powiedziano zmniejszyć ładunek otworu.

Gлина używana do przybitki musi być twarda. Wielokrotne badania wykazały, że miękka glina przy do-

kładnym wypełnieniu otworów nawet znacznej długości zostaje przy wybuchu wyrzucona.

Najlepiej do tego celu nadaje się glina zmieszana z drobnopiętrowym piaskiem. Stosunek gliny do piasku 1 : 1. Bardzo dobre wyniki dała próba gliny i pyłu kamiennego, stosowanego do zapór przeciwybuchowych.

Przy węglu bardzo twardym można używać przybitki kombinowanej. Mianowicie nabój załadowany do otworu przybić jedną lub dwiema kluskami gliny, a następnie wsunąć na nie piasek lub żużel w 50 do 60 cm torebkach papierowych, których w otworze umieszcza się dwie sztuki, po czym koniec otworu wypełnia się znowu gliną. Tak wykonana przybitka najlepiej spełnia swoje zadanie w przeprowadzonych próbach, ale stosowanie jej wymaga zezwolenia władz górniczych.

Podczas badań jakości przybitki stwierdzono również, o czym wspomniano wyżej, że w większości przypadków wybitcie przybitki powoduje tylko częściową stratę, gdyż węgiel w pewnym stopniu zostaje w pokładzie zruszony. Niekorzystne jest tu natomiast zjawisko wrywania pewnej ilości węgla z czoła przodku, jak to się bardzo często zdarza przy wyrzuceniu przybitki z otworu, co wymaga dodatkowego zatrudnienia ludzi dla oprzątnięcia pola zanieczyszczonego węglem, gdyż w przeciwnym razie posuw kombajnu staje się niemożliwy.

Wytyczne organizacyjne dla właściwie przeprowadzonego strzelania zruszającego

Strzelanie zruszające powinno odbywać się w zasadzie na osobnej zmianie. Jeżeli ze względów organizacyjnych zachodzi konieczność strzelania na tej samej zmianie, na której pracuje kombajn, to jest to możliwe tylko w węglu nie wytwarzającym wybuchowego pyłu, bądź gdy dzięki wilgotności pokładu pył taki wytwarza się tylko w minimalnej ilości. Odległość wykonywania wówczas robót strzelniczych przed maszyną musi wynosić najmniej 30 m.

Jak wykazały badania, strzelanie wcześniejsze (na osobnej zmianie) jest korzystniejsze, węgiel bowiem wobec upływu dłuższego czasu między odstrzałem a urabianiem ulega większemu spękaniu spowodowanemu odprężeniem.

W kopalni Jowisz korzystne odprężenie węgla stwierdzono po upływie 6 ÷ 8 godzin po odstrzale.

Strzelanie wyprzedzające powinien prowadzić specjalny strzałowy. Wiercenie otworów powinno być wykonane zgodnie z metryką przez przeznaczonego do tej czynności wiertacza. Metrykę strzałową powinien znać obsługujący kombajn. Do obowiązków strzałowego należy dokładna kontrola sytuacji po odstrzale. Strzałowy musi mieć do dyspozycji ohmomierz w celu skontrolowania ewentualnych niewypałów, za których usunięcie jest on całkowicie odpowiedzialny.

Technik strzałowy powinien być zobowiązany do jak najczęstszej kontroli strzelania wyprzedzającego przed maszyną.

Reasumacja wniosków

1. Otwory strzałowe powinny być prowadzone z reguły w kierunku równoległym do płaszczyzn kłiważu lub przecinać je pod małym kątem ($15 \div 25^\circ$), utrzymując jednocześnie kąt z płaszczyzną czoła ścianowego około $40 \div 45^\circ$.

W przypadku gdy z takich otworów otrzymuje się w czasie pracy kombajnu węgiel w zbyt dużych ilościach, należy w odstępach 2,5 do 3,0 m poprowadzić otwory dodatkowe, prostopadłe skierowane do otworów zasadniczych (zruszających).

2. Przy płaszczyznach kłiważu ułożonych równolegle do czoła ściany, otwory strzałowe powinny być normalnej głębokości (długości), to znaczy kończyć się przed linią zabioru kombajnu w odległości 0,1 do 0,2 m i powinny być skierowane pod kątem około $40 \div 45^\circ$ do czoła ściany, albo otwory powinny być krótsze o około 0,3 do 0,4 od linii zabioru kombajnu i prowadzone prostopadłe do czoła ściany. Należy tu pamiętać, że we wszystkich otworach strzałowych poprowadzonych prostopadłe do czoła ściany jest wielka możliwość wybitcia przybitki, dlatego należy ją wykonywać bardzo dobrze.

3. W przypadku płaszczyzn kłiważu prostopadłych do czoła ściany otwory strzałowe powinny być normalnej głębokości (0,1 do 0,2 m od linii zabioru) poprowadzone pod kątem $40 \div 60^\circ$ do czoła ściany lub prostopadłe do niego. W tym drugim przypadku trzeba pamiętać o dobrze wykonanej przybitce.

4. Gęstość rozmieszczenia otworów strzałowych tylko do pewnych granic wpływa na spękanie węgla; większa gęstość nie ma tak dużego znaczenia, jak kierunek wiercenia otworów.

5. Głębokość otworów strzałowych powinna być około 0,1 do 0,2 m krótsza od głębokości zabioru przy maksymalnym ładunku 300 g (metanit D2). W przypadku otworów prostopadłe ułożonych do czoła ściany i przecinających pod kątem prostym równolegle ułożone do linii przodku płaszczyzn kłiważu, dna otworów muszą być oddalone od linii zabioru kombajnu o około 0,3 do 0,4 m i otwór musi być nabity ładunkiem około 100 g (metanit D2). W przypadku natomiast otworów prostopadłe prowadzonych do czoła ściany i zarazem równolegle skierowanych do płaszczyzn kłiważu, które mają kierunek prostopadły do linii czoła ściany, głębokość otworów powinna dochodzić do linii zabioru lub bezpośrednio przed nią się kończyć. Nabój takich otworów musi być większy i w przypadku metanitu D2 musi wynosić najmniej 300, a może dochodzić nawet do 400 g.

6. Otwór strzałowy powinien być dokładnie wyczyszczony, aby zwierciny nie osłabiły tarcia przybitki o ścianę otworu.

7. Przybitka nie może być czystą gliną, lecz mieszaniną piasku i gliny bądź żużlu i gliny w stosunku 1 : 1. W otworach o bardzo zwężym węglu i w otworach prostopadłe prowadzonych do czoła ściany najlepsze wyniki daje przybitka kombinowana, tzn. złożona częściowo z gliny, czystego piasku lub żużlu umieszczonych w torebkach papierowych wsuniętych do otworu oraz z gliny jako zamknięcia otworu.

8. Otwory strzałowe nie mogą być odpalane pojedynczo, lecz seriami, wówczas bowiem uzyskuje się większe zruszenie kalizny w pokładzie.

9. Korzystniejsze jest prowadzenie strzelania na zmianie poprzedzającej pracę maszyny ze względu na lepsze spękanie węgla po odstrzałach.

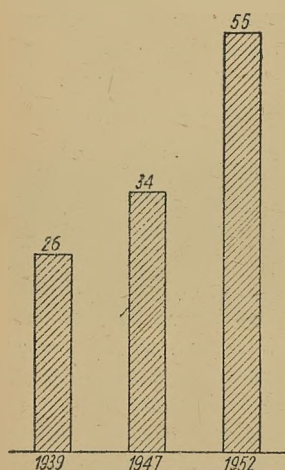
10. Odpowiedzialność za niewypały ponosi strzałowy wykonujący przed kombajnem strzelanie zruszające.

PROBLEMY ROZWOJU PODSADZKI PŁYNNEJ

Mgr inż. Andrzej Lisowski, mgr inż. Marian Słomczyński, mgr inż. Jerzy Wyszomirski

Treść: Przeprowadzono krytyczną ocenę obecnego stanu w podsadzce płynnej, dochodząc do wniosku, że stosowany sposób podsadzania powinien ulec gruntownej zmianie. Zaproponowano pełne wykorzystanie energii potencjalnej mieszaniny podsadzkowej poprzez zastosowanie do podsadzki hydrocyklonów i separatorów powietrza sprężonego. Zadaniem hydrocyklonów byłoby odwadnianie materiału podsadzkowego i oczyszczanie wody podsadzkowej, separatory natomiast umożliwiłyby wykorzystanie nadwyżek energii do produkcji powietrza sprężonego

Około 25 % wydobywanego z naszych kopalń węgla pochodzi z pokładów eksploatowanych ze stosowaniem podsadzki płynnej. W najbliższych latach wraz ze wzrostem wydobywania i powiększeniem liczby instalacji podsadzkowych przewiduje się dalsze powiększenie tego wskaźnika do ponad 33 % (rys. 1 i 2). Stosowanie podsadzki płynnej w takiej



Rys. 1. Ilość szybów podsadzkowych w przemyśle węglowym

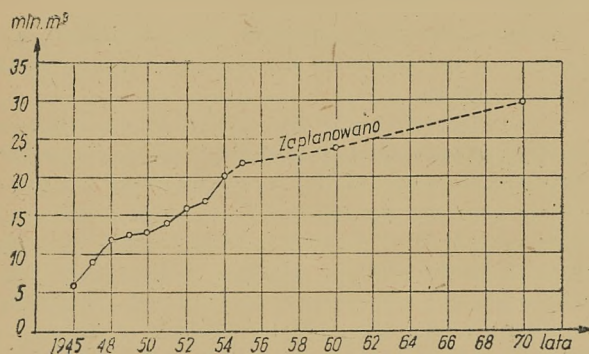
skali i z takimi perspektywami rozwojowymi, przy ciągłym, coraz szybszym postępie techniki w pozostałych dziedzinach górnictwa, wymaga szerokich badań przemysłowych i laboratoryjnych, wymaga szukania nowych lub ulepszonych systemów urządzeń podsadzkowych oraz doskonalszej techniki podsadzania.

Należy stwierdzić, że prace badawcze dokonane w dziedzinie podsadzki płynnej w ostatnich latach nie odzwierciedlają w pełni potrzeb naszego górnictwa.

Analizując i oceniając kry-

tycznie obecny stan faktyczny można powiedzieć co następuje:

1. Zastosowanie podsadzki płynnej w przodkach typu ścianowego wymaga zatrzymywania ich na okres podsadzania i przerzucania załogi na ściany rezerwowe.



Rys. 2. Ilość zmywanego materiału podsadzkowego w polskim przemyśle węglowym

Kopalnie podsadzkowe muszą więc utrzymywać „podwójną ilość” czynnych ścian nie wykorzystując w pełni ich uzbrojenia. Przypadki, w których osiąga się trójprowadzkową organizację podsadzania (w dwóch przod-

kach wydobywania, na trzecim podsadzaniu) należą do rzadkości. W ten sposób na likwidację wybranej przestrzeni za pomocą podsadzki płynnej zużywa się blisko 100 % więcej czasu niż przy zastosowaniu pełnego lub częściowego zawału. Taki stan rzeczy obniża w sposób wydatny miesięczny postęp ścian, pociągając za sobą wszystkie związane z tym skutki.

Na postęp ścian podsadzkowych mają również duży wpływ takie czynniki, jak ciągłość transportu mieszaniny, należyte wykonanie tam, jakość materiału podsadzkowego itp., które przy obecnym systemie urządzeń podsadzkowych nie zawsze stoją na wysokości zadania. Łączne działanie tych wszystkich czynników wyraża się obniżeniem miesięcznego postępu ścian podsadzkowych w porównaniu ze ścianami prowadzonymi z pełnym i częściowym zawałem o około 13,6 %.¹⁾

2. Zastosowanie podsadzki płynnej nakłada na kopalnię obowiązek prowadzenia racjonalnej gospodarki wodą podsadzkową. Trzeba stwierdzić, że obowiązek ten przy stosowanych obecnie metodach rozdzielania piasku i wody oraz metodach oczyszczania wody podsadzkowej jest bardzo trudny. Odprowadzana z wyrobisk woda podsadzkowa unosi ze sobą części stałe, których ilość dochodzi do 40 % i rzadko spada poniżej 15 %. W tych warunkach utrzymanie w należytym stanie ścieków, chodników wodnych i osadników głównych jest często zadaniem przekraczającym organizacyjne możliwości kopalń.

Stosowane osadniki polowe, nawet wówczas gdy spełniają swe zadanie i umożliwiają utrzymanie sieci odwadniania i sieci transportu dołowego w stanie nadającym się do ruchu, są źródłem pożarów i znacznych strat substancji węglowej.

Okoliczności te zaostrzają wymagania stawiane materiałom podsadzkowym, od których poza odpowiednią odsączalnością i ściślnością żądamy małego wychodu frakcji pylastej ($d < 0,1 \text{ mm}$) zwanej popularnie „gliną”.

3. Następną cechą charakteryzującą podsadzkę płynną jest związane z nią duże zużycie drewna. Wystarczy porównać zużycie drewna w zawałowej kopalni Dymitrow wyrażające się cyfrą 26,2 m³/1000 t ze zużyciem w kopalni Generał Zawadzki, która około 100 % wydobywania uzyskuje przy zastosowaniu podsadzki — 45,4 m³/1000 t, aby zorientować się z jakiego rzędu wielkościami mamy tu do czynienia. Drewno jest surowcem deficytowym, coraz więcej poszukiwanym przez inne gałęzie przemysłu. Zużywanie go przez gór-

¹⁾ Wielkość średnia wynikająca z porównania danych dotyczących 118 ścian podsadzkowych i 259 ścian niepodsadzanych prowadzonych we wrześniu 1953 r.

nictwo w ilości przekraczającej 2,2 mln m³ rocznie, w czym zużycie związane z zastosowaniem podsadzki płynnej ma swój niemały udział — nie może być lekceważone.

Problem zmniejszenia ilości drewna poprzez odzyskiwanie obudowy z podsadzki, mimo iż jest ogólnie doceniany, nadal pozostaje otwarty. Przeprowadzone za pomocą różnych urządzeń próby odzyskiwania stojaków przy wybieraniu pokładu warstwami jak dotychczas nie dały wyników zadowalających.

4. Do omówionych wyżej momentów charakteryzujących stan faktyczny w podsadźce płynnej należy dołączyć sprawę kosztów jej stosowania. Są one znaczne, stanowią bowiem około 13 % kosztów własnych wydobycia.

Brak aparatury kontrolującej i regulującej zużycie wody podsadzkowej oraz zatrzymywanie podsadzania celem skracania rurociągów w przodkach, powiększają koszty odwadniania kopalń. Powszechnie obserwowany trójfazowy przepływ (woda, piasek, powietrze) mieszaniny w rurociągach powoduje nadmierne zdzieranie rur podsadzkowych i zwiększa awaryjność systemu.

Podane wady i inne nie wymienione tu niedomagania podnoszą koszty własne produkcji węgla i poważnie obciążają efekt ekonomiczny zastosowania podsadzki.

Podsadzka płynna jest mimo wszystko stosowana w coraz szerszej skali i proces ten określamy jako objaw postępu w technice eksploatacji złóż, co wynika z niezaprzeczalnego faktu, że jest ona jedyną, racjonalną metodą eksploatacji grubych pokładów węgla. Fakt, ten jednak nie powinien przesłaniać wskazanych wyżej wad systemu urządzeń podsadzkowych i nie powinien hamować dążeń do ich usunięcia.

Analiza stanu obecnego wykazuje, że dotychczasowy system urządzeń podsadzkowych nie jest nastawiony na rentowne wykorzystanie środków działalności. An gażuje on w gospodarce podsadzkowej duże zasoby energii przemysłowej, pracy ludzkiej i materiałów.

Analiza usprawnień w dotychczasowym systemie urządzeń podsadzkowych wykazuje, że znaczna ilość dokonanych usprawnień, pomimo ich technicznie poprawnego rozwiązania nie przyjmuje się w kopalniach. Nie są one bowiem dopasowane do zasadniczej charakterystyki obecnego systemu i nie usuwają jego zasadniczych wad.

Istniejący system urządzeń podsadzkowych wymaga gruntownej przebudowy, wymaga zmiany zasadniczych, stawianych przed nim zadań.

Powstaje pytanie: W jakim kierunku powinna pójść modernizacja urządzeń podsadzkowych i za pomocą jakich urządzeń można zmienić jakościową charakterystykę dotychczasowego sposobu podsadzania. Bliższa analiza wykazuje, że zmianę zasadniczych cech obecnego systemu urządzeń podsadzkowych można osiągnąć przez:

1. zastosowanie hydrocyklonów dla eliminacji samoczynnych procesów rozdziału mieszaniny i oczyszczania wody podsadzkowej;¹⁾
2. wykorzystanie separatorów powietrza sprężonego w rurociągach podsadzkowych;²⁾

¹⁾ Pomysł inż. M. Słomczyńskiego.

²⁾ Konstrukcja separatora opracowana przez inżynierów Wyszomirskiego i Lisowskiego.

3. zastosowanie urządzeń dla regulacji wydajności podsadzania i pełnego wykorzystania rurociągów podsadzkowych;³⁾

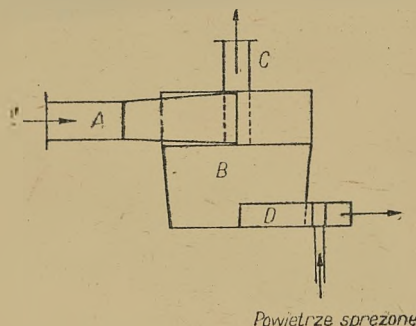
W systemie, w którym zostaną zastosowane wszystkie te zabiegi energia potencjalna mieszaniny podsadzkowej będzie wykorzystana nie tylko do transportu materiału podsadzkowego, ale ponadto do:

1. rozdzielenia piasku i wody, przez co wyeliminowany zostanie proces samoczynnego osadzania piasku,
2. do oczyszczania wody podsadzkowej, przez co wyeliminowany zostanie proces samoczynnego osadzania zawieszin,
3. do produkcji sprężonego powietrza, przez co wyeliminowane zostanie marnotrawstwo nadwyżek energii i ich szkodliwe oddziaływanie na gospodarkę podsadzkową.

Ponadto rejestracja i kontrola głównych parametrów płynącej mieszaniny (gęstości, wydajności, prędkości) pozwolą na ustalanie tych parametrów na poziomie optymalnym.

Proponowany system oparty na zasadzie pełnego wykorzystania energii potencjalnej mieszaniny i na zasadzie kontroli procesów związanych z podsadzaniem może zapewnić o wiele lepszy ekonomiczny efekt zastosowania podsadzki od systemu dotychczasowego.

Umieszczenie u wylotu rurociągu podsadzkowego hydrocyklonu (rys. 3), którego zadaniem byłoby oddzielanie piasku od wody zanieczyszczonej drobnymi frakcjami pozwoli na jednoczesne (nie koniecznie na tym samym odcinku ścian) likwidowanie pustek i wykonywanie innych, przynajmniej pomocniczych czynności cyklu.

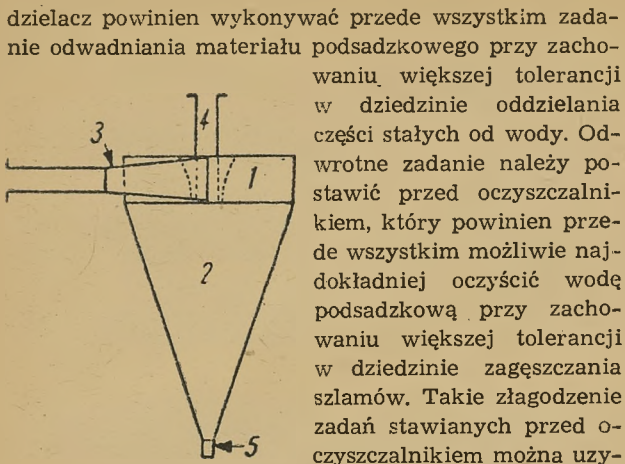


Rys. 3. Koncepcyjny model hydrocyklonu — rozdzielacza

Podsadzanie ścian odwodnionym piaskiem, wąskimi 2 ÷ 4 m pasami umożliwi w dużym stopniu odzyskiwanie obudowy, dodawanie do piasku dodatków wiążących, zmniejszenie kosztu budowy tam i, co najważniejsze, uzyskanie ciągłego postępu podsadzkowego frontu ścianowego. Z hydrocyklonem oddzielającym piasek od wody (nazwijmy go rozdzielaczem) może być połączony szeregowo drugi hydrocyklon o nieco innej konstrukcji (rys. 4) (nazwijmy go oczyszczalnikiem), którego zadaniem byłoby oczyszczanie wody wypływającej z rozdzielacza.

Aby ułatwić konstrukcję hydrocyklonów rozdzielaczy i oczyszczalników, współpraca ich powinna być oparta na zasadzie podziału i zawężenia zadań. Roz-

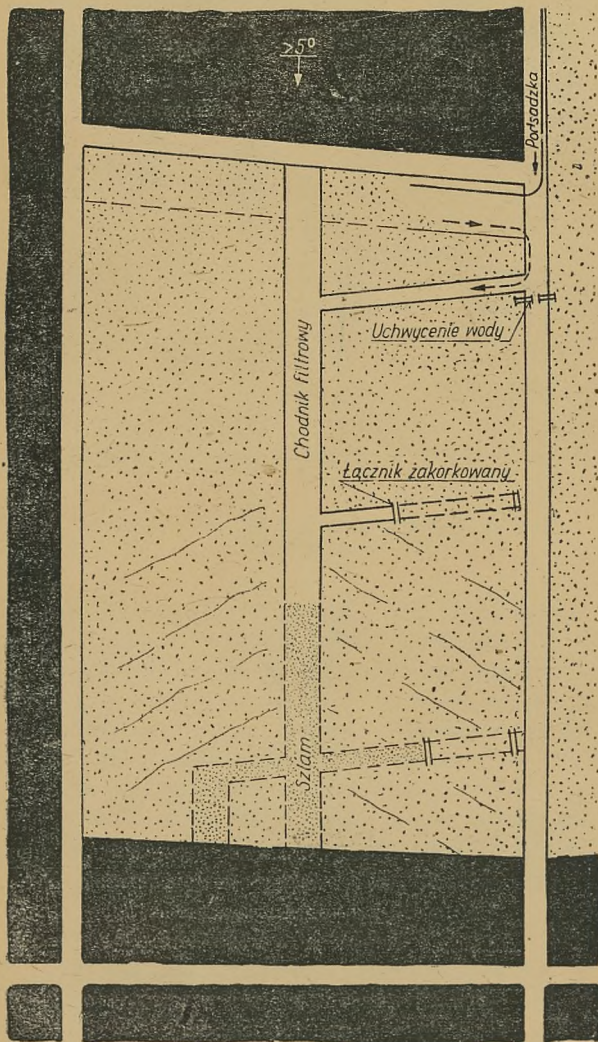
³⁾ Zasady regulacji i maksimum wykorzystania rurociągów podane przez inż. Lisowskiego.



Rys. 4. Koncepcyjny model hydrocyklonu - oczyszczalnika

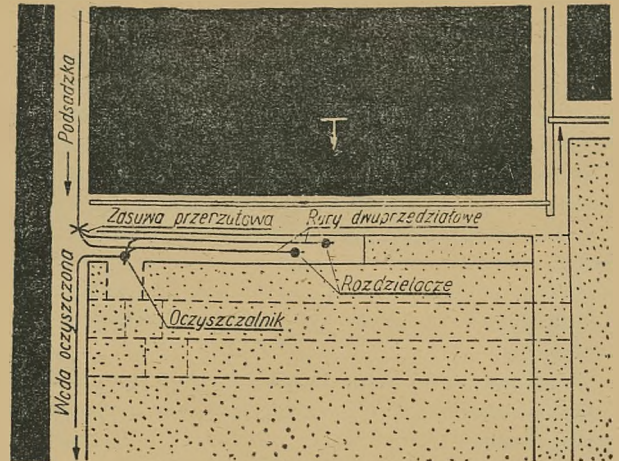
tracyjnych pozostawianych w podsadzonych przestrzeniach (rys. 5).

Sprawnie działający układ złożony z hydrocyklonów rozdzielacza i oczyszczalnika może zlikwidować lub przynajmniej wydatnie usprawnić gospodarkę szlamami podsadzkowymi. Również wymagania stawiane materiałom podsadzkowym dzięki zastosowaniu hydrocyklonów mogą ulec poważnemu złagodzeniu.



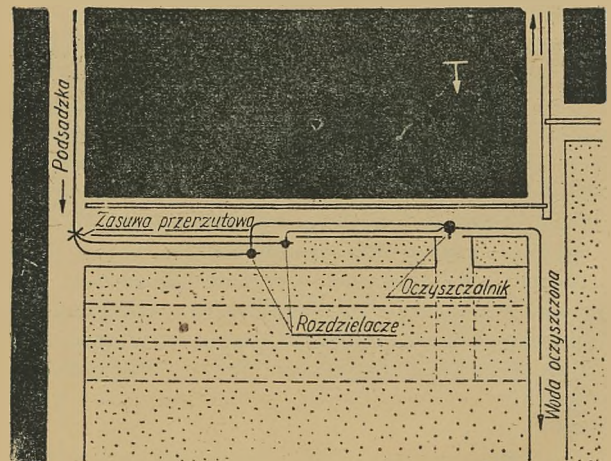
Rys. 5. Chodnik filtracyjny do pozostawiania szlamu

Rysunki 6 i 7 przedstawiają dwa sposoby zastosowania hydrocyklonów w ścianach. Szlam z oczyszczal-



Rys. 6. Hydrocyklony w ścianie przy wykorzystaniu jednego chodnika dla doprowadzenia podsadzki i odwodnienia

nika zostawiany jest w podsadźce w komorach lub chodnikach filtracyjnych, a czystą wodę odprowadza się bezpośrednio do pomp głównego odwadniania. Aby wyeliminować przerwy związane z przepinaniem rur i rozdzielaczy w przodku, stosuje się dwa rurociągi połączone zasuwą przerzutową. Gdy jeden z rozdzielaczy pracuje, drugi bez przerywania podsadzania zostaje zdemonstrowany i przypięty w nowe położenie.



Rys. 7. Zastosowanie hydrocyklonu przy wykorzystaniu dla doprowadzenia podsadzki i odbioru wody dwóch różnych chodników

Nadwyżki energii potencjalnej mieszaniny, które zostaną po użyciu jej części na transport materiału podsadzkowego, na rozdział piasku i wody oraz oczyszczenie wody, wykorzystać należy do produkcji sprężonego powietrza. Powietrze atmosferyczne celowo doprowadzone pod lejem do rurociągu podsadzkowego może być na podszybiu odprowadzane za pomocą specjalnych separatorów i kierowane poprzez sieć powietrza sprężonego do przemysłowego wykorzystania. Ilość powietrza, którą można będzie uzyskiwać z rurociągów podsadzkowych zależy od rozporządzalnej wysokości naporu, od szybkości przepływu itp. Analiza wykazuje, że przy pełnym wykorzystaniu rurociągów ilości te mogą być znaczne. Wykorzystanie rurociągów podsadzkowych jako sprężarek hydraulicznych oznacza dalszą

możliwość poprawy w ekonomicznym bilansie podszadki.

Realizacja systemu urządzeń podszadzkowych, opartej na zasadzie pełnego wykorzystania energii potencjalnej wymaga realizacji drugiego etapu badań opartych przede wszystkim na próbach przemysłowych. Takie badania są obecnie już zapoczątkowane w dwóch kopalniach węgla. W etapie tym poszczególne elementy proponowanego systemu muszą być wypróbowane, najpierw w niezależnym a później w łącznym działaniu. Musi być również opracowana szczegółowa, poparta eksperymentem dokumentacja, w której znalazłyby rozwiązania takie np. szczegóły, jak zwiększenie zasięgu miotania odwodnionym piaskiem, uzyskanie możliwości skierowania odwodnionego piasku w różnych kierunkach, przystosowanie do potrzeb ruchowych zasuwu przerzutowej umożliwiającej ciągłe podszadzanie itp.

Wprowadzenie do podszadki szeregu takich urządzeń, jak hydrocyklony, separatory powietrza, regula-

tory wydajności itp. związane będzie z dodatkowymi utrudnieniami ruchowymi i dodatkowymi nakładami, jednak, te ujemne strony całego przedsięwzięcia będą kompensowane z nadwyżką przez strony dodatnie. Nawet najpoważniejszy z argumentów przemawiających przeciw realizacji idei pełnego wykorzystania energii, tj. wzrost zakresu ciśnienia, na którym pracować będą rurociągi podszadzkowe, nie potrafi przysłonić faktu, że perspektywy rozwoju podszadki związane z tą ideą są bardzo zachęcające.

Nawet w przypadku nie uzyskania za pomocą proponowanego wyżej systemu urządzeń podszadzkowych spodziewanych wyników praktycznych, obecnie stosowany sposób podszadzania powinien być zmieniony i zasadniczo usprawniony.

Podszadzka płynna mając do tego wszelkie dane musi wyrównać swój krok z innymi dziedzinami górnictwa, które zdecydowanie idzie drogą postępu technicznego do poprawy rentowności i podniesienia wydajności naszych kopalń.

552.1:622.363

ZAGADNIENIE STRAT PRZY EKSPLOATACJI ZŁÓŻ SOLNYCH W POLSCE

Mgr inż. Janusz Woyciechowski

Treść: Scharakteryzowano złoża solne w Polsce i sposoby ich wybierania. Przeprowadzono przegląd systemów eksploatacji złóż solnych oraz związanych z nimi strat. Omówiono szczegółowo poszczególne rodzaje strat, podając orientacyjne ich wskaźniki. Zebrano przyczyny strat i wprowadzono wnioski.

Roboty górnicze w Polsce prowadzone są na 5 złożach, z których na Podkarpaciu znajdują się złoża bocheńskie i wielicko-baryckie, a na Niżu Polskim złoża inowrocławskie, kłodawskie i wapięńskie.

Złoża Podkarpackie odznaczają się pod względem sedimentacyjnym dużą ilością składników klastycznych, drobnoziarnistych, tj. pyłowców i ilowców.

Złoża kujawsko-wielkopolskie charakteryzują się większą ilością składników krystalicznych, tj. gipsów i anhydritów. Skutkiem tego jest mała odporność złóż kujawsko-wielkopolskich na działanie wód zewnętrznych. W związku z tym są bardzo rozwinięte zjawiska czapy gipsowej i czapy solnej, a samo złożo zalega głębiej pod powierzchnią ziemi (od 130÷200 m w głąb).

Pod względem tektonicznym można rozróżnić następujące typy złóż:

słupy solne na Niżu Polskim,

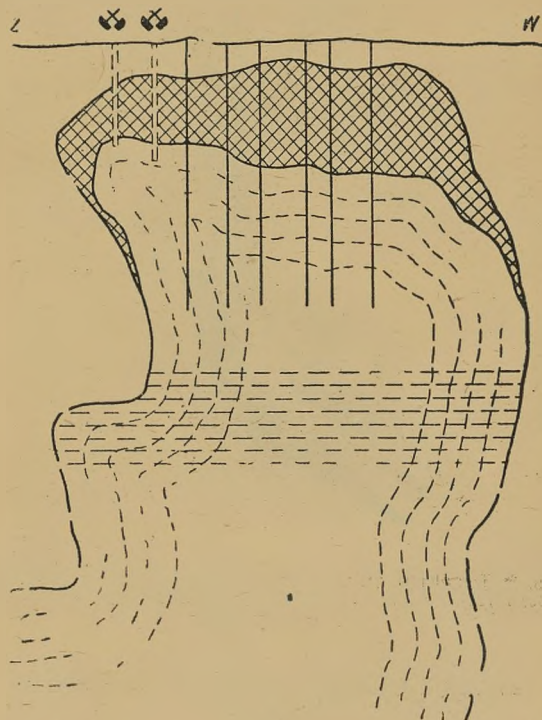
złoża pokładowe na Podkarpaciu (Wieliczka-Barycz),

złożo w Bochni, które jest podobne do typu poprzecznego, jednak tektonicznie bardziej zmienione.

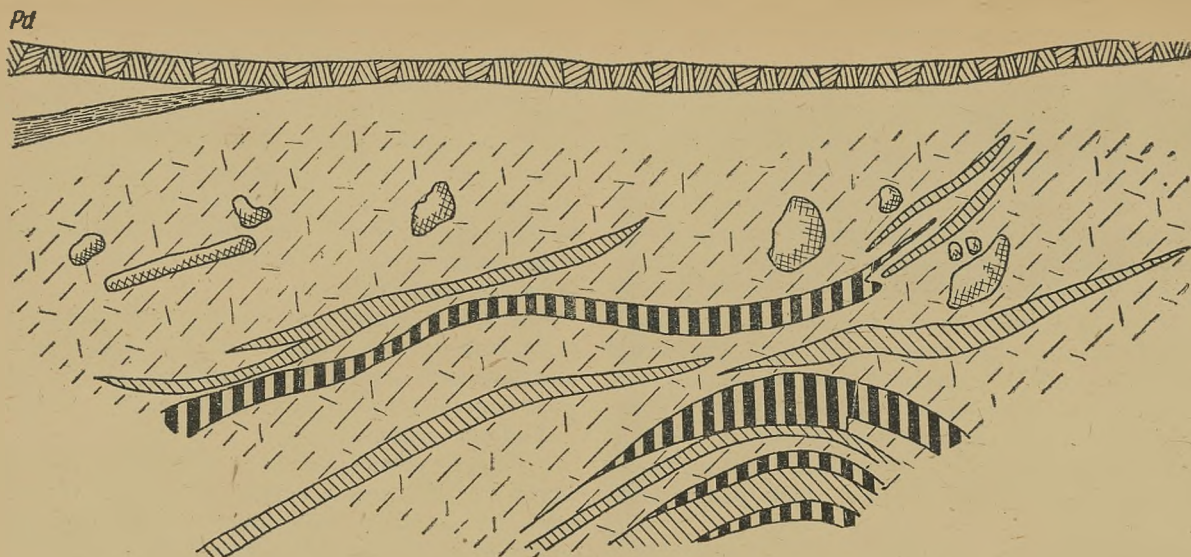
W złożach słupowych (rys. 1) do wybrania przeznaczona jest zasadniczo cała masa soli, bez względu na szczegóły zalegania. W razie napotkania mniejszych partii zanieczyszczonych, urybia się je razem z solą, wśród której występują, a urobek się przebiera. W razie napotkania większych partii zanieczyszczonej soli zatrzymuje się eksploatację tego odcinka.

W złożach pokładowych (rys. 2) wybiera się indywidualnie poszczególne pokłady stosując się w szczególności do ich zalegania. W razie napotkania trudniejszych warunków geologicznych, jak zmniejszenie miąższości, bardziej strome nachylenie, a nawet „niewy-

godne“ zaleganie, np. pomiędzy poziomami, co utrudnia wybieranie pokładu lub odstawę urobku, zatrzymuje się dalszą eksploatację.



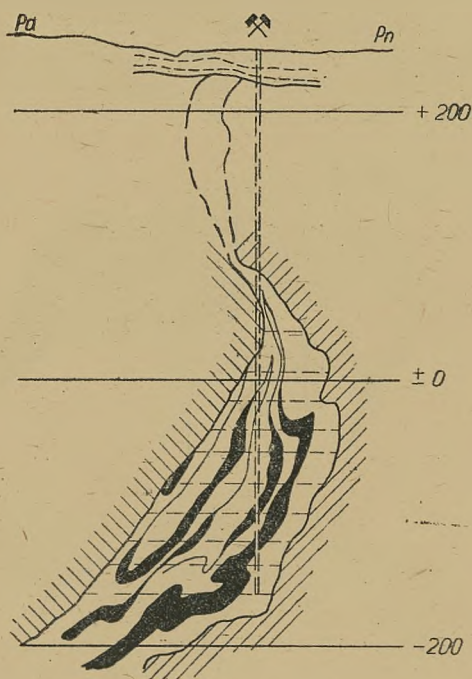
Rys. 1 Przekrój przez słup solny w Inowrocławiu (wg J. Poborskiego). Zakreskowano na krzyż utwory czapy gipsowej. Pionowe grube kreski oznaczają otwory wiertnicze dla produkcji solanki



Rys. 2. Przekrój przez złożo solne w Wieliczce (wg J. Niedźwiedzkiego). Zakreskowano pokłady soli spizowej i szybikowej, w górnej części są widoczne bryły soli zielonej

Pokładów nie eksploatowanych nie uwzględnia się zwykle przy obliczaniu zasobów a tym samym nie wykazuje się ich jako straty.

W złożu bocheńskim (rys. 3) wybiera się zasadniczo tzw. pokłady bez uwzględnienia szczegółów zalegania tj. wybiera się warstwy soli łącznie z przegradzającymi je przerostami płonny. Poza tym cały urobek przebiera się, pozostawiając w wyrobisku odpady, tzw. „rummy”, a sól czystą odstawia się.



Rys. 3. Przekrój przez złożo solne w Bochni (wg J. Pórborskiego). Ciemne smugi przedstawiają sfałdowane warstwy ilów

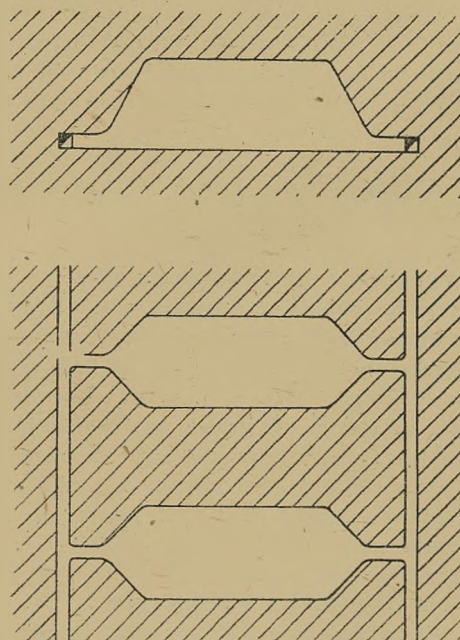
Przegląd sposobów eksploatacji złóż solnych w Polsce

Są dwa zasadnicze sposoby eksploatacji soli: suchy, czyli wydobywanie soli kamiennej, mokry, czyli produkcja solanki.

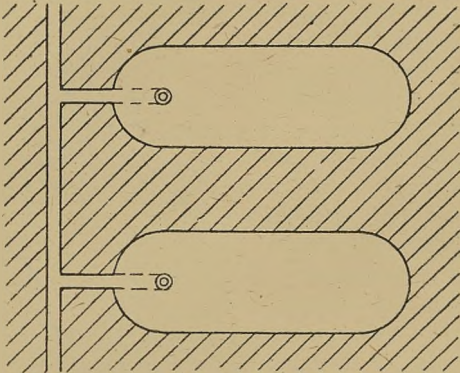
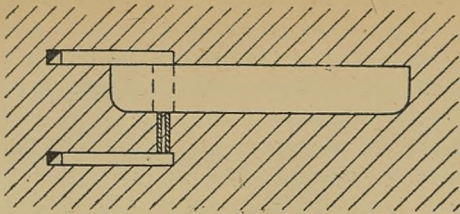
Eksploatacja sucha pozwala kontrolować wytworzone wyrobiska, natomiast mokra nie zawsze dopuszcza kontrolę, np. do otworów wiertniczych ługowniczych przeważnie nie można wejść.

Zasadniczym sposobem wybierania złóż soli jest wyrabianie komór o prawidłowych kształtach geometrycznych. Komory są poprzedzielane od siebie prawidłowymi filarami i półkami. Przy tym jako komorę rozumie się wyrobisko, które wokoło otoczone jest partiami calizny, a z pozostałymi wyrobiskami kopalni łączy się chodnikami.

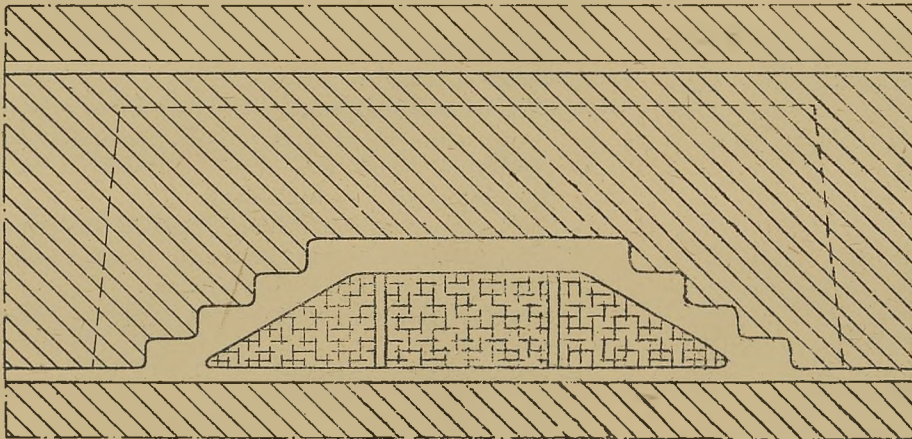
Eksploatacja złoża w Bochni różni się od systemów stosowanych w innych kopalniach o tyle, że w Bochni wybiera się pokład na większym obszarze, nie dzieląc go na poszczególne komory. Granice odcinka wybieranego są uzasadnione względami geologicznymi albo innymi, ale nie wytrzymałością stropu. Powstałe wyrobisko podsadza się bieżąc równoległe do postępującego wybierania.



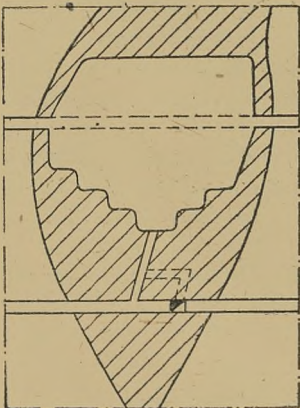
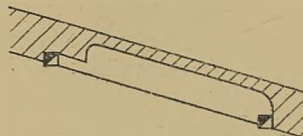
Rys. 4. Sposób suchej eksploatacji komorowej bez podsadzki złóż słupowych



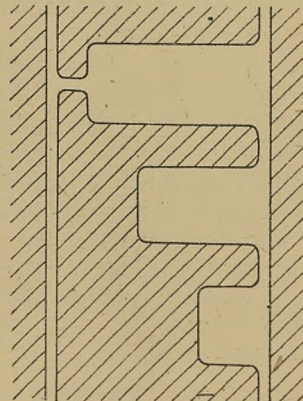
Rys. 5. Sposób mokrej eksploatacji komorowej bez podsadzki złożeń słupowych



Rys. 6. Sposób suchej eksploatacji całkowitej z podsadzką pokładów stromych. Zakreskowano pojedynczo pokład soli, na krzyż — podsadzkę. Linia przerywaną oznaczono granice eksploatacji odcinka



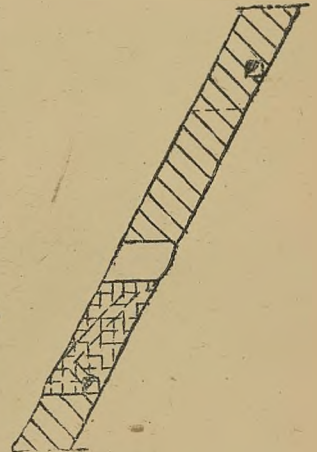
Rys. 7. Sposób suchej eksploatacji komorowej brył soli zielonej



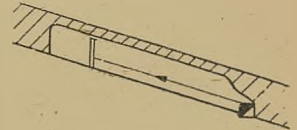
Rys. 8. Sposób suchej eksploatacji komorowej bez podsadzki pokładów o umiarkowanym nachyleniu

Ogółem stosuje się obecnie w Polsce następujące sposoby eksploatacji soli:

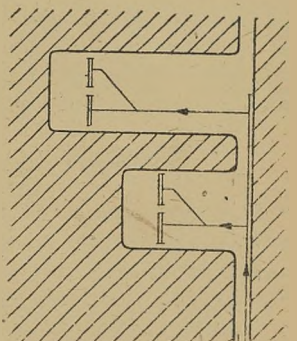
1. Eksploatacja sucha, komorowa, bez podsadzki, przy czym komory lokalizuje się bez względu na szczegóły zalegania złożeń; sposób stosowany w Wapnie (rys. 4).
2. Eksploatacja mokra, komorowa, bez podsadzki, reszta jak wyżej; sposób stosowany w Solnie (rys. 5).
3. Eksploatacja sucha, całkowita, z podsadzeniem „rumami“, tj. materiałem odpadkowym powstałym przy przebiieraniu urobku w przodku; sposób stosowany w Bochni (rys. 6).
4. Eksploatacja sucha, komorowa, bez podsadzki, przy czym od strony skał płonnych pozostawia się ochronną warstwę soli; sposób stosowany przy wybieraniu brył soli zielonej i grubych oraz stromo nachylonych pokładów soli spizowej w kopalni w Wieliczce (rys. 7).
5. Eksploatacja sucha, komorowa, bez podsadzki, stosowana w pokładach o umiarkowanym nachyleniu i średniej grubości w kopalni w Wieliczce (rys. 8).



6. Eksploatacja mokra, natryskami, komorami otwartymi; stosowana w pokładach soli o umiarkowanym nachyleniu i średniej grubości w kopalni w Wieliczce (rys. 9).
7. Eksploatacja mokra, przy wodzie stojącej, komorami zamkniętymi ługowniczymi; stosowana w kopalni w Wieliczce (rys. 10).

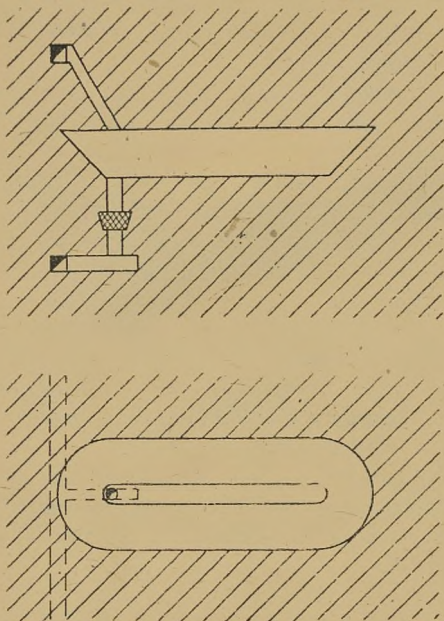


8. Eksploatacja mokra przy wodzie przepływającej otworami wiertniczymi z podziemia; stosowana w kopalni w Wieliczce (rys. 11).
9. Eksploatacja mokra przy wodzie przepływającej otworami wiert-

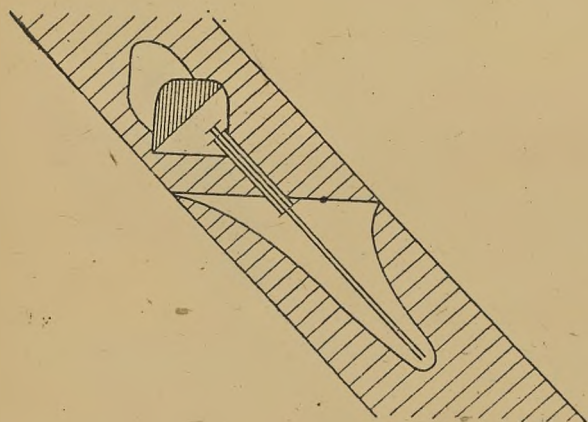


Rys. 9. Sposób mokrej eksploatacji natryskami, komorami otwartymi pokładów o umiarkowanym nachyleniu. W komorach zaznaczono kreskami przewody wodne oraz aparaty natryskowe

niczymi z powierzchni, stosowana w salinie w Baryczu (rys. 12).



Rys. 10. Sposób eksploatacji mokrej, przy wodzie stojącej komorami ługowniczymi pokładu soli o umiarkowanym nachyleniu



Rys. 11. Sposób eksploatacji otworami wiertniczymi z podziemia pokładu soli o średnim nachyleniu

Z wyjątkiem sposobu wymienionego pod 3. zasadniczo nie stosuje się podsadzki. Podsadzka używana np. w Wieliczce jest uzasadniona potrzebą umieszczenia odpadków żużla kotłowego, a nie okolicznością zapełnienia i podparcia wyrobisk kopalnianych.

Przegląd strat przy eksploatacji

Przy wybieraniu soli można wyróżnić następujące rodzaje strat substancji solnej:

1. Nieregularne zaleganie, tj. zmienne nachylenie, zmienna miąższość, zmienna ilość zanieczyszczeń, które utrudniają wybieranie, a nawet utrudniają samo uchwycenie zasobów przy ich obliczaniu.
2. Niekorzystne warunki geologiczne, jak mały wymiar, duża ilość zanieczyszczeń powodujących, że partie, których zasoby uwzględniono przy obliczaniu zasobów, nie są w ogóle wybierane.
3. Półka ochronna pozostawiona pod zwierciadłem solnym.

4. Filary graniczne pozostawione wzdłuż granic złoża lub między polami eksploataowanymi w różny sposób, np. jedno na sucho a drugie na mokro.
5. Filary ochronne pozostawione wokoło otworów wiertniczych badawczych z powierzchni.
6. Filary oporowe pozostawione przy szybach (spotyka się przede wszystkim w kopalniach nowszych).
7. Filary oporowe pozostawione między komorami i półki pozostawione między poziomami.
8. Filary oporowe przy chodnikach.
9. Straty z powodu pozostawienia warstwy ochronnej wokół granic „ciała” albo przy stropie i przy spagu pokładu.
10. Nieporządna eksploatacja, tj. pozostawienie pewnych partii niewybranych, np. dla braku dostępu.
11. Niezupełne wybieranie komór z powodu niedoskonałego sposobu eksploatacji.
12. Nieczyste wybieranie komór z powodu niestaranności załogi lub niedostatecznego dozoru (niedostateczna dyscyplina technologiczna).
13. Straty w solance pozostałej w otworach ługowniczych.
14. Straty wskutek zawałów.
15. Straty wskutek zawadnienia.
16. Straty w „rumach” itp. odpadach przy przebieganiu urobku w przodku.
17. Straty z powodu pyłu i zmiotków w zakładach przerobczych.

Straty powyższe można ująć w pięć grup, a to:

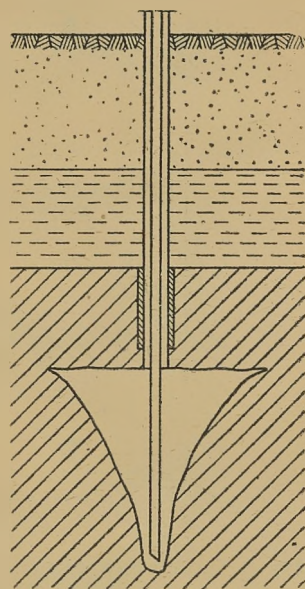
1. straty z przyczyn geologicznych; pozycje 1 i 2,
2. straty z powodu pozostawionych calizn; pozycje 3 ÷ 6,
3. straty z przyczyn technicznych; pozycje 7 ÷ 13,
4. straty z przyczyn losowych; pozycje 14 i 15,
5. straty z powodu przeróbki; pozycje 16 i 17.

Przeważnie ilość strat wymienionych w pozycjach 2 do 10 i 13 może być określona w fazie projektowania eksploatacji, i stąd można je nazwać stratami planowymi, straty zaś pozostałe wynikające z rozbieżności między planem a wykonaniem, można nazwać pozaplanowymi, są one objęte w pozycjach 1, 11, 12, 14, 15 oraz częściowo 16 i 17.

Należy nadmienić, że niektóre z wymienionych strat spotyka się tylko w niektórych złożach i w niektórych kopalniach.

Szczegółowe omówienie strat

Straty wskutek nieregularności zalegania. Nieregularność zalegania przyczynia się do niestaranego wybierania, a także utrudnia rachunkowe ujęcie strat.



Rys. 12. Sposób eksploatacji otworami wiertniczymi z powierzchni

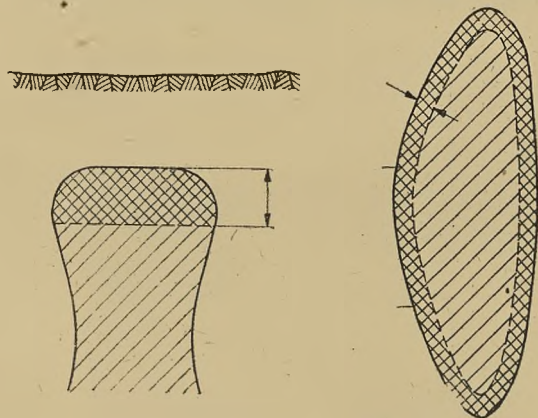
Wskutek nieregularności zalegania trudno znormalizować elementy pracy górnika, jak np. odwiert (rozłożenie serii strzałów), co pociąga za sobą konieczność improwizowania, uniemożliwia ułożenie szczegółowych planów eksploatacji, przyczynia się do podwyższenia kosztów własnych, niekiedy skłania do zaprzestania eksploatacji danej partii.

W Bochni wskutek ściśnięcia złoża oraz zmian ilości zanieczyszczeń pozostawia się pewne partie złoża nie wybrane. Główny mierniczy przemysłu solnego inż. Szpetkowski szacuje te straty na około 0,03, tj. na około 3 % i uważa, że ich zmniejszyć nie można.

Straty te spotykane szczególnie w Wieliczce i Bochni są być może objawem tego, iż kopalnie te są stare, wedle zasad dzisiejszych nieopłacalne i dojrzewające do likwidacji robót górniczych.

Straty z powodu niekorzystnych warunków geologicznych. Z tych przyczyn w ogóle nie podejmuje się eksploatacji pewnych partii, które można ująć przy obliczeniu zasobów, tak np. w Wieliczce nie eksploatuje się szeregu brył soli zielonej z powodu ograniczonych wymiarów. Podobnie np. w Wapnie nie wydobywa się soli potasowych, ponieważ skupienia ich są nieduże, a zawartość soli potasowych nierównomierna.

Półki ochronne pozostawia się zwłaszcza w złożach słupowych w celu ochrony złoża od wodonośnych skał nadległych. Na ograniczenie półek może wpłynąć dokładne poznanie zwierciadła solnego i charakteru czapy solnej (rys. 13). Dawne dwie kopalnie soli w Ino-



Rys. 13. Półka ochronna w złożu słupowym. Zakresowano pojedynczo masę solną słupa, na krzyż półkę od strony zwierciadła solnego o określonej grubości

Rys. 14. Filar graniczny w złożu słupowym. Kreskowano pojedynczo masę solną słupa, na krzyż filar wzdłuż granic słupa o określonej grubości

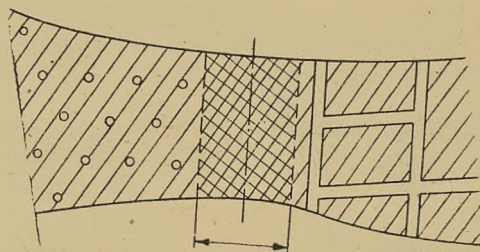
wrocławiu (Klausa i Kronprinz) zostały zatopione w 1907 r. wskutek zbytniego zbliżenia robót górniczych do zwierciadła solnego. Roboty górnicze były tam prowadzone na głębokości 173 m poniżej zrębu szybu a zwierciadło solne zalegało na głębokości 155 m.

Założywszy, że przekrój poziomy słupa nie zmienia się w miarę zwiększającej się głębokości i przyjąwszy: głębokość zalegania zwierciadła solnego 170 m, maksymalną głębokość eksploatacji 700 m i grubość półki ochronnej 200 m, jak się to obecnie stosuje, straty z pozostawienia półki ochronnej wyniosą:

$$\frac{200}{700 - 170} = \text{około } 0,357 \text{ czyli } 35,7\%$$

Filar graniczny mają znaczenie podobne jak półka ochronna. Pozostawia się je zwłaszcza w złożach słu-

powych z obawy odsłonięcia otaczających skał wodonośnych. Na ograniczenie filarów może wpłynąć dokładne poznanie położenia i charakteru granicy słupa, a także określenie wytrzymałości skał solnych. Wskaźnik strat jest tym większy, im złoże jest mniejsze (rys. 14 i 15). Na przykład złoże w Wapnie ma kształt elip-



Rys. 15. Filar graniczny między polami o różnych sposobach eksploatacji. Zakresowano pojedynczo pokład soli, na krzyż filar graniczny o określonej grubości. Pole po jednej stronie granicy jest eksploatowane za pomocą otworów wiertniczych (układ punktów), po drugiej eksploatowane sposobem suchym (układ chodników)

tyczny i osie elipsy mają wymiary 900 m i 350 m. Grubość filarów granicznych wynosi 25 m a więc powierzchnia przekroju całkowitego wynosi 24,7 ha, powierzchnia pola wewnętrznego 20 ha.

Straty z powodu filarów granicznych

$$\frac{24,7 - 20}{24,7} = \text{około } 0,19 \text{ czyli } 19\%$$

Dla złoża większego, jak np. Inowrocław, sprawa ta przedstawia się jak następuje:

Długość osi elipsy wynosi 800 m i 2800 m. Powierzchnia przekroju całkowitego wynosi około 175 ha, powierzchnia pola wewnętrznego około 162 ha.

Straty z powodu filarów granicznych

$$\frac{175 - 162}{175} = \text{około } 0,08 \text{ czyli } 8\%$$

W obu przypadkach przyjęto grubość filarów granicznych po 25 m, co należy uważać za wymiar raczej zbyt mały.

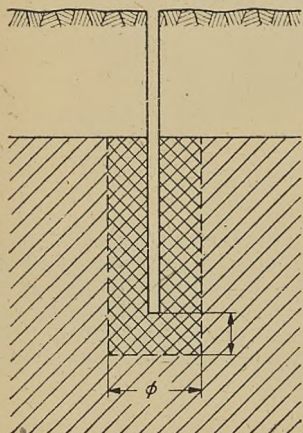
Straty w filarach ochronnych pozostawionych wokół otworów wiertniczych badawczych z powierzchni. Zasady prawidłowej eksploatacji wymagają pozostawienia nienaruszonej calizny 50 m naokoło otworu (Φ 100 m) i 50 m poniżej dna otworu (rys. 16). Przy obecnym stanie techniki likwidowania otworów w skałach solnych krystalicznych zasady tej nie można zmieniać. Zmniejszenie filarów jest mało prawdopodobne, należy zatem ograniczyć ilość filarów, czyli „nie rozwierać złoża”. Podstawowa zasada poszukiwań wiertniczych w słupach solnych zaleca wykonywać małą ilość głębszych otworów wiertniczych, a stosunkowo większą ilość otworów płytszych dochodzących tylko do zwierciadła soli. Przy takim postępowaniu otrzymuje się dokładne dane o wykształceniu słupa, a calizna ochronna (filar) pozostawiona wokół otworu i poniżej jego dna pokrywa się z półką ochronną i nie powoduje strat dodatkowych.

Okoliczność omawiana ma szczególne znaczenie dla złóż wykształconych w postaci słupów, jak np. Kłodawa, gdzie należałoby zrezygnować z wybrania pew-

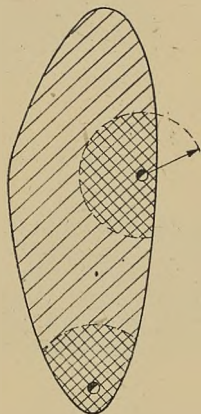
nej ilości zasobów soli położonych wewnątrz filarów ochronnych, przy otworach wiertniczych.

W złożach podkarpackich okoliczność ta jest bez większego znaczenia, gdyż charakter skał otaczających złoża soli zezwala na należyte uszczelnienie otworów wiertniczych skutkiem czego można nie pozostawiać filarów.

Filary oporowe pozostawione przy szybach powodują straty tym większe, im mniejsza powierzchnia pola przypada na 1 szyb (rys. 17).



Rys. 16. Filar ochronny około otworu wiertniczego badawczego. Zakreskowano pojedynczo masę solną, na krzyż filar ochronny o określonych wymiarach



Rys. 17. Filar oporowy przy szybie w złożu słupowym. Zakreskowano pojedynczo masę solną, na krzyż filar o określonym promieniu

Stare kopalnie (Wieliczka, Bochnia) nie zawsze zachowywały filary przy szybach i stan szybów w nich pozostawia wiele do życzenia, mimo iż warunki geologiczne uznać należy za korzystne.

Doświadczenia w kopalni w Wapnie też przemawiają za zachowaniem filarów szybowych o dostatecznie dużych wymiarach.

Strata ta dla warunków kopalni w Wapnie wynosi:

$$3,4 \text{ ha, co stanowi: } \frac{3,4}{30,4} = 0,11, \text{ czyli } 11,2\%$$

Straty w filarach oporowych pozostawianych między komorami i w półkach między poziomami. Wielkość filarów można określić rachunkowo według wzoru Kegela

$$S = \frac{h \cdot Cw \cdot \cos \alpha}{10 \cdot k}$$

gdzie

- S — stosunek powierzchni filarów oporowych do powierzchni całkowitej,
- h — głębokość miejsca eksploatacji lub grubość nadkładu, m,
- Cw — ciężar objętościowy skał nadległych, t/m^3 ,
- α — kąt nachylenia pokładu,
- k — wytrzymałość filarów na rozgniatanie, kG/cm^2 .

Przykład:

$$\begin{aligned} h &= 450 \text{ m} \\ Cw &= 2,25 \text{ t/m}^3 \\ \alpha &= 0^\circ, \cos \alpha = 1 \\ k &= 210 \text{ kG/cm}^2 \text{ (przyjęto z literatury)} \end{aligned}$$

stąd

$$S = \frac{450 \cdot 2,25 \cdot 1}{10 \cdot 210} = 0,48$$

Gdy podziałka (moduł) komór wynosi 30 m otrzymuje się stąd grubość filarów 14,4 m, szerokość komór 15,6 m. W praktyce stosunek ten wynosi 0,50 a szerokość komór i grubość filarów stosuje się po 15 m.

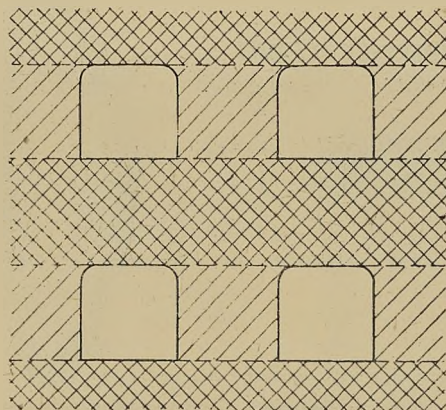
Dla kopalni w Inowrocławiu stosunek ten wynosi w praktyce również 0,50.

Częściej niż rachunkowo wyznacza się stosunek powierzchni filarów oporowych do powierzchni całkowitej doświadczalnie obserwując zachowanie się filarów pod obciążeniem. W słupach ciśnienie jest bardzo duże i objawy jego (oddzielanie się łupin, tworzenie rys) przejawiają się bardzo wyraźnie, zwłaszcza na głębokościach większych niż 300 m.

Straty w półkach międzypoziomowych zależą od wymiarów i przedstawiają się jak następuje:

	Dla kopalni	
	Solno	Wapno
Odległość poziomów	18 m	25 m
Grubość półki	10 m	13 m
Wskaźnik strat	0,55	0,52

Wymiary półek ustala się doświadczalnie, tj. na podstawie obserwacji objawów ciśnienia, a nie obliczenia (rys. 18). Wskaźnik określa straty w stosunku do odcinka określonego podziałką; w stosunku do całego złoża wskaźnik ten będzie miał wartość mniejszą.



Rys. 18. Przekrój poprzeczny przez pole eksploatacyjne komorami. Zakreskowano pojedynczo filary między komorami, na krzyż półki między poziomami

Im głębiej będą się przesuwali roboty górnicze, tym bardziej będą rosły straty z powodu filarów ochronnych i półek międzypoziomowych. Straty te można by zmniejszyć przez zastosowanie podsadzki, ale to dla soli kamiennej na razie nie wytrzymuje kalkulacji.

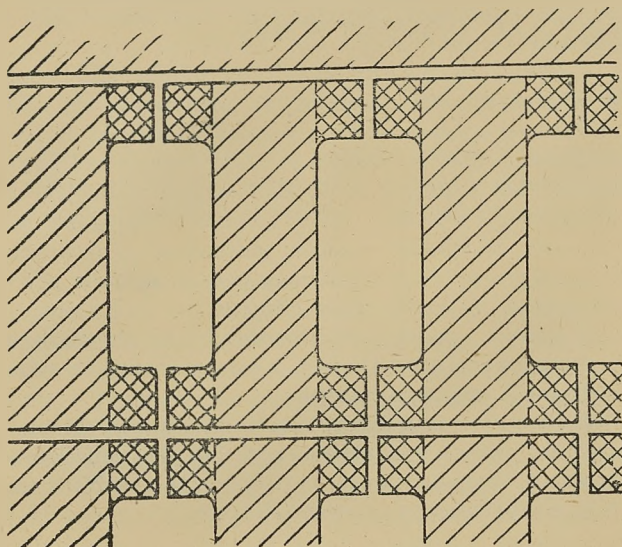
Straty w filarach oporowych przy chodnikach są uzasadnione możliwością używania chodników przez czas dłuższy, także po wybraniu komór. Filary te nie są wywołane koniecznością podparcia stropu (rys. 19).

Przy długości komór około 120 m i grubości filarów po 20 m (jak w kopalniach w Wapnie i Solnie), straty w filarach w stosunku do zasobów odcinka komory wynoszą

$$40 : 160 = 0,25 \text{ czyli } 25\%$$

W Wieliczce ich się nie stosuje i nie ma spostrzeżeń ujemnych co do stateczności górotworu, być może z po-

wodu płytkości zalegania (mniej niż 300 m), są jednak trudności z izolacją wybranych partii złoża i w związku z tym są trudności z wentylacją kopalni.



Rys. 19. Filary oporowe przy chodnikach podłużnych. Zakreskowano pojedynczo masę solną, na krzyż filary oporowe

Straty z powodu pozostawienia warstwy ochronnej, którą stosuje się w celu ochrony urobku przed zanieczyszczeniem odłamkami skał płonnych i w celu ochrony staczających skał płonnych przed wietrzeniem spotyka się przede wszystkim w Wieliczce (rys. 20) przy eksploatacji ciał zielonych i pokładów soli spizowej, występujących wśród skał ilastych, a także w Bochni.

O wielkości strat tego rodzaju daje pogląd przykład eksploatacji stojących pokładów soli spizowej grubości około 20 m wybieranych komorami szerokości 15 m (rys. 20 b). Objętość odcinka pokładu odpowiadającego jednej komorze wynosi

$$20 \cdot 15 \cdot 40 = 12\,000 \text{ m}^3$$

Przy pozostawieniu warstwy grubości 1 m tylko przy spągu i pod stropem pokładu otrzyma się objętość komory

$$18 \cdot 15 \cdot 40 = 10\,800 \text{ m}^3$$

co odpowiada stracie 0,1, czyli 10 %.

Straty z powodu nieporządnego prowadzenia robót. Analiza wykazuje, że gdyby eksploatować wszelkie odcinki złoża systematycznie i w określonej kolejności, to można by wybrać więcej zasobów niż przy pracy niesystematycznej. Straty powstają więc na etapie szczegółowego planowania eksploatacji. Straty tego rodzaju spotyka się przede wszystkim w starych polach kopalni w Wieliczce, Baryczu i Bochni.

I tak np. w kopalni w Wieliczce na poziomach górnych znajdują się pewne ilości ciał (brył) zielonych, niezupełnie zresztą zbadanych, których nie można wyeksploatować, ponieważ poziom, którym otwarto te partie złoża, został tymczasem zlikwidowany.

Na polach i w kopalniach nowych tych strat raczej się nie spotyka. Wielkość tych strat jest trudna do określenia sposobem ogólnym; wskaźnik strat można obliczyć indywidualnie w każdym przypadku.

Straty wskutek niezupełnego wybierania komór z powodu niedoskonałego sposobu eksploatacji. Straty z tego powodu przy eksploatacji suchej należą raczej do przypadków odosobnionych.

I tak np. w kopalni w Bochni przy wznoszeniu się z robotami ku górze długość komór ulega skróceniu. Szpetkowski określa wskaźnik strat z tego powodu na 0,05 (rys. 6).

W kopalni w Wieliczce w jednej z komór leżał zapas soli urobionej nie możliwy do wydobywania, ponieważ poziom przewoźny, którym otwarto te komory został tymczasem zlikwidowany. Straty omawianego rodzaju zaznaczają się wyraźnie przy produkcji solanki, gdzie naturalny kąt ługowania i inne okoliczności powodują różnice między wymiarami i kształtem planowanym wyrobiska a kształtem osiągniętym rzeczywiście (rys. 21).

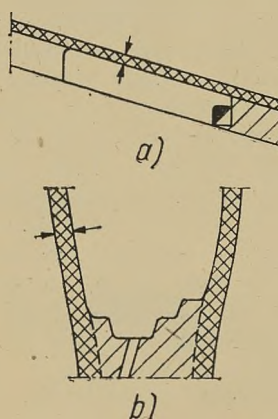
Nie ma danych co do strat tego rodzaju. Wskaźnik strat może tu zdaniem autora osiągnąć przy eksploatacji otworami wiertniczymi wartość 0,66. Przyjmuje się bowiem zwykle kształt otworu walcowego, którego objętość wynosi $Q = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot h$ podczas gdy w korzystnym przypadku otrzymuje się kształt stożka odwróconego, którego objętość wynosi

$$Q' = \frac{1}{3} \cdot \frac{\pi D^2}{4} \cdot h$$

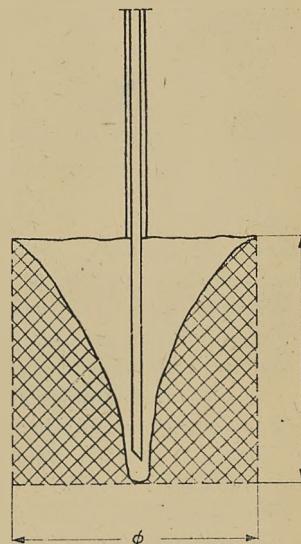
Straty te są analogiczne do niektórych strat przy wybieraniu pokładów węgla.

Straty z powodu nieczystego wybierania soli komorami. Straty tego rodzaju powstają wskutek niestaraności załogi lub braku dozoru, a więc niedostatecznej dyscypliny technologicznej.

Tu należy zaliczyć straty z powodu rozrzutu urobku przy strzelaniu, z powodu pozostawienia w komorze pewnej ilości urobku nie załadowanego, z powodu niewybrania pewnych, zaplanowanych części itp. Straty te zaznaczają się szczególnie przy produkcji solanki.



Rys. 20. Warstwa ochronna przy eksploatacji pokładów o nachyleniu umiarkowanym (rys. a) oraz pokładów o nachyleniu stromym (rys. b). Zakreskowano pojedynczo pokład soli, podwójnie warstwę ochronną, o określonej grubości



Rys. 21. Wyrobisko przy otworze ługowniczym, zakreskowano różnicę między objętością planowania (strate)

Straty w solance pozostawianej w otworach ługowniczych. Straty te stanowią poważny odsetek. I tak np. w wyrobisku o objętości 100 m³, z którego wylugowano około 200 t soli, pozostaje po zaniechaniu produkcji zapas solanki w ilości 100 m³, która zawiera około 30 t soli w roztworze. Wskaźnik strat w tym przypadku wynosi

$$30 : 200 = 0,15$$

W celu usunięcia tej straty należałoby odpompowywać solankę, np. pompami głębinowymi i otwory opróżniać. Jednakże zachodzi obawa zawalenia się opróżnionych wyrobisk a więc powstaje dodatkowo problem podsadzania wyrobisk wokół otworów wiertniczych. Podsadzka mogłaby wyciskać solankę. Jest to teoretycznie możliwe, ale technicznie nie opracowane i nie wiadomo czy koszty byłyby do przyjęcia. Straty tego rodzaju występują przede wszystkim w zakładach w Baryczu i Wieliczce.

Straty wskutek zawałów. Strat wskutek zawałów nie spotyka się niemal przy eksploatacji suchej, natomiast spotyka się je przy eksploatacji mokrej.

Straty tego rodzaju należy brać pod uwagę przy eksploatacji otworami ługowniczymi i komorami ługowniczymi. Mianowicie przy niedużym kącie ługowania powierzchnia stropu (piętra) wyrobiska szybko się powiększa, co może doprowadzić do nadmiernych rozpiętości, a więc i do zawałów. Niekiedy wstrzymuje się eksploatację z obawy przed zawałami. Niekiedy zawał następuje nie na skutek osiągnięcia nadmiernej rozpiętości stropu, ale wskutek odsłonięcia skał stropowych ilastych, które pod wpływem wody przybierają na objętości i poluzowują się.

Wskaźnik strat z tego powodu trudny jest do ustalenia w sposób ogólny.

Straty wskutek zawodnienia. Tu należy zaliczyć straty wskutek zatopienia kopalń jak to zdarzyło się np. w kopalni w Inowrocławiu w 1907 r., albo zatopienia kopalni w Kosowie w 1915 r.

Obok dokonanego zawodnienia należy brać pod uwagę także zaniechania eksploatacji pewnych partii złoża z obawy przed zawodnieniem.

Straty w „rumach” itp. odpadach przy przebijaniu urobku w przodku. Straty tego rodzaju są ważne przede wszystkim dla kopalni w Bochni. W kopalni tej urabia się bowiem sól razem z występującymi wśród niej wkładkami skał płonnych. Urobek ręcznie przebiera się w celu oddzielenia soli od zanieczyszczeń. W razie potrzeby większe kawałki rozbija się ręcznie dla oddzielenia skał płonnych od soli. Miękka i łupliwa sól kamienna kruszy się przy tym bardziej aniżeli płonne zanieczyszczenia i sól drobna w znacznej ilości przechodzi do odpadów, czyli „rumów”. Kawałki bowiem soli o średnicy poniżej 50 mm nie mogą już być ręcznie wybrane. W celu odzyskania soli należałoby „rumy” płukać, otrzymując solankę. Wskaźnik tych strat jest znaczny. Szpetkowski ocenia go w wysokości 0,3.

W celu dokładniejszego określenia wskaźnika należałoby przeprowadzić badania ługowania rumów.

Straty z powodu pyłu zmiotków itp. w zakładach przerobczych. Zmiotki i pył w młynach i warzelniach stanowią ubytek masy solnej. Pył jest również przyczyną rozległych szkód górniczych właściwych przemysłowi solnemu powstałych poza zakładem. Do kategorii tej należy zaliczyć również straty wskutek nie szczelności rurociągów solankowych, a także straty w ługach solnych spuszcanych w etapach oczyszczenia solanki i warzelnia soli.

Przyczyny strat

Przyczynami strat może być:

1. Niedostateczna znajomość geologii złoża, tj. nieznajomość formy zalegania. Wskutek tego nie można opracować dostatecznie szczegółowo systemu eksploatacji,

trudno obliczyć zasoby, trudno ocenić niebezpieczeństwo zawodnienia.

2. Nieregularne zaleganie, tj. zmienne nachylenie, zmienna miąższość, zmiana ilości zanieczyszczeń utrudniające wybieranie, utrudniające rachunkowe ujęcie zasobów i strat.

3. Niedostateczna znajomość mechaniki górotworu a w szczególności nieznajomość zachowania się skał solnych po upływie dłuższego czasu, co skłania do powiększenia filarów. Współczynnik zwięzłości soli wynosi 2. Sól należy więc do skał słabych, jednakowoż jest spoista i wyrobiska przeważnie pozostawia się bez obudowy. Natomiast obudowa postawiona w pewnych kluczowych miejscach narażona jest po upływie pewnego czasu na bardzo duże ciśnienie.

4. Obawa przed zawodnieniem powstrzymująca przed ograniczeniem filarów, a nawet krępująca swobodę robót poszukiwawczych.

5. Niedostateczna dyscyplina technologiczna skłaniająca do zaniechania eksploatacji lub do zaniechania pewnych czynności w razie napotkania trudności natury geologicznej lub innych trudności.

Wskaźniki strat

Wskaźnik strat przedstawia stosunek ilości kopaliny pozostałej w złożu do ilości stwierdzonych zasobów w złożu. Wskaźnik strat odnosi się niekiedy do określonego odcinka (poziomu, filaru itp.).

Zależnie od przyczyny powodującej powstanie strat, rozróżnia się rozmaite wskaźniki strat, np. z powodu filarów granicznych, filarów oporowych, pozostawiania „rumów” itp.

Stosunki geologiczne i stosowane systemy eksploatacji skłaniają do wyróżnienia dwóch wskaźników strat:

- 1 wskaźnika ogólnego czyli kopalnianego,
2. wskaźnika szczegółowego czyli polowego.

Wskaźnik ogólny oznacza się dla całej kopalni z uwzględnieniem wszelkich strat, tj. w filarach granicznych, filarach oporowych przy szybach, w pokładach nieeksploatowanych (o ile to da się oznaczyć) itp.

Wskaźniki szczegółowe oznacza się dla poszczególnych pokładów, poszczególnych pól bądź poszczególnych odcinków złoża. Wskaźnik ten zależy od sposobu prowadzenia robót w danej chwili i wydaje się, że jest bardziej zmienny dla stosowanego systemu wybierania niż wskaźnik ogólny. Straty bowiem w filarach między komorami, straty w warstwach przystropowych, straty wskutek niezupełnego wybierania komór itp. zależą od bezpośredniego kierowania robotami.

Wnioski

Z rozważań powyższych nasuwają się następujące wnioski:

1. Bardziej szczegółowo badać złożę, skąd wyniknie dokładna znajomość zasobów i dokładne opracowanie systemów eksploatacji.

2. Zrewidować grubość filarów opierając ich wymiary na podstawie obliczeń teoretycznych i doświadczalnie ustalonych wskaźników wytrzymałości.

3. Rozbudzić bądź też zmobilizować dyscyplinę technologiczną załogi.

OKREŚLENIE NAJKORZYSTNIEJSZEJ EKONOMICZNIE ZAWARTOŚCI METALU W KONCENTRACIE

Prof. mgr inż. Włodzimierz Stępiński

Treść: Kształtowanie się kosztów własnych w zależności od zawartości metalu w koncentracie. Ekonomicznie najkorzystniejsza zawartość metalu w koncentracie przy określonej średniej zawartości metalu w rudzie surowej. Przykład określenia racjonalnej zawartości metalu w rudzie surowej i w koncentracie.

Na zjeździe inżynierów i techników przeróbki mechanicznej w Gliwicach w 1953 r. autor przedstawił zagadnienie kształtowania się całkowitego uzysku metalu w procesach eksploatacji górniczej, wzbogacania rudy i procesach hutniczych w zależności od zawartości metalu w wydobytej rudzie surowej i w koncentracie.¹⁾ Rozważania doprowadziły do wniosku, że istnieje optymalna średnia zawartość metalu w rudzie, przy której całkowity uzysk metalu osiąga swe maksimum, oraz że uzysk ten jest tym większy, im uboższy jest koncentrat zakładu przeróbki mechanicznej. Z punktu widzenia jak najlepszego wykorzystania metalu zawartego w złożu kopalnia powinna więc dążyć do wydobywania rudy o zawartości metalu zbliżonej do średniej zawartości metalu w całym zbilansowanym złożu, zakład przeróbki mechanicznej zaś do wytwarzania koncentratu o niskiej zawartości metalu. Dążność do obniżenia zawartości metalu powoduje jednak pogorszenie ekonomicznych wyników całego procesu. Utrzymanie bez zmian produkcji pewnej zaplanowanej ilości metalu pociąga wówczas za sobą konieczność przerobienia większej ilości uboższego surowca, zachodzi więc konieczność rozbudowy zakładów. Na skutek większych kosztów inwestycyjnych wzrastają koszty amortyzacji, wzrastają również koszty własne wytworzenia 1 tonny metalu, zyskowność i rentowność procesu maleje. Lepsze wykorzystanie złoża zostaje więc okupione podwyżką kosztów produkcji i obniżeniem rentowności procesu.

Już z powyższych wstępnych rozważań wynika, że nie jest obojętne, przy jakiej zawartości metalu w rudzie surowej i w koncentracie zakładu przeróbki mechanicznej przeprowadza się proces eksploatacji górniczej i wzbogacania rudy. Istnieją tutaj pewne optymalne zawartości metalu, zależne zarówno od parametrów technologicznych, jak i ekonomicznych. Celem niniejszej pracy jest analiza zależności powyższych czynników od siebie i podanie metody określenia najkorzystniejszych zawartości metalu w rudzie surowej i w koncentracie.

Oznaczenia

- S_c — całkowity koszt własny w rozpatrywanym okresie czasu,
 S_p — koszt własny kopalni i zakładu przeróbki mechanicznej w rozpatrywanym okresie czasu,
 S_h — koszt własny zakładów hutniczych w rozpatrywanym okresie czasu,

- K_c — całkowity koszt własny na 1 t wyprodukowanego metalu,
 K_p — koszt własny kopalni i zakładu przeróbki mechanicznej na 1 t wyprodukowanego metalu,
 K_h — koszt własny zakładów hutniczych na 1 t wyprodukowanego metalu,
 K_n — koszt własny kopalni i zakładu przeróbki mechanicznej na 1 t rudy surowej,
 K_k — koszt własny kopalni i zakładu przeróbki mechanicznej na 1 t koncentratu,
 K_{hw} — koszt własny zakładów hutniczych na 1 t wsa-
 du (koncentratu),
 γ — wychód koncentratu (procentowy stosunek ciężarowy ilości koncentratu do ilości rudy surowej),
 α — średnia zawartość metalu w rudzie surowej,
 β — średnia zawartość metalu w koncentracie,
 δ — średnia zawartość metalu w odpadach,
 ϵ_h — uzysk metalu w procesach hutniczych,
 A — ilość tonn koncentratu potrzebna do wyprodukowania 1 t metalu.

Całkowity koszt własny wytworzenia metalu hutniczego w pewnym okresie czasu jest sumą wszystkich kosztów produkcyjnych ponoszonych przez przedsiębiorstwo, a więc kosztów eksploatacji złoża, wzbogacania rudy surowej i wytapiania metalu z koncentratu, oczywiście łącznie z kosztami amortyzacji urządzeń, przewozu między zakładami i wszelkich narzutów administracyjnych i socjalnych.

$$S_c = S_p + S_h \quad (1)$$

Dzieląc powyższe koszty przez ilość wytworzonych tonn metalu hutniczego w rozpatrywanym okresie czasu, otrzymamy koszty własne poszczególnych zakładów, przeliczone na 1 t metalu hutniczego

$$K_c = K_p + K_h \quad (2)$$

Rozpatrzmy poszczególne składniki całkowitego kosztu wytworzenia 1 t metalu hutniczego, jako funkcje zawartości metalu w koncentracie. Koszt kopalni i zakładu wzbogacania na 1 t rudy surowej nie zależy od zawartości metalu w rudzie i w koncentracie przyjmujemy go więc jako stały

$$K_n = \text{const} \quad (3)$$

Koszt wytworzenia 1 t koncentratu jest odwrotnie proporcjonalny do wychodu koncentratu

$$K_k = \frac{100}{\gamma} K_n \quad (4)$$

Przy stałej zawartości metalu w rudzie surowej wychód koncentratu zależy od zawartości metalu w kon-

¹⁾ W. Stępiński: „Określenie najkorzystniejszej średniej zawartości metalu w rudzie surowej”. Przegląd Górniczy, nr 7 z lipca 1953 r., str. 253 i Archiwum Górnictwa i Hutnictwa. PAN, zeszyt 3÷4, 1953 r., str. 257.

centracie i w odpadach. Praktycznie można stwierdzić, że pomiędzy zawartością metalu w koncentracie, a zawartością metalu w odpadach istnieje pewna zależność, zawartość δ można więc wyrazić przez zawartość β i przy stałej wielkości α określić $\gamma = f(\beta)$. Stąd też na podstawie wzoru (4) można napisać

$$\frac{K_p}{K_h} = f(\beta) \quad (5)$$

Do wyprodukowania 1 t metalu hutniczego potrzeba

$$A = \frac{10\,000}{\beta \cdot \varepsilon_h} \quad (6)$$

tonn koncentratu. Uzysk hutniczy zależy od zawartości metalu w koncentracie, $\varepsilon_h = \varphi(\beta)$. A więc wielkość A można wyrazić jako funkcję zawartości metalu w koncentracie, $A = \psi(\beta)$, a ponieważ

$$K_p = A \cdot K_k \quad (7)$$

przeło również i stosunek

$$\frac{K_p}{K_k} = \psi(\beta) \quad (8)$$

zaś stosunek

$$\frac{K_p}{K_h} = \xi(\beta) \quad (9)$$

Koszty hutnicze wytworzenia 1 t metalu wynoszą

$$K_h = \frac{10\,000}{\beta \cdot \varepsilon_h} K_{hw} = A \cdot K_{hw} \quad (10)$$

a więc

$$\frac{K_h}{K_{hw}} = \psi(\beta) \quad (11)$$

Według obserwacji autora zależność δ od β przedstawia się w przybliżeniu w postaci równania linii prostej

$$\delta = a\beta + b$$

zaś funkcja $\varepsilon_h = \varphi(\beta)$ w postaci równania paraboli

$$(\beta - c)^2 = 2p(\varepsilon_h - d)$$

Ponieważ, jak już wspomniano

$$K_c = K_p + K_h$$

przeło zakładając stałe wartości α , K_h i K_{hw} , nie zależne od zawartości metalu w koncentracie, można wyrazić całkowity koszt wytworzenia 1 t metalu hutniczego jako funkcję zawartości metalu w koncentracie

$$K_c = \xi(\beta) \quad (12)$$

W praktyce najdogodniej jest przeprowadzić obliczenie w sposób następujący:

Na podstawie danych statystycznych lub prób laboratoryjnych określamy zależność zawartości metalu w odpadach δ od zawartości metalu w koncentracie β i obliczamy wychód koncentratu γ przy różnych zawartościach α i β . Na podstawie statystyki lub kalkulacji określamy wielkość uzysku hutniczego ε_h przy różnych zawartościach β . Zakładając pewien średni lub projektowany koszt własny kopalni i zakładu przeróbki mechanicznej na 1 t rudy surowej K_n , przeliczamy koszt

własny tych zakładów na 1 t metalu hutniczego K_p przy różnych zawartościach α i β . Zakładając pewien średni lub projektowany koszt własny huty na 1 t wsa-du K_{hw} , przeliczamy koszt własny huty na 1 t metalu hutniczego K_h przy różnych zawartościach β . Obliczamy wreszcie dla różnych zawartości α i β całkowity koszt wytworzenia 1 t metalu hutniczego, $K_c = K_p + K_h$.

Na podstawie powyższych obliczeń sporządzamy wykres (rys. 1), z którego odczytujemy ekonomicznie najkorzystniejsze zawartości metalu w koncentracie (β_{opt}) dla każdorazowych zawartości metalu w rudzie surowej (α). Odczytane wyniki porównujemy z optymalną z punktu widzenia całkowitego uzysku metalu zawartością metalu w rudzie surowej (rys. 2). Ustalamy ostatecznie takie zawartości α i β , by zarówno całkowity uzysk metalu, jak i wysokość całkowitych kosztów własnych zawarte były w racjonalnych granicach. Ustalone w ten sposób wartości uważać należy za najkorzystniejsze zawartości metalu w rudzie surowej i w koncentracie dla rozpatrywanego zespołu zakładów górniczych i hutniczych.

Przykład. Określić najkorzystniejszą zawartość miedzi w ubogiej rudzie surowej i w koncentracie flotacyjnym. (Dane w niniejszym przykładzie są fikcyjne i nie pokrywają się z rzeczywistymi wynikami przemysłowymi).

Tablica 1

Zależność zawartości metalu δ od β

$\beta =$	10	12,5	15	17,5	20	22,5	25
$\delta =$	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,20	0,22

Tablica 2

Wychód koncentratu γ w zależności od α i β

$\alpha \backslash \beta$	10	12,5	15	17,5	20	22,5	25
0,5	4,05	3,07	2,42	1,96	1,62	1,35	1,13
0,6	5,05	3,88	3,10	2,54	2,12	1,80	1,54
0,7	6,06	4,68	3,76	3,12	2,62	2,24	1,94
0,8	7,07	5,49	4,44	3,70	3,13	2,69	2,34
0,9	8,09	6,30	5,11	4,27	3,63	3,14	2,74
1,0	9,10	7,10	5,78	4,85	4,14	3,59	3,15

Najdogodniej jest obliczać wartości γ z wzoru

$$= \frac{\alpha - \delta}{\beta - \delta} 100 \text{ pionowymi kolumnami. np. dla } \beta = 10,$$

$\delta = 0,1$ (z tablicy 1), $\gamma = \frac{\alpha - 0,1}{9,9} 100$. Wstawiając w to równanie za α wartości 0,5; 0,6 itd. otrzymamy $\gamma = 4,05$; 5,05 itd.

Tablica 3

Uzysk hutniczy ε_h w zależności od β

$\beta =$	10	12,5	15	17,5	20	22,5	25
$\varepsilon_h =$	88,6	90,6	92,1	93,3	94,1	94,3	94,4

Tablica 4

Koszt kopalni i zakładu przeróbki mechanicznej na 1 t miedzi w kamieniu miedziowym K_p , przy koszcie tych zakładów na 1 t rudy surowej $K_n = 75 \text{ zł}$

$$\text{według wzoru } K_p = \frac{1\,000\,000}{\gamma \cdot \beta \cdot \varepsilon_h} K_n$$

$\alpha \backslash \beta$	10	12,5	15	17,5	20	22,5	25
0,5	20 900	21 500	22 400	23 400	24 600	26 200	28 150
0,6	16 420	17 100	17 500	18 100	18 800	19 700	20 600
0,7	14 000	14 200	14 440	14 700	15 200	15 780	16 400
0,8	11 980	12 100	12 220	12 400	12 740	13 130	13 580
0,9	10 470	10 550	10 600	10 750	11 000	11 270	11 600
1,0	9 300	9 350	9 400	9 470	9 640	9 840	10 100

Tablica 5

Koszty hutnicze na 1 t miedzi w kamieniu miedziowym K_h w zależności od β , przy koszcie hutniczym na 1 t wsadu $K_{hw} = 330 \text{ zł}$

$$\text{według wzoru } K_h = \frac{10\,000}{\beta \cdot \varepsilon_h} K_{hw}$$

$\beta =$	10	12,5	15	17,5	20	22,5	25
$K_h =$	3720	2920	2390	2020	1750	1550	1400

Tablica 6

Całkowity koszt K_c wyprodukowania 1 t miedzi w kamieniu miedziowym, według wzoru $K_c = K_p + K_h$

$\alpha \backslash \beta$	10	12,5	15	17,5	20	22,5	25
0,5	24 620	24 420	24 790	25 420	26 500	27 750	29 550
0,6	20 140	20 020	19 890	20 120	20 550	21 250	22 000
0,7	17 720	17 120	16 830	16 720	16 950	17 330	17 800
0,8	15 700	15 020	14 610	14 420	14 490	14 680	14 980
0,9	14 190	13 470	12 990	12 770	12 750	12 820	13 000
1,0	13 020	12 270	11 790	11 490	11 390	11 390	11 500

W przykładzie niniejszym, jako koszt całkowity przyjęto koszt wytworzenia jednej tonny miedzi w kamieniu miedziowym, wychodząc z założenia, że koszty dalszych procesów hutniczych jako nie zależne od zawartości miedzi w rudzie surowej i w koncentracie, nie wywierają wpływu na powyższe obliczenia, a zwiększają jedynie globalną kwotę kosztu całkowitego o pewne stałe wielkości.

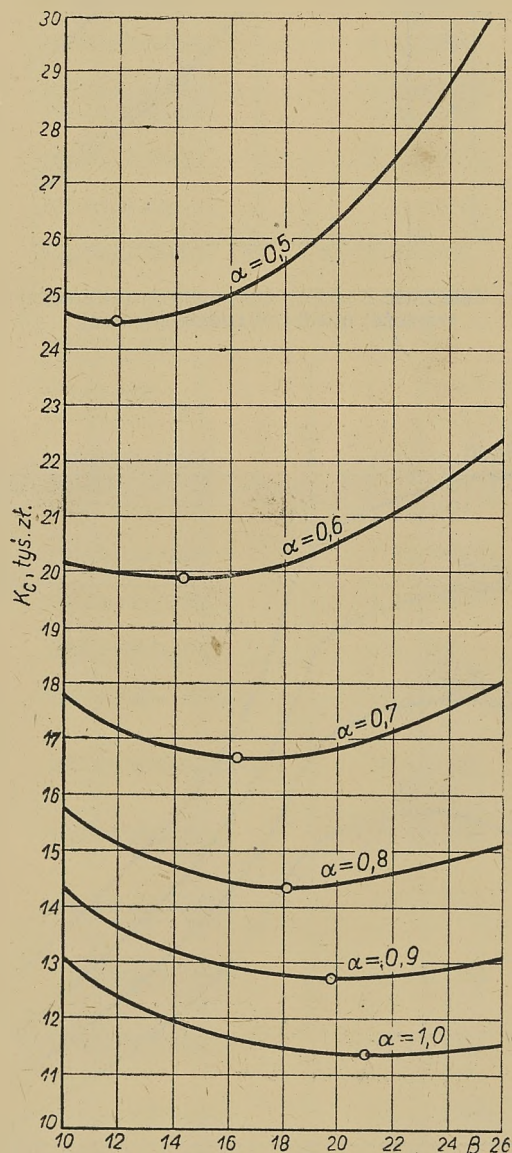
Na podstawie tablicy 6 sporządzono wykres przedstawiony na rys. 1, z którego wynikają najkorzystniejsze ekonomicznie zawartości miedzi w koncentracie (β) przy różnych zawartościach miedzi w rudzie surowej (α). Na podstawie tego wykresu sporządzić można następujące zestawienie:

Tablica 7

Najkorzystniejsze zawartości miedzi w koncentracie w zależności od zawartości miedzi w rudzie surowej α

$\alpha \text{ ‰}$	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
$\beta_{opt} \text{ ‰}$	12,1	14,4	16,4	18,2	19,8	21,1
$K_{c \min} \text{ zł}$	24 400	19 900	16 700	14 400	12 700	11 400

Posługując się danymi z tablicy 7 sporządzić można wykres zależności kosztów całkowitych ($K_{c \min}$) od średniej zawartości miedzi w rudzie surowej przy wytwarzaniu koncentratu o ekonomicznie optymalnej zawartości miedzi (β_{opt}), więc wykreślić krzywą $K_{c \min} = f(\alpha)$



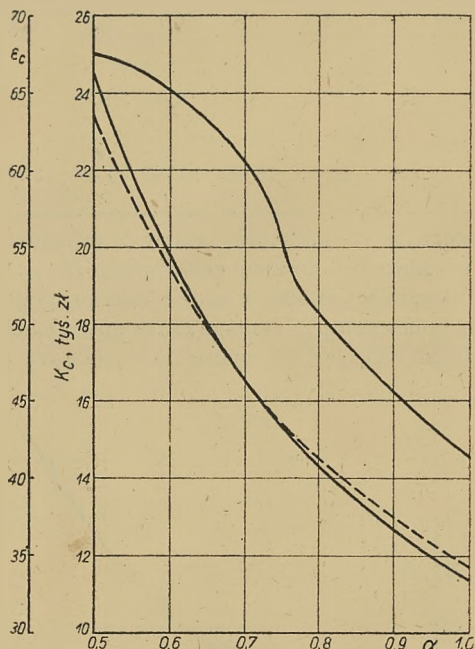
Rys. 1. Najkorzystniejsze ekonomicznie zawartości miedzi w koncentracie przy różnych zawartościach miedzi w rudzie surowej

przy β_{opt} (rys. 2). Krzywa ta jest w naszym przykładzie bardzo zbliżona do hiperboli o równaniu

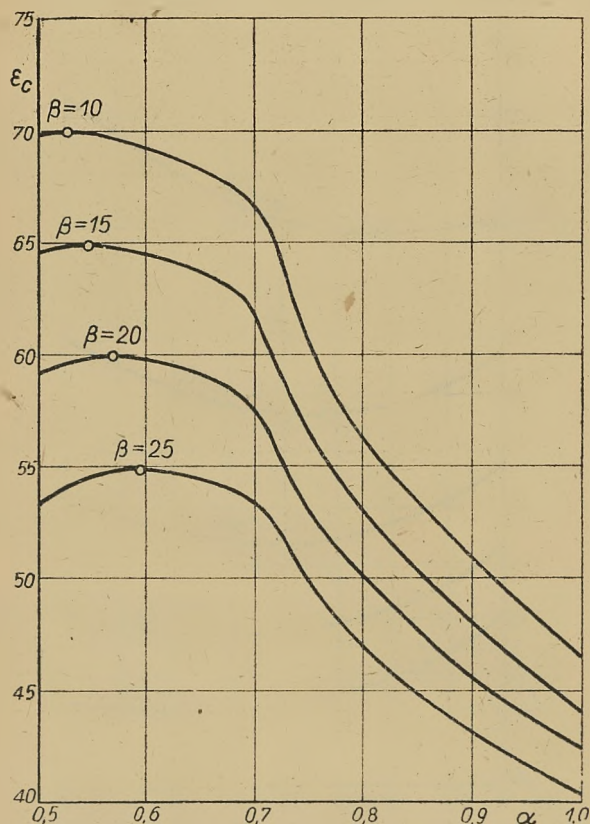
$$K_{c \min} = \frac{s}{\alpha}$$

gdzie $s = 11\,700$.

Jak wiadomo z poprzedniej pracy, cytowanej na wstępie całkowity uzysk miedzi (ϵ_c) maleje w miarę wzrostu średniej zawartości miedzi w rudzie surowej



Rys. 2. Zależność kosztów całkowitych od średniej zawartości miedzi w rudzie surowej



Rys. 3. Całkowity uzysk miedzi dla poszczególnych zawartości miedzi w rudzie surowej

(α). Załóżmy, że w przykładzie naszym zależność powyższą przedstawia wykres na rys. 3. Z wykresu tego odczytujemy wartości całkowitego uzysku miedzi dla poszczególnych zawartości miedzi w rudzie surowej przy ekonomicznie najkorzystniejszej zawartości miedzi w koncentracie. Wartości te zestawiono w tablicy 8.

Tablica 3
Uzysk całkowity (ϵ_c) w zależności od średniej zawartości miedzi w rudzie surowej (α)

α	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
β_{opt}	12,1	14,4	16,4	18,2	19,8	21,1
ϵ_c	67,5	65,5	61	52	46	41,5

Zależność $\epsilon_c = \varphi(\alpha)$ przy β_{opt} , wynikającą z tablicy 8, przedstawiono wykreślić jako krzywą ϵ_c na rys. 2.

Na podstawie wykresu (rys. 2) można wypośrodkować racjonalną zawartość miedzi w rudzie surowej i w koncentracie. W przedziale $\alpha = 0,5 - 0,7$ % Cu wartości uzysku całkowitego (ϵ_c) maleją stosunkowo nieznacznie w miarę powiększania zawartości α ; po przekroczeniu zawartości $\alpha = 0,7$ % Cu następuje gwałtowny spadek wielkości ϵ_c . Z tego też względu nie należy przekraczać zawartości $\alpha_{max} = 0,7$ % Cu. W przedziale $\alpha = 0,5 - 0,7$ % Cu koszty wzrastają coraz gwałtowniej w miarę spadku zawartości α , z tego też powodu należy przyjąć, że $\alpha_{max} = \alpha_{opt} = 0,7$ % Cu przy $\beta = 16,4$ % Cu. Obniżenie zawartości miedzi w rudzie surowej poniżej 0,7 % przy jednoczesnym racjonalnym obniżeniu zawartości miedzi w koncentracie według tablicy 7 spowodowałoby gwałtowny wzrost całkowitych kosztów własnych przy nieznacznej tylko podwyżce całkowitego uzysku miedzi; podwyższenie zawartości miedzi w rudzie surowej powyżej 0,7 % spowodowałoby gwałtowne obniżenie uzysku przy nie dużej stosunkowo obniżce kosztów.

Wnioski

1. Dla określenia najkorzystniejszej średniej zawartości metalu w rudzie surowej i w koncentracie zakładu przeróbki mechanicznej rozpatrywać należy procesy eksploatacji górniczej złoża, wzbogacania rudy i hutnicze, jako nie rozłączną całość.

2. Każdej średniej zawartości metalu w rudzie surowej odpowiada pewna określona najkorzystniejsza ekonomicznie zawartość metalu w koncentracie. Wytwarzanie koncentratu o innej zawartości metalu, zarówno niższej, jak i wyższej, powoduje wzrost całkowitych kosztów własnych wyprodukowania 1 t metalu.

3. Im bogatsza jest ruda surowa, tym bogatszy należy wytwarzać koncentrat.

4. Całkowite koszty własne wzrastają progresywnie w miarę spadku średniej zawartości metalu w rudzie surowej.

5. Najwyższemu całkowitemu uzyskowi metalu odpowiada pewna określona, najkorzystniejsza technologicznie, średnia zawartość metalu w rudzie surowej, zależna między innymi od zawartości metalu w koncentracie. Powiększenie tej najkorzystniejszej zawartości pociąga za sobą zmniejszenie całkowitego uzysku metalu, powoduje jednak równocześnie obniżkę całkowitych kosztów własnych.

6. Lepsze wykorzystanie metalu zawartego w złożu okupuje się zwiększonymi kosztami eksploatacji złoża i przerobu rudy. Należy tak dobrać średnią zawartość metalu w rudzie surowej i odpowiadającą jej optymalną zawartość metalu w koncentracie, by przy racjonalnym jeszcze całkowitym uzysku metalu utrzymać całkowite koszty własne na możliwie niskim poziomie.

Komunikat Działu Normalizacji GIG

Do 15. 9. 1955 r. ukazały się następujące normy państwowe i resortowe z dziedziny podsadzki płynnej:

Tytuł normy	Nr normy	Norma obowiązująca od dnia
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Rury kołnierzowe. Wymagania techniczne	PN-53/G-44001	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Rury złączkowe. Wymagania techniczne	PN-53/G-44002	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Rury wspornikowe kołnierzowe. Wymagania techniczne	PN-53/G-44003	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Rury łącznikowe kołnierzowe. Wymagania techniczne	PN-53/G-44004	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Kolana kołnierzowe. Wymagania techniczne	PN-53/G-44005	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Pierścienie regulujące. Wymagania techniczne	PN-53/G-44006	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Trójniki kontrolne kołnierzowe. Wymagania techniczne	PN-53/G-44007	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Trójniki 45° kołnierzowe. Wymagania techniczne	PN-53/G-44008	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Zasuwy. Zestawienie	PN-53/G-44010	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Zasuwy. Kadłuby. Wymagania techniczne	PN-53/G-44011	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Zasuwy. Pokrywy. Wymagania techniczne	PN-53/G-44012	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Zasuwy. Wkładki. Wymagania techniczne	PN-53/G-44013	1. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Opaski. Wymagania techniczne	PN-53/G-44015	1. 11. 1954
Czerparki górnicze. Czerparki łyżkowe. Główne dane techniczne	PN/G-45401	1. 3. 1955
Czerparki górnicze. Czerparki łańcuchowe. Główne dane techniczne	PN/G-45411	1. 11. 1954 *)
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Zespół	PN-53/G-47201	1. 11. 1954 *)
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Podkładka pod szyny	PN-53/G-47203	1. 11. 1954 *)
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Łapka do szyn	PN-53/G-47204	1. 11. 1954 *)
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Klin hakowy	PN-53/G-47205	1. 11. 1954 *)
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Wkładka do śrub dwuotworowa	PN-53/G-47206	1. 11. 1954 *)
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Podkłady z opaskami	PN-53/G-47207	1. 11. 1954 *)
Urządzenia podsadzkowe. Podsadzkownie. Ogólne wytyczne projektowania	RN-55/MG-05221	2. 9. 1955
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39711	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Wysięgnik. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39712	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Spodnik. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39713	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Łapka szynowa. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39714	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Kabłąk. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39715	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Objemka. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39716	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Wieszak. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39717	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Nasada. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39718	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Listwa. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39719	18. 11. 1954
Tory przesuwne do czerparek łańcuchowych. Słupy do zawieszenia przewodu jezdnego. Zacisk. Wymagania techniczne	RN-54/MG-39720	18. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Kolana nastawne. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44021	18. 11. 1954

*) Norma zalecana

Tytuł normy	Nr normy	Norma obowiązująca od dnia
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Kolana nastawne. Człony wlotowe. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44022	18. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Kolana nastawne. Człony środkowe. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44023	18. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Kolana nastawne. Człony wylotowe. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44024	18. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Kolana nastawne. Kolnierze luźne duże. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44025	18. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe zwykłe. Kolana nastawne. Pierścienie środkowe. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44026	18. 11. 1954
Rurociągi podsadzkowe. Kule kontrolne	RN-52/MG-44040	7. 11. 1952
Rurociągi podsadzkowe. Kontrola drożności rurociągów	RN-52/MG-44041	7. 11. 1952
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Rury stalowo-ceramiczne. Główne dane techniczne	RN-53/MG-44051	27. 10. 1953
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Rury stalowo-ceramiczne. Płaszcz stalowy. Wymagania techniczne	RN-53/MG-44052	27. 10. 1953
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Rury stalowo-ceramiczne. Wkładki ceramiczne. Wymagania techniczne	RN-53/MG-44053	27. 10. 1953
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Rury stalowo-ceramiczne. Spoiwo cementowe. Wymagania techniczne	RN-53/MG-44054	27. 10. 1953
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Kolana stalowo-ceramiczne. Główne dane techniczne	RN-54/MG-44055	20. 2. 1954
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Kolana stalowo-ceramiczne. Płaszcz stalowy. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44056	20. 2. 1954
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Kolana stalowo-ceramiczne. Wkładki ceramiczne. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44057	20. 2. 1954
Rurociągi podsadzkowe specjalne. Pierścienie uszczelniające. Wymagania techniczne	RN-54/MG-44074	20. 2. 1954

PRZEGLĄD ZAGRANICZNY

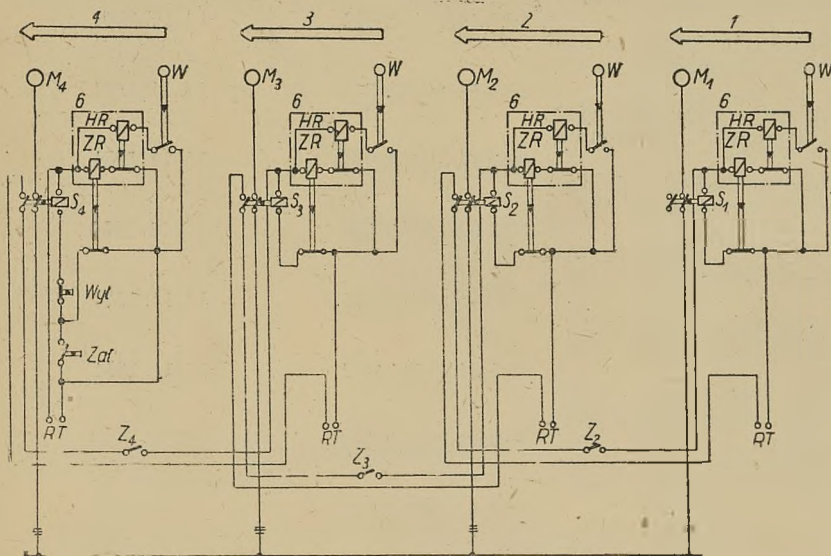
Zdalne sterowanie i kontrola przenośników taśmowych

Według: *Fredersdorf T.: Folgeschaltung und Bandüberwachung durch Bandwärter in schlagwettergefährdeten Vor-Ort-Betrieben. Glückauf, nr 25/26 1955 r. s. 729.*

Dotychczasowe urządzenia samoczynnej kontroli przenośników taśmowych, zabezpieczające przed pożarami taśm wyłączają przenośniki przy dodających się

niewielkich poślizgach taśmy względem bębnow napędowych. Powoduje to niepotrzebne przerwy w ruchu. Rys. 1 podaje schemat połączeń o opóźnionym działaniu wyłączającym przy równoczesnej rejestracji poślizgów nie stanowiących bezpośredniego zagrożenia taśmy. Schemat odnosi się do czterech ciągów taśmowych. Ciągi te są włączane kolejno przez centralny przycisk. Ruch przenosi się od przenośnika 4 do przenośnika 1. Po zwolnieniu przycisku stycznik taśmy 4

pozostaje załączony. Gdy taśma osiągnie prędkość nominalną przynależne samoczynne urządzenie kontrolne taśmy zamyka swój kontakt i włącza napięcie na przekaźnik pomocniczy HR zapobiegając wyłączeniu taśmy przez przekaźnik czasowy ZR. Jedynie przy dłuższej trwającym poślizgu a więc przy dłuższej przerwie wk kontakcie samoczynnego urządzenia kontrolującego taśmy następuje wyłączenie przenośnika z ruchu poprzez oba przekaźniki. Przenośnik 3 jest uruchamiany stykiem roboczym przekaźnika czasowego Z4. Podobnie zostają włączone oba dalsze przenośniki. Na rys. 1 podano tylko styki robocze przekaźników czasowych Z2 i Z4. Samoczynna kontrola przenośników 1 do 3 odbywa się w sposób analogiczny jak przy przenośniku 4. Przy niebezpiecznym poślizgu którejkolwiek z taśm wyłączają się samoczynnie przenośniki współpracujące.

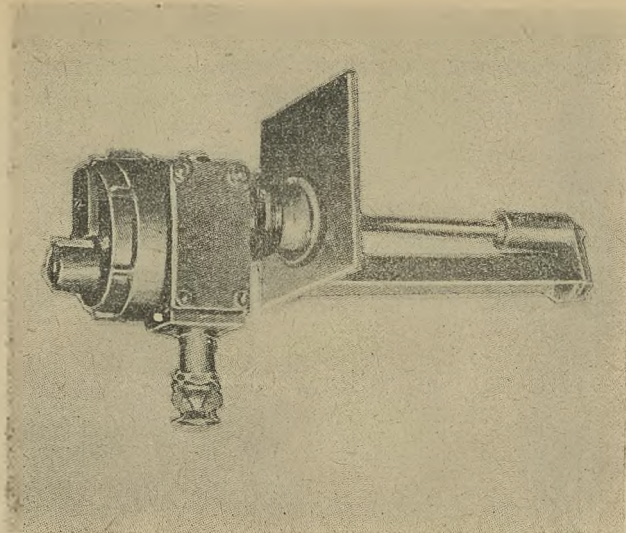


Rys. 1. Samoczynna kontrola ciągów przenośników

$M_1 \div M_4$ — silniki napędowe taśmowych, W — urządzenie do samoczynnej kontroli taśmy, 6 — osłona przekaźników, $S_1 \div S_4$ — styczniki, $Z_2 \div Z_4$ — styki przekaźników czasowych w osłonach (dla kolejnego włączenia taśm), HR — przekaźniki pomocnicze, ZR — przekaźniki czasowe

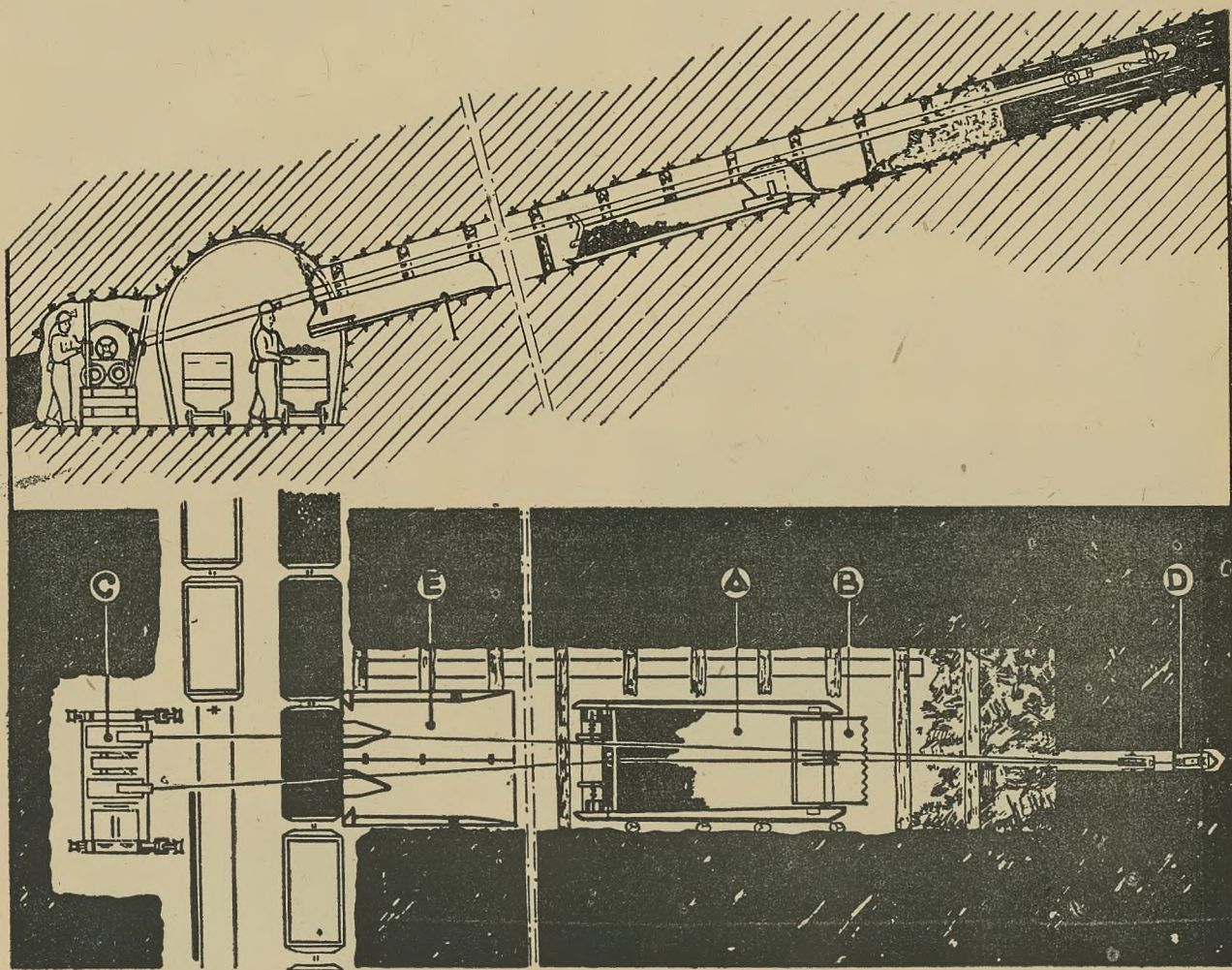
Zgarniarka zbiornik

Według: Goard R. Note sur le scraper-accumulateur.
Rev. Ind. miner. maj 1955, s. 582.



Rys. 2. Urządzenie wyłączające taśmę

Przy drażeniu chodnika pochyłego w pokładzie o grubości 0,45 m zastosowano nową metodę mechanizacji, dzięki której uzyskano postęp chodnika 6 m na zmianę przy obsadzie 2 ludzi w przodku. Zamiast wrębu wykonuje się otwór o średnicy 220 mm i długości 5,25 m. Węgiel urabia się materiałem wybuchowym. Do ładowania i odstawy urobku użyto zgarniaka, który w przedniej części ma czerpak o działaniu analogicznym do czerpaka ładowarki zasięrzutnej. Zgarniak razem z czerpakiem jest wciągany do odstrzelonego urobku linami. W głębi otworu o dużej średnicy osadza się klin łuskowy rozpierający, który służy do zamocowania krążka zwrotnego liny zgarniarki. Po kilku ruchach czerpaka napęlnia się zgarniak. Po jego napęlnieniu przesuwają się go na płozach do pomostu załadunkowego



Rys. 1. Zgarniarka-zbiornik

A — zbiornik, B — czerpak, C — kołowrót, D — osadzenie krążka zwrotnego, E — pomost wyładawczy

Rys. 2 przedstawia urządzenie do samoczynnej kontroli poślizgu taśmy typu Siemens-Schuckert z krążnikiem, ciernym. Przy poślizgu grożącym pożarem taśmy, urządzenie przez instalację elektryczną wyłącza silnik napędu przenośnika.

u wylotu chodnika gdzie węgiel samoczynnie wyładuje się do wozów. Liny porusza kołowrót dwubębnowy zgarniarki ustawiony we wnęce naprzeciw drażnego chodnika. Schemat urządzenia podaje rys. 1.

Mgr inż. Jan Zyzak

O warunkach tworzenia się genetycznych typów węgla i ich związku z cyklami — warunkami sedymentacji w Zagłębiu Donieckim

Według: Timofiejew P. P.: Ob usłowjach formirowanja gienieticzeskich tipow uglej i ich swiazi z cikłami — obstanowkami osadonakoplenia w Donbassie. Dokłady Akad. Nauk SSSR, t. 102, nr 4, 1955, s. 809.

Badania litologiczne i petrograficzne prowadzone od wielu lat w Zagłębiu Donieckim wykazały związek pomiędzy genetycznymi typami węgla i warunkami sedymentacji mającymi swe odbicie w cyklach sedymentacji. Cykl sedymentacji to zespół warstw osadowych, w którym warstwy te zmieniają się w określonej kolejności. Każda odrębna warstwa skały osadowej tworzyła się w określonych warunkach sedymentacji. Każdemu cyklowi odpowiadają zatem swoiste warunki sedymentacji, to jest swoisty kompleks facji.

Badaniami typów genetycznych węgla zajmowało się w Zagłębiu Donieckim wielu badaczy. Opisano wiele typów genetycznych opierając się na charakterze budowy substancji zżelefikowanej. Dla przeprowadzenia analizy związków pomiędzy typami genetycznymi a cyklami Timofiejew przyjmuje dwie genetyczne grupy, z których każda obejmuje po dwa typy węgla.

Węgiel typu *AI* — klarytowy węgiel (klaryty i duryto-klaryty) z ksyłowitrytową zżelefikowaną substancją.

Węgiel typu *AII* — durytowy węgiel (klaryto-duryty i duryty) z różnorodnym zestawem ciałek ukształtowanych.

Węgiel typu *BI* — klarytowy węgiel (klaryty i duryto-klaryty) z jednorodną zżelefikowaną substancją.

Węgiel typu *BII* — durytowy węgiel (klaryto-duryty i duryty) ze sporami, jako ciałkami ukształtowanymi.

Węgłe typów *AI* i *BI* stanowią 91,5 do 93 % węgla występujących w Zagłębiu Donieckim, natomiast węgiel typu *AII* i *BII* nie ma więcej niż 7 ÷ 8,5 %.

Węgiel zawierający zżelefikowaną substancję ksyłowitrytowo-witrytową powstał przy stosunkowo szybkim obniżaniu się torfowiska, co zgadza się z zawartością dużej ilości ksyłowitrytów i witrytów w węglu. Występowanie ksyłowitrytów i witrytów jest wynikiem niedługiego okresu czasu, w którym roślinny materiał uległ rozkładowi w procesie żelefikacji.

Proces ten nie zakończył się a uległ przerwaniu w stadium napęcznienia materiału. Natomiast węgiel zawierający jednorodną substancję zżelefikowaną powstał przy stosunkowo powolnym obniżaniu się torfowiska. W tych warunkach rozkład materiału roślinnego trwał znacznie dłużej, co doprowadziło do powstania jednorodnej substancji. Proces żelefikacji nie został przerwany w stadium napęcznienia materiału a dopiero w stadium rozkładania.

Różna długość okresów czasu, w których materiał roślinny podlegał biochemicznemu rozkładowi (pierwszy czynnik warunkujący utworzenie węgla) wyznacza powstanie jednej z dwu wymienionych grup genetycznych węgla. Długotrwałość tych okresów zależy od tego, jak prędko torfowisko zostało zabezpieczone przed dalszym rozkładem, a więc od szybkości z jaką pograża się pod poziom wody. Szybkość obniżania się torfowiska zależała od ruchów tektonicznych, które w Zagłębiu Donieckim były bardzo skomplikowane, jak tego

dowodzą studia nad cyklami sedymentacji. Na tle ogólnego obniżania się części Zagłębia występowały tu periodyczne ruchy obniżania się i wydźwigania terenu. Drugim czynnikiem warunkującym tworzenie się węgla jest stopień zawodnienia torfowiska. W torfowiskach mocno zawodnionych stojącymi wodami tworzyły się węgle klarytowe i duryto-klarytowe (typy *AI* i *BI*), w torfowiskach mało zawodnionych („suchych”) tworzyły się węgle durytowe i klarytowo-durytowe (typ *AII*), w torfowiskach o słabo przepływającej wodzie tworzyły się węgle sporowe-duryty i klaryto-duryty (typ *BII*).

Ten krótki przegląd zasadniczych czynników warunkujących tworzenie się węgla pozwala na sprecyzowanie charakterystyki warunków, w których powstają cztery genetyczne typy węgla oraz na powiązanie tych warunków z czterema facjami.

Węgłe należące do grupy genetycznej *A* powstawały w warunkach istniejących w facjach kontynentalno-morskich i właściwych morskich:

Facja stosunkowo szybko zanurzających się zawodnionych błot torfowych (woda stojąca). Błotniska, w których powstawały węgle typu *AI*, miały następujące cechy: a. warunki błot zawodnionych przez wodę stojącą, b. anaerobowy proces przerabiania materiału roślinnego, c. środowisko stosunkowo silnie redukujące, d. krótki okres działania procesów biochemicznych w rozkładzie roślinnego materiału i niezakończenie tego procesu, e. stosunkowo szybkie zanurzanie się błotniska, f. stosunkowo prędkie zabezpieczenie pierwotnego materiału roślinnego, g. bardzo ostra zmiana warunków sedymentacji w okresie po utworzeniu się torfu w stosunku do warunków z okresu przed utworzeniem się torfu.

Facja stosunkowo szybko zanurzających się mało zawodnionych („suchych”) błot torfowych. W błotniskach tych powstawały węgle typu *AII*. Błotniska te miały następujące cechy: a. warunki mało zawodnionych („suchych”) błot, b. aerobowy proces przerobu roślinnego materiału, c. środowisko utleniające oraz warunki inne (d, e, f, g), takie same jak przy tworzeniu się węgla typu *AI*.

Węgłe należące do grupy genetycznej *B* powstawały w warunkach istniejących w facjach przybrzeżno-morskich i przybrzeżno-właściwie-morskich.

Facja błot torfowych stosunkowo wolno obniżających się, zawodnionych wodami stojącymi. Błotniska, w których powstawały węgle typu *BI* miały następujące cechy: a. warunki zawodnionych wodami stojącymi błot torfowych, b. anaerobowy proces przerabiania roślinnego materiału, c. środowisko stosunkowo słabo redukujące, d. długotrwałość działania procesów biochemicznych rozkładu materiału roślinnego i pełne jego zgłazetowanie, e. stosunkowo powolne zanurzanie się błotniska, f. stosunkowo nieprędkie zabezpieczenie pierwotnego materiału roślinnego, g. zachowanie tych samych warunków sedymentacji przed i po okresie utworzenia się torfu.

Facja błot torfowych stosunkowo wolno obniżających się z słabym przepływem wody. W błotach tych powstał węgiel typu *BII*. Miały one następujące cechy: a. warunki błot torfowych ze słabym przepływem wody, b. anaerobowo-aerobowy proces przerabiania materiału roślinnego, c. środowisko słabo-kwaśne oraz warunki inne (d, e, f, g) takie same jak przy tworzeniu się węgla typu *BI*.

Tablica 1

Związek genetycznych typów węgla z cyklami-warunkami sedymentacji

	Cykle-warunki sedymentacji					
	kontynentalno-morskie KM			morskie M		
	KMI	KMII	KMIII	MI	MII	MIII
Ilość punktów w zbadanych pokładach	33	2	5	72	5	32
Genetyczne typy węgla	typy AI i AII			typy BI i BII		typy AI i AII

W południowo-zachodniej i centralnej części zbadano 48 pokładów w 149 punktach (w 25 kopalniach) zestawiając wyniki badań petrograficznych, litologicznych i geologicznych. We wszystkich tych przypadkach stwierdzono, że węgle typu A występują w cyklach sedymentacyjnych kontynentalno-morskich (aluwialno-przybrzeżno morskich KMI, aluwialno-właściwie-morskich KMII, aluwialno-przybrzeżno-właściwie-morskich KMIII) oraz właściwie morskich MIII. Węgle typu B tworzą się w warunkach przybrzeżnomorskich MI i przybrzeżno-właściwie morskich. Wyniki sumaryczne badań podaje tablica 1.

Stwierdzenie tych związków w tylu punktach w różnych pokładach pozwala przypuszczać, że nie są one wynikiem przypadkowym, a dają obraz pewnej prawidłowości, która istnieje i w innych częściach Zagłębia Donieckiego.

Należy podkreślić, że związek pomiędzy genetycznymi typami węgla i cyklami stwierdzono dlatego, że pracowano metodą analizy racjonalno-cyklicznej, którą objęto łącznie pokłady węgla i skał towarzyszących, jako kompleksy typów genetycznych występujących w prawidłowej kolejności.

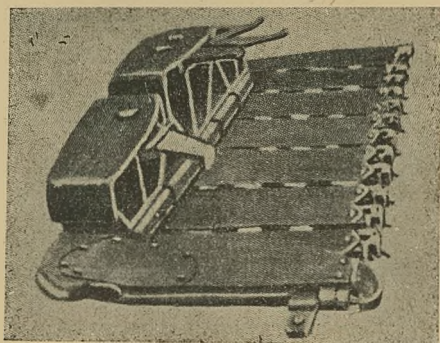
Mgr inż. St. Kossuth

Piła węglowa

Według A. W. Topczijew, W. N. Chorin: *Mechanizacja wyjemki uгля w Zapaďnoĵ Germanii, Anglii i Gołłandii.*

Mechaniz. trudof. Rabot. Nr 4, kw. 55 r.

W Zagłębiu Ruhry dokonuje się prób z piłą węglową do cienkich i stromych pokładów. Piła ta (rys. 1) składa się z siedmiu płaskich sekcji, na których od strony calizny znajduje się dwanaście uchwytów dwunożowych. Po wykonaniu dwóch przejść, w górę i w dół ściany, piła zagłębia się w caliznę na głębokość 20 do 30 mm wykonując wrab wysokości 70 ÷ 90 mm.



Rys. 1. Ogólny widok piły węglowej

22 przejść w górę i w dół ściany dając wrab głębokości 0,55 m. Dla urobienia podwreńbionej calizny, po zagłębieniu się piły na głębokość 0,45 m, na sekcjach umocowuje się cztery ostrza.

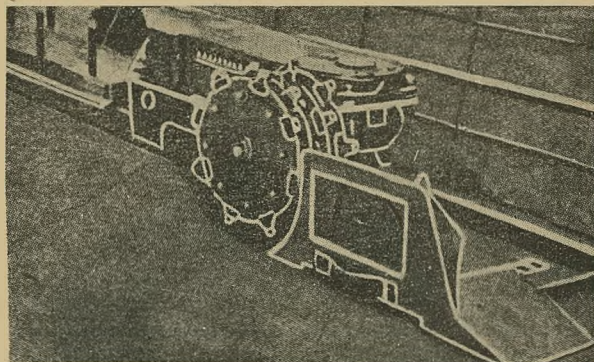
Piła napędzana jest dwoma kołowrotami o mocy 20 KM ustawionymi w chodniku wentylacyjnym. Lina przechodząca przez kadłub maszyny i krążki kierujące wytwarza siłę dociskającą piłę do calizny. Po zastosowaniu piły w jednej z kopalń w ścianie długości 80 m, w pokładzie o grubości 0,75 m i nachyleniu 45°, wydobyte wzrosło z 32 ÷ 34 t do 73,9 t a wydajność z 3,84 do 5,05 t.

Nowe maszyny zespołowe

Według: A. W. Topczijew, W. N. Chorin: *Mechanizacja wyjemki uгля w Zapaďnoĵ Germanii, Anglii i Gołłandii.*

Mechaniz. trudof. Rabot. Nr 4, kw. 55 r.

Większość pracujących w Anglii wrębiarek i produkcja nowych oparta jest na istniejących już typowych wrębiarkach. Do zbudowanych na tej zasadzie należy również kombajn firmy Anderson Boyes (rys. 1).

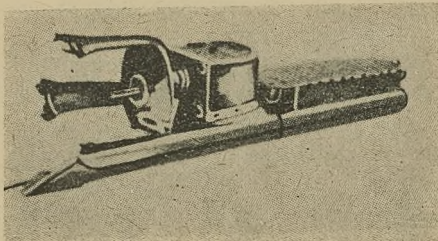


Rys. 1. Kombajn firmy Anderson Boyes z tarczami tnącymi

gdzie wrębnik zastąpiono reduktorem z poziomym wałem, na którym znajdują się tarcze tnące o średnicy 914 ÷ 1016 mm. Ilość tarcz zależna jest od twardości węgla i wielkości zabioru przyjmowanego w granicach 400 ÷ 550 mm, ponieważ zwiększanie zabioru ponad tę granicę wpływa niekorzystnie na pracę maszyny. Oś wału z tarczami tnącymi skrzycona jest o 7,5° w stosunku do poprzecznej osi kombajnu. Na każdej tarczy znajduje się 4 ÷ 8 uchwytów na noże wrębne z wkładkami z węglików spiekanych. Szybkość obrotowa noży wrębnych wynosi 225 m/min. Dla lepszej statyczności maszyny tarcze obracają się z dołu do góry. Kombajn pracuje z przenośnika pancernego. Węgiel spychany jest na przenośnik zgarniakiem sztywno połączonym

Szybkość robocza piły wynosi około 1 m/sek. W ścianie długości 80 m, w ciągu 1 godziny, piła może wykonać

z kadłubem maszyny. Na zgarniaku umieszczone są dwie dysze urządzenia zraszającego, skierowujące strumień wody na górną część tarcz tnących. Maksymalna szybkość robocza posuwu kombajnu wynosi $2,1 \div 2,7$ m/min. Załadowanie węgla ze ściany następuje przy ruchu powrotnym kombajnu. Szybkość kombajnu dostosowuje się tak, ażeby przenośnik mógł odstawić węgiel ładowany przez zgarniak, co zależne jest od szybkości łańcucha przenośnika. Przy pracy kombajnów z tarczami tnącymi następuje duże rozdrobnienie węgla. Celem uniknięcia tego, firma Anderson Boyes wykonała prototyp nowego kombajnu, w którym część urabiającą stanowi tarcza z trzema prostokątnymi ramionami na obwodzie (rys. 2), zaopatrzonymi w noże. W środku

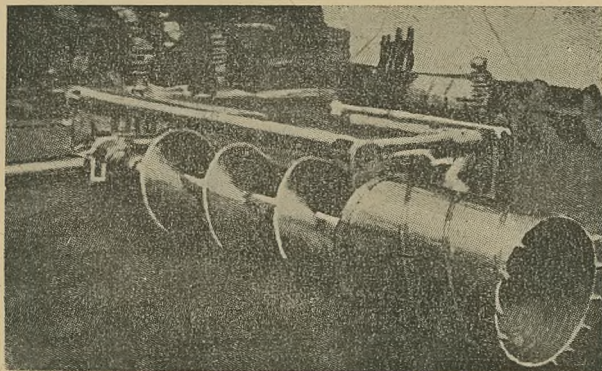


Rys. 2. Kombajn firmy Anderson Boyes

tarczy znajduje się wiertło kruszące węgiel. Kombajn wycina cylindryczny otwór o średnicy 685 mm a ramiona odrzucają rozkruszony węgiel na przenośnik. Przy próbach w ścianie o długości 130 m i grubości 1 m, kombajn urobił trzy warstwy węgla w czasie dwóch zmian. Wydajność wynosiła 5 t na robotnikodniówkę. W 1954 r. wprowadzono w dwóch kopalniach angielskich ulepszone kombajny tego typu zaopatrzone z obu stron w głowice urabiające. Eliminuje to nieproduktywny ruch powrotny kombajnu, gdyż urabianie węgla następuje przy ruchu kombajnu w obydwie strony. Dzięki temu kombajn pracujący w ścianie o długości 325 m i grubości 1 m, urobił 450 mb na głębokość 0,68 m w ciągu jednej zmiany. Wydajność wzrosła do 10 t na robotnikodniówkę.

Do eksploatacji pokładów, w których normalne sposoby okazują się nieekonomiczne (np. w pokładach cienkich, w pokładach o słabym stopie, wymagających specjalnej obudowy itp.) stosuje się urządzenia wiertnicze (rys. 3) z głowicą wierzącą o średnicy 635 mm i ślimakiem o średnicy 600 mm służącym do transportu urobku. Urządzenia te umożliwiają wydobywanie najwyżej 45 % substancji węglowej, przy czym około 25 % stanowi asortyment o wielkości mniejszej

od 5 mm, przy największej szybkości głowicy zaopatrzonej w ostre noże. Po ulepszeniu urządzeń tego typu osiąga się szybkość wiercenia 1,2 m/min, mniejsze rozdrobnienie węgla, a głębokość odwiertu do 30 m.



Rys. 3. Urządzenie wiertnicze

Jednakże na znaczne trudności można napotkać przy wierceniu w przypadku nagromadzenia się gazu w odwiercie, ponieważ jak wykazała eksploatacja urządzenia w jednej z kopalń, w odwiercie może znajdować się do 8,7 % metanu.

Lekki przenośnik zgrzeblowy ŁKS-2

Według: Uszakow: *Legki skrobkowy konwiejer.*
Masier Ugla. Maj 55.

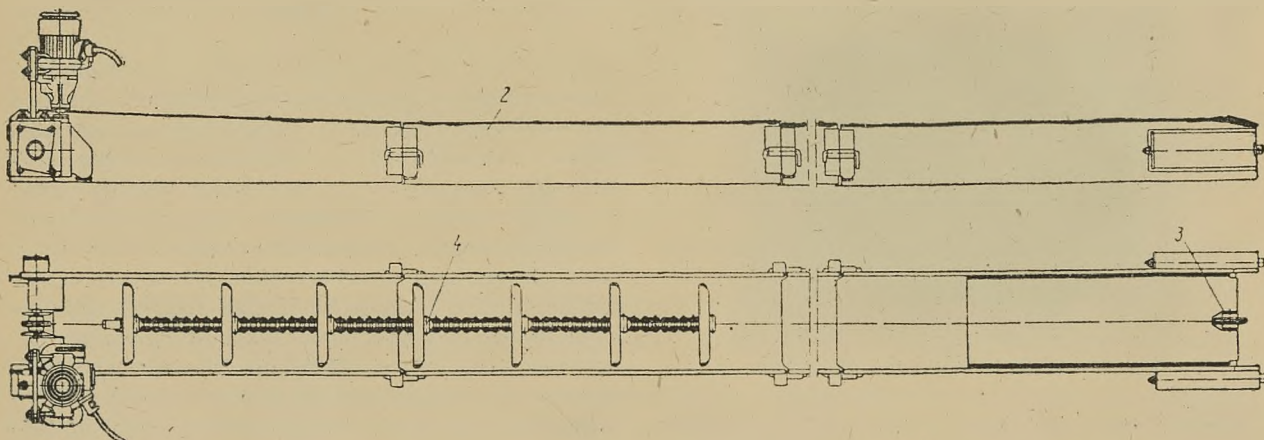
Przy przygotowywaniu pokładu do eksploatacji systemem filarowym drąży się chodniki równoległe o małym przekroju i niedużej odległości odstawy.

Ze względu na małą ilość urobku transportowanie go zwykłymi przenośnikami jest niecelowe. W tych warunkach stosuje się w kopalniach Zagłębia Kuźnieckiego jednołańcuchowy, lekki przenośnik zgrzeblowy typu ŁKS-2 (rys. 1).

Przenośnik ŁKS-2 składa się z czterech części:

1. napędu 1 z reduktorem z przekładnią ślimakową i uchwytem dla umocowania ręcznej wiertarki elektrycznej EP-5 napędzającej przenośnik,
2. przęseł 2 długości 1,5 m,
3. zwrotni 3,
4. łańcucha zgrzeblowego składającego się z oddzielnych odcinków równych długości dwóch przęseł.

Przenośnik ŁKS-2 przeznaczony jest do odstawy węgla na odległość do 15 m. Przy odstawie na większe

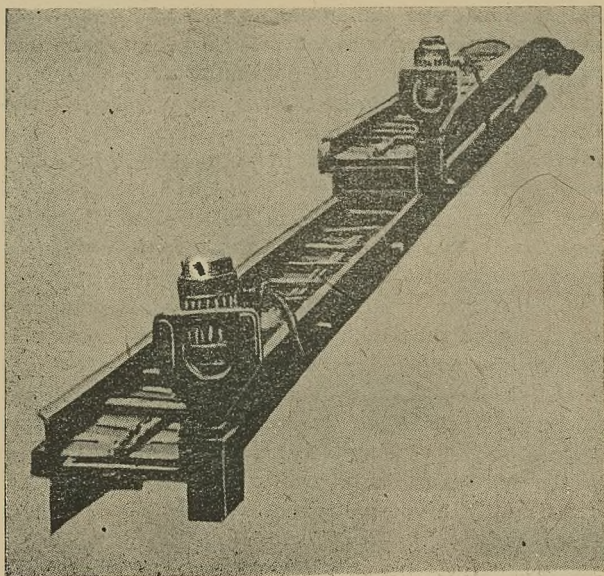


Rys. 1. Przenośnik ŁKS-2

odległości stosuje się dwa przenośniki jeden za drugim.

Węgiel ładuje się na przenośnik ręcznie, ale można również wykorzystać samoładunek przy strzelaniu na przenośnik. W tym przypadku zwrótnie przenośnika ustawia się w niewielkiej odległości od czoła przodku i przed strzelaniem zasypuje węglem albo zakrywa kałkami blachy.

Po każdym cyklu przenośnik jest przedłużany przez wstawienie jednego przesła. Dwóch pracowników wykonuje to w czasie $10 \div 15$ minut. W celu uniknięcia częstego przedłużania zastosowano dwa przenośniki nałożone jeden na drugi (rys. 2).



Rys. 2. Dwa przenośniki ŁKS-2 współpracujące ze sobą

W momencie, gdy zaistnieje konieczność przesunięcia przenośnika do czoła przodku, umocowuje się linę jednym końcem do obudowy (do stropnicy), a drugim do łańcucha zgrzeblowego. Po uruchomieniu łańcucha przenośnik sam przesuwają się do przodku. Przedłużanie tym sposobem trwa od $2 \div 3$ minut. Przy eksploatacji pierwszych osiemnastu przenośników ŁKS-2, w różnych warunkach kopalń Zagłębia Kuźnickiego okazało się, że odpowiadają one w zupełności swemu przeznaczeniu i mogą być stosowane wszędzie tam, gdzie odbywa się odstawa urobku na małą odległość.

Przenośnik ŁKS-2 może współpracować także z przenośnikiem SKR-11. W miarę posuwania się przodku przedłuża się przenośnik ŁKS-2 do 15 m i dopiero wtedy przedłuża się przenośnik SKR-11 o całą tę długość.

W najbliższym czasie rozpocznie się w ZSRR seryjną produkcję przenośników ŁKS-2.

Inż. L. Kozarski

Lekkie stopy i aluminium w kopalniach węgla

Według: *Light Alloys in Coal Mines. Colliery Guard* t. 190, nr 4912, 21 kwiecień 55.

Niebezpieczeństwo iskrzenia zapalającego lekkich stopów zawierających duży procent magnezu znane jest ogólnie już od dawna. O niebezpieczeństwie lekkich stopów zawierających mały procent Mg, w Anglii po raz

pierwszy zasygnalizował około sześć lat temu Ministerialny Zakład Badań Bezpieczeństwa w Kopalniach, w wyniku przeprowadzonych badań wiertarek z tych stopów.

Brytyjskie Ministerstwo Paliw i Energetyki oraz Brytyjski Zarząd Przemysłu Węglowego już od kilku lat badają niebezpieczeństwo powodowane przez sprzęt z lekkich stopów. Wynalezienie odpowiedniego materiału zastępczego zajęło pewien czas, lecz już w 1952 r. Zarząd Przemysłu Węglowego rozpoczął wycofywanie z kopalń węgla i wymianę 10 000 wiertarek z lekkich stopów. Do końca 1954 r. wszystkie znajdujące się w użyciu zostały wymienione.

Po wybuchu w kopalni Horden w Anglii w marcu 1953 r. przeprowadzono szczegółowe badania całego wyposażenia przodku, w którym nastąpił ten wybuch. Stwierdzono, że nie tylko stopy zawierające magnez w ilości nawet poniżej 0,05 % mogą dawać iskrzenie zapalające, lecz i samo aluminium przy uderzeniu o zardzewiałą stal, a nawet przy ręcznym pocieraniu o taką stal mogą spowodować wybuch mieszaniny gazowej.

W początkach 1954 r. w Anglii została wydana instrukcja rygorystycznie ograniczająca użycie wszelkiego sprzętu z lekkich stopów i aluminium. Pod koniec 1954 r. postanowiono zupełnie wycofać pewne typy stropnic, pomimo bardzo wysokich bezpośrednich kosztów tej wymiany oraz ogromnych kosztów pośrednich przez nią spowodowanych: obudowa przodku jest pracą ciężką i kłopotliwą, a lekkie stopy wydatnie przyczyniały się do zmniejszenia wysiłków i kosztów.

Pilną koniecznością stało się przeprowadzenie badań dla wynalezienia materiałów zastępczych, bezpiecznych w użyciu w kopalniach gazowych, a posiadających cenne zalety stopów dotychczas powszechnie używanych.

Inż. L. Jabłoński

Szybkościowe metody zgłębiania szybów

Według: *South African Mining and Engineering Journal* z 9. 4. 55 r. oraz *Mining Journal* z 17. 6. 55 r.

Szyb wentylacyjny o średnicy 5,4 m nr 1 kopalni złota Vaal Reefs (Południowa Afryka), przechodzący przez warstwy twardego diabazu, w obudowie z łanego betonu, uzyskał za pierwszy kwartał 1955 r. od głębokości 180 m postęp 545 m przy ładowaniu ręcznym; w tym 177 m za 31 dni stycznia, 168 m za 28 dni lutego i 200,1 m za 30 dni marca (jeden dzień marca był przeznaczony na wybitcie i wymurowanie komory pomp, podobnie zresztą jak 4,5 dni stycznia poświęcono na budowę komory pomp, wiercenie długich otworów badawczych i cementowanie szczelin wodnych) czyli średni postęp miesięczny budowy szybu wyniósł 181,8 m.

Te 545 m zgłębiania szybu w ciągu trzech miesięcy jest nowym rekordem o 179 m lepszym od poprzednio uzyskanego w podobnych warunkach w jednej z kopalń Południowej Afryki jednak przy ładowaniu mechanicznym. Dodać należy, że plan robót na kwiecień 1955 r. przewiduje postęp zgłębiania 213 m. Dwie rzeczy są podstawą osiągnięcia tych niezwykłych wyników w budowie szybów; pierwsza jest odbiciem stałego ulepszania techniki zgłębiania tego rodzaju szybów w okresie ostatnich paru lat, a druga mówi o najlepszym i najwłaściwszym wykorzystaniu nowoczes-

nych metod organizowania i harmonizowania wszystkich pomocniczych i pobocznych robót związanych z podstawowym zadaniem budowy wyrobiska pionowego. W omawianym przypadku obie zastosowane zostały bez reszty.

W budowie innych nowych szybów kopalń złota, gdzie również osiągano duże postępy zgłębiania, przyspieszenie robót uzyskiwano przez mechanizację ładowania, przez zastosowanie mocniejszych maszyn wyciągowych (3000—4000 KM) i większe kubły (pojemności 5,5 do 7 t), gdy tymczasem w budowie szybu, o którym mowa, użyto dwubębnowej maszyny wyciągowej o mocy tylko 960 KM, kubłów tylko 2,5 t ale za to tak zharmonizowano i zsynchronizowano wszystkie operacje, że praca mogła mieć płynny, niezakłócony żadnymi postojami czy też następnie zrywami, spokojny przebieg i równomierne natężenie.

Technika budowy szybów okrągłych doznawała stale takich czy innych ulepszeń a jednym z nich, najbardziej posuwającym ją naprzód, jest zawieszanie wieńca — podstawy pośredniej około 9 m ponad aktualnym dnem, co pozwalało na nieprzerwaną pracę zgłębiania w wolnym przodku szybu. Ponieważ jednak beton opuszczano nadal w pojemnikach, to zalewanie go mogło się odbywać tylko w czasie zmiany wiercenia, gdy maszyna wyciągowa nie była zajęta wydobywaniem urobku. Trudności te zostały przezwyciężone parę lat temu przez to, że zamiast opuszczania betonu w pojemnikach i zajmowania tym maszyny wyciągowej, spuszcza się beton z powierzchni rurami o średnicy 150 mm. Przy tym sposobie budowy szybów (w zupełności „równoległym” jak by to określiła nasza terminologia górnicza — przyp. tłum.) roboty zgłębiania, tj. wydobywania urobionej skały i obwiercania następnego zaboru, mogą być prowadzone w sposób ciągły bez przerw przeznaczonych dawniej na betonowanie.

Podstawowy wieńiec pośredni był podwieszany na pomoście roboczym w odległości 9 m ponad dnem szybu w taki sposób, że znajdował się na jednym poziomie z dolnym pokładem pomostu roboczego. Pomost roboczy był tak zbudowany, że kubły wydobywcze mogły przechodzić przez niego w górę i w dół w czasie ich normalnej pracy ciągnięcia urobku na powierzchnię. Okrągłe oszalowanie było opuszczane za pomocą czterech kołowrotów a beton zalewany poza oszalowanie rurociągiem z powierzchni dla każdego odcinka obudowy. Czas potrzebny na opuszczenie i prawidłowe ustawienie okrągłego oszalowania, dzięki dobrze przemyślanej konstrukcji i następnie nabytej wprawie, został zredukowany tak dalece, że przy 36 godzinach potrzebnych dla obudowy 9 m szybu, obudowanie tej długości odcinka pochłaniało tylko 4 godziny czasu. Ta duża szybkość wykonywania obudowy pozwoliła na poświęcenie więcej czasu na inne roboty, takie jak wiercenie otworów dla zamocowania klamer i wsporników, przedłużanie rurociągów powietrza sprężonego, wody, betonu oraz lutni dla powietrza wentylacyjnego i przewodów dla cementowania (szczelin wodnych) oraz kabli.

Organizacja pracy. Wszystkie rodzaje robót pomiędzy jednym a drugim odpaleniem strzałów zostały uję-

te w jeden ściśle opracowany i najbardziej ekonomicznie ujęty cykl pracy, który ułatwia szybki postęp budowy.

W pół godziny po odstrzale załoga może wejść do szybu. Wieńiec podstawowy i urządzenia pomocnicze opuszcza się i ustawia, po czym równocześnie rozpoczyna się ładowanie i zastrzykiwanie cementu w ściany szybu dalszego odcinka obudowy. Roboty nad obudową trwające w sumie 3,5 godz były wykonywane w czasie zmiany ładowania, gdy pracowano na trzy zmiany 8-godzinne, ale przeciągały na zmianę oczyszczania i obrywkę przodku i część zmiany wiercenia, gdy pracowano na cztery zmiany po 6 godz, jak np. w marcu, gdzie na skutek niezwykle twardych skał głębokość zabioru zmniejszono z 2,25 na 1,65 m. Po ukończeniu wiercenia urządzenie do betonowania podciągano w górę a podczas nabijania otworów strzałowych podciągano pomost roboczy na wysokość zabezpieczającą go przed strzałami i odpalano strzały. Stanowiło to zakończenie jednego cyklu pracy i było punktem wyjściowym dla cyklu następnego. Na powierzchni manipulacja z urobkiem miała także dokładnie opracowany tok. Kamień z każdego kubła wyładowywano wprost do wodoszczelnych czterotonowych wozów z bocznym wyładowaniem, które stale przez cały czas ładowania na dole w szybie były doczepione do lekkich lokomotyw. Trzy składy takich pociągów były w użyciu odwożąc na zmianę urobek do zbiornika niedaleko szybu, skąd pięć jednotonowych wózków stale doczepionych do lokomotywy odwoziło kamień na zwalę. Dla wyeliminowania przerw w ładowaniu na dole szybu, kubły były wyciągane i opróżniane w tempie 2,5 min/wóz.

Innym bardzo ważnym czynnikiem w szybkim zgłębianiu szybów okrągłych jest dokładność zakładania i odwiercania otworów strzałowych, gdyż nawet niewielkie wystawanie skał z bocznych ociosów szybu po odstrzale nieprawidłowo ułożonego otworu przeskadza w opuszczeniu bądź też może spowodować odchylenie, uszkodzenie a nawet zniszczenie oszalowania czy też pomostu roboczego, co oczywiście prowadzić musi do poważnych opóźnień w robotach. Aby tego uniknąć właściwe punkty zakładania i skierowania otworów strzałowych są wskazywane przez szablony zaczepowane na palu w środku szybu, zaopatrzone w przegubowe ramiona i prowadnice wytyczające zewnętrzne i wewnętrzne otwory, a łańcuchy zawieszone na ramionach wskazują punkty zakładania otworów pośrednich. Wiercenie odbywa się według ściśle ustalonego schematu i wszystkie wiertarki rozpoczynają i kończą pracę mniej więcej równocześnie. Czas przeznaczony na wiercenie jest w ten sposób najlepiej wykorzystany. Roboty związane z ładowaniem są również jak najbardziej skoncentrowane.

Wszyscy ładowacze ładują jeden kubeł naraz i to kubeł, który właśnie ma iść w górę a nie dzielić się na partie dla ładowania dwóch czy więcej kubłów równocześnie, a miejsca ładowania zmienia się w miarę potrzeby tak, aby urobiona skała leżała równo na jednym poziomie.

Mgr inż. E. Kaliciński

Redaguje Komitet Redakcyjny powołany przez Departament Techniki Ministerstwa Górnictwa

Redaktor Naczelny: mgr inż. Stanisław Gisman; Sekretarz Redakcji: mgr Marla Subocz; Redaktorzy Działowi: mgr inż. Marcin Borecki, mgr inż. Stanisław Kossuth, mgr Jerzy Osuchowski, mgr inż. Jan Zyzak

Sesja Naukowa AGH i Zjazd Naukowy Wychowanków AGH

W dniach 12 i 13 listopada br. odbędzie się III Sesja Naukowa AGH oraz VI Zjazd Naukowy Wychowanków AGH w Krakowie pod hasłem:

„Zacieśniamy więź teorii z praktyką“

W obradach plenarnych i sekcyjnych zostaną omówione najaktualniejsze problemy z zakresu górnictwa, hutnictwa, odlewnictwa, geologii poszukiwawczej, geo-

dezi górnictwa i ceramiki wraz z zagadnieniami elektryfikacji i mechanizacji.

Referaty wygłoszą pracownicy naukowcy z AGH i instytutów naukowo-badawczych oraz wychowankowie AGH pracujący w przemyśle.

Zjazd odbędzie się w nowych gmachach AGH w Krakowie, Al. Mickiewicza 30.

Informacji o Zjeździe udziela Komitet Organizacyjny Zjazdu, Kraków, Al. Mickiewicza 30.

Górnicy!

Zbliża się termin odnowienia prenumeraty czasopism górniczych na rok 1956.

Czasopisma te zapoznają was z najnowszymi osiągnięciami techniki górnictwa i z „rozdującymi” metodami pracy w kraju i za granicą, pomagając wam przez to w usprawnieniu waszej pracy i podniesieniu jej wydajności a w następstwie również waszych zarobków. Stałe czytelnictwo czasopism górniczych ułatwi wam dostanie się na zaszczytną listę przodowników pracy, lub racjonalizatorów.

Jeśli już prenumerujecie czasopisma górnicze, nie zapominajcie odnowić prenumeraty na przyszły rok i namawiać kolegów, by poszli waszym śladem.

Jeśli ich jeszcze nie prenumerujecie, zapoznajcie się z nimi w bibliotece zakładowej a następnie zgłoście się do zakładowego Koła Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa celem wciągnięcia was na listę zbiorowej prenumeraty.

Przy zbiorowym zamówieniu korzystacie z znacznej ulgi w prenumeracie.

Koła Zakładowe SNT i TG!

Organizujcie listy prenumeraty zbiorowej i wyślijcie je na adres: Centrala Kolportażu Prasy i Wydawnictw „Ruch” Warszawa, ul. Srebrna 12, a należność za prenumeratę przekażcie najpóźniej do dnia 10 grudnia br. na konto PKO Warszawa 1-6-100 020. Przypominamy tytuły czasopism i warunki prenumeraty:

Przegląd Górniczy — miesięcznik naukowo-techniczny, objętość zeszytu 48 str. Prenumerata roczna normalna wynosi 102,— zł, ulgowa 54,— zł.

Wiadomości Górnicze — miesięcznik popularno-techniczny, objętość zeszytu 32 str. Prenumerata roczna normalna wynosi 54,— zł, ulgowa 18,— zł.

Gospodarka Górnictwa — miesięcznik poruszający ekonomiczne zagadnienia górnictwa, objętość zeszytu 32 str. Prenumerata roczna 72,— zł.

Gospodarka Węglem — miesięcznik poświęcony racjonalnemu zużyciu węgla, objętość zeszytu 24 str. Prenumerata roczna 36,— zł.

GÓRNICY! zamawiajcie Kalendarze Śląskie

Tak, jak w roku ubiegłym zostaną wydane cztery kalendarze śląskie: górno-śląski, opolski, cieszyński i Zagłębia Dąbrowskiego.

Każdy kalendarz bogato ilustrowany zawiera przeciętnie 120 ciekawych opowiadań, notatek, artykułów, reportaży, humoresek, wspomnień.

Objętość 288 stron dużego formatu, cena zł 10.—. Termin wydania grudzień 1955 r.

Kalendarze zamawiać należy już teraz w Oddziałach i Delegaturach PUPiK „Ruch”, u kolporterów zakładowych oraz u listonoszy wiejskich i miejskich. Sprzedaż kalendarzy odbywa się drogą przedpłat do dnia 30 listopada 1955 r.

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze

Nowości wydawnicze książek technicznych

- BLASCHKE S.: Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalin użytecznych, tom I, poziom III-IV str. 644, zł 60,— tom II, str. 639 zł 64
- DANIEC A.: Warzelnictwo soli, poziom III-IV, str. 129, zł 9,70
- DUDEK J.: Książeczka strzałowego w kopalni. Wyd. II, poziom I-II, str. 48, zł 1,75
- DUDEK W.: Oświetlenie i sygnalizacja. Cz. 2 Urządzenia teletechniczne w podziemiach kopalń. Górnictwo tom XIII, poziom IV, str. 238, zł 27,—
- GISMAN S., TRZOSKA I.: Przekładka przenośników zgrzeblowych, poziom I, str. 83, zł 4,40
- GOŁĘDZINOWSKI L., BALLESTEDT L.: Prefabrykaty i nowe materiały w górnictwie podziemnym, poziom III-IV, str. 110, zł 8,50
- JACKIEWICZ A.: Zarys górnictwa (podręcznik szkolny) poziom III, str. 203, zł 11,50
- KOKOT S.: Górnik ścianowy, poziom II, str. 106, zł 5,50
- KOZUBSKI F.: Miernictwo górnicze, (podręcznik szkolny) poziom III, str. 235, zł 13,20
- LESIECKI W.: Dźwignice linowe, poziom II-III, str. 76, zł 4,—
- LESIECKI W., NOWAK J.: Lampownie kopalniane i ich obsługa, poziom II, str. 92, zł 5,—
- MACIEJASZ Z.: Poszukiwanie złóż rudnych, poziom III, str. 136, zł 7,70
- MAROSZEK H.: Urządzenia elektryczne górnicze, cz. 2 (podręcznik szkolny) poziom III, str. 548 zł 29,—
- MATWIN M.: Przebudowa wyrobisk górniczych, poziom II, str. 68 zł 3,40
- POGODA W.: Ładowacz chodnikowy, poziom I, str. 55 zł 2,40
- SALUSTOWICZ A.: Mechanika górotworu, cz. 1 Mechanika górotworu. Górnictwo tom III, poziom IV, str. 285, zł 31,20
- STANIENDA R.: Planowanie i sprawozdawczość w górnictwie (podręcznik szkolny) poziom III str. 164 zł 9,80
- SZAWDYN J.: Miernictwo naziemne (podręcznik szkolny) poziom III, str. 138, zł 8,60
- URBAN J.: O tapaniach kopalnianych, poziom I, str. 42, zł 1,80
- WOYCIECHOWSKI J.: Zarys górnictwa solnego. poziom III, str. 233, zł 16,—
- ZARYS GÓRNICTWA KAMIENNEGO, praca zbiorowa, poziom III, str. 294, zł 23,30

Dla racjonalnego zaopatrzenia księgarni w nowości wydawnicze należy zamawiać już teraz osobiście, telefonicznie lub listownie w księgarniach technicznych Domu Książki następujące górnicze książki techniczne, które ukażą się drukiem w najbliższych miesiącach:

W GRUDNIU.

DIETRZYCH J.: Teoria i budowa przesiewaczy, poziom III-IV, ark. wyd. 21,9, zł 24,60

W książce omówiono cele przesiewania, zasady ruchu ziarna na przesiewaczach, podział przesiewaczy pod względem konstrukcyjnym, opisano działania i zasady konstrukcji przesiewaczy szybkoobrotowych ze szczególnym uwzględnieniem rezonansowych i szybko-dragających. Książka przeznaczona jest dla inżynierów i techników przeróbkarzy.

GISMAN S.: Ilustrowany górniczy słownik encyklopedyczny, poziom V, ark. wyd. 50,1, 69,40

Słownik zawiera 9000 haseł i około 1000 rysunków, zdjęć fotograficznych oraz tablic całostronicowych.

Obejmuje słownictwo nie tylko górnicze z zakresu górnictwa węglowego, rudnego, solnego i kamiennego, wiertnictwa, eksploatacji ropy naftowej, lecz również słownictwa z zakresu przeróbki mechanicznej, kokso-słownictwa, przeróbki chemicznej węgla oraz słownictwo z zakresu miernictwa, geologii, petrografii, mineralogii. Słownik przeznaczony jest dla inżynierów i techników pracujących w górnictwie, kokso-słownictwie itp., jak również dla osób zajmujących się działalnością naukową w tych dziedzinach, dla słuchaczy szkół technicznych wszelkich typów oraz dla szerokich kół interesujących się zagadnieniami techniczno-gospodarczymi.

Do nabycia w księgarniach technicznych Domu Książki, w kioskach przyzakładowych i u kolporterów zakładowych

Adresy księgarni technicznych Domu Książki:

Stalinogród, ul. Młyńska 2 — tel. 31508; Chorzów, ul. Wolności 22 — tel. 405-20; Zabrze, ul. Wolności 288 — tel. 30-12; Bytom, Plac Stalina 10 — tel. 48-39; Bielsko, ul. Dzierżyńskiego 10 — tel. 24-35; Częstochowa, Aleja NMP 8 — tel. 14-41; Gliwice, ul. Zwycięstwa 31 — tel. 28-81; Rybnik, ul. Zamkowa 8 — tel. 13-27; Sosnowiec, ul. Stalinogrodzka 23 — tel. 624-79.

