

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ČZASOPISMO NAUKOWO TECHNICZNE
POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM GÓRNICCTWA

M I E S I E C Z N I K

Nr 6 (689)

CZERWIEC 1955

Tom XI (XLII)



WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE
STALINOGRÓD

TREŚĆ

1. Prof. kand. nauk techn. Józef Znański: System ubierkowy w pokładach tąpących	205
2. Mgr inż. Ludwik Majewski: Akordowanie robót chodnikowych	212
3. Mgr inż. Jerzy Wiland: Ścieralność konstrukcji przenośników zgrzeblowych	219
4. Mgr inż. Andrzej Mikucki: Czyszczenie wozów kopalnianych	220
5. Mgr inż. Włodzimierz Tuszko: Racjonalne zwałowisko węgla	224
6. Mgr inż. Michał Gerba: Wprowadzenie powietrza sprężonego pod sito robocze osadzarki tłokowej	231
7. PRZEGLĄD ZAGRANICZNY	236
8. PRZEGLĄD DOKUMENTACYJNY GÓR-NICTWA	
9. BIULETYN GŁÓWNEGO INSTYTUTU GÓR-NICTWA	

CONTENTS

1. J. Znański, Prof., Min. Eng.: Shortwall systems in seams liable to rock bursts	205
2. L. Majewski, Min. Eng.: Stinting in heading drivage	212
3. J. Wiland, Meeh. Eng.: Abradability of the frame of flight conveyors	219
4. A. Mikucki, Min. Eng.: Cleaning the mine tubs	220
5. W. Tuszko, Min. Eng.: Practical coal storage pile	224
6. M. Gerba, Min. Eng.: Admission of compressed air beneath the working sieve of a piston jig	231
7. FOREIGN REVIEW	236
8. MINING ABSTRACTS	
9. BULLETIN OF THE POLISH INSTITUTE OF MINES	

СОДЕРЖАНИЕ

1. Канд. техн. наук проф. Ю. Знаński: Системы разработки узкими забоями в пластах опасных по горным ударам	205
2. Мгр инж. Л. Маевски: Установление сдельной работы при проходке продольных	212
3. Мгр инж. Е. Вилянд: Исстираемость конструкции скребковых конвейеров	219
4. Мгр инж. А. Микуцки: Очистка шахтных вагонеток	220
5. Мгр инж. В. Тушко: Практическая площадка для свалки угля	224
6. Мгр инж. М. Герба: Введение сжатого воздуха под рабочее сито поршневой отсадочной машины	231
7. ИНОСТРАННОЕ ОБОЗРЕНИЕ	236
8. ОБЗОР ДОКУМЕНТАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	
9. БЮЛЛЕТЕНЬ ГЛАВНОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА	

SOMMAIRE

1. J. Znański, Prof. Ing.: Exploitation par courtes tailles dans les couches sujettes aux coups de mine	205
2. L. Majewski, Ing.: Etablissement des tâches aux travaux en galeries	212
3. J. Wiland, Ing.: Abradibilité du chassis des convoyeurs à raclettes	219
4. A. Mikucki, Ing.: Nettoyage des berlines	220
5. W. Tuszko, Ing.: Dépôt pratique de charbon	224
6. M. Gerba, Ing.: Admission de l'air comprimé au-dessous du tamis du bac à piston	231
7. INFORMATIONS DU MONDE MINIER	236
8. BULLETIN BIBLIOGRAPHIQUE DES MINES	
9. BULLETIN DE L'INSTITUT POLONAIS DES MINES	

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

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

Format A4

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

Nakład 2750 egz.

Nr zamówienia 2487 z dnia 9. V. 1955 r. Druk zakończono w czerwcu 1955 r.

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

R-6-3572

PRZEGLĄD GÓRNICZY

MIESIĘCZNIK

Nr 6 (689)

Czerwiec 1955 r.

Tom XI (XLII)

022.273.9:622.831.32

SYSTEM UBIERKOWY W POKŁADACH TĄPIĄCYCH

Prof. kandydat nauk techn. Józef Znański

Treść: Ustalono warunki oraz miejsce występowania tępów. Wysunięto system ubierkowy w kierunku do granic jako pewny i bezpieczny sposób wybierania pokładów tąpliwych. Podano wskazania związane z naturalnymi cechami środowiska eksploatacyjnego, z założeniem i prowadzeniem eksploatacji, z mechanizacją urabiania, obudową przestrzeni roboczej oraz likwidacją wybranych przestrzeni. Wskazania mogą być podstawą dokumentacji przodku zakładanego w pokładzie tąpliwym.

Wstęp

Wybieranie pokładów skłonnych do tępów (tąpliwych) systemem ubierkowym do granic będzie racjonalne, jeśli zastosujemy się do pewnych wskazań wynikających z naturalnych i górniczo-technicznych warunków panujących w środowisku eksploatacyjnym. Tąpanie bowiem występuje, jeśli w skałach tąpliwych otaczających wyrobisko nastąpi przekroczenie ich wytrzymałości dopiero po osiągnięciu szczególnie wysokiego stanu odkształcenia i napięcia wskutek odpowiednich warunków ściskania.

Wysoki stan odkształcenia i napięcia skały tąpliwej zostanie osiągnięty niezależnie od tego, czy ściśnięcie skały nastąpi pod uderzeniem otaczających ją warstw, czy też pod ich statycznym, ale dużym naciskiem. Różnica polega jedynie na natężeniu tąpienia, które może być większe przy udarze.

Skały tąpliwe charakteryzują się następującymi własnościami:

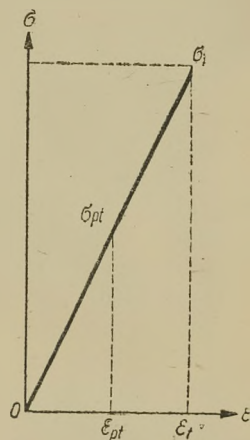
1. wystarczającym stopniem makroskopowej jednorodności i zwartości ich budowy oraz zwięzłości, na co wywiera wpływ petrograficzna struktura i tekstura, porowatość i wilgotność oraz naturalna podzielnosć,
2. dużą zdolnością do sprężystego odkształcania się przy ściskaniu (ściśliwością),
3. szczególnie wysoką pozorną wytrzymałością σ na ściskanie osiąganą przy rozpadaniu się i związaną z tym znaczną różnicą wytrzymałości na ściskanie i rozrywanie.

Skała tąpliwa ściskana między warstwami o powierzchniach ściśle do niej przylegających i górniczo-szttywniejszych ma, zależnie od charakteru powierzchni przylegania i kierunku ściskania, ograniczoną swobodę rozszerzenia się na boki, np. do wyrobiska i ulega sprężystemu ściśnięciu, przy którym rzeczywista wytrzymałość

(σ_{pt}) ściskanej skały zostaje znacznie przekroczona i osiąga wartość (σ_t) (patrz rys. 1). Pojęcie górniczo-szttywniejszych warstw w stropie i spągu ściskających tąpliwą warstwę zależy nie tylko od naturalnej zwięzłości, sprężystości i wytrzymałości (np. w masywnym piaskowcu stropowym), ale również od stopnia swobody rozprzestrzeniania się tych warstw na boki, co występuje np. w zwartych oraz niezawalonych (uszttywnionych) warstwach łupku lub zgoła węgla zalegających w stropie lub spągu ściskanej calizny, otwartej na ścianach wyrobiska. Im mniejsza jest swoboda rozprzestrzeniania się tych warstw na boki tym większa ich górnicza sztywność.

Warstwa tąpliwa osiągając krytyczny stan napięcia i odkształcenia, akumuluje energię sprężystości w ilości większej niż potrzebna i konieczna do zniszczenia jej spistości i pokonania tarcia wewnętrznego. Jej pęknięcia przebiegają gwałtownie, wskutek czego odłamki odprężają się z wielką prędkością, wyzwalaając duże ilości energii odprężenia. Energia wyzwalamąca się przy wielkiej prędkości odprężania powoduje odbijanie i odrzut odłamków od reszty calizny, czyli zamienia się na energię kinetyczną, co w praktyce górniczej odpowiada tąpaniu.

O wielkości tej energii decyduje więc różnica między energią sprężystości nagromadzoną w nadmiernie ściśniętej warstwie a potrzebną i konieczną do zniszczenia jej spistości i pokonania tarcia wewnętrznego.



Rys. 1. Wykres stanu odkształceń i naprężeń w próbce skały tąpliwej

W przybliżeniu wyraża ją różnica pól trójkątów $0 \sigma_{pt} \epsilon_{pt}$ oraz $0 \sigma_t \epsilon_t$ (rys. 1) reprezentujących energię właściwą nagromadzoną w ściśniętej warstwie oraz energię potrzebną i konieczną do zniszczenia spoistości i pokonania tarcia wewnętrznego.

Różnica tych energii $T = \phi_t - \phi_{pt}$ jest ściślej mówiąc nierównością.

$$T \geq \frac{1}{2} E (\sigma_t^2 - \sigma_{pt}^2)$$

i uważać ją będziemy za pewną cechę tąpliwości skały, którą nazwiemy liczbą tąpliwości.

Dla skał skłonnych do tapania można określić liczbę tąpliwości, którą przy zachowaniu ustalonych warunków ściskania otrzymuje się w laboratorium ściskając w prasie próbki danej skały. Liczba tąpliwości jest różnicą energii sprężystości zawartej w identycznych próbkach ściskanych z określoną różnicą tarcia u podstaw nacisku.

Tąpliwość skał maleje w miarę wzrostu jej wilgotności. Doprowadzenie więc do nawodnienia skał może pomniejszyć zagrożenie wyrobisk przez tapanie skał tąpliwych.

Dla badania pokładu na tąpliwość należy pobrać próbki wzięte przez całą grubość pokładu ustalonym sposobem oraz w ustalonej ilości. Wyniki badania wszystkich próbek przy zachowaniu naturalnej ich wilgotności, można wtedy odnieść do całego pokładu i otrzymać dane co do tąpliwości całego pokładu. Do skał tąpliwych zaliczyć można ze skał karbońskich na razie węgle, zwłaszcza o przewodzie durytu, i niektóre łupki.

Normalnie do wystąpienia tapania w pokładzie tąpliwym konieczne jest:

- osiągnięcie wysokiej liczbowo wartości ciśnienia (naprężenia) wskutek działania głębokości zalegania pokładu, przy współdziałaniu innych czynników koncentrujących ciśnienie,
- nadmierne sprężyste ściśnięcie calizny pokładu wskutek skrepowania swobody rozszerzenia się jej do wyrobiska w stosunku do warstw usztywnionych w stropie i spągu,
- zapoczątkowanie w ciągu ściskania pęknięcia i rozpadania się z możliwością gwałtownego odprężania się do wyrobiska lub innych pustek odłamków pokładu tąpliwego.

Głębokość zalegania dla samodzielnego wywołania wysokiego ciśnienia wynosi w warunkach naszego Zagłębia powyżej 800 m, przy współdziałaniu zaś innych czynników koncentrujących ciśnienie powyżej 300 do 400 m a wyjątkowo już powyżej 250 m.

Czynniki koncentrujące ciśnienie występują:

- w obszarach o znacznych różnicach w wewnętrznej budowie środowiska eksploatacyjnego (niejednorodności),
- w obszarach pofałdowania i dyslokacji tektonicznej,
- w obszarach znajdujących się pod obciążeniem sztywnych i usztywnionych warstw okresowo się załamujących,

4. w miejscach głębokich i ostrych wcięć (wnęk) w caliznie (działanie karbu),

5. w obrębie niewybranych resztek pozostawionych pośród wybranych przestrzeni, czy też w obszarach wpływu tych resztek na pokłady niżej leżące.

6. w przypadku prowadzenia nieregularnego i porożcinanego frontu eksploatacji.

Nadmierne sprężyste ściśnięcie pokładu i możliwość jego gwałtownego odprężania się, występuje najłatwiej po rozcięciu pokładu tąpliwego na małe odcinki o niewielkich wymiarach poziomych np. na wąskie i krótkie filary oraz nogi, na których obrzeżu wydzielają się wskutek ciśnienia bryły i słupy niewielkich wymiarów.

Zapoczątkowanie i wywołanie gwałtownego rozpadania (tapania) nadmiernie ściśniętych brył i słupów może wtedy nastąpić:

1. Samodzielnie wewnątrz rozpatrywanego środowiska:

- gdy w toku drażenia wyrobiska gwałtowne rozpadnięcie nadmiernie ściśniętej bryły calizny pociągnie za sobą (jakby lawinowo) rozpadnięcie dalszych brył również ściśniętych.
- gdy układ warstw stropowych przechodzi z pewną prędkością z ukośnego naciskania skierowanego w głąb calizny i wywołującego w bryłach złożony trójosiowy wysoki stan napięcia na naciskanie w kierunku zbliżonym do równoległego względem ścian wyrobiska i wywołującego stan napięcia zbliżający się do jednoosiowego.

2. Pod wpływem bodźca pochodzącego spoza środowiska eksploatacji w postaci fali drgań tektonicznego pochodzenia a nawet drgań wskutek robót strzelniczych prowadzonych w sąsiednich częściach pokładu lub innych pokładach.

Wywołaniu gwałtownego odprężania się (tapania) sprzyja urabianie w przodku z prędkością za dużą w stosunku do trwającego stale powolnego rozszerzenia się i odprężania skał w przodku. Ma to miejsce zwłaszcza przy głębokich i przestrzennie ograniczonych zabiorach przodku, np. głębokie włomy czy też wręby (działanie karbowe).

Tapania występują najczęściej w chodnikach prowadzących do frontu wybierania, rzadziej zaś występują tapania w samych wyrobiskach eksploatacyjnych, gdzie powolne odprężanie się ściśniętego pokładu jest więcej ułatwione i gdzie trudniej dochodzi do koncentracji naprężeń.

Dla uniknięcia koncentracji ciśnienia związanej z techniką eksploatacji oraz dla zapobieżenia nadmiernemu sprężystemu ściśnięciu pokładu nadają się najlepiej szerokokierne i prawie prostolinijne fronty eksploatacyjne o najmniej przeciętej chodnikami caliznie. Warunkom tym odpowiadają najwięcej ubierki prowadzone podłużnie o możliwie długim froncie do granic, przy dużej natomiast wysokości pochyłej piętra względnie poziomu ubierki prowadzone poprzecznie.

Układ wskaźników co do prowadzenia systemu ubierkowego do granic związany będzie:

1. z naturalnymi cechami środowiska eksploatacyjnego, tj. pokładu, jego stropu i spągu,
2. ze sposobem założenia i prowadzenia przodku i przestrzeni roboczej w piętrze lub w polu górniczym,
3. z urabianiem i stopniem jego mechanizacji,
4. z rodzajem i sposobem obudowy przestrzeni roboczej,
5. z likwidacją wybranych przestrzeni przez zawał czy też podsadzenie.

Z układu wskaźników wynikać będą zasadnicze dane dokumentacyjne co do długości i postępu przodku, wymiarów przestrzeni roboczej, zasięgu posuwania się frontu, prowadzenia robót w przodku, obłożenia i wydajności.

Naturalne cechy środowiska eksploatacyjnego

Od stropu do spągu należy zbadać pokład na tąpliwość w poszczególnych ławach jak i w całości. Otrzymane dane z próby na tąpliwość służą do ustalenia i kontroli zagrożenia przodku przez tąpnięcie oraz do ustalenia sposobu urabiania i stopnia jego mechanizacji.

Są one również wskazówką co do odpowiedniego sposobu likwidacji wybranych przestrzeni oraz odpowiedniego dobrania grubości pierwszej warstwy i kolejności wybierania warstw w pokładzie eksploatowanym warstwami.

W pokładzie tąpliwym oznakami zagrożenia przez tąpnięcie jest sprężyste zmniejszenie się wysokości w czole ubierki przy równoczesnym zachowaniu zwartości i zwięzłości warstw w spągu i stropie przodku oraz nieprzemieszczaniu się (zruszaniu) calizny zwłaszcza przy stropie i spągu. Sprężyste zmniejszenie się wysokości w czole ubierki poznać można po zsuwie stojaków stalowych (wyginaniu się stojaków drewnianych) oraz według odczytów na odpowiednich przyrządach pomiarowych. Często oznaką tego może być odpryskiwanie drobnych okruchów ze ściany przodku lub wyciskanie spągu.

Ciśnienie, jak również usztywnienie się warstw ściskających pokład, zależy od sposobu likwidacji wybranych przestrzeni, a więc od zastosowania jak najmniej podatnej podsadzki lub wysokiego zawału stropu w pobliżu prowadzonej ubierki.

Wybieranie z podsadzką pozwala utrzymać równomierność działania ciśnienia na całym froncie wybierania i zapobiega zakleszczaniu calizny między spągiem i stropem.

Zawał stropu dostatecznie wysoki i bliski frontu ubierki prowadzi do przerywania usztywnienia stropu (do odsztywnienia) i do odciążenia wybieranej warstwy w czole ubierki.

Grubość pokładu tąpliwego, który wybiera się bez podziału na warstwy może wynosić:

1. dla pokładów wybieranych z pasami lub z pełną i szczelną podsadzką suchą do 1,5 m,
2. dla pokładów wybieranych z zawałem stropu do 2,25 m,
3. dla pokładów wybieranych z podsadzką płynną do 3,00 m (3,50 m).

Przy podziale pokładu na warstwy równoległe do uwarstwienia należy obierać jak najmniejszą grubość pierwszej warstwy najwyżej do 2,0 m, następnych zaś warstw najwyżej do 3,0 m. Wskazane jest wybieranie jako pierwszej, warstwy pod stropem pokładu, jeśli pod stropem występuje ława węgla podatnego na zruszenie, a przy spągu ława węgla zwięzłego, np. z przewagą durytu.

Obranie odpowiedniej grubości następnych kolejno wybieranych warstw, nie może być uzależnione od tąpliwości występujących w nich odmian węgla. Uwzględniać należy jedynie, że ławice tąpliwe mając z zasady zwartą i zwięzłą budowę wpływają na trudniejszą urabialność oraz sztywne zachowanie się jej w piętrze jak i w spągu ubierki.

W celu zapobiegania, by maksymalne ugięcia stropu obniżającego się nad wybranymi przestrzeniami nie wypadało w głąbi nad calizną oraz w przestrzeni roboczej, należy zakładać przodek o przebiegu zbliżonym do prostoliniowego z zachowaniem przy urabianiu łagodnej wklęsłości w środkowej części długości przodku.

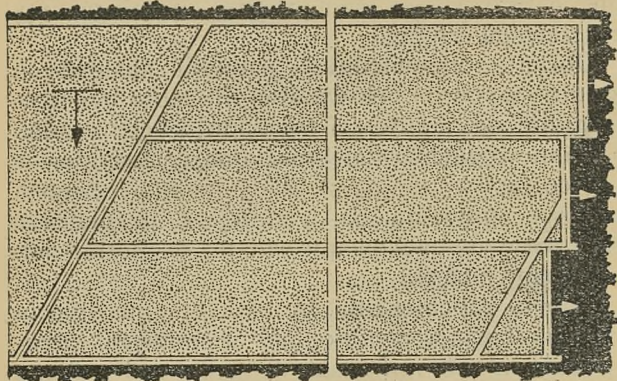
Z zasady należy przodek zakładać skośnie względem kliważu. Przy niewyraźnych a rzadko przebiegających płaszczyznach kliważu stropu, należało się nadawać przodkowi taki kierunek posuwania się, by w stosunku do tego kierunku kliważ stropu był nachylony wisząco.

Wyciskanie warstw w spągu pokładu o grubości kilku do kilkunastu centymetrów bez widocznego zruszania się pokładu świadczy o podnoszącym się ciśnieniu i sprężystym oporze ściskanego pokładu. Należy wtedy przez strzelanie wstrząsające wywołać stopniowe zruszanie się i odprężenie pokładu do wyrobiska. Jeśli wyciskaniu warstwy spągowej towarzyszą dochodzące z głąbi calizny odgłosy pęknięcia pokładu i odsadzanie sprężystych płyt i bloków (lag) o grubości wynoszącej w przybliżeniu powyżej 0,5 m, przy wysokości przodku do 2,0 m oraz o grubości powyżej 0,75 m, przy wysokości przekraczającej 2,0 m, należy wycofać obsadę ze ściany po odczekaniu przeprowadzić strzelanie wstrząsające. Przy prowadzeniu ubierek po rozciągłości, nachylenie warstw może dochodzić do 20°. Przy prowadzeniu natomiast ubierek po wzniesieniu (poprzecznie) dopuszczalne jest nachylenie do 10°.

Założenie i prowadzenie ubierki w piętrze i w polu górniczym

Front każdej ubierki powinien być jak najdłuższy i przebiegać w zasadzie w kierunku po rozciągłości do granicy pola lub obszaru kopalni. Długość ma wynosić najmniej 50 m i w miarę możliwości powinna zajmować całą pochyłą wysokość piętra. W pokładach, grubości powyżej 2,25 m i małym nachyleniu, wybieranych z podsadzką płynną, kierunek posuwania się może być poprzeczny po wzniosie, przy zastosowaniu podziału na piętra znacznej wysokości pochyłej (rys. 3).

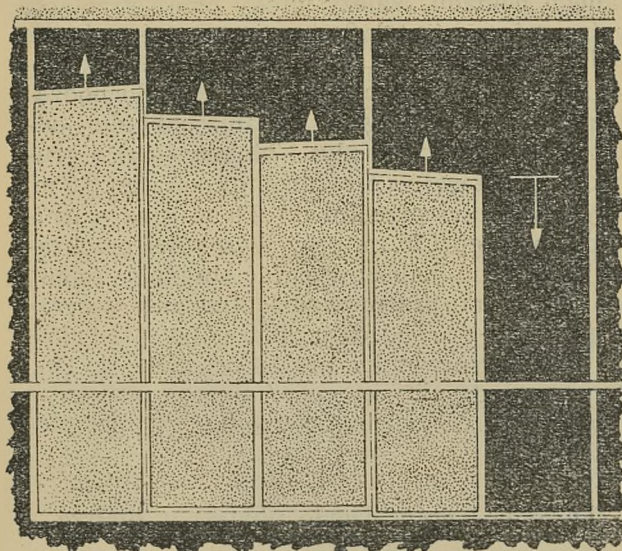
W celu otrzymania długiego frontu wybierania w pokładach grubszych wybieranych z podsadzką płynną stosować można układ ubierek długości 30 do 60 m, jednostronnych (pojedynczych) lub dwustronnych (podwójnych) względem swych chodników transportowych (rys. 2 i 3). Front układu ubierek może przebiegać



Rys. 2. Układ ubierek z podsadzką prowadzony podłużnie do granic

w jednej linii lub może być ustępliwy. Ustępliwość układu ubierek może mieć miejsce jedynie ze względu na technikę wybierania oraz podsadzania i powinna być jak najmniejsza i w granicach koniecznych.

Granice wybierania systemem ubierkowym podłużnym powinno się przewidzieć taką, by zasięg eksploatacji w obranym kierunku był jak najdłuższy. Może nią być granica obszaru kopalni.



Rys. 3. Układ ubierek z podsadzką prowadzony poprzecznie do granic

Podział tego obszaru na mniejsze pola ubierkowe ze zmniejszeniem długości chodników może nastąpić:

1. ze względu na długość i czas utrzymania chodników oraz organizację transportu,
2. ze względu na istniejące zaburzenia w zagłębieniu pokładu w zasięgu przed granicą obszaru górniczego.

Każda ubierka powinna się łączyć dwoma chodnikami z istniejącym w kopalni systemem dróg dla przejścia ludzi, transportu i przewietrzania. Połączenie to powinno być trwałe, bezpieczne i odpowiednio przestronne dla przejścia ludzi, transportu i przewietrzania.

Chodniki ubierkowe należy utrzymywać bezpośrednio wzdłuż wybranych przez ubierkę przestrzeni (zrobów) bez pozostawienia filarów oporowych mogących stać się siedliskiem tępaków i pożarów. Odgradzanie chodników od zrobów ma stanowić:

1. W systemach z zawalem i podsadzką suchą — szczelny i jak najmniej podatny pas podsadzki suchej szerokości zależnej od grubości pokładu i wytrzymałości stropu oraz spagu. Umocnieniem pasa od strony chodnika i zrobów mogą być stopy wypełnione kamieniem lub organy ze stojaków drewnianych bądź stalowych.
2. W systemie z podsadzką płynną — odpowiednio mocne i szczelnie wykonane tamy boczne.

Przodek chodnika ubierkowego nie powinien wyprzedzać frontu swej ubierki. Jeśli chodnik ma jeden bok z calizny zaleca się prowadzenie frontu ubierki pod kątem rozwartym względem osi chodnika.

Jeśli przodek chodnika wyprzedza ubierkę ze względu na układanie urządzeń transportowych czy też ze względu na przybieranie spagu, należy przy drażeniu chodnika utrzymywać jak najwięcej wklęsłą powierzchnię jego czoła.

Kształt w świetle wyłomu chodnika wyprzedzającego ubierkę należy obierać zaokrąglony a wymiary możliwe największe ze względu na bezpieczeństwo przed tąpaniem, uwzględniając przy tym możliwość obudowy i dłuższego utrzymania. Obudowa chodników ubierkowych powinna mieć wysoką podporność roboczą a na jej granicy musi być podatna. Podatność należy uzyskiwać na połączeniach elementów obudowy, aby ona mogła zachować jak najdłużej pierwotny swój kształt poddając się pod ciśnieniem obniżających się warstw stropu i pozostawić wolny prześwit nawet po tąpaniu.

Ze względu na prowadzenie i utrzymanie chodników zaleca się następujące postępowanie:

1. Przy układach ubierek krótkich prowadzonych z podsadzką płynną, chodniki ubierkowe można łączyć w pewnych odstępach pochylnią zbiorczą, prowadzącą do chodnika piętrowego. Pochylnia zbiorcza służy do skrócenia chodników ubierkowych oraz koncentracji wydobywania (rys. 2).
2. Przy ubierkach dłuższych (ścianach) chodniki ścianowe mogą być dłuższe i ograniczone jedynie względami na utrzymanie i transport.

W całym prześwicie ściany (przestrzeni roboczej) należy dążyć do utrzymania stałej wysokości wyznaczonej grubości wybieranego pokładu czy też warstwy. Strop obniża się od czoła ściany ku zrobom proporcjonalnie do wysokości

przodku i podatności podsadzki i dlatego przy podziale pokładu na warstwy grubość jej należy ustalić jak najmniejszą, na jaką pozwalają istniejące warunki naturalne i górniczo-techniczne.

W ścianach prowadzonych z zawałem stropu szerokość przestrzeni roboczej ściany nie powinna przekraczać sześciu metrów. Zwiększenie tej przestrzeni przez zastosowanie strzelania w stropie stwarza pomyślne warunki:

1. dla wysokiego załamywania się stropu (działanie karbowe),
2. dla odprężenia się i naturalnego przesuwu warstw stropowych w kierunku zawału (odszywnianie się warstw stropowych), jak i odprężania się samego pokładu wskutek wstrząsu przy strzelaniu w stropie,
3. dla utrzymania wolnego od stojaków pola roboczego potrzebnego do przesuwania przenośnika pancerne.

W ścianach prowadzonych z podsadzką płynną szerokość przestrzeni roboczej ściany może być większa niż w ścianach z zawałem ale nie powinna przekraczać 8 m, zwłaszcza wtedy, gdy warstwa uginającego się stropu nie ma grubości większej od 10 m.

Jeśli spąg pokładu skłonny jest do powolnego wyciskania w przodku ścianowym może się okazać korzystne dla odprężania (odszywnienia spągu) stosowanie szerszego prześwitu ściany.

Urabianie i stopień jego mechanizacji

W zasadzie powinno się stosować równomierne i ciągłe urabianie calizny na całej długości i powierzchni ubierki. Przy stosowaniu wcinania się (wcinki) przy urabianiu ograniczonym miejscem, głębokość zabioru nie może być dowolna, lecz należy ją ustalić, przy czym powinno się uwzględnić:

1. wymiary powstających wskutek pęknięcia słupów i bloków w caliznie,
2. czas potrzebny do powolnego zruszania się pokładu, odprężania się warstw stropowych (odszywnianie) oraz powolnego wyciskania (pęcznienia) warstw spagowych.

Przy ustalaniu głębokości zabioru zaleca się na początek głębokość 0,5 do 0,75 m. Głębokość tę można stopniowo powiększać nie przekraczając 1,2 m. Linie konturów wcięcia wrębniem czy też włosem strzelniczym powinny być nachylone do powierzchni czoła przodku pod możliwie rozwartym kątem.

Postęp przodku wynika z głębokości zabioru i prędkości wykonywania zabioru na całej długości przodku. Postęp dzienny przodku można w zasadzie powiększyć, lecz stosując raczej przyspieszenie prędkości wykonywania zabioru, niż powiększanie jego głębokości.

Ze względu na zasadę utrzymania wąskiego prześwitu przodku i technikę wykonywania płytkiego zabioru najodpowiedniejszymi dla odstawy urobku są przenośniki zgrzeblowe pancerne. Szerokie zastosowanie przenośników pancernych ułatwia dobry spąg i strop w środowisku eksploatacji pokładu tąpliwego, pozwalający

na łatwe przesuwanie przenośnika w całości. Warunki naturalne w środowisku a w szczególności tąpliwość pokładu i związane z tym bezpieczeństwo robót oraz wykorzystanie maszyn przemawiają za mechanizacją częściową (małą) opierającą się na:

1. mechanicznym płytkim wrębieniu dla ułatwienia roboty strzelniczej i urabiania młotkami pneumatycznymi,
2. na zastosowaniu samego przenośnika pancerne z urabianiem robotą strzelniczą dla ułatwienia ładowania.

Najodpowiedniejszym miejscem dla wrębu jest środek czoła przodku. Przy wyborze miejsca dla zakładania wrębu można uwzględnić stopień oddzielania się pokładu od stropu oraz spągu, i stosownie do tego można również stosować wręby górny jak i dolny.

Przy wrębieniu i robocie strzelniczej zaleca się stosować wrębiarkę łańcuchową posuwającą się po przenośniku i zdalnie sterowaną.

Przy urabianiu samą robotą strzelniczą nie zaleca się zakładania pierwszych otworów w ławach węgla o większej liczbie tąpliwości, a raczej w ławach o mniejszej liczbie; np. odpowiedniejszymi do zakładania otworów są ławy węgla witytowego niż węgla durytowego. Strzelanie otworów powinno się stosować jako strzelanie możliwie największej liczby otworów i równoczesne.

W przyszłości duże znaczenie przy prowadzeniu ścian w pokładach tąpliwych przyniesie użycie wrębo-przenośników umożliwiających wrębienie i urabianie ciągłe.

Obudowa przestrzeni roboczej przodku

Przestrzeń przodku powinna mieć obudowę przeciwdziałającą obniżaniu się jej stropu. W związku z tym obudowa powinna być możliwie sztywna (mało podatna).

Przy wyborze obudowy należy uwzględnić:

1. utrzymanie możliwie najwyższego prześwitu przodku,
2. możliwość bezpośredniego ładowania na przenośnik i przesuwania przenośnika w całości,
3. możliwie największą podporność i wytrzymałość obudowy,
4. ograniczoną do minimum konieczność przedstawiania stojaków.

Sposób ustawienia obudowy powinien zapewnić swobodę w przesuwaniu maszyn oraz w szybkim przesuwaniu przenośnika pancerne.

Podpieranie stropu odsłanianego w miarę urabiania nie powinno przerywać kolejności i ciągłości innych robót. Stawiana obudowa powinna wystarczyć i przetrwać do czasu likwidowania wybranej przestrzeni na linii zawału lub podsadzki.

Obudowę ściany stanowią odrzwia ze stropnic podpartych na stojakach. Sztywność (niepodatność) obudowy uzyskuje się przez zastosowanie stojaków jednakowej podporności i rodzaju oraz odpowiedniej gęstości ich ustawienia. Gęstość stojaków zależy od rodzaju materiału i budowy

stojaków, ich wysokości oraz głębokości stosowanego zabioru.

Stropnice można zakładać równolegle (obudowa podłużna) lub prostopadle (obudowa poprzeczna) do frontu ściany, co w zasadzie związane jest ze sposobem likwidowania przestrzeni przodku — przez podsadzenie lub zawalenie. Stropnice układane równolegle stosuje się w ścianach z podsadzką płynną. Mogą być również stosowane w ścianach z podsadzką suchą pasami. Stropnice układane prostopadle stosuje się w ścianach z zawałem stropu.

Obudowa ścianowa może być drewniana, stalowa, (metalowa) a wyjątkowo mieszana, tj. o stropnicach drewnianych na stalowych stojakach.

Dla uzyskania równomierności podparcia obniżającego się stropu i niedopuszczenia do jego pęknięcia w przestrzeni przodku powinno się stosować obudowę jednakowego rodzaju na całym froncie ściany. Jednakże w ścianach z obudową stalową z zawałem stropu stosować można w miejscu układania pasów podsadzkowych obudowę drewnianą pozostawioną w pasie dla jego umocnienia.

Obudowę mieszaną ze stropnic drewnianych na stalowych stojakach można stosować wyjątkowo w ścianach wysokich, gdzie dźwiganie ciężkich stropnic stalowych jest utrudnione. Stosowanie obudowy drewnianej należy ograniczyć do ścian z podsadzką płynną i suchą. Powinno się unikać stosowania obudowy drewnianej w ścianach z zawałem stropu:

1. ze względu na małą jej wytrzymałość,
2. ze względu na trudność utrzymania jednokowej podporności stojaków.

Obudowę drewnianą stanowić powinny odrzwia składane ze stropnicy podpartej na stojakach wyolowanych do obwodu jej przekroju i powinna być ona sama w sobie sztywna. Osiąga się to przez użycie odpowiedniego materiału i odpowiedniej grubości, jak również odpowiednie wykonanie obudowy a między innymi dobre osadzenie stojaków na spągu.

Drewno do obudowy należy stosować proste, niewielkiej zbieżystości, suche i zdrowe, w sortymentach odpowiedniej średnicy i długości. Długość stropnic nie powinna być większa od trzech metrów. Średnica sortymentu powinna być dostosowana do długości danego elementu obudowy do ciśnienia górotworu.

W przypadku występowania odpadającego stropu (stropu fałszywego) stropnice należy układać zaraz w miarę odsłaniania stropu. Ze względu na urabianie, mechanizację robót przodkowych, przesuwanie przenośnika oraz sztywne ustawianie stojaków należy każdą stropnicę świeżo ułożoną podtrzymywać czasowo podciągami.

Obudowa stalowa powinna być w zasadzie stosowana w ścianach z zawałem stropu jako odrzwia składane ze stropnic i stojaków. Charakterystyka podporności stojaka stalowego powinna przebiegać prostolinijnie aż do zniszczenia. Przy obciążeniu kontrolnym w warunkach

laboratoryjnych zsuw członów stojaka obciążonego do 80 t nie powinien przekraczać kilku centymetrów.

Gęstość ustawiania stojaków jest zależna od obniżania się stropu i podporności stojaków. Wynosi przeciętnie około 1 stojak na m².

Stropnice obudowy metalowej powinny być wykonane jako belki profilowane lekkie, ale odporne na wygięcie, ze stali lub z niekruchego metalu lekkiego. Z zasady stosuje się je w niewielkich długościach jako stropnice normalne nie łączone ze sobą. Jeśli strop opada należy stosować stropnice członowe lub wyprzedzające.

W ścianach z wrębem maszynowym należy stropnice normalne prostopadle do czoła tak podpierać stojakami, by był ułatwiony przejazd maszyny wrębowej i przesuwanie przenośnika. Długość stropnic zależy od głębokości wrębu i przesuwania przenośnika w całości.

Likwidacja zbędnej przestrzeni przodku

Stosownie do ustępu drugiego sposób likwidacji przestrzeni może się odbywać przez szczelne jak najmniej podatne podsadzenie lub przez odpowiednio wysoki i bliski frontu ściennego zawał warstw stropowych. W praktyce używa się dwóch sposobów podsadzania:

1. szczelnych pasów lub pełnej podsadzki suchej, co można stosować wyjątkowo w pokładach (warstwach) tąpliwych do grubości 1,50 m.
2. podsadzki płynnej, którą należy stosować w pokładach tąpliwych lub jego warstwach do grubości około 3,0 m.

Pasy podsadzkowe wykonuje się z kamienia uzyskanego przez strzelanie wyłomów prostopadłych do frontu ściany w tzw. chodnikach ślepych. Wyłomy dla uzyskania kamienia należy zakładać w stropie możliwie wąsko a głęboko, przy czym kształt ich przekroju powinien być podobny do sklepienia ostrołukowego. Sprzyja to korzystnemu rozkładowi nacisku stropu na pasy podsadzkowe i podnosi bezpieczeństwo pracy przy podsadzaniu.

W pasach podsadzkowych układanych między chodnikami ślepych należy zewnętrzne ściany układać ręcznie w szczelne murki z brył kamienia grubego, a środek wypełniać narzuconym szczelnie materiałem drobnego okruszu. Umocnienie ścian pasa podsadzkowego mogą stanowić organy lub stosy. Stojaki drewniane można pozostawić w podsadźce pasa tylko w środkowej jej części.

Z powodu ściśliwości podsadzki suchej, pasy podsadzkowe mogą nie zapobiegać okresowemu załamywaniu się stropu, zagrażającemu tąpnięciem w wolnej przestrzeni przodku. W związku z tym należy dążyć do spowodowania systematycznego osiadania stropu na podsadźce, stosując w stropie strzelanie w określonych odstępach. Na linii strzelania następuje wtedy porysowanie z działaniem karbowym, ułatwiającym pęknięcie stropu w głębi podsadzanych przestrze-

ni, gdzie osiadanie występuje w miejscu przeginania się stropu i działania naprężeń rozrywających.

Strzelanie w stropie wymaga odwiercenia otworów strzałowych na głębokość około 4,0 m prawie prostopadłe do stropu z niewielkim przechyleniem w stronę zrobów. Otwory należy odwiercić wzdłuż linii prostej, równoległej do frontu ścianowego, w odległości jeden od drugiego do 3,0 m. Linie (rzędy) otworów wyznacza się w odstępach co 9,0 do 15,0 m. Do otworów daje się ładunki skupione przy dnie ($\frac{1}{4}$ głębokości otworu) z materiału bryzantycznego i odstrzeliwuje się je równocześnie. Ładunek powinien być taki, by nie powodował wyłomu w stropie, lecz jedynie jego porysowanie.

Na podsadzkę płynną używać należy materiału dającego szczelne wypełnienie wybranych przestrzeni, stosując częste podsadzanie mieszaniną odpowiednią co do ściśliwości i odsączalności wody.

Dla uzyskania szczelności podsadzania należy stosować raczej systemy ścianowe podłużne z podsadzaniem długimi a wąskimi pasami, w celu uniknięcia powstawania niepodsadzonych kawern. Dla szczelności można usuwać obudowę. Ponieważ nie jest to w pełni możliwe należy dbać, by podsadzka dostawała się łatwo wokół zamulanych stojaków i stropnic obudowy.

Wielkość ściśnięcia podsadzki i obniżenia się stropu zależy od grubości podsadzanej warstwy i ściśliwości materiału podsadzkowego. Toteż grubość podsadzanej warstwy w pokładach grubych powinna być jak najmniejsza, w granicach $2 \div 3$ m.

Z powodu ściśliwości podsadzka płynna może nie zapobiec nadmiernemu obniżaniu się stropu, zwłaszcza przy pokładach lub warstwach grubych. Powodować to będzie wklęsłe uginanie się stropu i jego skośny nacisk na pokład w samym przodku ścianowym. Aby temu zapobiec należy dążyć do ułatwienia systematycznego osiadania stropu na podsadźce w głębi podsadzanych przestrzeni, stosując strzelanie w stropie w określonych odstępach. Otwory wierci się podobnie jak przy podsadźce suchej pasami, przy czym linie (rzędy) otworów wyznacza się w odstępach co 15 do 20,0 m, w zależności od wielokrotnej szerokości posadzanej przestrzeni.

Rząd otworów przewidziany w odpowiednim odstępie wierci się wzdłuż tamy czołowej zamykającej podsadzoną przestrzeń roboczą. Po przedstawieniu tamy na nowe miejsce i przed przystąpieniem do podsadzania załadunku się otwory ładunkiem skupionym przy dnie na $\frac{1}{4}$ głębokości otworu, używając bryzantycznego materiału wybuchowego. Wodoszczelne kable zapalników elektrycznych poszczególnych otworów przeciąga się pod stropem poza nowopostawioną tamę czołową i po podsadzeniu przygotowanej przestrzeni odstrzeliwuje się załadowane otwory każdy z osobna.

Odpowiednie zawalenie mocnego jak również sztywnego stropu pokładów tąpliwych wymaga:

1. jak najszywniejszej obudowy oporowej odgradzającej możliwie wąską przestrzeń roboczą od przestrzeni zawałowej,
2. prowadzenie systematycznej roboty strzelniczej w celu uzyskania wysokiego a bliskiego frontu zawałenia warstw stropowych.

Obudowę oporową stanowić może szereg pojedynczych lub podwójnych stojaków-łamaczy wzdłuż linii zawałowej, ustawionych pod stropnicami istniejącego wyrobiska bądź pod krótkimi stropnicami, zakładanymi między stropnicami obudowy. Wykreśnieniu obudowy na linii zawału można przeciwdziałać przez niewielkie przechylenie stojaków-łamaczy w stronę zawału. Stosy z belek szynowych mogą być stosowane wyjątkowo, w razie konieczności umocnienia istniejącego szeregu stojaków — łamaczy, ulegających wyboczeniu na linii zawału.

Prowadzenie w ścianach systematycznego strzelania w stropie dla wysokiego i bliskiego od frontu zawałowania mocnych warstw można uzyskać przez odstrzeliwanie co pewien odstęp wyłomu-karbu w warstwach stropu wzdłuż linii zawału.

Dla odstrzelenia wyłomu należy wiercić otwory wzdłuż linii łamaczy rozmieszczając je w takiej odległości od siebie, by odstrzeliwany wyłom był ciągły. Otwory wierci się z małym przechyleniem w stronę zawału. Głębokość otworów wyłomu powinna wynosić około 3,0 do 4,0 m i należy je ładować materiałem wybuchowym bryzantycznym wypełniającym mniej niż połowę głębokości otworu. Otwory powinno się odstrzeliwać równocześnie na dłuższych odcinkach. Odstrzeliwanie otworów musi uwzględniać, obok konieczności wysoko sięgającego rozluźnienia stropu, również przepisy bezpieczeństwa co do strzelania w kopalniach gazowych.

Prowadząc systematyczne odstrzeliwanie wyłomu w stropie, należy obserwować stopień samopodsadzenia skałą stropową zrobów jak również ciśnienie na węgiel, na obudowę wyrobiska roboczego i chodników ścianowych aż do chwili osiągnięcia pierwszego wysokiego załamania się stropu.

Po dwukrotnym okresowym załamaniu się stropu wyznacza się odstęp powstawania ciśnienia i według tego ustala się okresową czujność i wzmacnianie obudowy.

Zakończenie

Wskazania podane w ustępach poprzednich oparte są na przeanalizowanym materiale z doświadczeń kopalń eksploatujących pokłady tąpliwego węgla oraz na wynikach badań laboratoryjnych w GIG, otrzymanych przez autora.

Wskazania te nie mają bynajmniej charakteru ostatecznego. W miarę bowiem rozwoju badań laboratoryjnych będzie można je odpowiednio modyfikować i rozszerzać według stanu badań.

Mając możność określenia liczbą tąpliwości skłonność do tąpiania (tąpliwość) pokładu oraz typując warunki i miejsce występowania tąpni,

można na podstawie badań laboratoryjnych powiedzieć, że system ubierkowy z zawałem stropu bądź ze szczelną podsadzką, prowadzony w pokładach tąpliwych do granic ma naukowe uzasadnienie.

Z podanych wskazań wynikają zasadnicze dane dokumentacyjne co do długości i postępu przodku, wymiarów przestrzeni roboczej, zasięgu prowadzenia ubierki do granic, możliwości obsady i wydajności.

System ubierkowy do granic jest znany w naszym górnictwie węglowym w różnych odmianach. Stosowanie tego systemu nie zawsze ma uzasadnienie jako rozwiązanie jedyne i koniecz-

ne dla podniesienia produkcji i koncentracji oraz pewności i bezpieczeństwa robót. Dość często jedynym uzasadnieniem systemu ubierkowego do granic są braki w rozwinięciu robót przygotowawczych.

Jednakże w pokładach o szczególnych własnościach i warunkach zalegania, jakimi są pokłady tąpliwe, wybieranie systemem ubierkowym do granic ma swe uzasadnienie w bezpieczeństwie robót jak również w pewności ruchu. A trzeba pamiętać, że ze zwiększonej pewności ruchu wynika odpowiednie podniesienie koncentracji robót oraz produkcji z pokładu tąpliwego.

622.208.053.2

AKORDOWANIE ROBÓT CHODNIKOWYCH

Mgr inż. Ludwik Majewski

Treść: Nowy sposób akordowania chodników z odległym ręcznym przewozem urobku w wozach, polegający na włączeniu czynności odstawy do zakresu czynności załogi przodku. Sposób obliczania normy złożonej dla postępu przodku i odstawy urobku. Określenie zakresu stosowności tego sposobu akordowania i wyprowadzenie nomogramu dla praktycznego określenia granicznej odległości odstawy. Korzyści wynikające z takiego akordowania w stosunku do dotychczasowego w zakresie kosztów, postępu i zarobków robotników.

Jednym z podstawowych zagadnień w górnictwie jest przygotowanie frontu wybierania odpowiadającego zarówno co do terminu, jak i ilości założeniom planu wydobywania.

Postulat pierwszy — terminowe przygotowanie frontu — w praktyce sprowadza się do zastosowania takiej organizacji robót chodnikowych, która by zagwarantowała osiągnięcie odpowiedniej szybkości postępu tych robót. Tempo postępu robót przygotowawczych zależy od dwóch czynników, od stopnia zmechanizowania urabiania i ładowania urobku oraz od organizacji transportu urobku. Jest to zadanie natury techniczno-organizacyjnej. Najkorzystniejszym sposobem prowadzącym do wzrostu tempa postępu jest pełna mechanizacja. W tym też kierunku powinny skoncentrować się wysiłki kierownictwa kopalń.

Obecnie jeszcze w wielu przypadkach prowadzi się chodniki zwykłym sposobem z transportem urobku wozami sposobem ręcznym. Sposób akordowania pewnych szczególnych przypadków, wymaga bliższego omówienia.

W zakresie robót przodkowych swoistym zagadnieniem jest akordowanie i opłacanie załóg zatrudnionych w przodkach chodnikowych, drażonych z dala od oddziału wydobywczego w tych przypadkach, gdy ręczny transport urobku odbywa się za pomocą wozów na trasie dłuższej niż 50 m. W tych bowiem warunkach zwykle nie opłaca się dawać specjalnego wozaka do przewozu urobku z takiego przodku z uwagi na to, że byłby on zatrudniony tylko przez część dniówek.

Obowiązujące przepisy normowo-płacowe nie przewidywały włączenia transportu urobku do czynności załogi przodkowej, głównie ze względu na różnice między systemem plac obowiązującym w robotach przodkowych, a systemem opłacania robót pozaprzodkowych, do których między innymi należy transport urobku.

W tym stanie rzeczy w kopalniach utarła się dwójakiego rodzaju praktyka. Załogę przodku akorduje się

w oparciu o normy dla robót chodnikowych i dodaje się wozaka do przewozu urobku opłacanego w systemie dniówkowym, przy czym czas pracy wozaka nie jest w pełni wykorzystany lub, co się częściej spotyka, czynność przewożenia urobku poleca się załodze przodku a w zamian za czas stracony na przewóz ponad 50 m odlicza się pewną ilość dniówek z akordu. Ilość odliczonych dniówek jest z reguły nieproporcjonalnie duża w stosunku do rzeczywistego nakładu czasu pracy zużytego na przewóz urobku. Ponadto ilość odliczonych z akordu dniówek jest w zasadzie przedmiotem targu między załogą a dozorem, prowadzi często do zadrżnień. Z reguły ilość odliczonych dniówek jest nadmierna, gdyż osoby dozoru, poza nielicznymi wyjątkami, nie umieją obliczyć właściwego nakładu czasu pracy potrzebnego na przewóz. Manipulacja odliczania dniówek jest sprzeczna z pojęciem akordu.

Rezultatem tego są: niewłaściwy obraz procentu wykonania norm, niesłuszne „przeplaty“ zarobków, wreszcie często towarzyszy temu „zaniżenie“ wydajności.

Częściową poprawę na tym odcinku wniosło odpowiednie zarządzenie umożliwiające materialne zainteresowanie wozaka, obsługującego jeden lub kilka przodków chodnikowych, wielkością wykonania normy przez załogę przodku bądź też przodków obsługiwanych. Postanowienia tego zarządzenia dopuszczają, dla wozaków obsługujących takie pojedyncze przodki położone z dala od oddziałów wydobywczych, dodatek 150 % za jednostki wykonane ponad normę, wyznaczoną w ilości wozów w oparciu o normę zbiorczą dla całej załogi przodku. Związanie zarobku wozaka z wynikami pracy przy postępie przodku, miało zachęcić wozaka do pomagania w pracy załodze przodkowej przez wykorzystanie czasu wolnego, pozostającego między załatwianiem czynności związanych z przewozem, daleko do terminowego dostarczania próżnych wozów, drewna obudowy, lutni, przybłiki itp. oraz do przygotowania elementów obudowy i do pomocy przy jej stawianiu, wre-

szcie do ewentualnej pomocy przy ładowaniu. Takie postawienie sprawy wniosło wyraźną poprawę, lecz w zupełności zagadnienia nie rozwiązało.

Całkowite rozwiązanie zagadnienia, usuwające oba zjawiska niekorzystne, tj. nie pełne wykorzystanie dniówki wozaka i nadpłaty wskutek odliczania dniówek z akordu w wyżej podanych warunkach oraz nieporozumienia na tym tle między robotnikami a dozorem jest możliwe przez powierzenie przewozu załódze przodka i uwzględnienie tej czynności w normie. Dla akordowania takich robót chodnikowych została wprowadzona w życie zarządzeniem Ministra Górnictwa norma NPGW 11.218 „Wyróbiska chodnikowe, węglowe, węglowo-kamiennie i kamiennie łącznie z ręcznym przewozem urobku wozami wykonywanym przez załogę przodka”. Za podstawę do obliczenia takiej normy złożonej należy przyjąć:

- obowiązujące normy prowadzenia przodków chodnikowych,
- średnią szybkość transportu (50 m/min),
- czas potrzebny na manipulację wozami na stacji końcowej (wymiana wozu pełnego na próżny na płycie lub rozjeżdżenie i ewentualne opuszczenie i wyciągnięcie wozu za pomocą kołowrotu, bądź opóźnienie wozu na wywrocie przy szybiku zsypanym itp.), ustalony odrębnie dla każdego przypadku na podstawie pomiaru czasowego (chronometrażu).

Ten sposób akordowania wyeliminuje odliczanie dniówek z akordu przodkowego, zagwarantuje wydajność na robotach przygotowawczych tego typu i należyte wykorzystanie obsady, a tym samym zapewni prawidłowe gospodarowanie siłą roboczą i wpłynie dodatnio na kształtowanie się kosztów robót przygotowawczych.

Sposób obliczenia normy

W zbiorze norm pracy dla prowadzenia wyróbk chodnikowych podane są normy produkcyjne w normach NPGW 11.201, 11.202, 11.211, 11.212, 11.221, 11.222. Dla określonych warunków technicznych i naturalnych obliczamy najpierw normę wykonawczą produkcyjną, P_w . Następnie w oparciu o czas przebywania w miejscu pracy t' obliczamy normę czasową dla postępu przodka z wzoru

$$C_w = \frac{t'}{P_w} \quad (1)$$

Normę czasową na przewóz urobku z przodka oblicza się w średniej szybkości przewozu v , która wynosi zazwyczaj 50 m/min na drogach poziomych i lekko pochylonych przy ręcznym przewozie wozami pojemności do 1,0 m³. Szybkość v jest średnią z szybkości w obie strony, tzn. wozem ładownym i próżnym.

Oznaczając normę czasową dla czynności przewozu przez C_p , długość trasy dodatkowego przewozu przez L obliczymy czas potrzebny na przewóz jednego wozu

$$C_p = \frac{2L}{v} \quad (2a)$$

przy czym

$$L = L_0 - 50 \text{ m}$$

gdzie L_0 = całkowita długość trasy przewozu w m, $L_0 > 50$ m.

W odniesieniu do robót chodnikowych przodkowych normy oblicza się w tonnach i metrach postępu chodnika. Normy NPGW podają normy czasowe w odniesieniu do tonn, tzn. ilość robotniko-minut na 1 tonnę. W obliczeniu przyjmujemy zwykle za jednostkę normowania — tonnę urobku, wobec tego normę czasową C_p (dla przewozu urobku) należy obliczyć w robotnikominutach na 1 tonnę, zatem wzór powyższy przyjmuje postać

$$C_p = \frac{2L}{vq} \quad (2)$$

gdzie q wyraża pojemność wozu w tonnach.

Do zakresu zabiegu przewozu wchodzi ponadto czynności związane z manipulacją wozami na stacji odbiorczej, jak wymiana pełnego wozu na próżny na płycie lub rozjeżdżenie, opuszczanie i wyciąganie wozu wałem hamulcowym lub kołowrotem itp. Normę czasową dla tych czynności trzeba obliczyć na podstawie pomiaru czasowego, oznaczamy ją symbolem C_m .

Normę produkcyjną na postęp przodka wraz z przewozem urobku oblicza się z wzoru

$$P'_w = \frac{t'}{C_w + (C_p + C_m)k_0} \quad (3)$$

a po uwzględnieniu równania (2)

$$P'_w = \frac{t'}{C_w + k_0 \left(\frac{2L}{vq} + C_m \right)}$$

gdzie k_0 — współczynnik koniecznego odpoczynku, który dla czynności przewozu ręcznego i manipulacji przyjmuje się w wysokości 15 % czystego czasu wykonania, czyli $k_0 = 1,15$.

W powyższym wzorze C_w norma czasowa postępu przodka uwzględnia już czas odpoczynku potrzebnego w czasie wykonywania czynności operatywnych i dlatego współczynnik k_0 stosuje się jedynie do tych operacji, które obliczono na czysty czas wykonania, tzn. czas netto.

Do wzoru (3) należy wstawić wartości dla C_w , C_m i C_p wyrażone w odniesieniu do tej jednostki normowania, w której chcemy otrzymać normę produkcyjną P'_w , tzn. jeżeli chcemy otrzymać normę P'_w w tonnach, to poszczególne normy czasowe wchodzące do wzoru na P'_w muszą być wyrażone w robotniko-minutach na tonnę.

Zadawanie normy

Ponieważ norma pracy jest podstawą do zawarcia umowy akordowej między robotnikami a kierownictwem zakładu pracy, musi być ona przed rozpoczęciem pracy podana robotnikowi jako jego dzienne zadanie. Z konstrukcji normy omawianej wynika, że jest ona zależna od długości trasy przewozu, a zatem jest ona zmienna w miarę jak przodek posuwa się naprzód.

W górnictwie dla obliczenia zarobku w robotach przodkowych, wylicza się średni dzienny wynik pracy na podstawie wyników osiągniętych na przestrzeni jednego miesiąca. Z wzoru (3) wynika, że do wyznaczenia wysokości omawianej normy jest z góry potrzebna znajomość średniej długości trasy dodatkowego przewozu w miesiącu, czyli trzeba wiedzieć o ile metrów zostanie posunięte naprzód czoło przodka. Praktycznie więc należy zaplanować z góry miesięczny postęp. Plano-

wany postęp jest zależny od ilości zaplanowanych dni roboczych, ilości zmian na dobę, obłożenia przodka, czyli od ilości przodkozmiian w miesiącu oraz od wysokości normy, a ta jest zależna od miesięcznego postępu. Należy zatem znaleźć zależność, według której można by z elementów podstawowych normy obliczyć planowany postęp przodka.

Oznaczając przez:

- l — planowany miesięczny postęp przodka, m,
- m — planowaną ilość robotniko-dniówek w miesiącu,
- $m = Adz$,
- A — obsadę na zmianę,
- d — ilość planowanych dni roboczych w miesiącu,
- z — ilość planowanych przodkozmiian na dobę,
- L_1 — początkową długość trasy dodatkowego przewozu, m,
- L — średnią długość trasy dodatkowego przewozu w miesiącu, m,
- L_0 — całkowitą długość trasy ręcznego przewozu na początku miesiąca,

$$L = L_0 - 50 \text{ m}$$

to

$$L = L_1 + \frac{l}{2}$$

a ponieważ jak wyżej powiedziano, planowany postęp jest iloczynem normy przodka i planowanych przodkozmiian, to

$$l = P'_w m$$

zatem

$$l = \frac{t'}{C_w + \left(\frac{2L}{vq} + C_m\right)k_0} m$$

$$l = \frac{vqt'm}{vqC_w + 2k_0L + vqk_0C_m}$$

$$l = \frac{vqt'm}{vqC_w + 2k_0\left(L_1 + \frac{l}{2}\right) + vqk_0C_m}$$

stad

$$l^2k_0 + l(vqC_w + 2k_0L_1 + vqk_0C_m) - mvqt' = 0$$

$$l^2 + l\left(\frac{vq}{k_0}C_w + 2L_1 + vqC_m\right) - \frac{vq}{k_0}mt' = 0$$

$$l = -\frac{1}{2}vq\left(\frac{C_w}{k_0} + C_m\right) + L_1 \pm$$

$$\pm \sqrt{\left(\frac{1}{2}vq\left(\frac{C_w}{k_0} + C_m\right) + L_1\right)^2 + \frac{vq}{k_0}mt'}$$

Według powyższego wzoru oblicza się planowany miesięczny postęp przodka dla wykonania normy w 100 %. Przy korzystaniu z tego wzoru trzeba pamiętać o tym, że do wzoru trzeba wstawić q , v , C_w i C_m wyrażone w robotnikominutach na 1 m chodnika (a nie na m² bądź tonnę).

Analizując wzór na P'_w widzimy, że dla określonego przodka C_w nie ulega zmianie ani w miarę postępu przodka ani nie zależy od sposobu odstawy, czyli jest wielkością stałą dla konkretnych warunków technicznych i naturalnych, w których drąży się dany przodek.

Wartość C_m , podobnie jak wartość C_w , jest stała dla danego przodka. Natomiast wartość C_p jest zależna od odległości przewozu i wprost proporcjonalna do długości trasy przy stałej wartości v .

Wynika stąd, że w miarę posuwania się przodka, czyli w miarę zwiększania się długości trasy przewozu norma maleje a z nią ilość urobku, gdyż zwiększa się czas na jego odtransportowanie. Istnieje pewna granica, przy której ten sposób akordowania załogi przodka przestaje być uzasadniony. Zachodzi to wtedy, gdy czas potrzebny na odtransportowanie urobku z przodka zajmie pełną dniówkę jednego robotnika, a wtedy należy dać osobnego wozaka do przewozu urobku z przodka. Tak przedstawia się zagadnienie to w odniesieniu do jakiegoś konkretnego przodka. Zachodzi zatem pytanie, jak określić granice stosowalności tego sposobu akordowania.

Zagadnienie to należy rozpatrzyć ogólnie. P'_w jest normą dla określonych warunków naturalnych i technicznych panujących w przodku i wyraża normę na jedną robotnikodniówkę, czyli jest wyznaczonym zadaniem produkcyjnym dla jednego człowieka zatrudnionego w danym przodku. Norma dla całego przodka jest jej wielokrotnością, zależnie od liczebności zespołu ludzi zatrudnionych w przodku.

Oznaczając przez A ilość ludzi, z których składa się zespół robotników zatrudnionych w przodku, to norma dla zespołu, czyli norma dla przodka na zmianę wynosi

$$P_{w(zs)} = AP'_w = \frac{At'}{C_w + \left(\frac{2L}{vq} + C_m\right)k_0} \quad (4)$$

Z wzoru na $P'_{w(zs)}$ widzimy, że granica stosowalności tego sposobu akordowania zależna jest w pierwszym rzędzie od warunków naturalnych i technicznych, w drugim od długości trasy i średniej szybkości przewozu, następnie od pojemności wozu oraz warunków istniejących na stacji odbiorczej, (tzn. od rodzaju manipulacji i związanego z tym zużycia czasu), wreszcie od wielkości obsady przodka.

Szukanej wartości granicznej odpowiada pewien określony stosunek normy na postęp, do normy łącznie z odstawą i on jest dla każdego konkretnego przypadku zależny jedynie od wielkości obsady przodka. Z samego założenia wynika, że stosowanie tego rodzaju akordu kończy się z chwilą, gdy odstawienie urobku z przodka zajmie pełną dniówkę wozaka. Należy zatem znaleźć dla jakiej wartości $\frac{P'_w}{P_w}$ czas potrzebny na od-

transportowanie pełnej ilości urobku, przy zatrudnieniu załogi przodka przy robocie związanej jedynie z postępowaniem chodnika, osiągnie P_w wartość jednej robotnikodniówki wozaka.

Przy obsadzie przodka A ludźmi warunek ten spełnia równość normy postępu przodka i normy na przewóz, a zatem gdy

$$AP'_w = \frac{t'}{\left(\frac{2L}{vq} + C_m\right)k_0}$$

bądź

$$\frac{At'}{C_w} = \frac{t'}{(C_p + C_m)k_0}$$

Rozwiązując to równanie względem C_w a następnie wstawiając wynik do wzoru na P'_w , otrzymamy szukaną zależność

$$\frac{1}{A} C_w = k_0 (C_p + C_m)$$

Ponieważ

$$P'_w = \frac{t'}{C_w + (C_p + C_m) k_0}$$

to

$$P'_w = \frac{t'}{C_w + \frac{1}{A} C_w}$$

$$P'_w = \frac{At'}{AC_w + C_w} = \frac{t' A}{C_w (A+1)}$$

$$P'_w = \frac{A}{A+1} P_w$$

Powyższy wzór podaje szukany stosunek. Otrzymany wynik określa zakres stosowalności tego sposobu akordowania.

Przy obsadzie:

$$A=2, P'_w = \frac{2}{3} P_w = 0,66 P_w; \text{ norma przodku } P_{zb} = 1,3 P_w$$

$$A=3, P'_w = \frac{3}{4} P_w = 0,75 P_w; \text{ norma przodku } P_{zb} = 2,25 P_w$$

$$A=4, P'_w = \frac{4}{5} P_w = 0,8 P_w; \text{ norma przodku } P_{zb} = 3,2 P_w$$

Z powyższego zestawienia wynika, że w przodkach c organizacji tego typu, ustalenie obsady w ilości dwóch ludzi nie ma żadnych ekonomicznych podstaw, gdyż daje zbyt niski postęp, bo zaledwie 66 % postępu normalnego, przy czym za normalny uważamy postęp, gdy załoga przodkowa zatrudniona jest jedynie przy postępie przodku, a transport powierzony jest ludziom pozaprzodkowym. Natomiast powierzając przewóz załodze przodku i zwiększając ją o jednego robotnika, otrzymujemy o 25 % większy postęp w stosunku do normalnego. Analogicznie w przodkach szerszych, gdzie normalnie zatrudnionych powinno być co najmniej trzech ludzi, zyskujemy wzrost postępu o 20 %.

Wynika stąd warunek, że ten sposób akordowania jest korzystny przy obsadzie przodku nie mniejszej jak trzech ludzi, gdyż gwarantuje wzrost postępu od 25 % do 20 %, przy wykonaniu normy w 100 %, przy przekroczeniu natomiast normy wzrost postępu zwiększa się odpowiednio i wynosi ponad 30 %.

Z wzoru (5) wynika następująca praktyczna zasada: gdy wartość normy postępu chodnika wskutek włączenia do niej transportu obniży się poniżej 0,75 przy obsadzie przodku wynoszącej trzech ludzi lub poniżej 0,80 przy obsadzie czterema ludźmi, należy dać odrębnego wozaka do przewozu i zakordować go w oparciu o normę dla tej operacji, którą obliczyć należy z wzoru

$$P_p = \frac{t'}{\left(\frac{2L}{vq} + C_w\right) k_0}$$

Takie określenie granicy stosowalności jest ścisłe, w praktycznym jednak stosowaniu tej normy potrzebna jest odpowiedź na pytanie: jaka jest graniczna dłu-

gość trasy dodatkowego przewozu, ponad którą stosowanie tej normy nie jest już uzasadnione. Aby odpowiedzieć na to pytanie, trzeba znaleźć funkcyjną zależność

$$L = f(C_w, C_m, v, q, A) \quad (6)$$

gdzie A jest ilością ludzi zatrudnionych w przodku. Zależność funkcyjną (6) znajdziemy wychodząc z wzoru (3)

$$P'_w = \frac{t'}{C_w + \frac{2L}{vq} k_0 + C_m k_0}$$

L_{max} — największa, ze względów gospodarczych, dopuszczalna odległość dodatkowego przewozu (nie jest to maksimum w pojęciu matematycznym).

Ponieważ wielkość L osiągnie swoją maksymalną wartość dopuszczalną L_{max} wtedy, gdy zostanie spełniony warunek wzoru (5), czyli przy

$$P'_w = \frac{A}{A+1} P_w$$

i uwzględniając, że

$$P'_w = \frac{t'}{C_w}$$

to

$$\frac{A}{A+1} \frac{t'}{C_w} = \frac{t'}{C_w + \frac{2L_{max}}{vq} k_0 + C_m k_0}$$

$$C_w \left(\frac{A+1}{A} \right) = \frac{2k_0}{vq} L_{max} + k_0 C_m$$

$$\frac{1}{A} C_w = \frac{2k_0}{vq} L_{max} + C_m k_0$$

$$L_{max} = \frac{vq}{2Ak_0} C_w - \frac{vq}{2} C_m$$

$$L_{max} = \frac{1}{2} vq \left(\frac{1}{Ak_0} C_w - C_m \right) \quad (7)$$

Z wzoru powyższego wynika, że zależność L_{max} od pięciu zmiennych niezależnych jest nieco złożona. Obliczenie dopuszczalnej długości trasy dodatkowej przewozu jest proste. Ponieważ jednak w praktyce posługiwanie się nomogramem jest poręczniejsze, dlatego do praktycznego użytku służby normowania należy sporządzić nomogram, umożliwiający szybkie znalezienie szukanej wartości przy dowolnych (mogących zachodzić w praktyce) wartościach poszczególnych zmiennych niezależnych.

Sporządzenie nomogramu funkcji o sześciu zmiennych niezależnych jest dość skomplikowane. Wobec tego, że w praktyce wartość zmienna A najczęściej będzie miała dwie wartości, tj. $A=3$ i $A=4$, zbudować trzeba dwa nomogramy odrębne dla każdej z tych wartości A , co uprości sam nomogram, gdyż eliminuje jedną zmienną niezależną i pozwoli nadać mu czytelną i jasną konstrukcję umożliwiającą szybkie nim posługiwanie się.

Dla sporządzenia nomogramu należy równanie (7) przekształcić i doprowadzić do postaci nadającej się do możliwie najprostszego ujęcia nomograficznego i tak

$$C_w = Ak_0 \left(\frac{2}{vq} L_{max} + C_m \right) \quad (8)$$

Dla osiągnięcia łatwej czytelności i prostej konstrukcji przyjmijmy skalę wynikową, odstępując od zwykle stosowanych zasad, jako skalę zewnętrzną, aby móc uwzględnić zależność L_{max} od prędkości v i pojemności wozów q . Jest to możliwe, jeżeli przyjmijmy dla pierwszej części nomogramu pewne określone wartości q i v jako stałe, co w równaniu (8) eliminuje dwie zmienne niezależne, a tym samym sprowadza równanie (8) do formy kanonicznej, dającej się ująć w trzy skale równoległe, a następnie dla uwzględnienia różnych wartości zmiennych q i v dobudujemy do skali wynikowej L_{max} nomogramy siatkowe, przedstawiające funkcję

$$L_{max} = f(L'_{max}, v, q).$$

gdzie

L'_{max} jest L_{max} przy $q = 1$, $v = 50$.

Wobec tego dla obliczenia danych potrzebnych do konstrukcji nomogramu przyjmijmy jako stałe wartości $A = 4$, $q = 1$ t, $v = 50$ m/min, $k_0 = 1,15$ i wtedy równanie (8) przyjmie postać

$$C_w = 0,184 L'_{max} + 4,60 C_m$$

która daje możliwość ujęcia w nomogram o trzech liniach równoległych.

Oznaczenie funkcji

$$f_1(u_1) = Ak_0 C_m = 4,6 C_m$$

$$f_2(u_2) = \frac{2Ak_0}{vq} L'_{max} = 0,184 L'_{max}$$

$$f_3(u_3) = C_w$$

Oznaczenie granic zmiennych

$$0 \leq C_m \leq 10$$

$$100 \leq L'_{max} \leq 1100$$

$$18,4 \leq C_w \leq 248,4$$

Granice funkcji

$$0 \leq f_1 \leq 46$$

$$18,4 \leq f_2 \leq 202,4$$

$$18,4 \leq f_3 \leq 248,4$$

Obliczenie skal. Równania skal w prostokątnym układzie współrzędnych mają postać

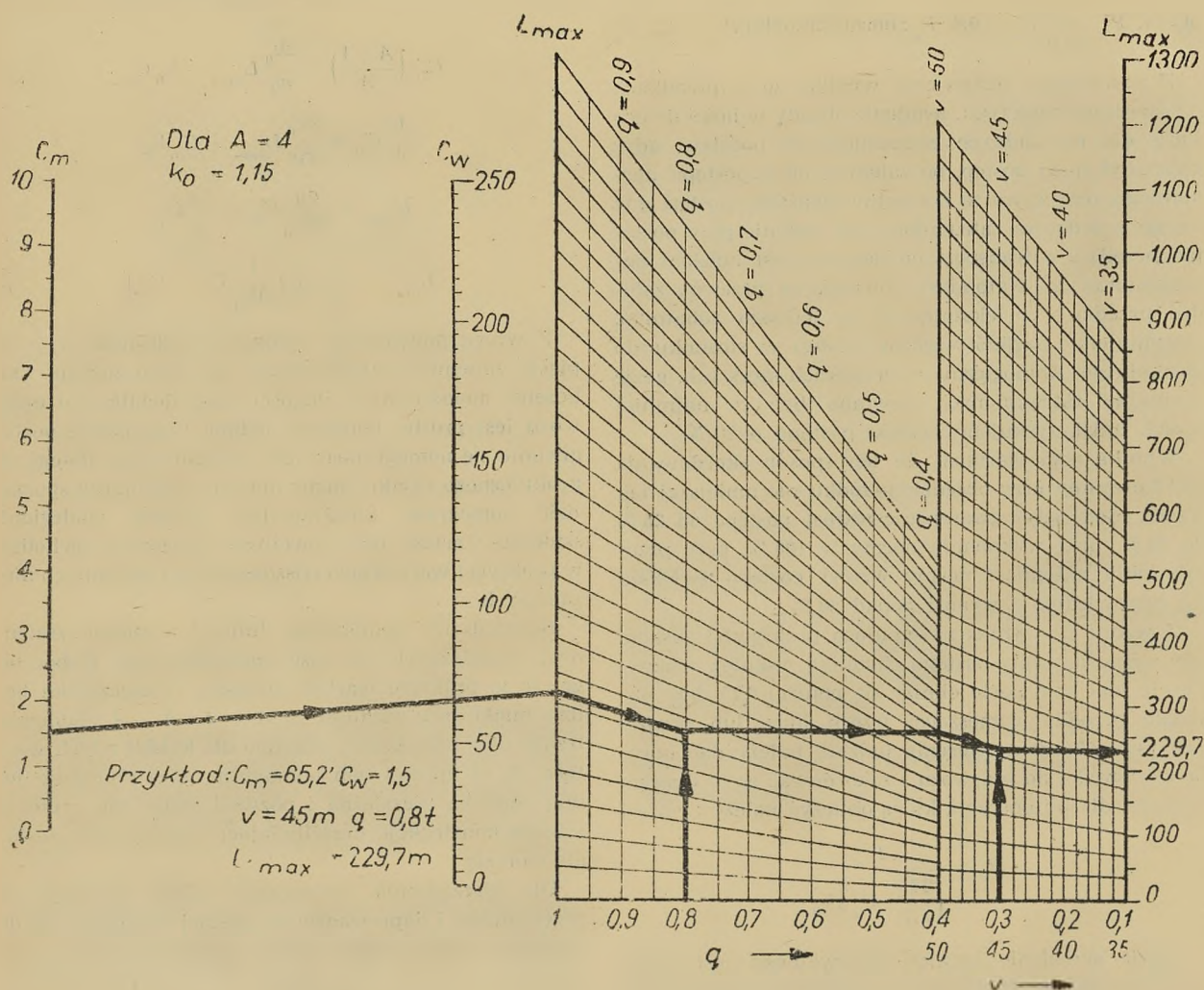
$$\text{skala } u_1: x = 0, y = \mu_1 f_1(u_1)$$

$$\text{skala } u_2: x = B, y = \mu_2 f_2(u_2) + h'$$

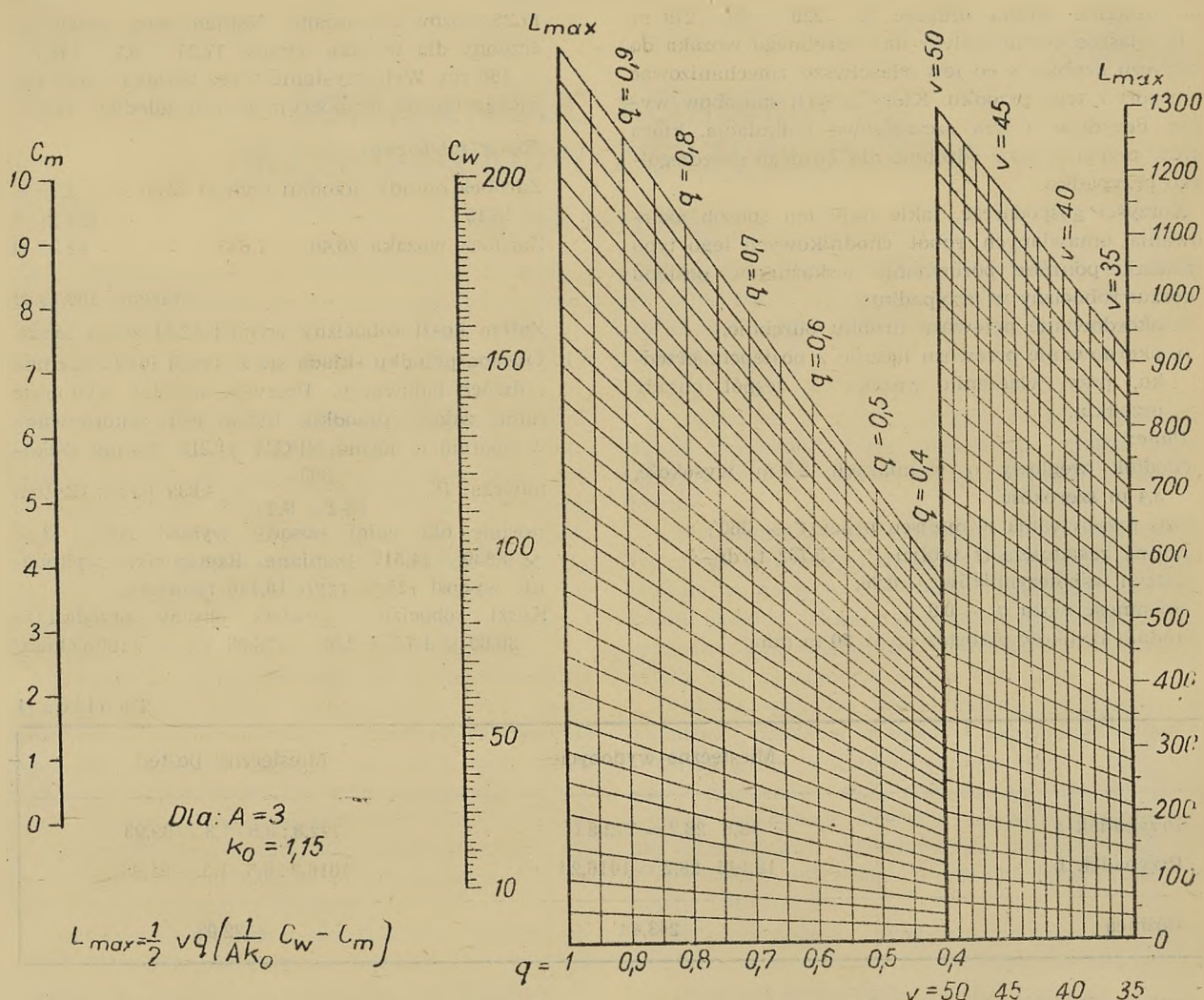
$$\text{skala } u_3: x = B', y = \mu_3 f_3(u_3) + h''$$

Przyjmujemy szerokość nomogramu $B = 80$ mm a wysokość na $H = 100$ mm. Podziałki μ_1 , μ_2 i μ_3 dla poszczególnych skal oraz odstęp B' skali u_3 od początku układu:

$$\mu_1 = \frac{100}{46} = 2,1739$$



Rys. 1. Graniczna długość trasy dodatkowej odstawy



Rys. 2. Graniczna długość trasy dodatkowej odstawy

$$\mu_2 = \frac{100}{184} = 0,5434$$

$$\mu_3 = \frac{\mu_1 \cdot \mu_2}{\mu_1 + \mu_2} = \frac{1,1813}{2,7173} = 0,43473$$

$$B' = B - \frac{\mu_1}{\mu_1 + \mu_2} = 80 - \frac{2,1739}{2,7173} = 64 \text{ mm}$$

W ten sposób obliczone zostały wszystkie wielkości potrzebne do wykreślenia nomogramu, podającego zależność między C_m , C_w i L_{max} dla $q = 1$ i $v = 50$. Dla uwzględnienia wpływu różnych wartości pojemności wozu q i szybkości transportu v , nomogram ten uzupełniamy przez dobudowanie do linii L'_{max} dwóch układów siatkowych nomogramów prostych $L_{max} = f_4(q, L'_{max})$ oraz $L_{max} = f_5(v, L'_{max})$. W ten sposób powstał pełny nomogram przedstawiony na rys. 1. W analogiczny sposób obliczony i skonstruowany nomogram dla obsady $A = 3$ ludzi przedstawia rys. 2.

Sposób posługiwania się nomogramem objaśnia poniższy przykład.

Chodnik węglowy o wymiarach $2,5 \times 3,4$ m przy czasie $t' = 360'$ dla przygotowania nowego pola, położony z dala od oddziałowych dróg przewozowych. W przodku występuje woda stropowa. Chodnik powinien być ukończony w przewidzianym terminie. Do przewozu według dawnych zasad był dodawany jeden wozak. Obecnie chcemy czynność transportowania urobku włą-

czyć do zakresu obowiązków obsady przodku, aby przyspieszyć tempo postępu przodku.

Dane podstawowe

$$P_z = 5,752 \text{ t/rdn}, P_w = 5,522 \text{ t/rdn}$$

$$C_m = 1,5 \text{ min/t}$$

$$C_w = 65,2 \frac{\text{rmin}}{\text{t}}$$

$$A = 4$$

$$v = 45 \text{ m/min}$$

$$q = 0,8 \text{ t}$$

Na skali C_m odszukujemy punkt odpowiadający 1,5 min, a na skali C_w punkt odpowiadający 65,2 min. Przez te dwa punkty prowadzimy prostą do przecięcia się ze skalą L'_{max} . Punkt przecięcia podaje nam L'_{max} przy $q = 1$ i $v = 50$. Prosta wykreślona z tego punktu zgodnie z kierunkiem siatki pola ($L' q$), w punkcie przecięcia z odcietą $q = 0,8$ daje nam L_{max} przy $v = 50$ i $q = 0,8$; punkt ten rzutujemy równolegle do osi odciętych na prostą $v = 50$ i z punktu przecięcia prowadzimy prostą zgodną z kierunkiem siatki L'_{max} , v do przecięcia z odcietą $v = 0,45$; odczyt na skali L_{max} daje szukaną maksymalną długość dodatkowej trasy przewozu $L_{max} = 229,7 \text{ m}$.

Obsada chodnika w danym przypadku może być zakordowana w omawiany sposób do chwili, gdy chod-

nik osiągnie łączną długość $L = 229 + 50 = 279$ m. Z tą właśnie chwilą należy dać odrębnego wozaka do przewozu urobku, a co jest właściwsze, zmechanizować transport z tego przodku. Który z tych sposobów wybrać, decyduje o tym szczegółowa kalkulacja, którą należy przeprowadzić odrębnie dla każdego poszczególnego przypadku.

Korzyści gospodarcze, jakie daje ten sposób akordowania omawianych robót chodnikowych tego typu wykazuje poniższe porównanie wskaźników postępu i kosztu robocizny w przypadku:

- akordowanie przewozu urobku odrębnie,
- akordowanie przewozu łącznie z postępowaniem przodku, przy włączeniu wozaka w zespół obsady przodku.

Dane:

chodnik węglowy o wymiarach 2,5 m wysokości, 3,4 m szerokość,

czas przebywania w miejscu pracy $t' = 360'$,

norma zasadnicza (z tablic) $P_z = 5,752$ t/rdn,

iloczyn współczynników $= 0,96$,

pojemność wozu $q = 0,8$ t,

średnia szybkość przewozu $v = 50$ m/min,

17,25 wozów na zmianę. Nakład czasu pracy potrzebny dla wozaka wynosi $17,25 \times 9,2 = 158,7 = 160$ rm. Wykorzystanie przez wozaka czasu stojącego mu do dyspozycji wynosi zaledwie 44,2 %.

Koszt robocizny:

Zarobek obsady przodku wynosi $38,80 \text{ zł} \times 1,75 \times 1,815 = 123,23 \text{ zł}$

Zarobek wozaka $26,40 \times 1,625 = 42,90 \text{ zł}$

Razem 166,13 zł

Zatem koszt robocizny wynosi 12,04 zł na tonnę.

- Obsada przodku składa się z trzech ludzi; górnik i dwóch ładowaczy. Przewóz urobku wykonuje sama załoga przodku, która jest zakordowana w oparciu o normę NPGW 11.218. Norma wykonawcza: $P'_{w'} = \frac{360}{65,2 + 9,2} = 4,839$ t/rdn. Zatem norma dla całej obsady wynosi $AP'_{w'} = 3 \times 4,839 = 14,517$ t/zmianę. Rzeczywiste wykonanie wynosi 125 % czyli 18,146 t/zmianę.

Koszt robocizny: zarobek obsady przodku $= 38,80 \times 1,75 \times 2,63 = 178,58 \text{ zł}$, a zatem koszt

Tablica 1

	Miesięczne wydobywanie	Miesięczny postęp
Przypadek a.	$13,8 \cdot 28,2 = 772,8 \text{ t}$	$722,8 : 8,5 \cdot 1,3 = 69,93$
Przypadek b.	$18,146 \cdot 28,2 = 1016,2 \text{ t}$	$1016,2 : 8,5 \cdot 1,3 = 91,96$
Różnica	$+ 243,4 \text{ t}$	$+ 22,03$

średnia długość trasy dodatkowej przewozu $L = 100$ m,

czas manipulacji na stacji odbiorczej i zdawczej stwierdzony chronometrażem $C_m = 3$ min/t, przodek wykonał normę w 125 %.

Obliczenia:

Norma wykonawcza $P_{w'} = 0,96$; $P_z = 0,96 \times 5,752 = 5,522$ t/rdn.

stąd norma czasowa $C_w = \frac{360'}{5,522} = 65,2$ t

- Przodek obsadzony jest przez górnik i ładowacza, do przewozu urobku na dodatkowej trasie dany jest wozak opłacany według zarządzenia MG 57 § 7. Norma wykonawcza dla przodku wynosi: $AP_{w'} = 2 \cdot 5,522 = 11,044$ t/zmianę.

Norma dla wozaka

$$P_p = \frac{360}{\left(\frac{2 \cdot 100}{50 \cdot 0,8} + 3\right) 1,15} = \frac{360}{9,2} = 39 \text{ wozów}$$

Przy wykonaniu normy w wysokości 125 % przodek dał wydobywania $1,25 \cdot 11,044 = 13,8$ t/zm, czyli

robocizny 1 t wynosi 9,8 zł. Z porównania wynika, że koszt robocizny na 1 t spada o 2,24 zł = 18,6 % przy równoczesnym wzroście zarobku trzeciego robotnika z 42,90 zł na 55,34 zł czyli o 29 %.

Porównanie wskaźników.

Przy 28 dniach pracy w miesiącu i obłożeniu chodnika na dwie zmiany (patrz tablica 1).

Z porównania powyższych wskaźników wynika, że w przypadku b. wzrost wydobywania i postępu chodnika wynosi 31,5 %, koszt robocizny jednej tonny wydobywania spada o 2,24 zł, a koszt 1 m chodnika o 24,75 zł, czyli 18,6 %.

Łączny akord na postęp chodnika i przewóz urobku powinno się stosować w tych wszystkich przypadkach, gdzie dla przewozu urobku z oddalonych przodków, położonych z dala od oddziałów, wozakowi wyznaczano akord indywidualny wyrażony w ilości wozów w oparciu o zbiorczą normę przodku.

Pozwoli to w robotach tego typu podnieść wydajność o około 30 % i zmniejszyć koszty robocizny na metr o około 18 %, przy równoczesnym wzroście zarobku robotnika, dodatkowo wprowadzonego w akord przodkowy.

„Technika jest ogniwem, przez które
nauka wpływa na produkcję”

ŚCIERALNOŚĆ KONSTRUKCJI PRZENOŚNIKÓW ZGRZEBŁOWYCH

Mgr inż. Jerzy Wiland

Treść: Zagadnienie ścieralności elementów konstrukcyjnych, jako przyczyna wielu awarii i przesłojów w transporcie urobku, wysuwa się na czoło zagadnień technicznych w przemyśle węglowym. Ministerstwo Górnictwa kładzie duży nacisk na rozwiązanie tego problemu. Artykuł ma na celu podkreślenie wagi tego zagadnienia oraz zwrócenie uwagi naszych racjonalizatorów w tym kierunku.

Przenośniki zgrzebłowe należą do typu przenośników przesuwających urobek. Zagadnienie ścieralności materiałów użytych do budowy przenośników tego typu jest bardzo istotne. Zużyciu ulega łańcuch oraz blachy nośne wskutek ścierania ich przez urobek, jak również na skutek ich wzajemnego tarcia o siebie. Przetarty łańcuch ma mniejszą wytrzymałość i zrywa się, zaś blachy po przetarciu tworzą zadziory, o które zaczepia zgrzebło powodując również zrywanie łańcucha.

Podwyższenie odporności stali na ścieranie uzyskuje się przez podwyższenie wytrzymałości, oraz przez utwardzenie powierzchniowe. Technika wykonywania łańcuchów wysokogatunkowych nie jest jeszcze u nas odpowiednio rozwinięta. Niezbędne są agregaty do zginania i iskrowego spawania łańcuchów o średnicy drutu 18 mm. Zgrzewanie iskrowe w odróżnieniu od zwykłego zgrzewania umożliwia produkcję łańcuchów ze stali wysokowęglistej i stopowej.

Niezbędne są również urządzenia do termicznej obróbki łańcuchów. Ulepszanie termiczne, a zwłaszcza azotowanie, zmniejsza w znacznym stopniu ścieralność łańcucha.

Drugim elementem ulegającym ścieraniu, są blachy nośne. Podwyższenie ich odporności na ścieranie uzyskać można drogą:

1. zwiększenia wytrzymałości, a tym samym twardości blach,
2. stosowanie wykładzin trudnościeralnych (bazalt, szkło itp.),
3. stosowania specjalnych emalii odpornych na ścieranie i uderzenia,
4. metalizacji twardym stopem lub metalem.

1. Rynny przenośników są spawane, bądź zginane na zimno. Podwyższenie ich wytrzymałości utrudni w znacznym stopniu spawanie i uniemożliwi zginanie na zimno.

Wchodziłyby tu więc jedynie w grę wykładziny z blachy twardej. Przymocowanie ich jednak do blach nośnych jest konstrukcyjnie skomplikowane i kosztowne. Wzrasta również znacznie ciężar trasy, co w warunkach dołowych jest niekorzystne.

2. Z tych samych względów wykładziny bazaltowe, ceramiczne i inne mogą być zastosowane jedynie w przenośnikach zabudowanych na stałe, zsuwniach itp., dla których ten sposób zapobiegania ścierania blach jest bardzo wskazany.

Zwłaszcza bazalt topiony jest idealnym tworzywem o wysokiej odporności na ścieranie. Przeciętna przepustowość rur podsadzkowych wynosi 30 do 40 tysięcy m³ podsadzki, natomiast rury bazaltowe przepuścić mogą w tych samych warunkach do 2 milionów m³ piasku.

3. Zagranica, a między innymi Związek Radziecki stosuje powlekane blach nieścieralną emalią. Należałoby i u nas w tym kierunku prowadzić prace badawcze.

4. Metalizowanie blach twardym stopem, wydaje się być drogą najbardziej dostępną i najszybszą do opracowania w naszych warunkach. Należałoby przeprowadzić badania, jakim materiałem natryskiwać blachy. Przypuszczalnie najbardziej odpowiednim materiałem byłaby stal manganowa (około 12 % Mn).

Trudność sprawić będzie odlanie potrzebnych do metalizacji pręcików o małej i jednakowej średnicy.

Gdyby próby z natrykiwaniem blach, a może nawet i łańcuchów, stalą manganową dały pozytywne wyniki, zagadnienie ścierania urobkiem blach byłoby dla przenośników zgrzebłowych częściowo, zaś dla przenośników wstrząsanych, zsuwni, zsyków itp. całkowicie rozwiązane.

Dla przenośników zgrzebłowych pozostałby jeszcze do rozwiązania problem zmniejszenia skutków ścierania się wzajemnego blach i łańcuchów.

W trakcji elektrycznej, w celu ochrony drutu ślizgowego stosuje się łatwo wymienne ślizgi z miękkiego materiału. W urządzeniach odstawy, oba elementy trące o siebie wymagają ochrony, należałoby więc wprowadzić między nie dodatkowo trzeci element, łatwo wymienny.

Zgłoszono na ten temat kilka pomysłów racjonalizatorskich, które jednak jak dotychczas, nie rokują właściwego rozwiązania zagadnienia.

Stosowanie np. listew napawanych na blachy nośne jako tory dla łańcucha spowodować może odrywanie ich po przetarciu. Zadziory powstałe będą klinować łańcuch i powodować awarie.

Jeden z racjonalizatorów proponuje wytłoczenie w blachach nośnych przenośnika, w miejscu styku blach z łańcuchem, rynienek w których zatrzymywałby się miał węglowy i odizolowywał łańcuch od bezpośredniego styku z blachą nośną.

Podraża to w znacznym stopniu koszty produkcyjne, ale pierwsze próby z tym pomysłem dały pozytywne wyniki.

Należy więc dążyć do takiego rozwiązania konstrukcyjnego, aby łańcuch w ogóle nie stykał się z blachą. Uzyskać to można przez właściwe napięcie łańcucha i zageszczenie ilości zgrzebeł, aby zmniejszyć zwis łańcucha. Wówczas elementem trącym o blachę nośną będzie zgrzebło, które jest łatwo wymienne i stosunkowo tanie.

Musi być ono wykonane z miękkiego materiału lub posiadać wymienne wkładki spełniające rolę ślizgów w trakcji elektrycznej.

Stosowania wkładek drewnianych, należy jednak unikać, gdyż mogą wywołać pożar.

Właściwymi więc drogami rozwiązania problemu ścierania elementów konstrukcyjnych w przenośnikach, a zwłaszcza zgrzeblowych wydają się być:

1. Zmniejszenie ścieralności blach nośnych przez metalizację ich stałą twardą.

2. Zastosowanie wysokowęglistej stali do produkcji łańcuchów. W tym celu należy zaopatrzyć wytwórnie

łańcuchów w agregaty do iskrowego zgrzewania oraz zainstalować urządzenia do termicznej obróbki łańcuchów.

Obróbka termiczna łańcuchów ze stali niskowęglowej nie da pożądanych wyników.

3. Wprowadzić zasadę, iż elementem zużywającym się w przenośniku powinno być zgrzebło, a przenośnik tak rozwiązać konstrukcyjnie, aby łańcuch nie ocierał o blachy nośne.

622.625.2.004.5

CZYSZCZENIE WOZÓW KOPALNIANYCH

Mgr inż. Andrzej Mikucki
Biuro Konstrukcji Maszyn Górniczych

Treść: Omówiono przyczyny powstawania zanieczyszczeń w wozach kopalnianych oraz sposoby ich usuwania. Niezadowalające wyniki działania dotychczasowych urządzeń stały się przyczyną opracowania wozoczyszczarki kulowej opartej na odmiennym zasadzie. Wyniki uzyskane przy próbach świadczą o możliwościach znacznego skrócenia czasu czyszczenia. Omówiono sposoby zabudowywania wozoczyszczarek w podszybiach i wskazano na możliwości obniżenia kosztów transportu przez częste i staranne czyszczenie wozów.

Zanieczyszczenie wozów powstaje już przy pierwszym napełnieniu ich urobkiem. Na dnie i ścianach bocznych osadza się wtedy pył, który przywiera do blachy, zwłaszcza jeżeli przewozi się urobek wilgotny. W czasie opróżniania wozu w wywrocie następuje czyszczenie ścian bocznych przez wysypujący się materiał. Czyszczeniu temu nie podlega dno, które po pewnym czasie pokrywa się warstwą osadu. W miarę upływu czasu osad ten podsycha, a ubijany przy ładowaniu wozów zamienia się w twardą skorupę, do której kruszenia potrzeba znacznej nieraz siły. Grubość warstwy osadu zależy od częstotliwości czyszczenia, właściwości przewożonych materiałów i od tego w jakim stopniu przestrzegana jest zasada nie używania wozów przeznaczonych do węgla do przewozu kamienia i materiałów budowlanych.

Obserwacje wykazują, że małe wozy ulegają zanieczyszczeniu w znacznie większym stopniu niż wozy średnie. Tłumaczy się to tym, że dla warstw o tych samych grubościach na jednostkę objętości osadu przypada w wozie małym większa powierzchnia przylegania do ściany niż w wozie średnim. Ponadto z uwagi na mniejszą pojemność małe wozy poddawane są częstszemu ładowaniu, co w poważny sposób przyspiesza nawarstwianie się osadu.

Walka z zanieczyszczeniem

W dobie wzmoczonej walki o obniżkę kosztów własnych, zagadnienie czyszczenia wozów staje się jednym z jej zasadniczych ogniw. Posługiwanie się w przewoźniku kopalnianym zanieczyszczonymi wozami pociąga za sobą liczne straty wyrażające się: w zwiększonej krążności wozów, ze względu na zmniejszoną ich ładowność; zmniejszonej wydajności urządzeń wydobywczych oraz konieczności wydatkowania dodatkowej energii na przewóz i ciągnięcie. Wspomnieć należy też o nieścisłościach, jakie wprowadza ono w obliczanie wydobywania w tych przypadkach, gdy określa się go w oparciu o ilość opróżnianych wozów, ponieważ przyjmowane w przeliczeniach współczynniki korygujące po-

jemność wozu określane szacunkowo, niezawsze spełniają należycie zadanie z uwagi na występowanie dość dużych różnic w grubościach warstw osadu.

Przyjmując dla przykładu, że zanieczyszczenie w małym wozie zmniejsza jego pojemność przeciętnie o około 10% (odpowiada to w przybliżeniu warstwie 150 mm), do przewiezienia 1000 t węgla potrzeba o 111 wozów o ładowności 1 t więcej, niż w przypadku, gdyby przewóz odbywać się miał tylko przy użyciu wozów czystych. Konieczność wydobywania 111 wozów więcej dla uzyskania tej samej ilości węgla zmniejsza, jak już wspomniano, wydajność urządzenia wydobywczego i prowadzi do wydatkowania dodatkowej energii. Ponieważ w kopalniach wozy małe są ciągle jeszcze w przeważającej liczbie, a grubość warstwy nierządki osiąga wartość 250 a nawet 300 mm, dlatego zagadnienie usuwania zanieczyszczeń powinno być przedmiotem specjalnej troski dozoru technicznego. Sposoby usuwania zanieczyszczeń obejmują: czyszczenie ręczne, hydrodynamiczne i mechaniczne.

Czyszczenie ręczne

Czyszczenie ręczne przeprowadza się za pomocą łopaty, kilofa a niekiedy przy bardzo twardych osadach za pomocą młotka pneumatycznego. Oddzielone od ścian zanieczyszczenie usuwa się z wozu albo przez wyładowanie łopatą, albo też w specjalnie do tego celu przystosowanym wywrocie. Czyszczenie ręczne, aczkolwiek pozwala na dokładne usuwanie osadu, nie wymaga żadnych dodatkowych urządzeń i zajmuje mało miejsca, jest bardzo pracochłonne, a z uwagi na trudny dostęp i małe wymiary wozu mało wydajne. Prowadzi ono do tego, że wozy rzadko poddawane są czyszczeniu, a wytwarzająca się na dnie gruba, stwardniała skorupa wymaga często użycia młotków pneumatycznych, których stosowanie powinno być ograniczone ze względu na niszczenie pudeł.

Opisane wyżej wady ręcznego czyszczenia wozów wskazują na to, że w kopalniach mających tabor składający się z małych wozów, sposób ten, niestety dość

dzisiaj jeszcze powszechny, powinien być zaniechany i zastąpiony mechanicznym. Pozostać przy ręcznym czyszczeniu mogą niekiedy kopalnie mające tabor składający się ze średnich wozów. Ulegają one zanieczyszczeniu w mniejszym stopniu niż małe, ilość ich ze względu na większą ładowność jest mniejsza a dostęp do pudła łatwiejszy, przez co przy należytej organizacji przewozu możliwe jest częstsze czyszczenie.

Czyszczenie hydrodynamiczne

Czyszczenie hydrodynamiczne polega na tym, że wypływający z dyszy strumień wody o dużej prędkości skierowany zostaje na dno czy też ścianę wozu, z której wypłukuje znajdujący się na niej osad.

Do zalet czyszczenia hydrodynamicznego zaliczyć należy to, że w stosunkowo prosty i łatwy sposób usuwa się osad nie niszcząc przy tym pudeł wozów. Nie przy każdym jednak rodzaju zanieczyszczeń daje ono należyte rezultaty. Twarda i „cementowana” warstwa osadu, nawet przy dość długim czasie czyszczenia, nie daje się usunąć tym sposobem. Posługiwanie się przy czyszczeniu wodą wprowadza szereg dodatkowych trudności, zwłaszcza zimą. Zaliczyć do nich należy konieczność należytego ogrzewania pomieszczenia, w którym odbywa się czyszczenie i obmarzanie w czasie ciągnięcia szybem nie wyschniętych jeszcze wozów. Ponadto mokre ściany wozu stają się same powodem wzmożonego osadzania się zanieczyszczenia. Z uwagi na omówione wady, jak również na stosunkowo dość duże zapotrzebowanie wody i trudności związane z oddzieleniem od niej zanieczyszczeń, urządzenia tego rodzaju nie znalazły w kopalniach szerszego zastosowania.

Czyszczenie mechaniczne

Zasada mechanicznego czyszczenia polega na tym, że dno i ściany pudła poddaje się czyszczeniu za pomocą szczotek walcowych bądź skrobaków wprawianych w ruch za pomocą silnika elektrycznego.

Wozoczyszczarki szczotkowe posiadają liczne wady ograniczające zakres ich stosowalności. Do najważniejszych zaliczyć należy: ciężką konstrukcję, trudne i wy-

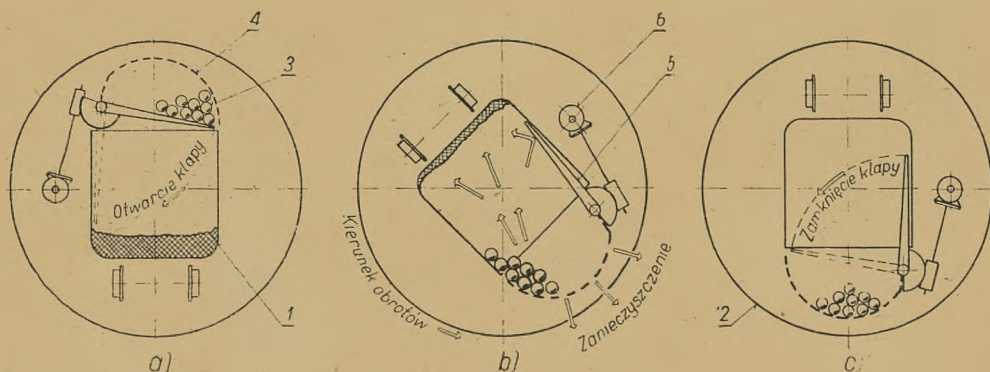
szcotki bądź skrobaki, zakres stosowania wozoczyszczarki ogranicza się jedynie do miękkich zanieczyszczeń o grubościach warstw od 50 do 80 mm.

Wozoczyszczarka kulowa

Z poczynionych w kopalniach obserwacji wynika, że jakkolwiek wiele z nich posiada wozoczyszczarki szczotkowe różnych typów, to czy ze względu na ich wadliwą konstrukcję czy też z uwagi na własności występujących zanieczyszczeń są one w większości nie stosowane, a czyszczenie wozów odbywa się ręcznie. Również i hydrodynamiczna metoda czyszczenia nie znalazła szerszego zastosowania z uwagi na związane z nią niedogodności. Tak więc proces usuwania zanieczyszczeń, mimo dużej pracochłonności, pozostaje więc ciągle jeszcze właściwie niezmechanizowany. W związku z tym w Biurze Konstrukcji Maszyn Górniczych przystąpiono do opracowania wozoczyszczarki nowego typu, która dałaby się wprowadzić w kopalniach w szerszym stopniu niż dotychczasowe. W toku prac powstał projekt wozoczyszczarki kulowej wykorzystującej do usuwania zanieczyszczeń zasadę młyna kulowego¹⁾.

W pudle wozu przeznaczonego do czyszczenia umieszcza się szereg kul, kostek czy też drobno pociętych kawałków złomu, których liczbę i ciężar dobiera się w zależności od charakteru występującego zanieczyszczenia. Wóz wprowadza się do wywrotu i wprawia się w ruch obrotowy. Ażeby uniemożliwić kulom wypadnięcie z wozu wywrót zaopatrzone jest w kopułę z blachy, w której wykonano szereg otworów okrągłych bądź kwadratowych o wymiarach nieco mniejszych od średnicy kul. Kopuła ta przykrywa wóz na całej jego długości. Zanieczyszczenie pokrywające dno wozu kruszone jest przez spadające kule, a następnie w trakcie czyszczenia usuwane na zewnątrz przez otwory wykonane w kopule. Dla uniknięcia ręcznego przekładania kul z jednego wozu do drugiego, wywrót zaopatrzony jest dodatkowo w kłapę, której działanie ilustruje rys. 1.

Wóz 1 przeznaczony do czyszczenia wprowadza się do wywrotu 2 (rys. 1a). Następnie za pomocą mechanizmu 6 opuszcza się kłapę 5 zwalniając tym samym



Rys. 1. Zasada działania wozoczyszczarki kulowej

magające znacznej siły manewrowanie, wymiatanie zanieczyszczenia na obsługującego (niezdrowe warunki pracy) oraz konieczność pozostawiania dużej stosunkowo ilości miejsca obok wywrotu na ustawienie wozoczyszczarki, co przy zabudowie jej w podszymbiu prowadzi do znacznego poszerzenia wyrobiska. Ze względu na zbyt małą siłę, jaką wywierać można na

kule 3 zamknięte dotychczas w przestrzeni ograniczonej przez kopułę 4.

Po uruchomieniu wywrotu (rys. 1b) kłapa 5 nie tylko zabezpiecza boczną ścianę wozu przed uderza-

¹⁾ Projekt wozoczyszczarki opracowali: inż. Leszczyński, autor niniejszego artykułu i technik Zawadzki.

niem kul, ale dzięki daszkowemu uformowaniu (nie pokazanemu na rysunku) wpływa na rozdzielanie i kierowanie ich w końce pudła, przez co uzyskuje się zwiększenie intensywności czyszczenia z brzegów a zmniejszenie jej w środkowej części pudła.

Po wyczyszczeniu wozu wywrót 4 zatrzymuje się w położeniu, w którym wóz znajduje się kołami do góry (rys. 1c). Kule spadają wtedy na dno kopuły i ażeby zamknąć je w przestrzeni przez nią ograniczonej wystarczy klapę 5 opuścić (zamknąć) za pomocą mechanizmu 6. Po przestawieniu wywrotu do położenia normalnego (rys. 1a) wypycha się znajdujący się w nim wóz wprowadzając na jego miejsce następny i powtarza cykl czyszczenia od początku.

Dla sprawdzenia opisanej poprzednio metody czyszczenia wozów Biuro Konstrukcji Maszyn Górniczych przeprowadziło próby w kilku kopalniach. W przedstawionej tablicy 1 zebrane są wyniki prób przeprowadzonych w jednej z kopalń, w której udało się najlepiej przystosować w tym celu wywrót.

Próby przeprowadzono trzykrotnie. Pierwsze, potraktowane były jako orientacyjne, dwie zaś następne miały na celu zbadanie obrotów, przy których uzyskuje

2. Po wyczyszczeniu w narożnikach wozu pozostawała warstwa osadu o przekroju trójkątnym o boku około 100 mm. Spowodowane było to mniej intensywnym czyszczeniem narożników niż środkowej części pudła. Nasunęło to koncepcję daszkowego uformowania klapy dla kierowania kul w narożniki.

3. Optymalne warunki czyszczenia małych wozów występują przy obrotach wywrotu zawartych w granicach 14 do 16 obr/min.

4. Przy właściwym doborze ciężaru kul czy kostek niszczenie pudeł jest nieznaczne, odpowiadające w przybliżeniu niszczeniu występującemu przy ręcznym czyszczeniu kilofem, a znacznie mniejsze, jak to ma miejsce przy usuwaniu zanieczyszczeń młotkiem pneumatycznym.

5. Na wyczyszczenie jednego wozu zużywa się przeciętnie około 10 minut, w tym samo czyszczenie zajmuje średnio około 5 minut a resztę stanowi czas potrzebny na wykonanie czynności pomocniczych. Obecnie w tej samej kopalni w ciągu jednej zmiany dwóch ludzi czyści ręcznie 10 ÷ 12 wozów.

Do zalet wozoczyszczarki kulowej (rys. 2) zaliczyć należy to, że: dostosować ją można do każdego rodzaju

Tablica 1

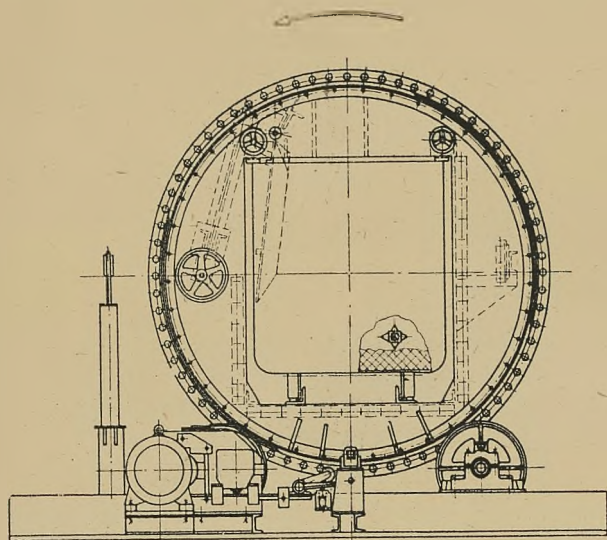
Lp.	Rodzaj wozów	Rodzaj zanieczyszczenia	Grubość warstwy osadu mm	Obroty wywrotu obr/min	Wóz wyczyszczono po obrotach	Czas czyszczenia min	Uwagi
1	m	Osad węglowy — suchy	250	12	55	4,6	W wozie znajdowały się dwie belki 160 × 160 — 700 mm
2		Osad węglowy wraz z łem — wilgotny	250	12	56	4,7	
3		Osad węglowy — suchy	150	12	15	1,3	
4		Osad kamienny oraz ół — scementowany	200	12	60	5,0	
5	a	Osad kamienny — zmieszany z dużymi kamieniami	150	12	80	6,7	
6		Osad ilasty — suchy	150	12	40	3,3	
7		Osad węglowy i kamienny — wilgotny	300	12	47	3,9	
8		Osad węglowy — suchy	250	12	79	6,6	
9	ł	Osad węglowy i kamienny — wilgotny	200	18	80	4,5	W wozie znajdowała się belka drewniana 100 × 100 — 600 mm
10		Osad kamienny scementowany — suchy	100	18	43	2,4	
11		Pył kamienny i glina — sucha	150	18	36	2,0	
12		Osad ilasty i węglowy — suchy	150	18	45	2,5	
13	e	Osad kamienny i węglowy — suchy	160	18	55	3,0	
14		Osad kamienny i węglowy — suchy	200	14	64	4,6	

się optymalne warunki czyszczenia. Do prób użyto 40 kostek stalowych o łącznym ciężarze około 80 kG, o długości boku 60 mm, z przypawanymi tępymi kółkami. W czasie prób stwierdzono, że:

1. Zanieczyszczenie usuwane było łatwo i stosunkowo szybko nawet w tych przypadkach, gdy w warstwie osadu znajdowały się duże kamienie, kawałki belek drewnianych, stojaków itp., usuwanie których przy ręcznym oczyszczeniu narażało wiele trudności.

zanieczyszczeń przez dobór kształtu, liczby i ciężaru kul czy też kostek, pozwala ona na znaczne skrócenie czasu czyszczenia mechanizując przy tym całkowicie jego przebieg oraz nie wymaga nadmiernej rozbudowy wyrobisk górniczych ze względu na to, że wymiary jej nie odbiegają od wymiarów normalnie do tego celu stosowanych wywrotów (odpada konieczność wykonania komory dla ustawienia np. wozoczyszczarki szczotkowej).

Wśród wad opisanego urządzenia wymienić należy: nieco hałaśliwy bieg oraz występujące rzecz jasna w pewnym, aczkolwiek niewielkim stopniu, niszczenie pudeł wozów przez spadające kule czy kostki, zwłaszcza jeżeli zaopatrzone są one w kolce. Dlatego też stosowa-



Rys. 2. Wozoczyszczarka kulowa

nie kolców ograniczyć należy jedynie do przypadków koniecznych, tj. dla bardzo twardych osadów.

Zabudowa urządzeń do czyszczenia wozów

Miejsce i sposób zabudowy wozoczyszczarek w kopalni uzależniony jest od rodzaju posiadanego przez nią urządzenia wydobywczego. W kopalniach wyposażonych w urządzenia klatkowe, czyszczenie wozów przeprowadza się z reguły na nadszybiu w sortowni. Stosowane niekiedy czyszczenie wozów na dole kopalni uznać należy w tym przypadku za niewłaściwe, gdyż prowadzi ono do rozbudowy wyrobisk górniczych. W kopalniach mających urządzenia skipowe czyszczenie wozów odbywać się może tylko na dole kopalni i dlatego wozoczyszczarki zabudowuje się w podszybiu.

O ile zabudowa urządzenia do czyszczenia wozów w sortowni jak też i odprowadzanie zanieczyszczeń nie przedstawia większych trudności, ze względu na znaczną stosunkowo ilość miejsca obok i pod wywrotem, o tyle sposób zabudowy wozoczyszczarki w podszybiu zależy zarówno od warunków geologicznych jak też i od tego, czy dla rozładowania pociągów rozpina się je na poszczególne wozy, czy też przez zastosowanie sprzęgów obrotowych i wywrotu o specjalnej konstrukcji opróżnianie wozów odbywać się może bez ich rozpinania.

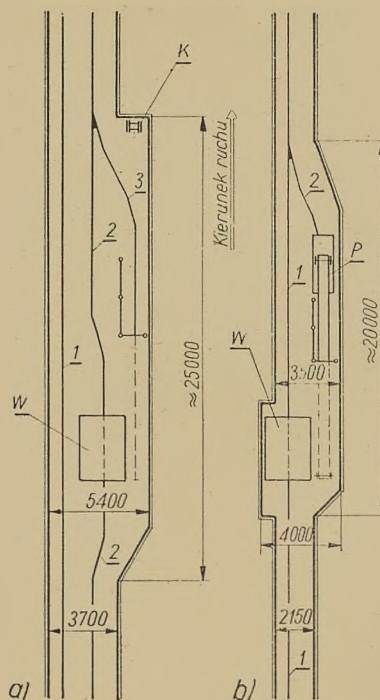
Rys. 3 przedstawia dwa przykłady zabudowy wozoczyszczarki w podszybiu kopalni.

W chodniku objazdowym (rys. 3a), w którym na torze 1 odbywa się zestawianie w pociągi opróżnionych wozów, bądź też na który odstawia się opróżnione pociągi (w przypadku rozładowywania ich bez rozpinania), ustawiona jest na równoległym doń torze 2 wozoczyszczarka W. Na odcinek toru 2 przed wozoczyszczarką odstawia się spośród opróżnionych wozy do czyszczenia, które po usunięciu z nich osadu gromadzi się na torze 2 poza wozoczyszczarką, a następnie przetacza na tor 1. Oddzielone w wozoczyszczarce zanieczyszcze-

nie spada do wozu podstawionego pod nią w pochylni na torze 3, wyciąganego liną za pomocą kołowrotu K. Przy ustaleniu wymiarów wyrobisk przyjęto, że zarówno po torze 1 jak i 2 poruszać się będzie elektrowóz przewodowy kopalniany 750. Długość poszerzonej części wyrobiska może być dowolna, nie mniejsza jednak niż 25 m.

W drugim z przykładów, pokazanym na rys. 3b wozoczyszczarka W umieszczona jest w specjalnie do tego celu przeznaczonym chodniku, na który, torem 1, odstawia się wozy do czyszczenia. Oddzielone zanieczyszczenie odprowadzone zostaje spod wozoczyszczarki zastosowanym tu przenośnikiem taśmowym bądź zgrzeblowym P do wozu, stojącego na bocznym torze 2. Szerokość wyrobiska ustalono przy założeniu, że ruch wozów po torze 1 odbywa się przy zastosowaniu kolejek łańcuchowych przetokowych.

Wybór miejsca zabudowy wozoczyszczarki: w chodniku objazdowym czy też w specjalnym, uzależniony jest od warunków geologicznych i sposobu opróżnienia pociągów w urządzeniu skipowym. Sposób pierwszy (rys. 3a) może być stosowany w kopalniach o dobrych warunkach geologicznych, w których dla rozładowania pociągów rozpina się je na poszczególne wozy. Ze względu na to, że ilość wozów do czyszczenia kierowana na tor 2 może być dozowana w sposób dowolny przez obsługę wozoczyszczarki, poszerzenie chodnika objazdowego o jeden tor występuje na niewielkim stosunkowo odcinku. Inaczej przedstawia się sprawa, gdy zastosować wspomniany układ w kopalni, w której opróżnianie pociągów odbywa się bez ich rozpinania. Do czyszczenia powinny być tu kierowane pociągi, bez względu na różnice w stopniu zanieczyszczenia poszcze-



Rys. 3. Sposób zabudowy wozoczyszczarki na podszybiu

gólnych wozów, bez wydzielania z nich wozów czystszych. Upraszcza to i przyspiesza manewrowanie wozami w podszybiu zwiększając jego przepustowość. W związku z tym zaszłaby konieczność poszerzenia chodnika objazdowego o tor 2 na długość równą w przy-

bliżeniu dwom długościom normalnego składu co często ze względu na warunki geologiczne jest utrudnione bądź wręcz niemożliwe. Dlatego też w powyższych warunkach wskazane jest zabudowywanie wozocyszczarki w specjalnym chodniku jednotorowym, w sposób pokazany na rys. 3 b.

Pociąg podciągnięty przez kolejkę przetokową (nie pokazaną na rysunku) rozpina się do czyszczenia na pojedyncze wozy, które po przejściu przez wozocyszczarkę ustawia się na torze leżącym poza nią w tym

samym chodniku. Spięte znowu i podciągnięte przez drugą z kolejek wprowadzone zostają w obieg zastępując kolejny z pociągów, który odstawiony zostaje do czyszczenia.

Tak więc odpowiednio zorganizowany przewóz uwzględniający częste i staranne czyszczenie wozów powinien doprowadzić do zlikwidowania przewożonego w nich balastu jak również związanych z tym strat, przyczyniając się do obniżki kosztów własnych transportu.

622.66.004.4

RACJONALNE ZWAŁOWISKO WĘGLA

Mgr inż Włodzimierz Tuszek

Treść: Analiza z zakresu stosowalności głównych zbiorników w zakładzie przeróbczym, jako buforów przeciwko różnego rodzaju awariom, pozwala wyciągnąć wniosek, że rolę tę mogą przejąć zwały węglowe. Długośćowe jednak rozwiązania zwałowisk uniemożliwiały wykorzystanie ich w tym kierunku. Autor przedkłada koncepcję trójsektorowego zwałowiska, które poszczególnymi odcinkami w swej długości będzie przystosowane do krótko, średnio i długookresowego magazynowania węgla.

Konieczność zapewnienia ciągłości wydobywania każdej kopalni, zarówno w sensie ogólnonarodowej potrzeby ekonomicznej jak i w sensie techniczno-organizacyjnej zasady ruchu zakładu, nie ulega wątpliwości i nie wymaga komentarzy. Niebezpieczeństwo przerwania ciągłości wydobywania jest tym poważniejsze, im punkty zaistnienia ewentualnych przeszkód są bliższe głównego strumienia węgla. Groźbę więc wielkich strat w wydobywaniu noszą wszelkie przeszkody występujące na drogach węgla po wyciągnięciu go na powierzchnię. Przeszkody te mogą być natury zarówno wewnątrz-kopalnianej, lub też mogą pochodzić od strony współpracującego z kopalnią układu zewnętrznego tj. odbioru, transportu kolejowego i zbytu węgla.

Zachodzi konieczność stworzenia systemu zabezpieczeń, ograniczających do minimum prawdopodobieństwo przerwania ciągłości wydobywania.

Zabezpieczenie przed awariami zakładu przeróbczego

Urządzenia w zakładzie przeróbczym podzielono na trzy następujące zespoły:

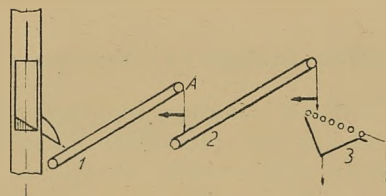
1. elementy zespołu drogi węgla surowego,
2. elementy zespołu drogi grup ziarnowych materiału $80 \div 0$ mm.
3. elementy zespołu drogi gotowych produktów przeróbki.

Na rys. 1, 2, 3 przedstawiono schematy poszczególnych zespołów z oznaczeniem strzałkami koniecznych odgałęzień, których istnienie w przypadku awarii elementu występującego za rozgałęzieniem, zabezpieczałoby przed zatrzymaniem wydobywania kopalni, stwarzając równocześnie warunki do okresowego magazynowania minimalnej ilości materiału.

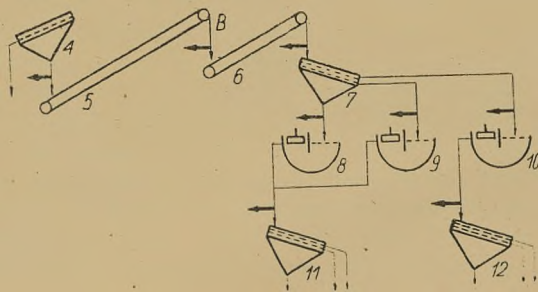
Realizacja jednak pełnej ilości oznaczonych na schematach zabezpieczeń jest niewykonalna, ze względu na:

1. konieczność istnienia wielu dróg transportowych do ewentualnie jednego punktu magazynowania,
2. konieczność istnienia ewentualnie wielu punktów magazynowania, każdego z możliwością transportu powrotnego na odpowiednim stadium przeróbki,

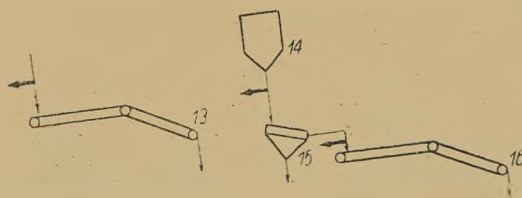
3. konieczność przeprowadzenia w niektórych przypadkach operacji pomocniczych (np. odwadnianie) przed skierowaniem materiału do punktów magazynowania.



Rys. 1. Schemat zespołu drogi węgla surowego



Rys. 2. Schemat zespołu drogi grup ziarnowych materiału $80 \div 0$ mm



Rys. 3. Schemat zespołu drogi gotowych produktów przeróbki

Trudności te stworzyły potrzebę rezygnacji z pełnego urzeczywistnienia zasady magazynowania minimalnej ilości materiału i równocześnie zrodziły ideę

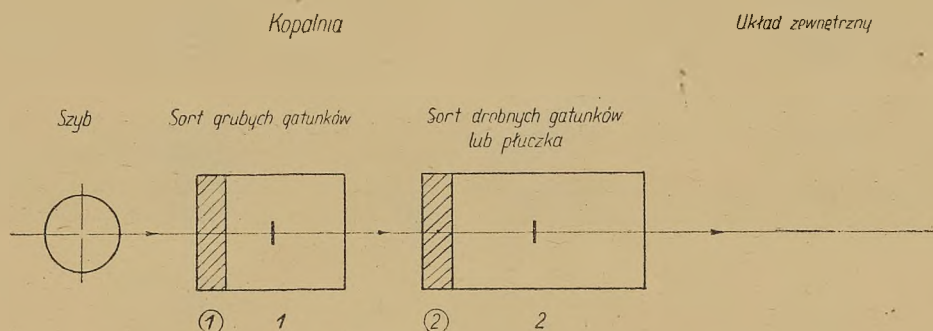
„pierwotną“ budowy dwóch zasobników cofniętych w kierunku przeciwnym ruchowi węgla, od ewentualnego punktu zaistnienia przeszkody.

Awaryjne spiętrzenie strugi węgla miało być magazynowane dla zespołu pierwszego w punkcie A, dla zespołu drugiego w punkcie B. Rozwiązanie powyższe przedstawiono schematycznie na rys. 4. Krótkie odcinki

następowały po sobie, zawsze z dokładnością do najmniejszej jednostki czasu. Przyjmujemy teoretyczne założenie, że ideą pierwotną budowy zbiorników załadowniczych było niwelowanie przerw w odbiorze węgla.

Zaburzenia w transporcie kolejowym zachodzą:

1. w okresach sezonowego zwiększenia przewozu innych mas towarowych,



Rys. 4. Schemat teoretycznego użytkowania zasobników typu I

pionowe na drodze węgla oznaczają ewentualne punkty awarii. Cyframi w kółkach określone są elementy zbiornikowe używane przy awariach określonych tą samą cyfrą. Zasobniki 1 i 2 w dalszym ciągu niniejszej pracy nazywane są zasobnikami typu I.

Zabezpieczenie w razie przeszkód w odbiorze, transporcie kolejowym i zbycie węgla

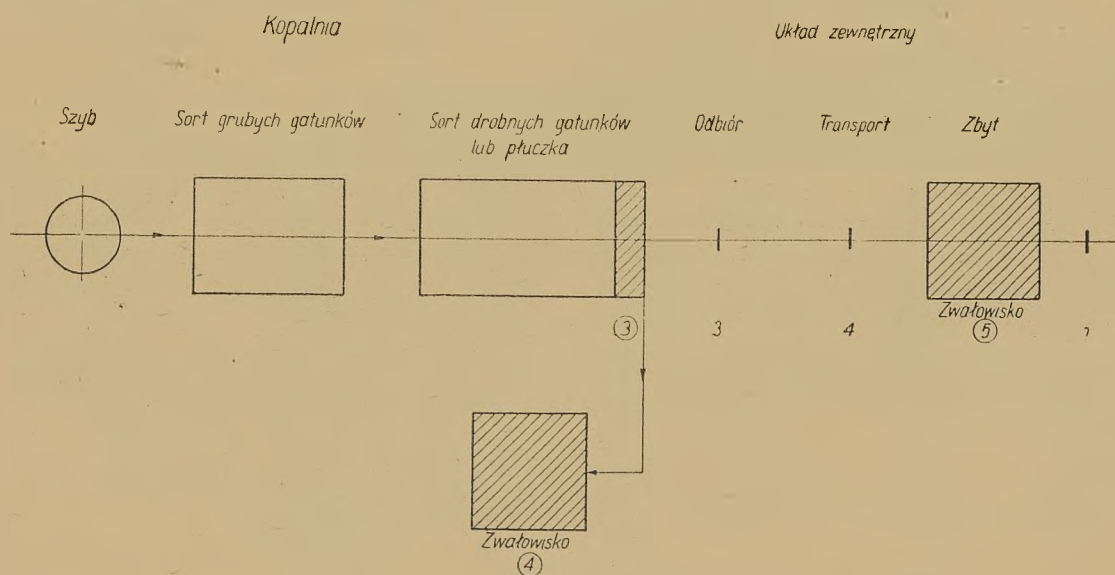
Układ zewnętrzny w stosunku do kopalni, składający się z odbioru, transportu i zbytu węgla, może posiadać szereg rodzajów zaburzeń, których refleks działania, posuwając się w przeciwnym kierunku do normalnego kierunku odpływu węgla, powoduje przerwanie ciągłości ruchu kopalni i straty w jej wydobywaniu.

2. w okresach stwarzających trudności natury atmosferycznej,
3. w okresach wszelkiego rodzaju katastrof.

Przyjmijmy teoretyczne założenie, że ideą „pierwotną“ budowy urządzeń systemu zwałowania węgla, było niwelowanie zaburzeń w transporcie kolejowym.

Zaburzenia wynikające z nadwyżek produkcji węgla nad jego zużyciem w okresie wiosenno-letnim i odwrotnej sytuacji w okresie jesienno-zimowym, są niwelowane przez urządzenia zwałowe odbiorców węgla [1]. Na rys. 5 pokazano schematycznie punkty powstania zaburzeń w układzie zewnętrznym w stosunku do kopalni i odpowiednie elementy magazynowania węgla.

Zasobniki 3 i 4 w dalszym ciągu niniejszej pracy nazywane są zasobnikami typu II.



Rys. 5. Schemat teoretycznego użytkowania zasobników typu II

Zaburzenia w odbiorze (odbior — pojęcie umowne, oznaczające obszar o zasięgu, który wymaga określenia w każdym przypadku, np. obszar między punktem załadowniczym, a najbliższą stacją kolejową) polegają na niemożności stworzenia w praktyce takiego idealnego układu organizacyjnego, by poszczególne jego operacje

Zmiany w zasadniczym charakterze pracy zasobników typu I i zasobników typu II

Prowadzony tok rozumowania został przyjęty ze względu na większą łatwość analizy drogą operowania ideami pierwotnymi niż ideami złożonymi.

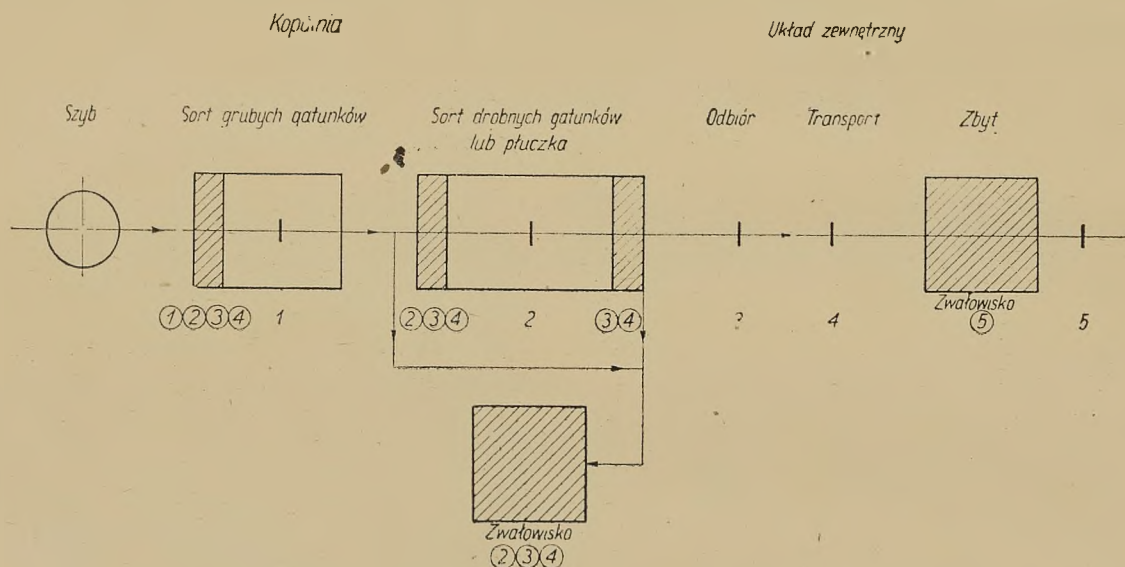
Punktem wyjścia autora jest zamiar przystosowania systemu omawianych zabezpieczeń do warunków polskich, co absolutnie nie podważa prawdy, że przyjmowane idee pierwotnie kształtowały się zupełnie odmiennie w innych układach gospodarczych. Dla uproszczenia w rozumowaniu pozostawiono również na uboczu fakt, że idea budowy tego czy innego zbiornika wpływała także z innych potrzeb, nie tylko z konieczności buforowania. Zasadniczy charakter pracy zasobników (jako buforów) określony ideą pierwotną ich budowy, został w warunkach ruchowych zniekształcony równoczesnym działaniem następujących czynników:

1. stosunkowo nieznaczną pojemnością każdego ze zbiorników 1, 2, 3,
2. istnieniem awaryjnych przerw w zakładzie przeróbczym, przerw o długości, wymagającej maga-

ność a równocześnie. wyrazem doskonalenia zakładu przeróbczego jako integralnej całości, było przystosowanie go do możliwie pełnego przyjmowania spiętrzonych awaryjnie masy węgla, bez względu na położenie punktu zaistnienia przeszkody i czas jej trwania.

W wyniku powyższego zatrzyły się granice między układem wewnętrznym-kopalnianym, a układem zewnętrznym, zatraciła się linia demarkacyjna między obszarem odbioru i transportu, wybitnie przemieszczając się w głąb obszaru transportu oraz zniknęły orientacyjne kryteria limitujące pojemność zbiorników w omawianym względzie.

Na zakładzie przeróbczym mogła się więc ujawnić tendencja do budowy zbiorników o wielkiej pojemności, których rola dublowana była jeszcze większymi pojemnościami niewykorzystanych zwałowisk węgla.



Rys. 6. Schemat praktycznego użytkowania zasobników typu I i typu II

zynowania węgla w okresach dłuższych niż zezwalają na to zasobniki na sortowni i płucce,

3. możliwością przyjmowania spiętrzonej warstwy od punktu awarii kolejno przez wszystkie zasobniki, znajdujące się na drodze węgla, w kierunku przeciwnym jego normalnemu ruchowi,
4. okolicznością posiadania przez elementy zbiornikowe 1, 2, 3, 4 oraz ich połączenia z głównym systemem zakładu przeróbczego, różnych oporów ruchu dla awaryjnie spiętrzonej warstwy węgla,
5. dysproporcją w postępie technicznym systemu i urządzeń zakładu przeróbczego w stosunku do postępu technicznego systemu i urządzeń zwałowania.

W następstwie powyższych przyczyn, zasobniki typu I przejęły również funkcję zasobników typu II, a działanie zasobnika 1 mogło przenieść się na awarię zespołu nr 2.

Przeszkoda na przykład w transporcie wywoływała potrzebę kolejnego napełniania 3, 2, 1 bądź też zbiorników 3, 2, 4, a poważne uszkodzenie elementu nr 16 spowodowało konieczność stosowania zbiorników 3, 2, 1, 4 bądź też 3, 2, 4 w zależności od ewentualnych oporów ruchu przy prowadzeniu zwałowiska. Wytworzony praktycznie układ połączeń uwidocznił na rys. 6.

Wyrazem niedoceniań roli krótko i średniookresowego zwałowania, które traktowane były jako ostatecz-

Ogólna analiza zwałowisk typu A

Poniżej opisano nowoczesne urządzenie do zwałowania i zbierania węgla ze zwału (rys. 7).

Urządzenie zezwala zwałować węgiel sortymentowy w dwóch pryzmach. Zbieranie węgla odbywa się za pomocą czerparki łyżkowej na przenośniki gumowe, biegnące w kanałach betonowych pod pryzmami zwałowymi. Pewna część węgla załadunku się automatycznie. Dane założeniowe:

Wydobycie kopalni, $W = 3000$ t/dobę.

Pojemność zwałów odpowiadająca 20-dniowemu wydobyciu kopalni, $Q = 60\,000$ t.

Długość pryzm zwałowych, $L = 230$ m.

Na urządzenie zwałowe składają się:

a. elementy osi poprzecznej zwałowiska

A — stacje przesypowe,

B — poprzeczny przenośnik transportu powrotnego,

C — wózek rozdzielczy z przenośnikiem rewersyjnym,

D — czerparka łyżkowa.

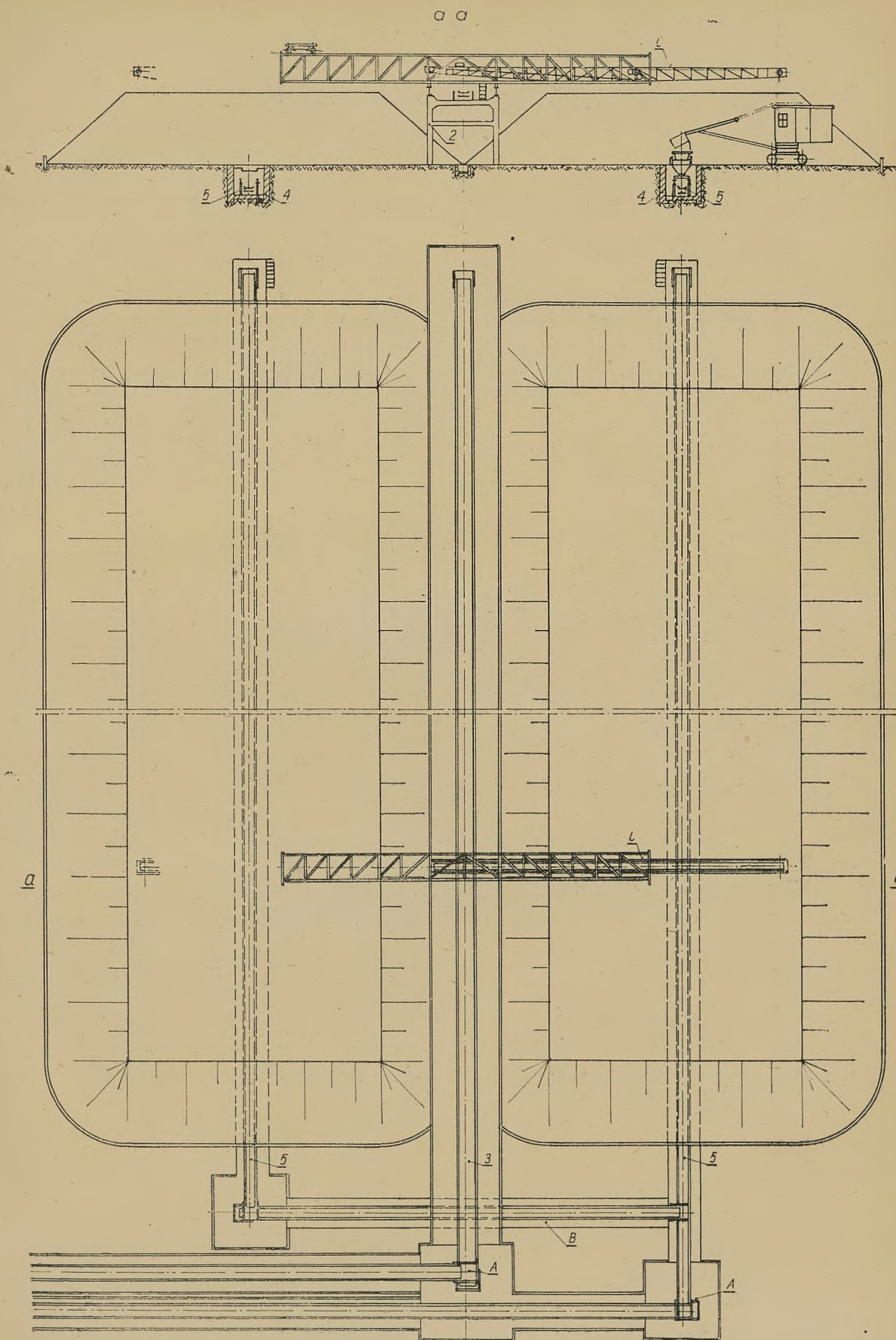
b. elementy osi podłużnej

1 — nawierzchnia betonowa,

2 — pomost żelbetowy,

3 — doprowadzający przenośnik gumowy,

4 — wgłębny kanał betonowy,



Rys. 7. Zwiałowisko typu A

5 — odprowadzające przenośniki gumowe.

Wskaźniki techniczno-ekonomiczne.¹⁾

Sumaryczny koszt elementów grupy a. $\Sigma_a =$
= 1 100 000 zł

Sumaryczny koszt elementów grupy b. $\Sigma_b =$
= 1 240 000 zł

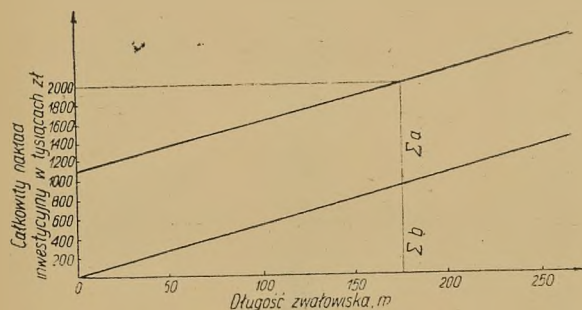
Koszt 1 mb zwałowiska

$$k = \frac{\Sigma_b}{L} = \frac{1\,240\,000}{230} \approx 5400 \text{ zł, mb.}$$

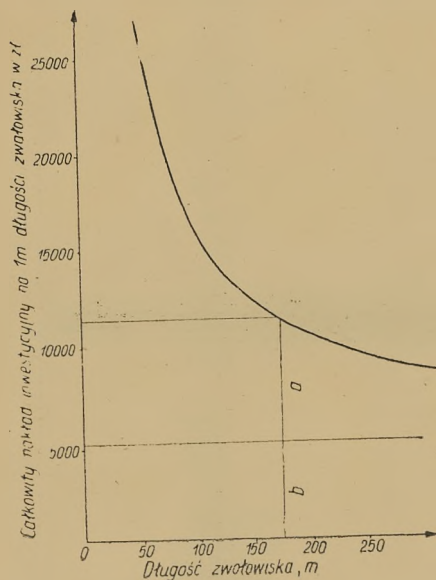
Pojemność mb zwałowiska

$$q = \frac{Q}{L} = \frac{60\,000}{230} \approx 255 \text{ T, mb.}$$

Na rys. 8, 9 przedstawiono charakterystyki nakładów inwestycyjnych, jako funkcję długości zwałowiska.



Rys. 8. Zależność całkowitych nakładów inwestycyjnych od długości zwałowiska



Rys. 9. Średni koszt inwestycyjny 1 mb zwałowiska w zależności od długości pola

Na podstawie wyżej przytoczonego materiału zauważyć można, że:

1. nakłady inwestycyjne budowy placu zwałowego są proporcjonalne do długości zwałowiska,
2. rozpatrywane pole zwałowe zaprojektowano na długość (pojemność), która dla celów własnych kopalni prawdopodobnie nigdy nie będzie wykorzystana,

¹⁾ Dane kosztorysowe mają wartości orientacyjne, zaczerpnięto je z kosztorysów starych projektów. W razie urealnienia ulegną one powiększeniu.

3. wprawdzie przewidziano stosunkowo łatwe zbieranie ze zwałów, to jednak stwarza ono jeszcze znacznie większe „opory ruchu“, niż korzystanie ze zbiorników załadowniczych, a później zbiornika węgla płuczkowego, w przypadku zaistnienia dłuższej awarii (być może zachętą do budowy długiego zwałowiska jest fakt obniżania tym średnich ogólnych kosztów inwestycyjnych, które przypadają na 1 mb zwałowiska),

4. nakłady inwestycyjne budowy 1 mb zwałowiska i koszty ruchowe korzystania z tego odcinka długości, nie zależą od jego położenia w całej długości zwałowiska.

Proponowany kierunek rewizji dotychczasowego systemu zwałowania

Na podstawie dotychczasowych rozważań, uznać należy, że celowe będą takie zmiany w dotychczasowej koncepcji zwałowania węgla, które umożliwią z jednej strony wykonanie przez zasobniki w zakładzie przerobczym ich zasadniczego charakteru pracy, a z drugiej strony ewentualnie pozwolą na zmniejszenie pojemności niektórych zasobników, a nawet w pewnych warunkach ich likwidację.

Ilość złożonego węgla i długość okresu czasu, w którym przebywa on na zwale są bezpośrednio zależne od charakteru czynników powodujących zwałowanie. Tak np. awaria w zakładzie przerobczym lub krótkotrwały brak wagonów, wywołują konieczność zwałowania stosunkowo nieznacznych ilości węgla, który bezpośrednio po usunięciu przeszkody może być zebrany ze zwał.

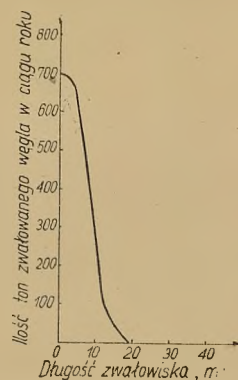
W przypadku natomiast utrzymującego się przez parę dni, z tej czy z innej przyczyny, braku pełnej ilości wagonów, zachodzi potrzeba długotrwałego zwałowania i podjęcie ze zwałów tych ilości węgla wymaga dłuższego czasu. W stosunku do każdego z obu wymienionych rodzajów zwałowania, obowiązują inne wymagania technologiczne.

Awaryjne w zakładzie przerobczym, lub krótkotrwały brak wagonu, są zjawiskami stosunkowo częstymi, natomiast długookresowy brak wagonów zdarza się bez porównania rzadziej.

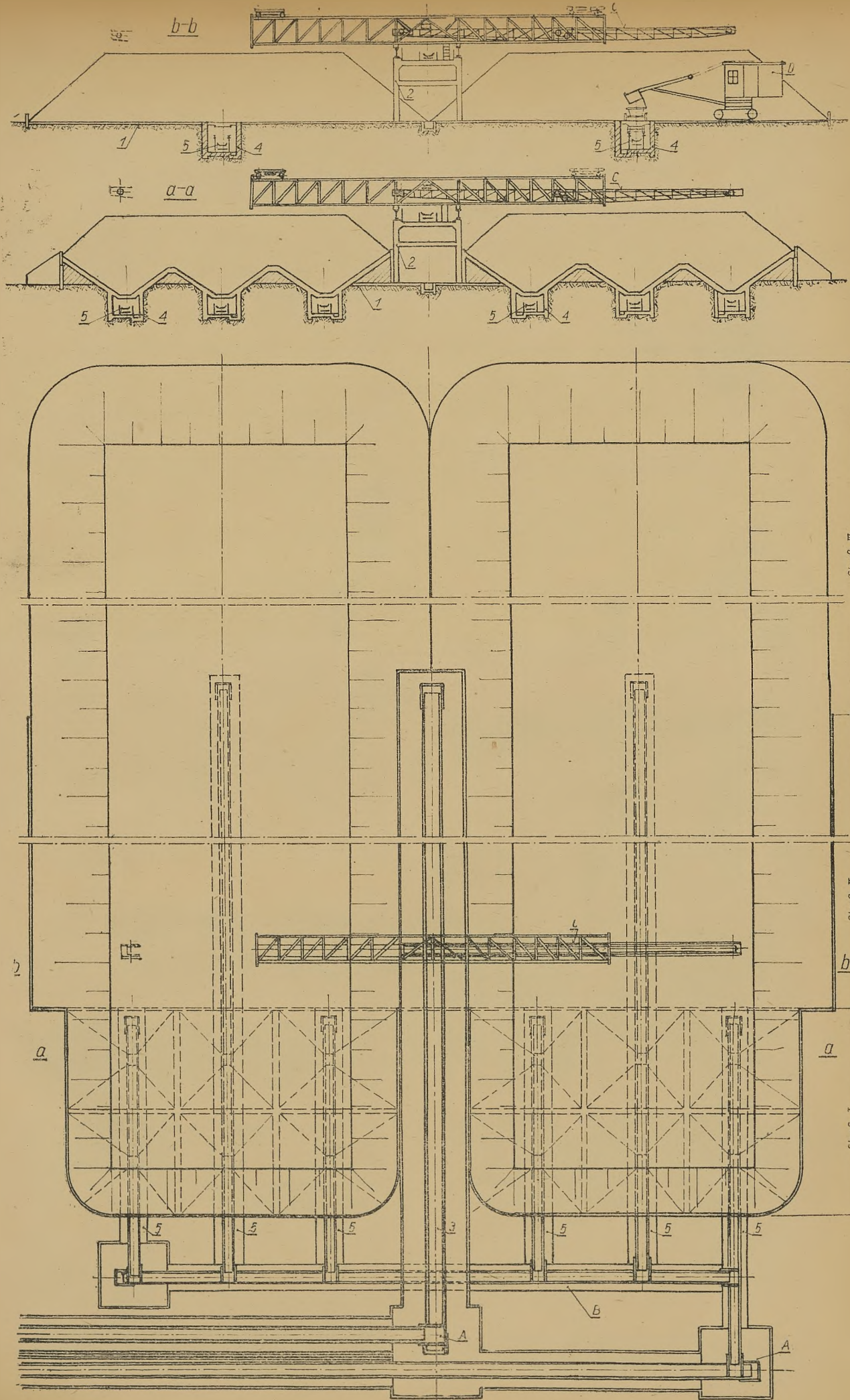
Przyjmując, że „sypanie na zapas“ rozpoczynamy zawsze od początku zwałowiska, sporządzono wykres częstotliwości korzystania ze zwałowiska, jako funkcji jego długości (rys. 10).

Dane cyfrowe do wykresu zaczerpnięto ze statystyki kopalni C. Można zaryzykować twierdzenie, że zasadniczą wadą dotychczasowych zwałowisk węgla była ich pozorna uniwersalność w stosunku do wszystkich rodzajów potrzeb, albo dosadniej określając, brak przystosowania do większości zadań, które powinny wykonać.

Przy całej niedoskonałości systemu, inwestycja urządzeń do zwałowania jest bardzo kosztowna, głównie ze



Rys. 10. Częstotliwość korzystania ze zwałowiska jako funkcja długości zwałowiska



Rys. 11. Racjonalne zwałowisko węgla

względem na wysoki koszt budowy jednego metra bieżącego długości zwałowiska. Następstwem powyższej okoliczności jest każdorazowo stawiane pytanie „na jaką pojemność zbudować zwały” — na 10, 15, czy 20 dni roboczych danej kopalni. Niewątpliwie odpowiedź bardzo trudna.

Na podstawie dotychczas przedstawionego materiału, należy stwierdzić, że rewizja obecnych rozwiązań urządzeń do zwałowania i zbierania ze zwału, powinna iść w następujących kierunkach:

1. zróżnicowania długości pola zwałowego, w sensie przystosowania poszczególnych jego odcinków do zadań, jakie mają spełnić,
2. najwłaściwszego podłączenia systemu zwałowania do systemu zakładu przerobczego.

Ad 1. Wymagania stawiane poszczególnym odcinkom pola zwałowego np. dla kopalni o wydobywaniu 200 t/godz.

Strefa I.

- a. Zwałowanie węgla w klasie ziarnowej $120 \div 0$ mm, lub $80 \div 0$ mm w przypadku awarii jednego z elementów zespołu nr 2. Zwałowanie drobnych sortymentów w przypadku awarii elementów nr 15 i 16 zespołu nr 3, lub w przypadku dłuższego braku wagonów, niż pozwala na to pojemność zbiorników załadowniczych.
- b. Czas zwałowania $t_1 = 10$ godz.
- c. Pojemność zwału $Q_1 = 1800$ t.
- d. Długość zwałowiska $L_1 = 10$ m.
- e. Pełna automatyzacja zwałowania i zbierania ze zwału.

Strefa II.

- a. Zwałowanie grup sortymentów np. $80 \div 10$ mm i $10 \div 0$ mm w przypadku kilkudniowego braku wagonów lub bardzo poważnej awarii w zakładzie przerobczym.
- b. Czas zwałowania $t_2 = 65$ godz.
- c. Pojemność zwału $Q_2 = 9500$ t.
- d. Długość zwałowiska $L_2 = 37$ m.
- e. Pełna automatyzacja zwałowania, natomiast zbieranie ze zwału zautomatyzowane, np. w stosunku do 30 % całkowitej ilości węgla.

Strefa III.

Długotrwałe zwałowanie grup sortymentów $80 \div 10$ mm i $10 \div 0$ mm w przypadku wielodniowego, katastrofalnego braku wagonów. Zwałowanie za pomocą przenośników gumowych ustawionych bezpośrednio na przysmyku węglowej. Zbieranie ręczne lub mechaniczne na przesuwne przenośniki gumowe, prowadzące węgiel do jednego z otworów kanału wgłębnego. Na rys. 11 przedstawiono racjonalne zwałowisko węgla.

Strefa I zbudowana jest jako tzw. „półbunkier” [2], którego część piramidalna posiada ściany o nachyleniu umożliwiającym automatyczny zsypanie węgla. Strefa ta wyposażona jest w sześć przenośników transportu powrotnego, znajdujących się w kanałach wgłębnych.

Strefa II posiada płaską nawierzchnię betonową oraz wyposażona jest w dwa przenośniki transportu powrotnego. Kanały wgłębne przenośników kończą się na granicy tej strefy ze strefą III.¹⁾ Około 70 % zwałowanego węgla zostaje zebrane za pomocą czerparki łyżkowej.

¹⁾ W każdym przypadku projektowania zwałów, ustalenie pojemności dwu pierwszych stref powinno być poprzedzone analizą warunków lokalnych, wynikających z położenia kopalni.

Strefa III ma oczyszczoną z części palnych i wywalcowaną nawierzchnię. Wysokość nakładów inwestycyjnych proponowanego zwałowiska w zestawieniu z nakładami inwestycyjnymi zwałowiska poprzednio rozpatrywanego, przedstawiono graficznie na rys. 12.

Dla strefy III przyjęto tylko koszty przygotowania podłoża zwałowiska, nie uwzględniając ewentualnych kosztów dwóch przenośników gumowych, które mogą być zmontowane przez kopalnię we własnym zakresie, w obliczu groźby długotrwałego zwałowania. Okres czasu, którym kopalnia dysponuje na montaż, wynosi około 5 dni, co odpowiada czasowi potrzebnemu do zapełnienia stref I i II.

Ad 2. Mając na względzie konieczność możliwie wczesnego podłączenia systemu zwałowania do systemu zakładu przerobczego, proponuje się ujęcie na zwał obok materiału w klasie ziarnowej $80 \div 0$ mm, również i pospółkę $120 \div 0$ mm. Natomiast zrezygnowano z ujęcia węgla surowego ze względu na trudności z automatycznym załadowaniem na przenośniki transportu zwrotnego ziarna o nieokreślonym górnym wymiarze (rys. 13).

Zalety proponowanej koncepcji racjonalnego zwałowiska węgla, sprecyzować można następująco:

1. Stosunkowo proste rozwiązanie problemu „na jaką pojemność budować zwały?”
2. Obniżenie ogólnych nakładów inwestycyjnych, związanych z budową urządzenia zwałowego.



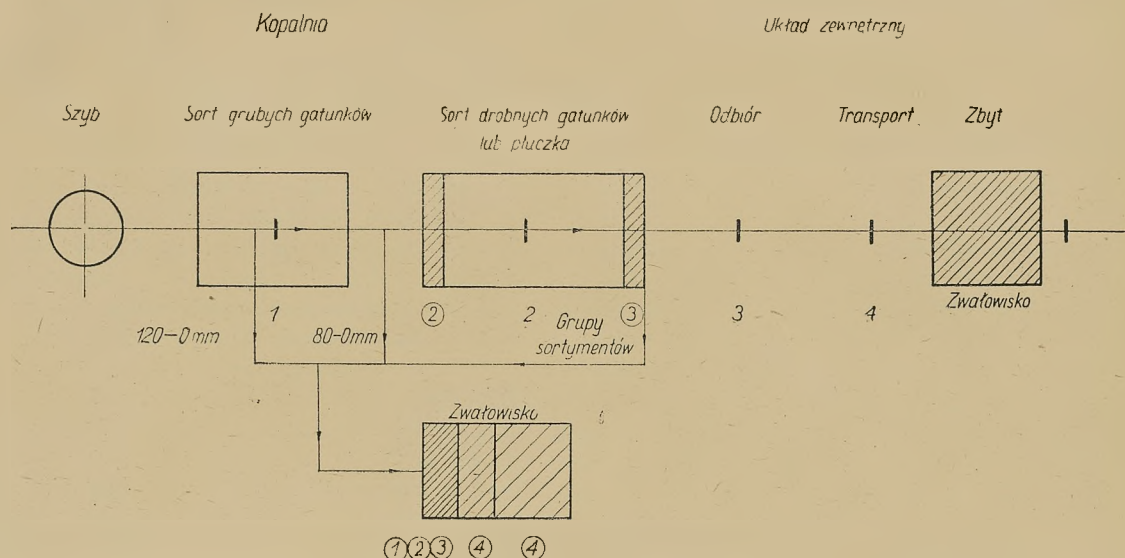
Rys. 12. Porównanie nakładów inwestycyjnych zwałowiska racjonalnego z urządzeniem do zwałowania typu A

3. Wybitne rozszerzenie zakresu działania zwału, zarówno jako buforu przeciwko awariom na zakładzie przerobczym, jak i buforu przeciwko zaburzeniom w układzie zewnętrznym w stosunku do kopalni.
4. Uzyskanie możliwości zmniejszenia pojemności zbiorników załadowniczych (jeżeli nie limitują jej inne czynniki) i zbiornika między sortownią grubych sortymentów a płuczką bądź sortownią drobnych sortymentów.
5. Stworzenie odpowiednich warunków do krótkotrwałego zwałowania materiałów w klasie ziarnowej $120 (80) \div 0$ mm bez obawy o jego samozapalenie się (duża szybkość zbierania i mała pojemność strefy I).
6. Utrzymanie odpowiednich warunków do średniokresowego zwałowania grup sortymentów (wprowadzenie zbierania wolniejsze niż w strefie I ale i niebezpieczeństwo samozapalenia się mniejsze).

7. Uzyskanie odpowiednich warunków do długookresowego zwałowania grup sortymentów (zmniejszenie możliwości samozapalenia się przez wyeliminowanie kanału wgłębnego, który byłby przyczyną napowietrzania skarpy węglowej).

9. Stworzenie możliwości dla likwidacji zbiornika węgla surowego.

Szczegółowe opracowanie projektu według przedłożonej koncepcji niewątpliwie wyłoni jeszcze szereg problemów, należy jednak przypuszczać, że zostaną one



Rys. 13. Schemat podłączenia racjonalnego zwałowiska do zakładu przerobczego

8. Ograniczenie do minimum długości odcinków stycznych systemu zwałowania systemem zakładu przerobczego, co w efekcie stwarza niebezpieczeństwo zatrzymania kopalni, tylko w następujących przypadkach:

- w przypadku zupełnego braku wagonów,
- w przypadku awarii elementów zespołu drogi węgla surowego bądź awarii taśmy przebieczerzy sortymentu o wymiarze > 120 mm.

rozwiązane w sposób, który nie zmieni zasadniczej idei racjonalnego zwałowiska.

Literatura

1. I. Apt: Racjonalna gospodarka zapasami węgla w okresie zimowym. Gospodarka Węglem 1954, nr 2, str. 27.
2. A. G. Frołow: Technologiczskij Kompleks powierzchni szacht 1951 r., str. 186 ÷ 197.

621.51:621.928.2

WPROWADZENIE POWIETRZA SPRĘŻONEGO POD SITO ROBOCZE OSADZARKI TŁOKOWEJ

Mgr inż. Michał Gerba

Treść: Podano przebieg i wyniki badań przeprowadzonych w lutym 1953 r. z inicjatywy prof. dr inż. B. Krupińskiego na jednej z płuczek węgla, w celu sprawdzenia, czy powietrze sprężone wprowadzone pod sito przedziału roboczego miałowej osadzarki daje jakiegokolwiek korzyści.

Warunki przeprowadzania badań

Powietrze sprężone wprowadzane było za pomocą systemu rur pod sito przedziału roboczego osadzarki firmy Schüchtermann-Kremer-Baum, w której wzbogacany jest miał w klasie ziarnowej $0 \div 18$ mm. Nominalna wydajność osadzarki, według danych firmy, wynosi 75 t/h. Osadzarka daje koncentrat węglowy, przerosty i odpady. Powierzchnia sita w przedziale roboczym maszyny wynosi około 12 m^2 ; ilość skoków tłoka $n = 90/\text{min}$. W części osadzarki, gdzie odprowadzane są odpady skok tłoka wynosił 70 mm, w części zaś, gdzie odprowadzane są przerosty skok był 60 mm. Zasuwu w rurociągu ssącym pompy głównej, przez cały

okres prób była całkowicie otwarta; nie zmieniano też pozycji zasuw w głównym rurociągu, który doprowadza wodę roboczą do osadzarki, jak również i w rurociągu, który doprowadza wodę tzw. górną do koryta, transportującego nadawę do maszyny.

Przez cały okres badań, próby poszczególnych produktów, jak również i wszelkie czynności, pozostające w związku z wydzieleniem z nich odpowiednich ilości do przeprowadzenia rozdziału w cieczach ciężkich oraz do analiz chemicznych, pobierane i wykonywane były w obecności członków powołanej w tym celu komisji. Następnie w tym samym dniu kiedy zostały pobrane, odważono je również w obecności jednego z członków komisji do laboratorium.

Wszystkie oznaczenia chemiczne wykonywane były w laboratorium kopalnianym oraz w GIG.

Ruch osadzarki

1. *Podczas pracy z dopływem powietrza sprężonego.* Dnia 30. I. 1953 r., po dokładnym oczyszczeniu sit osadzarki, usunięciu wszelkich nieszczelności w sicie i uzupełnieniu pościeli, przystąpiono do pobierania prób wszystkich produktów z osadzarki oraz surowego mialu $0 \div 18$ mm i produktu otrzymywanego z operacji odmulania. Próby były pobierane do dnia 5. II. 53 włącznie.

Podczas ruchu osadzarki z dopływem powietrza ilość wody roboczej była ustalona jak następuje: pierwsza zasuwą, licząc od wlotu nadawy, otwarta była na cztery obroty, druga na sześć obrotów, trzecia była całkowicie zamknięta, czwarta otwarta na siedem obrotów.

W tym okresie czasu osadzarka pracowała z wydajnością $80 \div 110$ t/h. W tych przekrojach poprzecznych łoża osadzarki, w których następował wypływ powietrza sprężonego, woda przepływała w stanie silnie wzburzonym, a na jej powierzchni ukazywała się bardzo duża ilość pęcherzyków powietrznych. W częściach łoża pomiędzy przekrojami poprzecznymi przepływ wody miał charakter spokojny. Przeciętna grubość warstwy kamienia w przedziale odpadowym osadzarki wynosiła $150 \div 175$ mm, w przedziale przerostowym 125 mm.

2. *Podczas normalnego ruchu, tj. bez dopływu powietrza sprężonego.* Dnia 6. II. 53, a więc po siedmiu dniach pracy, po gruntownym oczyszczeniu sita osadzarki i usunięciu nieszczelności w sicie, przystąpiono do pobierania prób przy normalnym ruchu osadzarki tj. bez dopływu powietrza. W celu uniknięcia zakłóceń w pulsacji wody, usunięto z przedziału roboczego osadzarki rury, służące do doprowadzenia powietrza. Próby były pobierane do dnia 12. II 53. Przy tej samej ilości wody spodniej co i poprzednio okazało się, że osadzarka nie mogłaby należycie pracować. Łoże osadzarki było sztywne i znaczne ilości węgla przechodziły do odpadów. Widocznym znakiem tego był fakt co najmniej podwojenia się ilości odprowadzanych odpadów.

Wówczas przystąpiliśmy do regulacji wody roboczej i dopiero po nastawieniu zasuw, licząc od wlotu nadawy, — na 7, 10, 5 i 3 obroty uzyskaliśmy jej należytą pracę.

W tym okresie czasu osadzarka pracowała z wydajnością $95 \div 115$ t/h.

Przeciętna grubość warstwy kamienia w przedziale odpadowym osadzarki wynosiła $175 \div 250$ mm, w przedziale przerostowym $\div 150$ mm.

Przepływ wody w całym łożu osadzarki miał charakter bardziej jednolity niż poprzednio. Przyczyny tego należy dopatrywać się w fakcie zwiększenia dopływu wody roboczej do osadzarki i jednoczesnego zmniejszenia przepływu wody górnej, co wynika ze swoistego układu odpowiednich rurociągów.

Dnia 13. II. 53 osadzarka została ponownie oczyszczona, w trakcie czego stwierdziliśmy, że pozostający na sicie kamień, na całej długości osadzarki jest luźny.

W ciągu tych siedmiu dni osadzarka pracowała normalnie nawet przy bardzo znacznym przeciążeniu; nie stwierdziliśmy też osadzania się na sicie, zwłaszcza na krawędziach, zbitej warstwy kamienia, która dalszą

pracę maszyny czyniłaby niemożliwą, czyli tzw. zapychania się sita, które zmusiłoby do częstego czyszczenia osadzarki i zmniejszenia ilości nadawy kierowanej do wzbogacania, innymi słowy spowodowałoby zmniejszenie zdolności przepustowej maszyny.

Tymczasem bezpośrednie obserwacje stanu łoża w czasie ruchu osadzarki i po zatrzymaniu jej po tygodniu ruchu, w czasie czyszczenia, pozwoliły stwierdzić, że przez cały ten okres pracowała normalnie, „leko” i że sito pozostało czyste, a więc że po okresie jednego tygodnia, nie zachodzi potrzeba czyszczenia łoża osadzarki. Jest prawdopodobne, że osadzarka będzie należycie pracowała bez czyszczenia przez dwa a nawet trzy do czterech tygodni. Po tym okresie czasu osadzarkę należałoby bezwzględnie oczyścić chociażby tylko z uwagi na konieczność usunięcia nagromadzonych na sicie różnych elementów żelaznych.

Porównanie obu sposobów pracy. Jak wynika ze stwierdzonych zdolności przerobowych osadzarka w obydwu sposobach ruchu osiąga podobną wydajność. Osadzarka ta jest w wysokim stopniu przeciążalna i z łatwością podejmuje obciążenie wynoszące 8 t/godz/m² powierzchni sita, co prawdopodobnie spowodowane jest wzbogacaniem w niej urobku, który jest łatwo wzbogacalny, podczas gdy płuczka była budowana dla innego węgla trudniej wzbogacalnego. Stosunkowo dosyć znaczne wahania w zdolności przepustowej znajdują uzasadnienie w braku regularnej nadawy. Tak więc wprowadzenie powietrza sprężonego pod sito przedziału roboczego osadzarki nie podnosiło jej zdolności przepustowej.

Bez dopływu powietrza osadzarka może bez czyszczenia pracować co najmniej tydzień, praktyka zaś wykazuje, że co najmniej raz na tydzień osadzarka powinna być gruntownie oczyszczona, chociażby tylko w celu zbadania sita.

Analiza nadawy i produktów uzyskanych ze wzbogacania

Jakość nadawy. Wahania mające miejsce w czasie przeprowadzania badań w jakości nadawy i to zarówno pod względem składu ziarnowego jak i zapopielenia klas (tablica 1) są nieznaczne, a zatem nie wpłynęły one na wyniki procesu wzbogacania w tym stopniu, ażeby nie mogły być ze sobą porównywalne.

Analiza wyników uzyskanych podczas pracy z dodatkami powietrza sprężonego. Przeciętna zawartość popiołu w otrzymywanym koncentracie wynosi 6,1 %. Wynik ten został uzyskany przy wysokości strat, które w przerostach wynoszą średnio 20,5 %, w odpadach zaś 8,5 %. Za straty zostały przyjęte łączne wypływy frakcji ustalone w cieczach ciężkich o ciężarach właściwych 1,6 i 1,8. Przyjmując, że przerosty stanowią $\frac{1}{3}$ część całości odprowadzanych odpadów znajdziemy, że przeciętna wysokość strat wynosi 12,5 %. Ilość odciąganej w ciągu doby kamienia ocenia się na $250 \div 300$ t. A zatem straty przerostów wynoszą $31 \div 38$ t. Jeśliby wysokość strat w osadzarce ziarnowej była taka sama, wówczas całkowite straty wynosiłyby około 60 t/dobę.

Analiza wyników uzyskanych przy pracy osadzarki bez dopływu powietrza. Przeciętna zawartość popiołu w otrzymywanym koncentracie wynosiła 7 %, przy czym wysokość strat części palnych w odprowadzanych

Zestawienie analiz sitowych surowego mialu węglowego

	Frakcja	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu	Wy- chód %	Za- war- tość po- piołu
		30. 1. 53		2. 2. 53		3. 2. 53		4. 2. 53		5. 2. 53		6. 2. 53		7. 2. 53		10. 2. 53		11. 2. 53		12. 3. 53	
Miał surowy 0 ÷ 18	18	0,79		0,78		0,75		0,80		0,36											
	15 ÷ 18	0,84	7,59	1,06		0,53		1,40		0,68		6,52		8,00		7,59		13,0		9,04	
	12 ÷ 15	2,79		4,32		1,72		2,12		1,88											
	10 ÷ 12	3,17		8,60		3,60		3,84		3,24											
	8 ÷ 10	2,56		4,36		2,83		3,92		2,48											
	7 ÷ 8	1,77		4,68		2,79		4,60		3,12											
	6 ÷ 7	3,33	26 59	6,50		3,68		4,68		3,72		23,60		27,20		22,64		23,68		27,40	
	5 ÷ 6	5,75		6,82		5,39		5,88		4,92											
	3 ÷ 4	6,80		6,72		6,81		6,80		6,00											
	3 ÷ 4	6,38		6,00		7,49		6,48		6,48											
	2 ÷ 3	12,46		10,18		13,71		11,00		12,76		28,88		26,08		25,79		23,60		25,96	
	1 ÷ 2	14,32		11,08		15,86		12,44		16,24											
	0,75 ÷ 1	6,66		4,92	0,5—1	11,90		10,04		12,88		13,20		12,36		7,25		12,52		10,76	
	0,50 ÷ 0,75	6,73		4,76	0,50	22,94		26,00		25,24											
	0,30 ÷ 0,50	6,70		6,22		100,00	17,80	100,00	16,02	100,00	18,16										
	0,20 ÷ 0,30	5,12		3,42																	
	0,12 ÷ 0,20	4,75		2,82								27,80		26,36		36,73		27,20		26,84	
	0,10 ÷ 0,12	1,09		0,78																	
	0,09 ÷ 0,10	0,96		0,84																	
	0,09	7,03		5,14																	
	3	100,00	17,71	100,00	17,35							100,00	17,47	100,00	17,90	100,00	19,83	100,00	16,80	100,00	17,04
	3 ÷ 1	33,20	12,70	49,84	12,75	35,59	16,63	40,01	13,14	33,76	17,80										
	1 ÷ 0,75	29,15	16,69	21,26	13,71	29,57	15,78	23,38	13,58	29,72	15,00										
	0,75 ÷ 0,50	5,90	16,33	4,92	16,32	5,85	16,20	5,12	14,15	6,40	15,19										
	0,50	6,15	16,55	4,76	18,59	6,05	16,72	5,72	15,88	6,44	16,68										
		25,60	22,86	19,22	24,90	22,94	21,88	25,27	21,22	23,68	21,89										
		100,00	17,71	100,00	17,35	100,00	17,80	100,00	16,02	100,00	18,16										

Wyniki analiz produktów wzbogacania

Produkt	Praca osadzarki z dopływem powietrza sprężonego										Normalna praca osadzarki tj. przy zamkniętym dopływie powietrza sprężonego									
	frakcja	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	wy- chód ‰	za- war- tość po- piołu	
		30. 1. 53	3. 2. 53	4. 2. 53	5. 2. 53	6. 2. 53	7. 2. 53	10. 2. 53	11. 2. 53	12. 2. 53										
Koncentrat	1,6 1,6 ÷ 1,8 1,8	97,46 1,24 1,30	4,78 40,23 61,27	96,33 2,02 1,65	4,69 39,10 61,58	96,62 1,65 1,73	4,30 38,95 64,00	96,18 1,91 1,91	4,78 37,10 59,46	98,60 0,79 0,61	5,20 35,46 51,14	96,46 1,75 1,79	5,50 39,11 60,70	95,99 1,82 2,19	6,42 36,44 54,56	97,23 1,25 1,52	6,66 32,93 46,97	97,58 1,51 1,91	5,17 32,76 47,21	
Średni popiół ze spalania Średnia popiołu z wyliczenia		100,00 6,18 5,95	100,00 5,77 6,32	100,00 6,77 5,90	100,00 6,78 6,34	100,00 5,21 5,72	100,00 8,34 7,08	100,00 7,61 8,01	100,00 7,84 7,60	100,00 7,05 6,44										
Przerost	1,6 1,6 ÷ 1,8 1,8	11,57 17,59 70,84	25,68 40,86 73,15	6,25 12,72 81,03	27,91 42 58 73,89	8,18 8,25 83,57	14,15 40,87 75,10	7,18 11,48 81,34	23,94 40,56 72,14	1,36 4,69 94,95	23,72 37,48 70,48	0,13 3,78 96,05	24,32 41,72 74,90	0,18 1,55 98,27	21,51 38,83 71,97	0,12 0,82 99,06	16,93 40,21 72,87	0,46 1,75 97,89	20,40 35,75 74,65	
Średni popiół ze spalania Średnia popiołu z wyliczenia		100,00 64,43 62,01	100,00 66,81 67,06	100,00 72,58 67,28	100,00 67,29 65,04	100,00 70,72 68,55	100,00 73,13 73,46	100,00 71,74 71,29	100,00 72,60 72,45	100,00 74,00 73,81										
Odpady	1,6 1,6 ÷ 1,8 1,8	3,79 8,41 87,80	22,78 42,71 76,58	4,89 1,38 93,73	23,50 42,32 78,15	3,51 6,17 90,32	15,14 42,00 77,12	1,08 4 37 94,55	21,70 39,60 76,43	3,89 3,13 92,98	20,95 41,29 75,11	0,42 2,99 96,59	19,24 40,20 80,21	0,06 0,54 99,40	31,31 37,40 77,83	0,15 1,62 98,23	25,00 37,26 77,77	0,12 0,76 99,12	32,80 38,63 76,49	
Średni popiół ze spalania Średnia popiołu z wyliczenia		100,00 70,88 71,70	100,00 76,73 74,88	100,00 71,11 72,73	100,00 74,85 74,26	100,00 69,78 71,90	100,00 79,10 79,51	100,00 76,19 77,52	100,00 77,24 77,04	100,00 76,28 76,13										

Średnie zawartości popiołu w miarach odmulonych

Zawartość popiołu										
30. 1.	2. 2.	3. 2.	4. 2.	5. 2.	6. 2.	7. 2.	9. 2.	10. 2.	11. 2.	12. 2.
21,81	13,98	17,28	14,05	15,88	21,62	17,28	15,69	17,21	18,65	16,90

przerostach i kamieniu średnio utrzymywała się na wysokości 2,8 % i 2,7 %. Jak wynika z tablicy 2 wysokość strat części palnych tak w przerostach jak i kamieniu, w ostatnich trzech dniach, ani w jednym przypadku nie przekroczyła 0,2 %. Tym samym wysokość strat została obniżona do tzw. strat nieuniknionych.

Wyniki badań w cieczach ciężkich wskazują na należyta pracę osadzarki; ani w jednym przypadku nie ma tu pomieszczenia poszczególnych frakcji, a czynnik ten decyduje przeciw o efekcie pracy danej osadzarki.

Sprowadzenie wysokości strat do możliwego osiągalnego minimum naszym zdaniem — przesądza z góry celowość ewentualnego powtórnego wzbogacania otrzymywanego produktu przejściowego.

Przy badaniu osadzarki bez dodatku powietrza sprężonego, kładliśmy głównie nacisk na to, by przez nią przepuścić możliwie jak największą ilość nadawy oraz by wysokość strat utrzymać na jak najniższym poziomie i dlatego koncentrat zawiera nieco wyższą zawartość popiołu niż przy ruchu z dodatkiem powietrza.

Wnioski

W oparciu o przeprowadzone, dwa tygodnie trwające badania jak i poczynione bezpośrednio w ruchu obserwacje i ścisłe ustalenia niektórych czynników oraz analizy chemiczne otrzymywanych produktów wzbogacania: koncentratu, odpadów i produktu przejściowego zwanego przerostami lub odpadami drugimi, stwierdzamy, że:

1. Osadzarka, pracując z dopływem powietrza sprężonego daje możliwość uzyskania koncentratu węglowego o przeciętnej zawartości popiołu wynoszącej 6 %, jednakże okupione to jest stratami części palnych, wynoszącymi w odpadach średnio 9 %, w przerostach zaś średnio 21 %.
2. Bliższa analiza wyników badań w cieczach ciężkich odpadów i przerostów dowodzi, że z dodatkiem powietrza sprężonego osadzarka pracuje z wyraźnym rozproszeniem, konsekwencją czego są stosunkowo duże straty.
3. Praca osadzarki bez dopływu powietrza sprężonego po jej uregulowaniu jest wysoce ekonomiczna, wyrazem czego są znikome straty części palnych w odpadach i przerostach, mianowicie przeciętna ich łączna wysokość nie przekracza 2,8 %, a po wpracowaniu się maszyny straty węgla ustalone w cieczy o ciężarze właściwym 1,6 w ostatnich trzech dniach badań nie przekroczyły 0,2 %.
4. Zdolność przepustowa osadzarki w pracy bez dodatku powietrza sprężonego jest taka sama jak i w pracy z tym dodatkiem.
5. Przy uregulowanym ruchu osadzarki bez powietrza nie zachodzi zjawisko zapychania się sita osadzarek.
6. Po upływie tygodnia czasu nie zachodzi jeszcze potrzeba czyszczenia sita osadzarki.
7. W celu zmniejszenia strat, towarzyszących wzbogacaniu z dodatkiem powietrza sprężonego, pożądane było, by przerosty uważać za tzw. produkt przejściowy, który powinien być powtórnice wzbogacany w osadzarce wtórnego płukania.
8. Przy normalnym ruchu osadzarki, tj. bez powietrza, powtórne wzbogacanie produktu przejściowego należy uznać za bezcelowe.

Ponieważ za wprowadzeniem powietrza sprężonego pod sito przedziału roboczego osadzarki tłokowej nie przemawiają żadne ekonomiczne względy, dodatek ten uważamy za zbędny.

Biorąc pod uwagę okoliczność, że badania były przeprowadzone w wyjątkowo korzystnych warunkach, bo mianowicie w pierwszorzędnej maszynie i płukaniu poddawany był węgiel łatwo wzbogacalny, a mimo to wyniki analiz chemicznych nie wykazały dodatnich skutków płukania w ośrodku woda-powietrze, należy wnosić, że w mniej korzystnych warunkach np. w przypadku przeprowadzania ich nad węglami trudnowzbogacalnymi, wynik byłby jeszcze o wiele gorszy.

Uzasadnienie wyników otrzymanych w obydwu sposobach pracy osadzarki. Zważywszy na fakt z jak wielką starannością pobierane były próby wszystkich produktów oraz na zastosowane środki ostrożności, których celem było wykluczenie zaistnienia możliwości pomieszczenia poszczególnych prób i wyeliminowania ewentualnych błędów, mogących powstać przy wykonywaniu analiz chemicznych, przyjąć należy, że zestawione w tablicy 1 wyniki analiz chemicznych, w granicach dopuszczalnych błędów laboratoryjnych, dają wyraz rzeczywistym warunkom, jakie zachodzą podczas pracy osadzarki z dopływem powietrza sprężonego i przy zamkniętym jego dopływie.

Przy pracy osadzarki z dopływem powietrza sprężonego, płukanie węgla surowego dokonuje się w zmienionym ośrodku, który teraz składa się z wody, ciała stałego i powietrza, z czym wiąże się obniżenie jego ciężaru właściwego. Oprócz tego ośrodek ten ze względu na to, że powietrze sprężone wprowadza się pod sito tylko w kilku miejscach przedziału roboczego, musi wykazywać znaczną niejednorodność w poszczególnych przekrojach osadzarki, a ponieważ okoliczność ta sprzyja powstawaniu wirów, stąd w konsekwencji dochodzi do zakłócenia w opadaniu ziarn. W tych warunkach rozwarstwienie materiału jest mniej dokładne, a że w prawidłowości przebiegu tego zjawiska tkwi istota pojęcia wzbogacania, stąd praca osadzarki musi być nie ekonomiczna.

Potwierdzają to wysokie straty części palnych w odpadach i przerostach otrzymywane podczas pracy osadzarki z dopływem powietrza sprężonego. Uzyskana natomiast w tym sposobie pracy niska zawartość popiołu w koncentracie jest raczej jeszcze jednym z wielu dowodów na to, że poddawany przeróbce węgiel jest łatwo wzbogacalny.

Praca osadzarki przy odciętym dopływie powietrza sprężonego dokonuje się w ośrodku woda-ciało stałe, który cechuje się wyższym ciężarem gatunkowym i wyraźnie większą jednorodnością, a że obydwa te czynniki w połączeniu z możliwością zwiększenia dopływu wody roboczej w maszynie SKB do tej jej części przedziału roboczego, gdzie zachodzi tego istotna potrzeba, stwarzają nader korzystne warunki dla pracy osadzarki, stąd dochodzi do wybitnego obniżenia strat w odpadach i przerostach w porównaniu do wielkości otrzymywanych przy pracy z dodatkiem powietrza sprężonego.

Wyniki nasze stoją w sprzeczności z wynikami badań Riebecka (Glückauf, nr 12 z dnia 20. III. 1943 r.). Z treści tego artykułu wynika, że w 1942 r. na niektórych płuczkach kopalń górno-śląskich zabudowano urządzenia, umożliwiające doprowadzenie powietrza

sprężonego pod sito przedziału roboczego osadzarki. Riebeck, przyjmując za podstawę do swych rozważań wyniki z doświadczeń Mössnera [1], w których ustalone zostały różnice w prędkości opadania w wodzie i powietrzu ziarn węgla i kamienia oraz wykorzystując własne [2] spostrzeżenia nad zachowaniem się kawałków łupku płaskiego w czasie płukania dochodzi do wniosku, że konsekwencją wytworzenia nowego ośrodka płuczącego musi być zwiększenie zdolności przepustowej osadzarki i podwyższenie jakości otrzymywanych produktów wzbogacania.

Z wprowadzeniem powietrza sprężonego do osadzarki wiąże się bowiem obniżenie ciężaru właściwego ośrodka do $0,5 \div 0,6$, a ponieważ prędkość opadania w powietrzu jest znacznie większa niż w wodzie, zatem w ośrodku tym proces płukania musi przebiegać prędzej niż w ośrodku o ciężarze właściwym 1. Z przeprowadzonych przez Riebecka doświadczeń wynika również, że kawałki płaskiego łupku lepiej wydzielają się w ośrodku powietrznym niż w wodnym; w przypadku więc obecności płaskich kawałków kamienia w nadawie, rozwarstwienie w powietrzu przebiega korzystniej niż w wodzie.

Tym sposobem Riebeck uzasadnia teoretycznie stwierdzone przez siebie korzyści, wynikające z wprowadzenia powietrza sprężonego do osadzarek tłokowych. Korzyści te znalazły swój wyraz w zwiększeniu zdolności przepustowej osadzarki i polepszeniu jakości otrzymywanych produktów wzbogacania. W jakim stopniu nowy ośrodek wpływa na zwiększenie wydajności

osadzarki tego Riebeck bliżej nie precyzuje, lecz ogranicza się tylko do wyrażenia ogólnej wzmianki, że „Dotychczasowe próby ruchowe potwierdziły, że zdolność przepustowa osadzarki w ośrodku woda-powietrze jest znacznie wyższa“, natomiast poprawę jakości produktów wzbogacania ilustruje wynikami analiz chemicznych, odnoszącymi się do odpadów. I tak, podczas pracy osadzarki w ośrodku wodnym zawartość popiołu w odpadach wynosiła 60 %, straty natomiast węgla wynosiły 1,6 %, przerostów 19,3 %, w ośrodku woda-powietrze zawartość popiołu w odpadach wynosiła 65 %, straty zaś węgla i przerostów obniżyły się odpowiednio do wysokości 1,1 i 14,2 %.

Przytoczone wyniki analiz chemicznych mają być dowodem poprawienia się jakości odpadów. Moim zdaniem takie obniżenie strat w odpadach można uzyskiwać w każdej płuczce osadzarkowej na drodze bądź to zwiększenia stopnia zainteresowania tym zagadnieniem maszynistów osadzarek, bądź też zaostreżenia kontroli ze strony dozoru, przyjęcie natomiast tego stopnia obniżenia za miernik wpływu wytworzonego przez siebie nowego ośrodka płuczącego wydaje się ryzykowne.

Literatura

1. Mössner: Glückauf 68 — 1932.
2. Riebeck: Ein weiterer Vorschlag für die Beurteilung von Aufbereitungsvorgängen der Steinkohle, Glückauf nr 75, 1939.

PRZEGŁĄD ZAGRANICZNY

Przyczynę do zastosowania hydrocyklonów w płuczkach węgla

Według projektu wykonanego przez Státni Ústav pro Projektování Uhelných Dolů a Zavodu Naftového Průmyslu — Banské Projekty.

Hydrocyklony oprócz zastosowania przy zagęszczaniu mułów znajdują również zastosowanie przy ich wzbogacaniu. Hydrocyklony, zwane również osadzarkami wirowymi przy stosowaniu ich do wzbogacania, działają podobnie jak wirówki służące do oddzielania zawieszin ciał stałych w wodzie. Wydzielanie zawiesziny z wody w hydrocyklonach jest przyspieszone o około $1000 \div 2000$ razy w porównaniu z działaniem osadników, np. Dorra.

Selekcja ziarn materiału surowego w hydrocyklonie odbywa się podobnie jak w osadzarkach cieczy ciężkiej o zawieszinie niestącej, a więc na zasadzie wzbogacania statycznego, według której rozdział następuje zgodnie z ciężarem właściwym ziarn materiału surowego. Warstwa ziarn o większym ciężarze właściwym będzie dążyć po linii spiralnej do dowolnego otworu hydrocyklonu. Ziarna zaś o mniejszym ciężarze właściwym tworzące warstwy wewnętrzne podążać będą ku górnemu otworowi.

Krótkie omówienie teoretyczne działania hydrocyklonów oraz możliwości zastosowania ich w płuczkach węgla zamieszczone zostało na łamach Przeglądu Górniczego w roku 1951 (nr 5, str. 204) w artykule „Zastosowanie hydrocyklonów w płuczkach węgla“ opracowanego przez J. Średniawę i W. Stephana.

W związku z coraz to szerszym zastosowaniem podsadzki plynnej, wysuwa się zagadnienie wydzielania piasku z mialu węglowego. Jedną z prób rozwiązania powyższego problemu jest opisany projekt wydzielania z klasy ziarnowej $0 \div 0,5$ mm piasku za pomocą hydrocyklonów. Projekt został opracowany przez Státni Ústav pro Projektování Uhelných Dolů a Zavodu Naftového Průmyslu — Banské Projekty.

Przeprowadzone doświadczenia

Przed opracowaniem projektu przeprowadzono doświadczenia na hydrocyklonach laboratoryjnych. Do prób użyto mieszanek piasku o ciężarze właściwym 2,57 i węgla o ciężarze właściwym 1,5, mających skład ziarnowy podany w tablicy 1.

Tablica 1

Klasy mm	Piasek	Węgiel
	% wagowy	
0,0 ÷ 0,09	8,78	27,3
0,09 ÷ 0,16	50,77	8,4
0,16 ÷ 0,3	20,69	31,1
÷ 0,3	19,76	33,2
	100,0	100,0

Próby z produktów pobierano po ustaleniu biegu cieczy w hydrocyklonie, co następowało w przybliżeniu po 1 minucie, w równych odstępach czasu w ilości

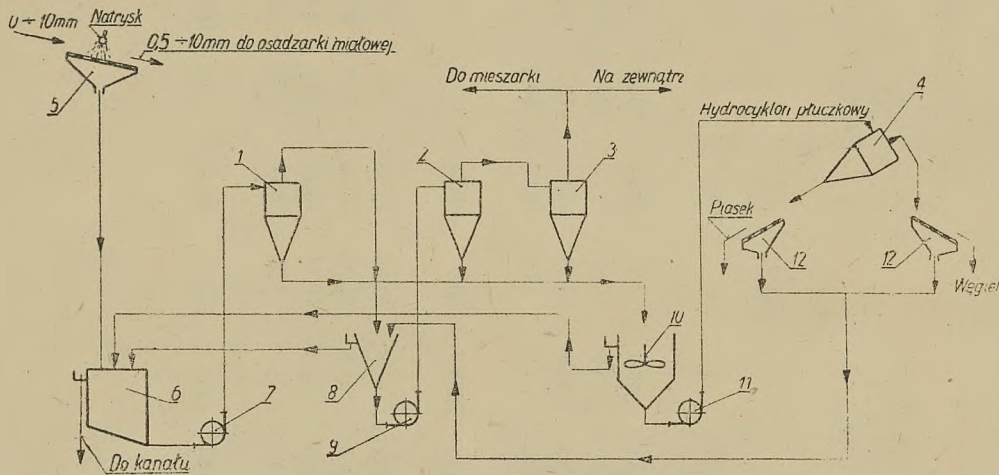
Tablica 2

Układ I														Układ II			Układ III		
Ciśnienie 0,5 ÷ 1,0 at														Ciśnienie 1,2 at			Ciśnienie 1,2 at		
1. kąt części dolnej 45° 2. dysza wejściowa 25 × 25 mm 3. dysza przelewowa Ø 34 mm														1. 45° 2. 25 × 25 mm 3. Ø 26 mm			5. 60 l 6. 10 kg 7. 16,5 kg		
5. ilość wody około 60 l 6. ilość piasku 10 kg 7. ilość węgla 13 kg																			
Dysza dolna		20 mm			17 mm			14 mm			10 mm			10 mm			10 mm		
Klasa		g/l	‰	popiół ‰	g/l	‰	popiół ‰	g/l	‰	popiół ‰	g/l	‰	popiół ‰	g/l	‰	popiół ‰	g/l	‰	popiół ‰
Produkt zagęszczony	0,0 ÷ 0,09	693,6	46,58	89,29	147,3	16,74	79,98	340,0	12,97	79,44	203,0	12,64	80,24	338,0	17,50	83,14	135,0	13,53	69,73
	0,09 ÷ 0,16	123,6	8,30	88,36	280,0	31,85	71,50	660,0	25,17	74,53	875,0	54,52	92,81	928,0	48,03	92,66	253,0	25,35	91,67
	0,16 ÷ 0,3	549,2	36,88	90,50	333,6	37,95	66,64	1227,0	46,80	75,26	454,0	28,29	92,06	608,0	31,47	89,72	598,0	59,92	96,08
	÷ 0,3	122,7	8,24	54,29	118,2	13,45	17,41	395,0	15,06	26,86	73,0	4,55	59,62	58,0	3,0	47,50	12,0	1,20	91,16
		1489,1	100,0	86,78	879,1	100,0	63,80	2622,0	100,0	68,33	1605,0	100,0	89,28	1932,0	100,0	88,71	998,0	100,0	91,34
Przelaw	0,0 ÷ 0,09	70,7	81,64	43,60	67,9	73,73	43,87	82,5	53,96	51,01	81,8	52,00	52,78	63,1	53,02	55,03	146,1	48,80	54,47
	0,09 ÷ 0,16	10,0	11,55	11,56	11,7	12,70	19,35	35,0	22,89	32,08	33,6	21,36	47,73	30,7	25,80	30,94	83,0	27,72	55,42
	0,16 ÷ 0,3	4,7	5,43	4,06	10,3	11,18	7,40	23,5	15,37	9,46	30,1	19,14	18,33	17,6	14,79	6,95	48,0	16,03	31,81
	÷ 0,3	1,2	1,39	2,70	2,2	2,38	2,46	11,9	7,78	2,84	11,8	7,50	3,03	7,6	6,39	3,14	22,3	7,45	13,09
		86,6	100,0	37,19	92,1	100,0	35,96	152,9	100,0	36,54	1157,3	100,0	41,38	119,0	100,0	38,39	299,4	100,0	48,02
Nadawa	0,0 ÷ 0,09																174,7	43,42	58,96
	0,09 ÷ 0,16																108,5	26,98	67,24
	0,16 ÷ 0,3																92,8	23,07	63,54
	÷ 0,3																26,3	6,53	25,37
																	402,3	100,0	60,06
Stosunek podziałowy																	36,54		

około 2 litrów. Ze średniej próbki, o wielkości 1 litra, przeprowadzono mokry przesiew i oznaczono zawartości popiołu dla poszczególnej klasy ziarnowej. Wyniki rozdziału w hydrocyklonie przeprowadzonego w trzech układach zestawiono w tablicy 2.

Projekt wydzielania piasku z miału węglowego w hydrocyklonach

Przedstawiony na schemacie fragment projektu zakładu przerobczego kopalni A (rys. 1) uwidacznia operacje, w wyniku których oddzielić można piasek z miału węglowego.



Rys. 1. Schemat wydzielania piasku z mułu

Urządzenie dla wydzielania piasku składa się z trzech sekcji hydrocyklonów. Dwie pierwsze sekcje służą do zagęszczenia mułu, a trzecia sekcja do wzbogacenia. Ilość hydrocyklonów w poszczególnych sekcjach zależy od żądanej wydajności danej sekcji.

Nadawa na pierwszą sekcję hydrocyklonów 1 o składzie ziarnowym podanym w tablicy 3, doprowadzana jest z sit odmulających 5 miał przed osadzkarką, za pomocą pompy 7 wytwarzającej ciśnienie 0,5 at. Hydro-

Tablica 3

Pro- dukt	Klasa mm	%	Ilość łączna	Produkt zagę- szczony	Przelew
Węgiel	0,0 ÷ 0,1	20,0	6,9	0,98	5,92
	0,1 ÷ 0,2	25,5	8,8	3,96	4,84
	0,2 ÷ 0,3	28,5	9,9	7,62	2,28
	0,3 ÷ 0,5	26,0	9,0	8,55	0,45
	0,0 ÷ 0,5	100,0	34,6	21,11	13,49
Piasek	0,0 ÷ 0,1	10,5	3,7	1,85	1,85
	0,1 ÷ 0,2	20,0	7,1	6,57	0,53
	0,2 ÷ 0,3	28,9	10,2	9,95	0,25
	0,3 ÷ 0,5	40,6	14,4	14,25	0,15
	0,0 ÷ 0,5	100,0	35,4	32,62	2,78
Razem	0,0 ÷ 0,1		10,60	2,83	7,77
	0,1 ÷ 0,2		15,90	10,53	5,37
	0,2 ÷ 0,3		20,10	17,57	2,53
	0,3 ÷ 0,5		23,40	22,80	0,60
	0,0 ÷ 0,5		70,0	53,73	16,27

Tablica 5

Produkt	Klasa mm	Nadawa	Produkt zagę- szczony	Przelew
Węgiel	0,0 ÷ 0,1	12,10	7,25	4,85
	0,1 ÷ 0,2	5,56	5,50	0,06
	0,2 ÷ 0,3	2,24	2,28	—
	0,3 ÷ 0,5	0,45	0,45	—
	0,0 ÷ 0,5	20,39	15,48	4,91
Piasek	0,0 ÷ 0,1	9,74	7,80	1,94
	0,1 ÷ 0,2	4,41	4,39	0,02
	0,2 ÷ 0,3	0,25	0,25	—
	0,3 ÷ 0,5	0,15	0,15	—
	0,0 ÷ 0,5	14,55	12,59	1,96
Razem	0,0 ÷ 0,1	21,84	15,05	6,79
	0,1 ÷ 0,2	9,97	9,89	0,08
	0,2 ÷ 0,3	2,53	2,53	—
	0,3 ÷ 0,5	0,60	0,60	—
	0,0 ÷ 0,5	34,94	28,07	6,87

cyklony w sekcji pierwszej mają średnicę 500 mm i kąt 60°. Dla mułów węglowych przyjęto granicę rozdziału od 120 do 200 mikronów, a dla piasku 40 — 60 mikronów. Przy założeniu, że w zagęszczonym produkcie otrzymać się powinno zawartość wody wagowo 65 %, otrzyma się podział nadawy na hydrocyklonie 1 podany w tablicy 3 i 4.

Przy przeliczeniach obiegu wodnego przyjęto, że na odmulenie 1 tonny miału kierowanego na płuczkę po-

Tablica 6

	Nadawa	Produkt zagęszczony	Przelew
Węgiel, t/godz	20,39	15,48	4,91
Piasek, t/godz	14,55	12,59	1,96
Łącznie nadawa, t/godz	34,94	28,07	6,87
Średni ciężar właściwy	1,67	1,68	1,63
Zawiesiny stałe, m³/g	21,0	16,7	4,2
Woda, m³/g	830,0	53,5	776,5
Zagęszczenie, g/l	40,7	400,0	8,9

trzeba 4 m³/godz wody, która kierowana jest do obiegu hydrocyklonów wraz z mułem 0 ÷ 0,5 mm oraz że odmulony miał (0,5 ÷ 10 mm) zawierać będzie 10 % wilgoci.

Z pierwszej sekcji hydrocyklonów przelew kierowany jest za pomocą pompy 9 do drugiej sekcji (hydrocyklony 2 i 3), natomiast produkt zagęszczony kieruje

Tablica 7

Klasa	Węgiel		Piasek		Nadawa (razem)	
mm	t/godz	popiół %	t/godz	popiół %	t/godz	popiół %
0,0 ÷ 0,1	8,23	30,0	9,65	79,0	17,88	56,2
0,1 ÷ 0,2	9,46	25,0	10,96	90,0	20,42	59,7
0,2 ÷ 0,3	9,90	20,0	10,20	98,0	20,10	59,6
0,3 ÷ 0,4	9,0	15,0	14,40	98,0	23,40	66,0
0,0 ÷ 0,5	36,59	22,3	45,21	91,8	81,80	60,9

się do mieszalnika 10 przed hydrocyklonem płuczkowym.

Hydrocyklony drugiej sekcji (2 i 3) mają średnicę 350 mm i kąt 10°. Nadawę otrzymują pod ciśnieniem 2 at. Przelew z hydrocyklonu 2 kierowany jest jako nadawa do powtórnego zagęszczenia na hydrocyklon 3. Z kolei przelew z hydrocyklonu 3 odprowadzany może być albo do obiegu na płuczkę, albo na zewnątrz. Produkt zagęszczony tak z hydrocyklonu 2 jak i z hydrocyklonu 3 kierowany jest do mieszalnika 10. Zadaniem mieszalnika 10 jest dostarczanie do hydrocyklonu płuczkowego

Tablica 8

Klasa	Nadawa		Piasek (produkt zagęszczony)		Węgiel (przelew)	
mm	t/godz	popiół %	t/godz	popiół %	t/godz	popiół %
0,0 ÷ 0,1	17,88	56,2	8,08	70,0	9,80	45,0
0,1 ÷ 0,2	20,42	59,7	9,82	92,0	10,60	30,0
0,2 ÷ 0,3	20,10	59,6	12,0	92,0	8,10	10,0
0,3 ÷ 0,5	23,40	66,0	16,30	91,0	7,10	8,0
0,0 ÷ 0,5	81,80	60,9	46,20	87,5	35,60	25,2

kowego 4 nadawy, możliwie równomiernie zagęszczonej.

Dla hydrocyklonów drugiej sekcji założono granicę podziałową dla mułu węglowego 40 mikronów, dla pia-

sku zaś 25 mikronów. Klasa ziarnowa 0 ÷ 0,2 mm w hydrocyklonie 3 dzielona jest częściowo pomiędzy przelewem a produktem zagęszczonym. Klasa 0 ÷ 0,2, która z produktem zagęszczonym dostaje się do hydrocyklonu płuczkowego, dzieli się w nim również częściowo między przelew a produkt zagęszczony. Klasa ta wydzielana jest z obu końcowych produktów hydrocyklonu płuczkowego 4 na sitach odwadniających 12, z których produkt dolny wraca z powrotem do obiegu.

Przewidywany podział materiału w hydrocyklonie 3 podany jest w tablicy 5.

Przy założeniu zagęszczenia 400 g/l w produkcie zagęszczonym otrzymywanym z hydrocyklonu 3 otrzyma

Tablica 9

Klasa	Nadawa	Produkt górny	Produkt dolny
mm	t/godz		
0,0 ÷ 0,1	9,8	0,9	8,9
0,1 ÷ 0,2	10,6	7,4	3,2
0,2 ÷ 0,3	8,1	8,1	—
0,3 ÷ 0,5	7,1	7,1	—
0,0 ÷ 0,5	35,6	23,5	12,1
Popiół, średnio %	25,2	17,2	40,6

się podział nadawy podany w tablicy 6. Za pomocą pompy 11 kierowana jest nadawa z mieszalnika na hydrocyklon płuczkowy, w którym ulega ostatecznemu rozdziałowi. Średni skład ziarnowy materiału doprowadzanego do hydrocyklonu płuczkowego oraz zawartości popiołu w poszczególnych klasach podane są w tablicy 7.

Tablica 10

Klasa	Nadawa	Produkt górny	Produkt dolny
mm	t/godz		
0,0 ÷ 0,1	8,08	2,84	5,24
0,1 ÷ 0,2	9,82	8,59	1,23
0,2 ÷ 0,3	12,0	12,0	—
0,3 ÷ 0,5	16,3	16,3	—
0,0 ÷ 0,5	46,2	39,73	6,47
Popiół, średnio %	87,5	90,0	74,5

Piasek wydzielany jest jako produkt zagęszczony, muł węglowy jako przelew. Oba produkty z hydrocyklonu płuczkowego kierowane są na przesiewacze odwadniające o szerokości szczeliny 0,2 mm. Przewidywane wyniki rozdziału podano w tablicy 8.

Rozdział węgla (przelewu) otrzymanego z hydrocyklonu płuczkowego przedstawiono w tablicy 9, natomiast rozdział piasku (produktu zagęszczonego) w tablicy 10.

Bilans wydzielania piasku za pomocą hydrocyklonów przedstawia się następująco: poddając rozdziałowi 70 t/godz mieszaniny węgla z piaskiem, otrzymano by jako produkty końcowe:

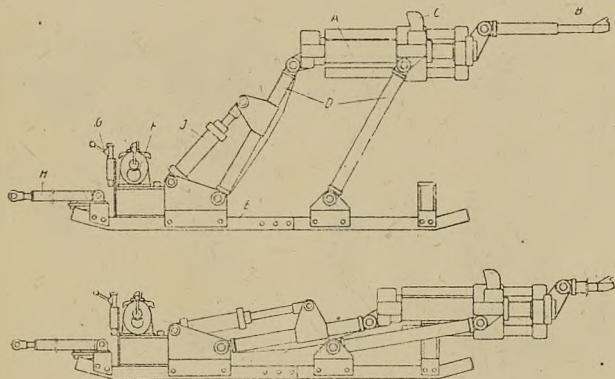
piasku o zapopieleniu 90,0 % w ilości 39,7 t/godz,
mułu węglowego o zapopieleniu 17,2 % w ilości
23,5 t/godz,
mułu odprowadzonego z obiegu w ilości 6,8 t/godz.

Mgr inż. St. Krzyżanowski

Mechaniczne rabowanie obudowy

Według: Glückauf, t. 91, nr 1/2, stycz. 1955.

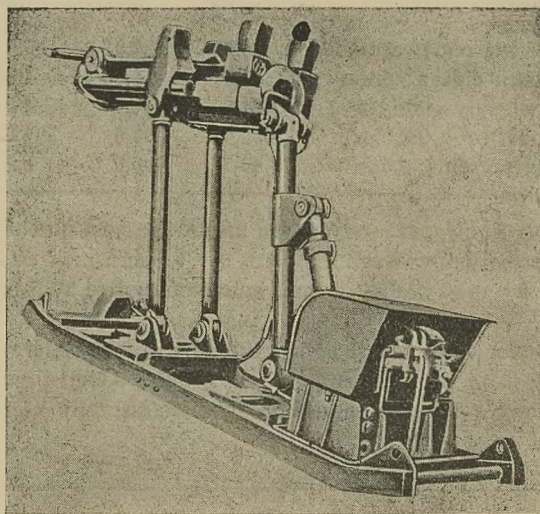
Rys. 1 przedstawia schemat a rys. 2 fotografię maszyny do rabowania łukowej obudowy metalowej Korfmanna. Zasada działania rabowarki polega na przewra-



Rys. 1. Hydrauliczna maszyna do rabowania

cianiu łuku w stronę wyrabowanego odcinka chodnika i następnym wyciąganiu łuku do dalszego transportu. Tłok cylindra hydraulicznego A odpycha rabowany łuk wahliwą dźwignią B. Cylinder w tym czasie opiera się na wzmocnionym łuku obudowy za pomocą wsporni-

ków C. Równocześnie spoczywa on na trzech podporach D podnoszonych lub opuszczanych za pomocą cylindra I, co umożliwia regulację wysokości maszyny między 1,0 m i 2,6 m. Maszyna jest osadzona na płozach E łącznie z pompą olejową i jej napędem F ze sterowaniem G. Pompa wytwarza ciśnienie oleju w cy-



Rys. 2. Widok rabowarki obudowy

lindrze do 250 kg/cm², co daje siłę nacisku na rabowaną obudowę 50 do 70 t. Cylinder H służy do wyciągania maszyny. Przy stosowaniu tego urządzenia uzyskuje się praktyczne rabowanie do 30 łuków na zmianę.

Mgr inż. Jan Zyzak

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

S. Staszic

Redaguje Komitet Redakcyjny powołany przez Departament Techniki Ministerstwa Górnictwa

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

Do czytelników naszego pisma

Komunikujemy, że począwszy od 1 lipca 1955 r. przyjmowanie prenumeraty i wysyłkę naszego czasopisma załatwia Centrala Kolportażu Prasy i Wydawnictw „Ruch”, Warszawa, Srebrna 12. Wobec tego wpłacanie prenumeraty na III kwartał bądź też II półrocze powinno nastąpić na konto PKO Warszawa 1—6—100020. Instytucje, które dokonały pisemnego zamówienia

prenumeraty na II półrocze bez wpłacenia należności do Przedsiębiorstwa Upowszechnienia Książki i Prasy „Ruch” w Stalinogrodzie, dokonają wpłaty jeszcze na konto stalinogrodzkie, a mianowicie PKO 3—6—13763. Przypominamy, że termin dokonania wpłaty prenumeraty na III kwartał mija 30. VI., a na IV kwartał 10. IX. 1955 r.

KONKURS

na najlepsze prace omawiające ekonomiczne skutki wprowadzania i stosowania norm

Cel Konkursu

Celem konkursu jest:

1. popularyzacja i propaganda normalizacji,
2. zebranie materiałów rzeczowych dotyczących ekonomicznych skutków norm,
3. zapoczątkowanie badań nad metodami określania skutków stosowania norm.

Treść pracy konkursowej

Ogólne omówienie stosowania norm w zakładzie. Ilość i zakres stosowanych norm.

Analiza kosztów produkcji przed normalizacją oraz produkcji znormalizowanej. Omówienie wpływu normalizacji na koszty materiałowe narzędzi i innych pomocy, koszty robocizny i kontroli.

Omówienie ewentualnych kosztów opracowania normy i kosztów poniesionych wskutek zmian w organizacji, wyposażeniu i produkcji zakładu, spowodowanych wprowadzeniem normy.

Analiza bezpośrednich efektów technicznych i ekonomicznych oraz pośredniego wpływu norm na inne odcinki życia gospodarczego.

Pozostawia się zupełną dowolność metod analizy (opisy, obliczenia, wykresy, zestawienia).

Warunki Konkursu

1. Uczestnictwo w konkursie nie jest niczym ograniczone. Jest rzeczą pożądaną aby w konkursie wypowiedzieli się, poza normalizatorami, pracownicy bezpośrednio zatrudnieni w produkcji w różnych specjalnościach, pracownicy kontroli technicznej, biur konstrukcyjnych, kalkulatorzy kosztów własnych, ekonomiści.
2. Pracę należy nadesłać w formie maszynopisu formatu A4 w objętości od 2 do 20 stron. Forma ujęcia dowolna — według uznania autora (artykuł, notatka, sprawozdanie).
3. Prawa do prac zgłoszonych na konkurs. Redakcja „Normalizacji” zastrzega sobie prawo pierwotnego

ku wszystkich prac konkursowych do końca 1956 roku. Prace drukowane honorowane będą według obowiązujących stawek.

Organizacja Konkursu

1. *Organizatorzy:* konkurs jest zorganizowany przez Polski Komitet Normalizacyjny i Naczelną Organizację Techniczną.
2. *Terminy:*
 - a. prace konkursowe należy nadsyłać do dnia 15 października 1955 r.;
 - b. rozstrzygnięcie konkursu nastąpi w listopadzie 1955 r., wyniki konkursu ogłoszone będą w miesięczniku „Normalizacja” i w czasopismach branżowych NOT.
3. *Sposób oceny prac konkursowych:* Oceny prac konkursowych dokona jury powołane przez Polski Komitet Normalizacyjny i Naczelną Organizację Techniczną.
4. *Sposób nadsyłania prac:* Prace powinny być przesyłane w kopercie adresowanej jak następuje: Polski Komitet Normalizacyjny, Redakcja „Normalizacji”, Warszawa, ul. Świętokrzyska 20/22. „Konkurs na najlepszą pracę o ekonomicznych skutkach stosowania norm”.

Na odwrocie koperty powinno być podane godło wysyłającego pracę. W kopercie, obok pracy konkursowej podpisanej godłem, powinna znajdować się druga, załakowana koperta zawierająca nazwisko i adres osoby zgłaszającej pracę.

Nagrody

Ustalono następujące nagrody konkursowe:

- 1 nagroda I — zł 2.000.—
- 2 nagrody II po — zł 1.500.—
- 3 nagrody III po — zł 1.000.—
- 5 wyróżnień w postaci rocznej bezpłatnej prenumeraty miesięcznika „Normalizacja”.

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze

- ANTONOW W. J.: Suszenie i zbieranie torfu kawałkowego, 1954 (tłum. z ros. J. Dubois). 1954, str. 102, zł 5,50
- APT I., LASKOWSKI T., OLCZAKOWSKI W.: Muł węglowy jako paliwo przemysłowe, 1954, str. 83, zł 5,50
- BADAK A.: Wiertnica Trauzl, 1954, str. 67, zł 4,80
- BLADOWSKI S.: Zabezpieczenia przed porażeniami w urządzeniach elektrycznych w górnictwie, 1954, str. 147, zł 10,80
- BLASCHKE S.: Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalin użytecznych. Tom I, 1954, str. 644, zł 60.—
- BŁOCKI B.: Pomocnik wiertacza, 1954, str. 61, zł 3,20
- BRINCKEN S.: Higiena i bezpieczeństwo pracy przy robotach wiertniczych BOP. 1955, str. 58, zł 4,10
- CHOJNACKI S.: Książeczka budowacza ścianowego, 1954, str. 43, zł 2.—
- CZEŻOWSKI A.: Przewóz samochodami i ciągnikami w kamieniołomach i kopalniach odkrywkowych węgla oraz rud 1954, str. 86, zł 4,70
- DUDEK J.: Książeczka strzałowego w kopalni, 1954, str. 47, zł 2.—
- DUDEK W.: Oświetlenie i sygnalizacja. Górnictwo tom XIII. Cz. 2. Urządzenia teletechniczne w podziemiach kopalń 1955, str. 247, zł 27.—
- GISMAN S., TRZOSKA J.: Przekładka przenośników zgrzeblowych 1954, str. 82, zł 4,40
- JURKIEWICZ J.: Sól i jej produkcja, 1954, str. 126, zł 4,80
- JASIEŃSKI W.: Nasycanie drewna w kopalniach węgla, 1954, str. 82, zł 6.—
- JANKOWSKI F.: Wiadomości dla współzawodniczących w kopalniach węgla 1954, str. 95, zł 5.—
- KARLIC S.: Maszynoznawstwo dla wiertaczy 1954, str. 103, zł 5,50
- KRUCZEK R.: Wydobywanie ropy samoczynne oraz przy użyciu gazu sprężonego. 1954, str. 66, zł 3,50
- KRZENEK L.: Nowoczesne urządzenia do przeróbki ropy naftowej, 1954, str. 95, zł 7,50
- KRUPA L.: Wrębiarki ścianowe, 1954, str. 111, zł 7,50
- KOTARBA J.: Maszynista wyciągowy, 1954, str. 152, zł 11,20
- KLOTT M.: Pouczenia dla nowozatrudnionych w kopalni. 1954, str. 74, zł 2,50
- KANCZUCKI A. i KANCZUCKI A.: Systematyka robót w górnictwie, 1954, str. 211, zł 30.—
- KRUKIEREK K.: Bezpieczeństwo i ochrona pracy w kopalnictwie naftowym 1955, str. 34, zł 2,30
- KOZUBSKI F.: Miernictwo górnicze 1955, str. 233, zł 13,20
- LIDIN G. D.: Walka z wydzielaniem się gazów w kopalniach węgla, (tłum. z ros. K. Izdebski), 1954, str. 58, zł 4.—
- MIELECKI T.: Węgiel — Wiadomości o własnościach i badaniu, 1954, str. 64, zł 4.—
- MRAZEK M., WALIDUDA A.: Wiertnica SM 1954, str. 42, zł 2.—
- MACIEJASZ Z.: Eksploatacja złóż rudnych, 1954, str. 122, zł 6,70
- MAROSZEK H.: Elektrotechnika górnicza, 1954, str. 378, zł 19,50
- MACIEJASZ Z.: Poszukiwanie złóż rudnych 1955, str. 135, zł 7,70
- NATURSKI A., URBAN J.: Górnik na robotach w kamieniu, 1954, str. 88, zł 4.—
- NIEMENTOWSKI S.: Pomocnik destylatora przy stabilizacji i frakcjonowaniu gazołiny 1955, str. 46, zł 2.—
- OBRAPALSKI J.: Elektryczne maszyny wyciągowe, 1954, str. 194, zł 19.—
- OLSZEWSKI J.: Książeczka górnika ścianowego, 1954, str. 70, zł 2.—
- ORŁOWSKI L.: Pierwsze kroki i roboty w kopalniach węgla 1954, str. 75, zł 4,50
- ORŁOWSKI L.: Pomocnik cieśli górniczego, 1954, str. 55, zł 2,40
- POGODA W.: Młodszy podsadzkarz 1954, str. 48, zł 2.—
- POKROWSKI N. M.: Głębień sztybów pionowych zwykłymi sposobami (tłum. z ros. J. Olszewski i T. Piaseczny) 1954, str. 347, zł 25,50
- PAWLIKOWSKI T.: Analiza składników gazowych powietrza kopalnianego, 1954, str. 188, zł 14,30
- POGODA W.: Ładowacz chodnikowy 1955, str. 55, zł 2,40
- ROGA B.: Węgiel kamienny, przeróbka i użytkowanie, 1954, str. 439, zł 42.—
- ROMANOWICZ E.: Pomiarowy kopalniany 1954, str. 59, zł 2,40
- SZKLARSKI L.: Trakeja elektryczna w kopalni, 1954, str. 411, zł 45.—
- SZPILEWICZ A.: Poradnik koksochemika. T. III, 1954, str. 611, zł 55.—
- SCHILLER W.: Pompowanie ropy z otworów wiertniczych 1955, str. 71, zł 3,80
- SALUSTOWICZ A.: Mechanika górotworu. Cz. 1. Mechanika górotworu. Górnictwo T. III 1955, str. 287, zł 31,20
- URBAN J.: Wozak i konwojent w kopalniach 1954, str. 38, zł 2.—
- URBAN J.: O tapaniach kopalnianych 1955, str. 42, zł 1,80
- WOŁKOW J. S.: Zasady kopalnictwa rud żelaza, 1954, str. 307, zł 25.—
- WOJNAR J.: Ostrzenie i napawanie utwardzające świrdrów wiertniczych 1954, str. 71, zł 4,30

Do nabycia w księgarniach technicznych Domu Książki i u kolporterów zakładowych

