

PRZEGŁAD GÓRNICZY

CZASOPISMO NAUKOWO TECHNICZNE
POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM GÓRNICTWA

M I E S I E C Z N I K

Nr 10 (693)

PAŹDZIERNIK 1955

Tom XI (XLII)

**Miesiąc Pogłębienia Przyjaźni
Polsko-Radzieckiej
9. IX. — 9. X. 1955**



WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE
STALINOGRÓD

TREŚĆ

1. Miesiąc Pogłębienia Przyjaźni Polsko-Radzieckiej	349
2. Doc. mgr inż. Jan Hurysz: Naukowo-badawcze instytuty przemysłu węglowego ZSRR	350
3. Inż. Jerzy Jagiellowicz: Kierunki rozwojowe mechanizacji w ZSRR	356
4. Mgr inż. Feliks Bajer: Fazy rozwojowe organizacji pracy w kopalniach radzieckich	361
5. Mgr inż. Wilhelm Pordes: Hydrauliczna eksploatacja węgla w kopalni „Połysajewskaja Siewiernaja”	365
6. Mgr inż. Michał Bajer: Zależność szybkościowych wyników zgłębiania szybów od głębokości otworów świdrowych	370
7. Mgr inż. Andrzej Grzywak, inż. Stanisław Szyja, Konrad Jezuita: Metoda pomiaru przyspieszeń i momentów dynamicznych silników elektrycznych	375
8. Mgr inż. Adam Towpik: Wpływ pyłu węglowego na zużycie elementów maszyn górniczych	380
9. KRONIKA	383
10. PRZEGLĄD ZAGRANICZNY	384
11. PRZEGLĄD DOKUMENTACYJNY GÓRNICTWA	

CONTENTS

1. The Month of the Polish and Sovietic Friendship	349
2. J. Hurysz, Min. Eng.: Research institutes of mining industry in USSR	350
3. J. Jagiellowicz, Min. Eng.: Development trends in mechanization in USSR	356
4. F. Bajer, Min. Eng.: Development stages of work organization in Soviet mines	361
5. W. Pordes, Min. Eng.: Hydraulic coal mining in „Połysajewskaja Siewiernaja” colliery	365
7. M. Bajer, Min. Eng.: Relation of results of high speed shaft sinking to the depth of drill holes	370
7. A. Grzywacz, Min. Eng., E. Szyja, El. Eng., K. Jezuita: Method of measuring the accelerating and dynamic movements of electrical engines	375
8. A. Towpik, Mech. Eng.: Influence of coal dust upon the wear of mining machines parts	380
9. CURRENT NEWS	383
10. FOREIGN REVIEW	384
11. MINING ABSTRACTS	

СОДЕРЖАНИЕ

1. Месяц Углубления Польско-Советской Дружбы	349
2. Доц. mgr инж. Я. Гурыш: Научно-исследовательские институты угольной промышленности СССР	350
3. Инж. Е. Ягеллович: Пути развития механизации в СССР	356
4. Мгр инж. Ф. Байер: Развитиевые фазы организации труда на советских шахтах	361
5. Мгр инж. В. Пордес: Гидромеханическая эксплуатация угля на шахте «Полюсаевская-Северная»	365
6. Мгр инж. М. Байер: Зависимость результатов скоростной проходки стволов от глубины шпуров	370
7. Мгр инж. А. Грживак, инж. С. Шия, К. Эзуита: Метод измерения ускорений и динамических моментов электродвигателей	375
8. Мгр инж. А. Товпик: Влияние угольной пыли на износ элементов горных машин	380
9. ХРОНИКА	383
10. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОБЗОР	384
11. ДОКУМЕНТАЦИОННЫЙ ОБЗОР ГОРНОГО ДЕЛА	

SOMMAIRE

1. Le Mois de l'Amitié Polono-Soviétique	349
2. J. Hurysz, Ing.: Instituts de recherches de l'industrie charbonnière en URSS	350
3. J. Jagiellowicz, Ing.: Tendances du développement de la mécanisation en URSS	356
4. F. Bajer, Ing.: Etapes du développement de l'organisation du travail dans les mines soviétiques	361
5. W. Pordes, Ing.: Abatage hydraulique du charbon dans la houillère „Połysajewskaja Siewiernaja”	365
6. M. Bajer, Ing.: Dépendance des résultats du fonçage rapide de la profondeur des trous de forage	370
7. A. Grzywacz, Ing., S. Szyja, Ing., K. Jezuita: Méthode de mesurage des accélérations et des moments dynamiques dans les moteurs électriques	375
8. A. Towpik, Ing.: Influence de la poussière de charbon sur l'usure des éléments des machines minières	380
9. CHRONIQUE	383
10. INFORMATIONS DU MONDE MINIER	384
11. BULLETIN BIBLIOGRAPHIQUE DES MINES	

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

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

Format A4

Ark. druku 5,5. Papier druk. sat. kl. V. 61×86 cm 60 g/m²

Nakład 2600 egz.

Nr zamówienia 4162 z dnia 20. 8. 1955 r. Druk zakończono w październiku 1955 r.

R-6-11051

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

PRZEGLĄD GÓRNICZY

MIESIĘCZNIK

Nr 10 (693)

Październik 1955 r.

Tom XI (XLII)

MIESIĄC POGŁĘBIENIA PRZYJAŹNI POLSKO-RADZIECKIEJ

Mogłoby się wydawać, że przypominanie teraz, w dziesiątym roku istnienia Polski Ludowej korzyści, jakie daje nam przyjaźń polsko-radziecka jest całkowicie zbędne a już przypomnienie to polskim górnikom — zwykłym trwonieniem czasu. Nie ma już chyba górnika, który by widząc, jak w kopalniach pracują maszyny radzieckie lub produkowane na wzór radziecki, jak konsultacje specjalistów radzieckich zwiększają wydajność tych kopalń, jaką wreszcie doniosłą rolę w rozwoju górnictwa odegrały przeszczepione do nas ze Związku Radzieckiego specjalistyczne metody pracy — nie doceniał wielkiego znaczenia, jakie posiadała i posiada przyjaźń i współpraca polsko-radziecka w utrzymaniu Polski w czołowie światowych producentów węgla.

A jednak są owoce przyjaźni polsko-radzieckiej, których wartość nie wszyscy może należyście doceniają, choć dotyczą one podstaw istnienia naszego narodu i naszej kultury. Zwrócenie więc uwagi w obecnym, jedenastym już z miesięcy pogłębienia przyjaźni polsko-radzieckiej na te właśnie korzyści nie będzie zapewne czymś zbędnym ani też stratą czasu.

Te korzyści wypływają z niezwykle doniosłego faktu, że dzięki tej przyjaźni znaleźliśmy się w obozie obrońców pokoju.

Wszystkie powstałe i ogólnie znane korzyści jak to, że pomoc i przykład Związku Radzieckiego dopomogły nam w rewolucji socjalistycznej oraz w odbudowie zniszczeń wojennych i w rozwoju naszego życia gospodarczego, społecznego i kulturalnego, którego rozmach nie ma odpowiednika w historii naszego kraju — wszystkie one wymagają jednego podstawowego warunku, by naród nasz istniał i pracował. To zaś istnienie w najbardziej dosłownym biologicznym tego słowa znaczeniu i możliwość spokojnej pracy, byłyby w każdej chwili narażone na unicestwienie, gdyby wokół Związku Radzieckiego nie zgrupował się potężny obóz pokoju obejmujący już teraz połowę ludzkości. Wiemy wszyscy, że istnieje przeciwna grupa podżegaczy, która chce nową wojną zahamować pochód historii niosący im nieuchronny upadek. Wiemy, że wojna atomowa oznacza zagładę ludzkości i jej kultury.

Jeśli obecnie patrzymy z ufnością w przyszłość, jeżeli pojęcie energii atomowej przestaje się nam kojarzyć z potwornymi skutkami bomby wodorowej to jest to wynikiem działania obozu pokoju mądrze i dalekowzrocznie sterowanego przez Związek Radziecki.

Jest to szczególnie jasno widoczne w obecnym roku, kiedy to takie zdarzenia, jak konferencja wielkiej czwórki, nawiązanie przez Związek Radziecki stosunków dyplomatycznych, gospodarczych i kulturalnych z Jugosławią, rozmowy moskiewskie z kanclerzem Adenauerem a przede wszystkim światowa konferencja w sprawie pokojowego wykorzystania energii atomowej, wstrząsnęły fundamentami gmachu agresji. Te wspaniałe sukcesy, do których dołączyć jeszcze należy stłumienie ognisk zapalnych w Korei i Wietnamie zawdzięcza obóz pokoju inicjatywie Związku Radzieckiego, wewnętrznej spójności członków i wzroście potencjału gospodarczego każdego z członków z osobna. Dopiero suma tych trzech warunków stwarza dla obozu pokoju możliwości kierowania losem świata.

Jeśli sobie to uświadomimy, to ocenimy dopiero w pełni ogromne znaczenie tego właśnie owocu przyjaźni polsko-radzieckiej, który by nazwać można koleżeństwem broni w walce o pokój. Tamte korzyści pomagają do tego, by było nam lepiej, to zabezpiecza nam samą egzystencję. Należy sobie również dobrze uświadomić jeszcze trzeci warunek potęgi obozu pokoju, ten zaś zobowiązuje do stałego wysiłku w kierunku zwiększenia potencjału gospodarczego i kulturalnego naszego kraju. Zobowiązuje szczególnie silnie nas górników jako pracowników podstawowego przemysłu, od którego właściwego poziomu zależy rozwój wszystkich pozostałych gałęzi produkcji. Dlatego w tegorocznym miesiącu przyjaźni polsko-radzieckiej powinniśmy sobie szczególnie jasno uświadomić, że każde poczynanie zmierzające do zwiększenia wydajności pracy i zmniejszenia kosztów własnych, to nie tylko środek do zwiększenia wydobycia i rozwoju polskiego górnictwa, lecz również wkład do utrwalenia pokoju światowego.

NAUKOWO-BADAWCZE INSTYTUTY PRZEMYSŁU WĘGLOWEGO ZSRR¹⁾

Doc. mgr inż. Jan Hurysz

Treść: Podczas pobytu w ZSRR grupy pracowników resortu górnictwa węglowego zwiedzono, między innymi również kilka instytutów naukowo-badawczych. W artykule niniejszym opisano organizację, zakres i niektóre wyniki prac Instytutu Bezpieczeństwa w Makiejewce koło Stalino (Zagłębie Donieckie), który wśród pracowników przemysłu cieszy się zasłużonym zaufaniem i uznaniem.

Jednemu z oddziałów Departamentu Techniki Eksploatacji w Wszechzwiązkowym Ministerstwie Przemysłu Węglowego podlega siedem Instytutów, których zakres działania wynika bądź z terytorialnego ich usytuowania (np. Instytut Kuźnicki, Instytut Doniecki), bądź też z ogólnej problematyki górnictwa węglowego (np. Wszechzwiązkowy Instytut Węglowy, Wszechzwiązkowy Instytut Mierniczy, Makiejewski Instytut Bezpieczeństwa).

Naukowo-badawcze instytuty przemysłu węglowego są wymownym przejawem praktycznej realizacji założeń i kierunków Partii i Rządu ZSRR na odcinku pogłębiania wiedzy, szerzenia postępu technicznego i podnoszenia bezpieczeństwa pracy w górnictwie. Obecnie, owiane duchem socjalistycznego światopoglądu kadry naukowych pracowników potrafiły nie tylko dogonić i uaktualnić w światowej skali problematykę górnictwo-techniczną, lecz zdołały również stworzyć słuszne i racjonalne kierunki rozwojowe dla prac naukowych na przyszłe lata.

Makiejewski Instytut Bezpieczeństwa

Na odcinku bezpieczeństwa pracy duże znaczenie w przemyśle węglowym zdobył sobie Makiejewski Instytut Bezpieczeństwa, dzięki temu, że efektywnie przyczynia się on do rozwiązywania licznych problemów. Zarysowe pojęcie o jego kierunkach pracy i organizacji dać może garść poniższych szczegółów.

Instytut mieści się w Makiejewce, odległej o około 16 km od miasta Stalino stanowiącego centrum Donieckiego Zagłębia Węglowego.

Prace Instytutu, które określa Ministerstwo Przemysłu Węglowego ZSRR grupują się w ośmiu stacjach, z których każda jest ośrodkiem dla zagadnień pewnej określonej dziedziny.

Stacja I zajmuje się zagadnieniami doboru lin do urządzeń wydobywczych dla głębokości do 1200 m i określeniem dla tych warunków racjonalnego stopnia bezpieczeństwa lin wyciągowych a ponad to badaniem i opracowywaniem typów spadochronów dla klatek szybowych jak również dla wozów do przewozu załogi po drogach pochyłych.

W związku z obniżaniem się poziomów wydobywczych (do 1200 m) przy zachowaniu przyjętego obecnie stopnia bezpieczeństwa 7,5 do 9 dla ludzi, liny, poza bardzo dużym ciężarem, osiągałyby grubość ponad 100 mm, przy której budowa lin jest skomplikowana a użytkowanie ich wykazuje zupełnie nowe zjawiska. W związku z tym powstało pytanie, czy nie byłoby

możliwe zmniejszenie stopnia bezpieczeństwa bez uszczerbku dla bezpieczeństwa i pewności ruchu.

Wobec tego, że lina zużywa się głównie na skutek zmęczenia materiału z powodu zmiennych naprężeń dynamicznych, przeprowadza się laboratoryjne badania i pomiary, które wykazują, że ze zwiększeniem głębokości kopalni wielkość dynamicznych naprężeń maleje. Jeżeli w warunkach kopalnianych potwierdzi się to spostrzeżenie, to możliwe będzie zmniejszenie stopnia bezpieczeństwa dla lin w głębokich szybach do 5½, co pozwoli na ograniczenie średnic lin a tym samym możliwe będzie posługiwanie się nadal prostym jednolinitowym urządzeniem wydobywczym dla większych głębokości. W międzyczasie zaś będzie można szczegółowo opracować samo zagadnienie i podstawy rozpowszechnienia wyciągów wielolinitowych dla dalszych, już znacznie większych głębokości.

Odnosnie elektromagnetycznego badania lin panuje pogląd, że jakkolwiek jest ono już rozwiązane pomyślnie na drodze laboratoryjnej i nawet istnieje pewna ilość aparatów badawczych tego typu, to dla warunków kopalnianych, które wpływają zniekształcająco na wyniki badań (woda, brud) żadnego z tych aparatów polecać jeszcze nie można.

Zagadnienie opracowania bardziej skutecznego typu spadochronu klatkowego zostało rozwiązane pomyślnie zarówno dla sztywnych przewodników drewnianych i szynowych, jak i dla elastycznych przewodników linowych. Działanie nowych spadochronów jest dwustopniowe i polega na tym, że po zerwaniu się liny nośnej, rama klatki zaklinowując się zatrzymuje się nagle, a pozostała energia ruchu zostaje potem zużyta na poślizg pudła klatki po linie hamowniczej na drodze od 1 do 2 m. W związku z tym przeprowadzono badania nad wielkością dopuszczalnych dla organizmu ludzkiego przyspieszeń bądź też opóźnień, z których wynika, że człowiek może znieść przez krótki czas opóźnienia wynoszące pięciokrotność przyspieszenia ziemskiego, czyli do 50 m/sek².

Na tej zasadzie zbudowane są spadochrony zarówno dla klatek szybowych jak i dla wózków do transportu ludzi po drogach pochyłych, których jest sześć typów, w zależności od wielkości upadu.

Jeżeli chodzi o orowadniki linowe, to jakkolwiek widoczna jest tendencja do ich rozpowszechniania, obecnie ilość ich jest jeszcze nieduża. W przypadku stosowania przewodników linowych, daje się dodatkową parę lin hamowniczych, na których następuje pierwsze zaklinowanie się ramy klatki.

W wyniku przeprowadzonych pomiarów i badań ustalono wzór dla określenia maksymalnego odchylenia od pierwotnego położenia klatki poruszającej się po

¹⁾ Spostrzeżenia z pobytu w Związku Radzieckim.

przewodnikach linowych, na podstawie czego można jednoznacznie dobierać odstęp pomiędzy przewodnikami linowymi.

gdzie

$$A = 200 + 12 QV \text{ (mm)},$$

A — maksymalne wychylenie klatki,

Q — ciężar klatki,

V — szybkość klatki.

Na marginesie przytoczonego wzoru nadmienić należy, że stosunkowo prosta jego postać nie oddaje ogromu prac przeliczeniowych, przy których dla rozwiązywania skomplikowanych równań różniczkowych posługiwano się zbudowanym w ZSRR aparatem elektronowym (typ IŁU-14, zawód SAM).

Dla badań nad opisanymi wyżej zagadnieniami istnieje laboratorium mieszczące się w obszernej hali, w której znajdują się: dwa urządzenia do rejestracji i pomiarów naprężeń dynamicznych w czasie ruchu klatki, trzy prasy dla badań wytrzymałościowych, jedna maszyna dla badania lin na zrywanie oraz drobniejsze urządzenia pomiarowo-kontrolne. Ponad to, na dziedzińcu zmontowana jest naturalnej wielkości wieża szybowa dla prób spadochronów klatkowych oraz pochylnia dla prób spadochronów przy transportowych wozach dla ludzi. Na obu tych urządzeniach przeprowadza się demonstracje odnośnych prób.

Stacja II zajmuje się badaniem urządzeń dołowych na gazoszczelność w atmosferze gazowej, badaniem wpływu iskrzenia w dołowych urządzeniach sygnalizacyjnych, badaniem bezpieczeństwa elektrycznych lamp górniczych itp.

Dla przeprowadzania badań na gazoszczelność służą jeden większy i jeden mniejszy zbiornik, które ze specjalnego urządzenia można napełniać gazem o określonej koncentracji. Zbiorniki te mają u góry otwory, które zakrywane są szczelnie papierem. Do zbiornika wprowadza się badane urządzenie, którego wnętrze wypełnione jest gazową mieszaniną wybuchającą, po czym wnętrze zbiornika wypełnia się mieszaną wybuchającą, której stężenie bada się za pomocą metanomierza spektroskopowego.

Następnie elektrycznie zapala się gaz we wnętrzu badanego urządzenia. Jeżeli badane urządzenie jest szczelne, to wybuchający wewnątrz niego gaz nie zapali mieszaniny w zbiorniku; w przeciwnym przypadku wybuch przenosi się do wnętrza zbiornika i powoduje przerwanie pokrywy oraz wydmuch czadów na zewnątrz. Model dołowego urządzenia bada się na gazoszczelność dziesięciokrotnie i dopiero potem wydaje się orzeczenie.

W wyniku badań i doświadczeń ustala się wytyczne dla tolerancji przylegania, która np. przy przykrywach wyłączników dla powierzchni płaskich nie powinna przewyższać 0,2 mm, dla powierzchni wypukłych zaś 0,5 mm.

W pracowni tej demonstrowano bezpieczny kabel, nad opracowaniem którego prace trwały kilka lat oraz bezpieczną mufę łącznikową, która wytrzymuje około 20 krótkich zwarców, podczas gdy mufa ze zwykłego materiału spala się zazwyczaj już od razu przy normalnym napięciu 380 V. Przy opracowywaniu tych bezpiecznych urządzeń główną trudność przedstawiało opracowanie receptury odpowiedniego materiału nietopliwego i niepalnego.

W rezultacie badań i doświadczeń stacji panuje pogląd, że dla skutecznego zapobiegania zagrożeniu od zwarć elektrycznych zważać należy na:

1. właściwą konstrukcję i budowę odnośnego urządzenia,
2. dobór odpowiedniego kabla tak pod względem przekroju jak i konstrukcji,
3. dobór odpowiedniej izolacji tak pod względem jakości jak i wymiarów.

W ramach tej stacji prowadzone są ponadto badania nad wpływem wielkości iskier (powstających w urządzeniach dla sygnalizacji i łączności dołowej) na bezpieczeństwo w atmosferze nie tylko metanowej ale i wodorowej. Przykładowo zademonstrowano próbę na gazoszczelność modelu automatyzacji odwadniania w atmosferze 20-procentowej mieszaniny wodorowo-powietrznej, przy czym po trzech kolejnych wyłączeniach instalacji nastąpił wybuch mieszaniny gazowej.

W związku z badaniami nad zagadnieniem zabezpieczenia przed wybuchami powodowanymi wskutek stłuczenia osłonowych szkieł w lampach dołowych opracowana została własna metoda badań.

Podczas gdy na Zachodzie przyjmuje się, że lampa jest bezpieczna, o ile po trzech stłuczeniach szkła nie następuje wybuch, to z doświadczeń pracowników II stacji wynika, że nawet po 100 udanych próbach, lampy nie można uważać za bezpieczną, gdyż decydującym czynnikiem jest okres zupełnego wyłączenia się i całkowitego zaniku prądu po stłuczeniu się gruszki. Dlatego bada się tu przebieg zapalania się mieszaniny gazowej od gasnącej lampy i za pomocą oscylografu sporządza się charakterystykę wyłączenia się prądu w określonym czasie. Dotychczas, doświadczenia z wyłączeniem prądu przeprowadza się w okresie 20 milisekund przyjmując, że lampa jest bezpieczna, o ile w tym okresie zamknie się proces wyłączenia prądu i zgaśnięcia lampy. Ostatnio jednak okres ten zredukowano do 9 milisekund, co równoznaczne jest z zastrzeżeniem rygorów dla oceny.

W końcu, w stacji tej zademonstrowano zwykłą lampę żarówkową oraz lampę luminiscencyjną, które mieszczą się w odpowiednich oprawkach. Lampy takie po zawieszeniu ich na izolowanych kablach palą się pod działaniem powstającego w ich obwodzie prądu indukcyjnego, przy czym wobec braku gołych styków metalicznych zabezpieczone są przed iskrzeniem, a tym samym są bezpieczne w gazowej atmosferze dołowej.

Stacja III zajmuje się badaniem fizyko-chemicznych własności węgla, pyłu węglowego i gazów kopalnianych oraz opracowywaniem ich wykrywaczy. Stacja ta wyposażona jest w mikroskop elektronowy.

Dla badań składu atmosfery kopalnianej zbudowane zostały w Instytucie następujące aparaty:

Aparat dla wykrywania i określania ilości CH_4 , — typ MS-3. Działa on na zasadzie spalania metanu w otoczeniu platynowego drucika przy temperaturze 780°C. Określa zawartość metanu w granicach 5 do 9% z dokładnością $\pm 0,1\%$. Aparat ten wychodzi z użycia.

Aparat dla wykrywania i określania ilości CH_4 , — typ GMT-3. Działa on na zasadzie różnicy przewodnictwa ciepła, którego wskaźnik dla powietrza wynosi 100 a dla metanu 128. Temperatura nagrzewania aparatu wynosi 300°C. Określa on zawartość metanu

w granicach od 0 do 15 % z dokładnością $\pm 0,3$ %. Produkowany jest seryjnie.

Aparat dla wykrywania i określania ilości CH_4 — typ OW-2301. Działa on na zasadzie własności optycznych w ten sposób, że interferencyjne i spektralne widmo rzucane na bęben podaje, wprost odnośne zawartości metanu.

Aparat dla wykrywania i określania ilości CO_2 , — typ UP-3. Działanie jego oparte jest na pochłanianiu CO_2 podczas przedmuchiwanie przez aparat powietrza kopalnianego. Określa on zawartość CO_2 w granicach od 0,1 do 15 % z dokładnością $\pm 0,1$ %. Produkowany jest seryjnie i szeroko stosowany w praktyce.

Aparat dla wykrywania i określania ilości CO , — typ OS-3. Działa on na zasadzie pomiaru ciepła spalania CO na CO_2 w obecności hopkalitu jako katalizatora. Przy przedmuchiwanie atmosfery kopalnianej przez aparat osusza się ją od wilgoci. W przypadku, gdy w atmosferze kopalnianej nie ma CO , nie ma ciepła spalania powodującego przepływ prądu. Natomiast gdy CO występuje w atmosferze kopalnianej, to przy jego spalaniu wydziela się ciepło i powstaje przepływ prądu, który jest tym większy im większa jest zawartość CO w badanym powietrzu. Aparat ten pozwala określić zawartość CO w granicach od 0,002 do 0,2 % z dokładnością $\pm 0,002$ %. Czas przeprowadzenia jednego badania wynosi 5 minut. Aparat ten od 1948 r. produkowany jest seryjnie.

Aparat dla określania stopnia zapylenia atmosfery kopalnianej, — typ FPG-6. Snop równoległych promieni światła od lampy pada na fotokomórkę i przy powietrzu czystym nie ma przepływu prądu, w powietrzu zaś zapyłonym przepływ prądu jest tym silniejszy, im większe jest zapylenie. Wielkość zapylenia odczytuje się wprost na specjalnej skali w granicach od 0 do 80 g/m^3 powietrza z dokładnością do $\pm 1 \text{ g/m}^3$ powietrza. Aparat ten produkowany jest seryjnie.

Aparat dla określania wybuchowości mieszaniny pyłu węglowego i pyłu kamiennego — typ PKO-2. Aparat stanowi rura kwarcowa z wbudowaną w nią spiralą, przez którą przepuszcza się prąd 200 V, 2 amp nagrzewający wnętrze rury do temperatury 1200 °C. Określoną miarkę badanego pyłu węglowego względnie mieszaniny jego z pyłem kamiennym wrzuca się do wnętrza rurki i w zależności od tego, czy wybuchła ona czy nie, określa się stopień wybuchowości pyłu węglowego. Aparat ten jest przydatny dla ustalania ilościowych norm zapobiegawczego opylania pyłem kamiennym, które mogą wahać się w różnych granicach (np. 60 do 90 g/m^2 powierzchni ociosów) bądź też można za jego pomocą ustalić w laboratorium niezbędną normę opylania, lub zbadać czy ustalone normy są w praktyce dotrzymywane.

Doświadczenia i badania wykazały niewłaściwość uzależniania stopnia neutralizacji wybuchowości pyłu węglowego od zużytej do zraszania ilości wody, gdyż pył węglowy z niektórych węgli (np. szczególnie z Donbassu) jest niezwilżalny. Z tego względu opracowano receptę preparatu zwilżającego, który po dodaniu do wody w stosunku 0,1 do 0,3 % tworzy roztwór zwilżający wszelkie pyły bardzo skutecznie. Rozchód tego roztworu na 1 m^2 powierzchni opylanej wynosi około 100 g i wobec dużej skuteczności takiego zraszania wystarczy stosować je na odległość tylko 20 m od przodku. Poza tym, wobec tego, że 1 kg preparatu kosztuje

zaledwie około 12 rb (przy czym w związku z dalszym wzrostem zużycia i produkcji tego preparatu przewiduje się dalsze jego potanie o około 25 %), stosowanie zraszania roztworem tego preparatu jest mniej kosztowne niż opylanie.

Jakkolwiek nad zagadnieniem zestalania i wiązania pyłów za pomocą higroskopijnych soli prowadzone są obecnie badania, to jednak największe nadzieje łączone są z udoskonalaniem zraszania, na którym skupia się głównie uwaga.

Ponieważ struktura węgla odgrywa decydującą rolę przy badaniach zjawisk metanowości, nagłych wyrzutów gazowych, pyłowości itd. poznaniu jej poświęca się dużo uwagi. Do badań służy mikroskop elektronowy konstrukcji Lebediewa o powiększalności 100 000. Za pomocą tego mikroskopu wykazano na powierzchni naturalnego przełomu wszystkich węgli występowanie różnej wielkości pęcherzyków gazowych. Spostrzeżenie to ma duże znaczenie dla wyjaśnienia natury nagłych wyrzutów gazowych, gdyż okazało się, że węgle odznaczające się dużą skłonnością do nagłych wyrzutów wykazują większą ilość tych pęcherzyków. Wobec tego przy dalszych badaniach dla określania stopnia skłonności do nagłych wyrzutów zastosowano statystyczne liczenie ilości tych pęcherzyków w różnych węglach.

Dalszym rozwinięciem badań nad naturą gazowości pokładów są badania zjawiska sorpcji, tzn. własności dla zatrzymywania gazu w węglu, którego ilości wahać się mogą od kilku do 40 m^3/t węgla w złożu. Na sorpcję jako zjawisko złożone składają się zjawiska składowe a to zatrzymywanie przez węgiel mniejszych ilości zaabsorbowanego gazu w stanie wolnym jak również większych ilości gazu zaadsorbowanego w stanie związanym.

Zaobserwowano, że do pewnej granicy ilość gazu zaadsorbowanego jest funkcją ciśnienia, pod jakim znajduje się węgiel i gaz. W praktyce zauważono ciśnienia wynoszące do 53 at i dla ciśnień tego rzędu przeprowadzono też laboratoryjne badania, w których okazało się, że po osiągnięciu pewnego stanu nasycenia wzrasta tylko ilość zaabsorbowanego gazu w węglu, natomiast ilość gazu zaadsorbowanego utrzymuje się na niezmiennym poziomie.

Badania wykazały, że dla zjawiska sorpcji duże znaczenie ma stopień zmetamorfizowania, tzn. uwęglenie węgla, gdyż gazochłonność rośnie z wiekiem węgla, wynosząc dla węgla młodych 16 do 20 m^3/t węgla w złożu, dla węgla starszych 20 do 40 m^3/t węgla w złożu.

Niezależnie od gazochłonności ilościowej, interesująca jest również szybkość procesu pochłaniania gazu przez węgle, w różnych pasmach i warstwach jednego pokładu bądź też w poszczególnych pokładach tej samej wiązki, czy też paczki zawierającej kilka pokładów. Ponad to na wzrost gazochłonności niewątpliwie wpływ wywierają w ramach warunków naturalnych również zaburzenia tektoniczne, a w dziedzinie warunków sztucznych temperatura otoczenia, ze wzrostem której sorpcja maleje, ze spadkiem zaś rośnie.

Zauważyć należy, że w porównaniu z węglem, inne minerały zjawiska sorpcyjności nie wykazują prawie zupełnie.

W rezultacie przeprowadzonych badań stwierdzić można, że gazochłonność węgla zależy od: 1. ciśnienia, 2. struktury węgla, 3. temperatury otoczenia.

Dla określenia stopnia gazochłonności węgla wykorzystuje się w warunkach laboratoryjnych możliwość przyspieszenia tego zjawiska przez przyjęcie do badań rozdrobnionego węgla. Wtedy zarówno proces odgazowania jak i pochłaniania gazu skraca się do kilku dni, podczas gdy w naturze przy węglu nierozdrobnionym trwać on może do $\frac{1}{3}$ roku. Ponieważ utlenianie się powierzchni węgla rozdrobnionego mogłoby zniekształcić przebieg procesu chłonności stosuje się przez przeciąg jednego tygodnia oczyszczanie powierzchni okruszków rozdrobnionego węgla za pomocą pompy próżniowej wytwarzającej vacuum od 10^{-4} do 10^{-5} mm słupa H_2O . Po upływie tego czasu waży się oczyszczony węgiel, następnie nasycy się go gazem i waży ponownie, przy czym podczas całego okresu opisanych zabiegów badawczych termostat utrzymuje temperaturę na stałej wysokości. Różnica ciężarów wykazuje przyrost gazu w węglu czyli stopień jego gazochłonności. Nadmienić należy, że orientacyjnie określić można gazochłonność na podstawie zawartości części lotnych.

W końcu zaznaczyć należy, że dla badań zjawiska nagłych wyrzutów gazu duże znaczenie ma nie tylko stopień i szybkość gazochłonności lecz również i zdolność oddawania i wydzielania zatrzymanego w węglu gazu. Odnosne prace badawcze są w toku.

Dla prowadzenia opisanych wyżej badań III stacja posiada poza wymienionym mikroskopem elektronowym (zajmującym wyłącznie jedno pomieszczenie) jeszcze kilkadziesiąt większych aparatów specjalnych, rozmieszczonych w kilku pomieszczeniach.

Na opisany wyżej temat dotyczący struktury węgla opublikowano prace, które znaleźć można w wydawnictwie Instytutu pt. „Sbornik trudov nr 6”. Dalsze prace z wynikami ostatnich badań są w toku opracowywania bądź przygotowania do publikacji.

Stacja IV prowadzi badania materiałów wybuchowych w różnych warunkach gazowości atmosfery kopalnianej oraz przebiegu ich wybuchu, jak również badania nad skutecznością zabezpieczenia przeciwwybuchowego przybitki pyłowej.

Badania wykazują że tzw. bezpieczne materiały wybuchowe w rzeczywistości nie istnieją, gdyż wszystkie wybuchają, jeżeli otoczone są wolną atmosferą gazową. Może to mieć miejsce wówczas, gdy ładunek mieścić się będzie w otworze mającym połączenie z atmosferą wyrobiska poprzez jakąś szczelinę. Dlatego w ramach zapobiegania wybuchem, odstrzał wszystkich ładunków powinien być jednoczesny. Stosowanie strzelania czasowego jest niedopuszczalne, gdyż podczas odstrzału pierwszego ładunku powstać mogą w przodku szczeliny prowadzące do ładunków w pozostałych otworach.

Dla badań nad wpływem wymienionych czynników na bezpieczeństwo roboty strzelniczej istnieje komora, w której dokonywane mogą być wybuchy doświadczalne 5-kilogramowych ładunków materiału wybuchowego. Komora o średnicy około 4 m otoczona jest żelbetowymi ścianami o grubości 0.8 m, w których są trzy okienka: dla obserwacji przebiegu wybuchu, dla filmowania jego przebiegu oraz dla analizy jego widma spektralnego. Filmowanie przebiegu wybuchu przeprowadza się aparatem filmowym zdejmującym z szybkością 4000 klatek/sek. To tempo zdejmowania jednak uważane jest za zbyt powolne i nie wystarczające.

Zademonstrowano film z przebiegu wybuchu, który wykazuje, że zewnętrzna torebka pyłowa jest niesku-

teczna, gdyż przeniesienie wybuchu ładunku na atmosferę wyrobiska wyprzedza moment skłębienia się pyłu przybitkowego. W odróżnieniu od tego, wewnętrzna przybitka pyłowa w otworze strzałowym spełnia swe zadanie gaszenia wybuchu ładunku materiału wybuchowego bez zastrzeżeń, wobec czego stosowanie jej i rozpowszechnianie uznać należy za całkowicie uzasadnione i celowe.

Z przeprowadzonych prób i badań wynika, że decydującym czynnikiem jest długość okresu przebiegu całego procesu wybuchu i jeżeli nie wykracza on poza 4 milisekundy, to można przyjąć, że bezpieczeństwo roboty strzelniczej jest zapewnione. Ponad to zasadniczymi środkami zapobiegawczymi są: dobre przewietrzanie wyrobisk, staranne opylanie oraz dobra przybitka pyłowa.

Stacja V prowadzi pracę nad wyjaśnieniem zjawiska gazowości pokładów oraz praktycznie współpracuje z kopalniami nad odmetanowaniem pokładów; ponadto stacja ta prowadzi analizę zjawiska samozapalności i pożarowości radzieckich węgli od strony teoretycznej i praktycznej.

Prace prof. Pieczuka dotyczące gazowości pokładów i ich odmetanowywania ogłaszane były już w 1938 r. w czasopiśmie Ugol nr 145 do 148. Dalsza praca pt.: „Wentylacja i borba z gazom” wydana została przez Ugletechizdat w 1946 r. a obecnie w końcowej fazie publikacji jest nowa książka pt.: „Degazacja sputnikow skważynami”.

Istota zagadnienia przedstawia się jak następuje:

Pokłady węgla, w odróżnieniu od otaczających skał płonnych, odznaczają się właściwością rozpuszczenia w sobie metanu w ilościach tym większych, im starszy jest węgiel. Poza tym rozpuszczalność metanu rośnie wraz z wielkością ciśnienia pierwotnego. Graniczna ilość metanu, jaka przy stanie całkowitego nasycenia może być zachowana w antracycie wynosi 35 do 40 m³/t węgla w złożu, lecz w węglach młodszych ilość ta jest mniejsza.

Silne wydzielanie metanu z pokładów węgla rozpoczyna się wraz ze spadkiem pierwotnego ciśnienia górotworu wywołanego jego zruszeniem wskutek eksploatacji. Prócz pokładów eksploatowanych, w górotworze mieszczą się również pozostawione jako niezdatne do eksploatacji pokłady. W okresie zruszenia górotworu ilości wydzielającego się metanu z wszystkich (eksploatowanych i pozostawionych) pokładów poprzez szczeliny do wyrobisk eksploatacyjnych są tak duże, że nie można ich rozcieńczyć normalnie doprowadzaną do kopalni ilością powietrza. Wskutek tego nieodzowne było zatrzymywanie przodków eksploatacyjnych na dłuższe okresy (kilka tygodni, a nawet miesięcy), tzn. aż do czasu, kiedy koncentracja metanu w atmosferze kopalnianej nie zagrażała bezpieczeństwu.

Myślą przewodnią procesu odmetanowywania jest niedopuszczanie do nagłych wpływów dużych ilości metanu za pomocą wyprzedzającego, stałego odgazowywania złoża otworami wiertniczymi, w wyniku czego likwiduje się szczyty wypływu uzyskując stały rozłożony w czasie równomierny wypływ metanu. Otwory do wyżej zalegających pokładów wierci się co kilkadziesiąt metrów z chodnika ścianowego, po czym na wylocie zamyka się je hermetycznie. Gdy w otworze zaczyna się pojawiać gaz, przyłącza się go do przewodu zbiorczego prowadzącego do ssawy, z której gaz odpły-

wa na powierzchnię, a tam uchodzi swobodnie do atmosfery lub płynnie do iniejsz zużycia, np. do kotłowni.

Stacja V współpracuje blisko z kopalniami wytypowanymi przez nią do odmetanowywania, ustala dalsze kierunki rozwojowe, bada znaczenie odmetanowywania od strony bezpieczeństwa i ekonomiki.

Wśród korzyści z odmetanowywania uzyskanych w jednej z kopalń wymienić należy przede wszystkim:

1. Zmniejszenie wydzielanego do atmosfery kopalnianej metanu z 100 do 20 m³/t wydobywania.
2. Umożliwienie (zgodnie z ogólną w Związku Radzieckim tendencją) elektryfikacji przodków eksploatacyjnych nawet w kopalniach pozakategoryjnych tzn. tak silnie metanowych, że nie mieszczą się one już w normach zaliczania kopalń do jednej z trzech kategorii gazowości.
3. Wyeliminowanie przerw zatrzymywania przodków eksploatacyjnych, przy czym w wyniku regularnej pracy wydobyte ze ściany odmetanowywanej a także wydobyte całej kopalni wzrosło o ponad 60 % a wydajność podniosła się o 85 %.

W ramach V stacji prowadzi się też badania nad pożarowością pokładów, ich samozapalnością i związanymi z tym niektórymi zjawiskami wentylacyjnymi. Na podstawie analizy pożarowości stwierdzono, że większość (około 80 %) wszystkich pożarów powstaje w pokładach stromych. Nie we wszystkich jednak pokładach w tych samych warunkach występują pożary i dlatego Majewska podzieliła wszystkie pokłady pod względem pożarowości na cztery kategorie:

- I kategoria — pożarowo nie groźna,
- II kategoria — pożarowo mało groźna,
- III kategoria — pożarowo niebezpieczna,
- IV kategoria — pożarowo szczególnie niebezpieczna.

Powszechnie stosowanymi, skutecznymi środkami dla zwalczania pożarowości są: eksploatacja od granic, zapobieganie krótkim spięciom wentylacyjnym, uszczelnianie ścian gliną itp. Jeżeli chodzi o pokłady o grubości przekraczającej trzy metry, to wszystkie traktowane są jako pokłady pożarowo niebezpieczne i wymagające stosowania środków ostrożności w pełnym zakresie. Przestrzeganie wynikających z takiej oceny zaleceń i wytycznych doprowadziło w rezultacie do poważnego obniżenia ilości pożarów (w Kuzbasie zmniejszenie o 90 %). Ponieważ jednak stosowanie środków zapobiegawczych jest kosztowne i pracochłonne, postawiono sobie pytanie, czy cienkie pokłady są jednakowo niebezpieczne pod względem samozapalania.

Jako kryterium dla oceny pożarowości pokładów przyjęto znany już dawniej (Erdman) punkt krytyczny. Jednakże zasługą radzieckiego naukowca Majewskiej jest podanie metody na ustalanie krytycznego punktu zapłonu węgla oraz sformułowanie w oparciu o tę metodę definicji krytycznego punktu zapłonu. Badania samozapalności tą metodą przeprowadza się w aparatach zbudowanych we własnych warsztatach.

Przeprowadzane tą metodą badania pokładów wykazują, że samozapalność różnych węgli zależy od warunków ich genezy (głębokość zalewów, rodzaj nadkładu i jego nacisk), które decydująco oddziaływały na kształtującą się wówczas strukturę węgla. Późniejsze tektoniczne procesy mają już mniejszy wpływ na pożarowość, jakkolwiek zjawisko kliważu, które ułatwia przenikanie powietrza w głąb calizny ma podobne

znaczenie, jak aktualne ciśnienia eksploatacyjne. Zauważyć należy, że wszelkie krótkie spięcia wentylacyjne w węglu, które nie powodują strat powietrza przekraczających 0,1 do 0,25 % nie są uważane za niebezpieczne, natomiast krótkie spięcia większych rozmiarów stwarzają już zagrożenie i zaleca się niedopuszczenie do nich.

W oparciu o tę metodę przeprowadzano ocenę wszystkich kopalń i zakwalifikowano do odpowiednich grup ich pokłady. Obecnie przeprowadza się bieżąco badania na samozapalność, jako pracę usługową dla biur projektów.

W dziale tym opracowano wzory ochronnych ubrań przeciwpożarowych ze specjalnej tkaniny balonowej, które umożliwiają pracę

przez 2 godziny w temperaturze 50 °C,

przez 1 godzinę w temperaturze 70 °C,

przez 1/2 godz w temperaturze 120 °C.

Rzecz jasna, że dla pracy w tych warunkach ludzie muszą być specjalnie dobierani (badania lekarskie i wiek poniżej 35 lat).

Wspomnieć należy również, że Makiejewski Instytut brał udział w pracach nad wyborem i opracowaniem powszechnie w radzieckim górnictwie używanego, półgodzinnego, ucieczkowego aparatu filtracyjnego oraz jednogodzinnego aparatu tlenowego.

Stacja VI prowadzi badania nad sposobami i metodami walki z nagłymi wyrzutami gazu, podczas gdy Akademia Nauk Związku Radzieckiego zajmuje się od kilku lat wyjaśnianiem istoty i natury zjawiska nagłych wyrzutów.

Złożoność zagadnienia nagłych wyrzutów ilustruje wymownie ogromna ilość teorii i publikacji z tej dziedziny. Obecnie przyjmuje się, że zasadniczym czynnikiem powodującym nagłe wyrzuty jest ruch gazu występującego w złożu, pod znacznym ciśnieniem, przy czym uwarunkowany on jest nie jego ilością, lecz wysokością ciśnienia. W związku z decydującym znaczeniem ciśnienia gazu dla zjawiska nagłych wyrzutów, zwrócono przede wszystkim uwagę na opanowanie techniki pomiarów ciśnień, które w praktyce osiągają w pokładzie wielkość 30 do 50 at.

W Związku Radzieckim nagłe wyrzuty CO₂ nie są znane i badania odnoszą się do wyrzutów CH₄, tzn. do łagodniejszej formy wyrzutów gazowych. Ze względu bowiem na to, że adsorpcja metanu w węglu jest trzykrotnie mniejsza niż CO₂, natężenie zjawisk nagłych wyrzutów CH₄ jest też odpowiednio mniejsze.

Ponieważ istota i natura zjawiska nagłych wyrzutów nie została dotąd przez teorię ostatecznie wyjaśniona, przeto również metody i sposoby walki z nimi mają raczej charakter prób i poszukiwań. Doświadczenie wskazuje, że w przodkach eksploatacyjnych nagłe wyrzuty są rzadkie, natomiast występują one najczęściej bezpośrednio na przebiegu się przecznicy do otwieranego pokładu oraz w przygotowawczo-rozcinających przodkach w pokładzie.

Dlatego właśnie na ten rodzaj robót górniczych zwrócona została największa uwaga. Myślą przewodnią pracy Instytutu nad tym zagadnieniem jest zapewnienie bezpieczeństwa pracy. Zmierzają do tego na drodze opracowania sposobów zapobiegania nagłym wyrzutom oraz

stworzenia warunków, w których nagłe wyrzuty nie byłyby groźne dla pracowników.

Jeżeli w przecznicy przy zbliżaniu się do otwierania do pokładu pomiar wykaże, że ciśnienie gazu jest większe niż 10 at to w zależności od oceny lokalnych warunków podejmuje się środki zapobiegawcze jak:

1. wiercenie otworów dla odgazowania, którego intensywność można zwiększyć przez przepuszczanie przez nie strumienia wody,
2. wiercenie gęsto szeregu otworów na obwodzie przecznicy i zabetonowywanie w nich rur, które stanowią obudowę wyprzedzającą,
3. zmniejszenie na przebiegu przekroju przecznicy,
4. wyprzedzające przejechanie w pokładzie chodnika, do którego przebija się później przecznice,
5. stosowanie zdalnie sterowanych hydromonitorów, aparatów wiertniczych, kombajnów tunelowych itp. z wyeliminowaniem ludzi w zagrożonych przodkach,
6. stosowanie wyprzedzającego strzelania wstrząsowego,
7. wyprzedzające wybieranie pokładów ochronnych.

W rezultacie zwiększenia ostrożności i stosowania wyżej podanych zarysowo środków zapobiegawczych osiągnięto znaczną poprawę stanu bezpieczeństwa, o czym świadczy fakt, że podczas gdy w okresie od 1946 r. do 1952 r., w wykonywanych wtedy, 47 udostępnieniach i odkryciach pokładów miało miejsce sześć nagłych wyrzutów, to na 60 udostępnień wykonanych w okresie od 1952 r. do teraz nie było ani jednego wyrzutu.

Ponadto w toku badań i opracowywania są dalsze koncepcje i metody a mianowicie:

1. torpedowanie wyprzedzających otworów wiertniczych,
2. wyprzedzające ochładzanie otoczenia wyrobiska, w wyniku czego ciśnienie gazu obniża się a konsystencja węgla i jego wytrzymałości podnoszą się,
3. stosowanie za pomocą geofonu nasłuchu szmerów i trzasków poprzedzających wyrzut gazu.

Dla bliższego określenia stopnia zagrożenia nagłym wyrzutem, podzielono zjawiska poprzedzające wyrzut na dwie grupy a mianowicie na:

1. zwiastuny wyrzutów pojawiające się na stosunkowo długi okres przed wyrzutem, oraz
2. oznaki wyrzutów, stanowiące bezpośrednie wyprzedzenie wyrzutów.

W obecnej fazie, granice między tymi obiema grupami są jeszcze niezupełnie dokładne i zaliczenie do jednej z nich widocznych w przodku oznak nie ma jeszcze cech ścisłości. Tym niemniej obserwacje i praca selekcyjna zjawisk przedwyrzutowych powinny w przyszłości doprowadzić do lepszej oceny stopnia zagrożenia nagłymi wyrzutami przez bezpośrednio w przodku zatrudnionych pracowników. W tym celu już obecnie opracowywane są bieżąco instrukcje zawierające szczegółowe opisy zjawisk przedwyrzutowych, z którymi zapoznawani są wszyscy pracownicy przodkowi.

Jakkolwiek w dziedzinie nagłych wyrzutów gazów osiągnięto poważne wyniki zarówno na odcinku poglądów na naturę tego zjawiska, jak i na odcinku sposobów walki z nimi, to dalsze prace prowadzone są z dużym napięciem. Ilustracją tego jest to, że Działowi Nagłych Wyrzutów w Makiejewskim Instytucie podlega 14 terenowych ośrodków obserwacyjnych (tzw. „oporny punkt“), rozmieszczonych w wyrzutowych ko-

palniach. W każdym z takich punktów zatrudnionych jest czterech do sześciu ludzi, a w szczególnie uzasadnionych przypadkach nawet i dwukrotnie więcej. Sześciu każdego takiego punktu jest inżynier z praktyką a pozostali pracownicy, w tej liczbie również i laboranci, mają przynajmniej dyplomy techników. Pracownicy punktów „opornych“ pracują przy obserwacjach na dole po osiem godzin bądź opracowują w biurze zebrane dane.

Działalność opornych punktów opiera się na ustalonym (w porozumieniu i ścisłej współpracy Instytutu z kopalniami) planie obejmując:

1. bieżącą rejestrację wyrzutów w postaci wypełniania specjalnych formularzy,
2. bieżące koncepcje i próby metod i środków dla badań, nad nagłymi wyrzutami oraz dla walki z nimi, jak również obserwacje przebiegu prób,
3. analizę wyników prób oraz każdego wyrzutu w kopalni.

Tak rozległy zasięg pracy Działu Nagłych Wyrzutów Makiejewskiego Instytutu dostarcza wiele cennego materiału, który jest podstawą dla opracowań i rozpraw naukowych pracowników Działu. Wymienić tu należy wychodzącą już spod prasy książkę autorów Kryczewskij-Bobrow-Michajłow pt. „Wniezapnyje wybrosy na szachtach Donbassa“, dalej prace Kryczewskiego na temat opóźnionych wyrzutów, na temat roli ciśnień górniczych oraz na temat geologicznych zwiastunów wyrzutów, które były publikowane w czasopiśmie Ugol, jak również odnoszące się do wyrzutów wcześniejsze publikacje Jarowego i Niekrasowskiego.

Powyższy zarysowy opis zamyka zakres głównych kierunków prac Makiejewskiego Instytutu przedstawiając niektóre z aktualnych osiągnięć. Każda z opisanych stacji poza pracownikami (przynajmniej w liczbie do 60 osób) ma swoje laboratoria i pracownie dla przeprowadzania odnośnych badań i wykonywania prac, których plan określa i zatwierdza Wszechzwiązkowe Ministerstwo Przemysłu Węglowego. Instytut dysponuje własnymi warsztatami mechanicznymi, których zadaniem jest wykonywanie potrzebnych przyrządów i aparatury badawczej dla badań i prac naukowych. Ponadto instytut ma małą kopalnię doświadczalną ze sztolnią o długości 300 m.

Każda stacja zajmuje się równocześnie najwyżej dwoma lub trzema podstawowymi zagadnieniami większego formatu, co ma na celu koncentrację wysiłków i niedopuszczanie do rozpraszania uwagi. Przy badaniach i opracowywaniu zagadnień, pracownicy instytutu utrzymują blisko łączność z kopalniami i pracownikami przemysłu węglowego.

Jeżeli chodzi o powiązanie z innymi instytutami węglowymi, to jest ono dość bliskie; utrzymuje się je przez komunikowanie się osobiste pracowników różnych instytutów, na drodze wzajemnego wygłaszania wykładów i referatów na organizowanych konferencjach itp. Kontakt z zagranicą utrzymywany jest za pomocą fachowej literatury i prasy technicznej, jak również na drodze wyjazdów na międzynarodowe konferencje.

Przy jednym temacie zatrudnia się od pięciu do dwudziestu pracowników. W zasadzie, samodzielny pracownik naukowy powinien zajmować się równocześnie co najwyżej jednym tematem. Wyjątek stanowią tylko wysokokwalifikowani pracownicy naukowcy, mo-

gący jednocześnie kierować dwoma lub trzema tematami. Na ogół samodzielni pracownicy naukowci otrzymują tematy prac zgodnie z swą specjalizacją i zamiłowaniem. Pracownicy pomocniczy rozdzielani są do różnych tematów stosownie do potrzeb wynikających z ważności tematu i jego pracochłonności.

W znacznej mierze prace instytutu polegają na zespołowej współpracy. W ustosunkowaniu się wzajemnym pracowników instytutu dostrzega się wyraźnie cechy koleżeńkości i współdziałania, co jednakże nie przeszkadza krytyce i rzeczowej dyskusji odzwierciedlającej odmienne naświetlenia i różne poglądy. Ta otwartość i rzeczowość, która świadczy o wyrobieniu pracowników instytutu jest uderzająca i cechy te pozwolą niewątpliwie uniknąć zboczenia na łatwizny, zapobiegając zatraceniu głównego celu, jakim jest wielki rozwój produkcji i postępu technicznego w przemyśle węglowym.

Istniejąca kadra instytutu obejmuje około 700 ludzi, w skład których wchodzi około 250 pracowników naukowych, w czym jest 20 kandydatów i 2 doktorów nauk technicznych. Dla uzupełnienia kadr naukowych instytutu poważne znaczenie ma fakt prowadzenia w instytucie 23 aspirantur nie tylko wśród pracowników instytutu, lecz również wśród pracujących w przemyśle. Te ostatnie aspirantury prowadzone są metodą zaoczną. Prace aspiranckie kierowane są przez doktorów lub przez pracowników z tytułem naukowym.

W instytucie jest rada naukowa, w skład której wchodzi przedstawiciele Partii, Ministerstwa PW i Związków Zawodowych, pracownicy władz górni-

czych, pracownicy produkcyjni przemysłu węglowego, pracownicy instytutu. Rada naukowa rozpatruje wszystkie prace w toku ich kolejnych faz rozwojowych i ocenia je go ukończeniu.

Prace ukończone przesyłane są następnie do Ministerstwa Górnictwa w celu ich wykorzystania i rozpowszechniania. Z uwagi na to, że wdrażanie w kopalniach jest bardzo pracochłonne, może być ono prowadzone tylko stopniowo i kolejno przy pomocy doraźnie przez ministerstwo powoływanych grup, w skład których wchodzi pracownicy instytutu, pracownicy oddziałów kopalń, zainteresowani pracownicy biur maszynowych i projektowych oraz ekonomiści dla naświetlenia wyników za pomocą odpowiednich, techniczno-ekonomicznych wskaźników i zestawień.

Uposażenie pracowników instytutu czyni w zasadzie zbędną równoległą bądź też uboczną pracę w innej instytucji naukowej czy przemysłowej. Na tej podstawie kierownictwo instytutu odnosi się niechętnie do pracy ubocznej poza instytutem wychodząc z założenia, że jest to szkodliwe dla pracy naukowo-badawczej w instytucie.

Zabudowania instytutu zajmują powierzchnię około 30 ha. Bezpośrednio do budynków urzędowych instytutu przylega miasteczko instytutowe z domami mieszkalnymi i urządzeniami socjalnymi, kulturalnymi i sportowymi dla pracowników instytutu. Mieszkańcy osiedla instytutowego mają przy domach ogródki, a ponadto korzystają z własnego zaopatrzenia w produkty spożywcze. Dla masowych spotkań i zebrań mają dużą salę w głównym gmachu instytutu.

331.875(47)

KIERUNKI ROZWOJOWE MECHANIZACJI W ZSRR

Inż. Jerzy Jagiełłowicz

Treść: Scharakteryzowano dotychczasowy rozwój mechanizacji w ZSRR z podaniem trudności jakie napotymano w miarę tego rozwoju. Podano ogólne wskazania dotyczące budowy ścianowych maszyn górniczych ze szczególnym uwzględnieniem organów urabiających. Przedstawiono ostatnie osiągnięcia konstruktorów radzieckich w dziedzinie mechanizacji robót przygotowawczych, obudowy oraz transportu.

Na łamach radzieckich czasopism technicznych wiele artykułów poświęca się zagadnieniom mechanizacji, które pozwalają na odtworzenie dotychczasowego rozwoju mechanizacji w ZSRR oraz przedstawienie jego obecnych kierunków. Ma to duże znaczenie dla poczynąń mechanizacyjnych w polskim przemyśle węglowym, tym bardziej, że analizując dotychczasowy rozwój mechanizacji w ZSRR, można zauważyć występowanie pewnych trudności, analogicznych do tych, z którymi obecnie tocimy walkę.

Mechanizacja w ZSRR w ciągu ostatnich dwóch lat (1953 ÷ 1954) przechodziła bardzo charakterystyczny okres. Powodem tego była sytuacja, jaka zaistniała w przemyśle węglowym. Otóż, na przestrzeni ubiegłych lat zaobserwowano spadek tempa wzrostu niektórych wskaźników mechanizacji, podczas gdy biorąc pod uwagę dotychczasowy zasób doświadczeń mechanizatorów ZSRR spadek ten nie powinien był nastąpić, wprost przeciwnie, wskaźniki te powinny się były jeszcze zwiększyć.

Ilość węgla załadowanego mechanicznie w pierwszym półroczu 1951 r. wzrosła w porównaniu do pierwszego półrocza roku poprzedniego o 51 %, w pierwszym półroczu 1952 r. wzrost ten wyniósł odpowiednio tylko 27 %, a w pierwszym półroczu 1953 r. 19 %.

Podobną sytuację można zaobserwować przy prowadzeniu wyrobisk zmechanizowanych. W 1951 r. tempo prowadzenia wyrobisk wzrosło w porównaniu z rokiem poprzednim o 20 %, w 1952 r. tylko o 7 %, a w 1953 r. wzrost w ogóle nie nastąpił. Zaobserwowano również spadek wzrostu wydajności pracy jak następuje: w 1950 r. wzrost wydajności wynosił 10 %, w 1951 r. 8 %, a w 1952 r. zaledwie 4 %. Tego rodzaju zmniejszenie się postępu mechanizacji byłoby zrozumiałe o ile byłoby to okres bliski zakończenia procesu mechanizacji. Jednakże jak wiadomo, poziom mechanicznego ładowania węgla w ścianach pokładów słabo nachylnych wynosi w kopalniach ZSRR 26 %, wobec czego konieczne jest dalsze mechanizowanie procesów eksploatacyjnych i to w sposób jak najbardziej intensywny.

Obserwacje te wywołały poważny oddźwięk we wszystkich instytucjach zainteresowanych mechanizacją. W konsekwencji, naczelnym zadaniem kadr mechanizacyjnych ZSRR jest obecnie opracowanie takich sposobów mechanizowania procesów eksploatacji, które pozwolą zwiększyć tempo mechanizacji. Przed tym jednak przystąpiono do analizowania zaistniałej sytuacji, do ustalenia przyczyn będących powodem hamowania tempa mechanizacji kopalń węgla.

Ogólnie stwierdza się, że realizowanie technicznego przekształcenia kopalń węgla, charakteryzującego się wprowadzeniem do ruchu dużych ilości maszyn w stosunkowo krótkich terminach jest nieuchronnie związane z pewnymi trudnościami i niedociągnięciami. Poważne niedociągnięcia powstały na odcinku zastosowania maszyn w przemyśle węglowym. Wiele istniejących już od paru nawet lat maszyn nie znalazło pełnego zastosowania. Wprowadzanie do ruchu w kopalniach nowych maszyn jak np. kombajnów UKT, UKMG czy „Górnik” odbywa się zbyt powoli.

Należy także podkreślić niewłaściwą niejednokrotnie gospodarkę częściami zamiennymi, np. w przypadku ładowarki PPM-2 okazało się, że w kopalniach pracowało już przeszło 100 sztuk tych maszyn, a części zamiennych do nich kopalnie jeszcze nie otrzymały.

Stwierdzono również duże niedociągnięcia organizacyjne w kopalniach. W szeregu kopalń przestawianie ścian na pracę cykliczną odbywa się tylko formalnie, przez zwiększenie planu wydobycia węgla ze ścian do ilości odpowiadającej normatywom cykliczności i sporządzenie odpowiedniego harmonogramu.

Jest to błędne podejście do zagadnienia cykliczności, powodujące w efekcie duże straty. Specjalnie podkreśla się jako szczególnie szkodliwą tę okoliczność, że wielokrotnie w ścianach, w których przewidziano pracę w ciągu tylko dwóch zmian, faktycznie trwa ona przez pełne trzy zmiany.

Jako jedną z przyczyn podaje się również niedostateczne popularyzowanie i rozpowszechnianie wszelkich osiągnięć w dziedzinie postępu technicznego w zakładach przemysłu węglowego.

Najbardziej jednak istotną przyczyną zahamowania tempa wzrostu wskaźników mechanizacji jest fakt, że w ostatnich latach nie oddano do eksploatacji dostatecznej ilości odpowiednich nowych typów maszyn górniczych. Chodzi tu o takie maszyny, które pozwoliłyby na mechanizację ścian czy chodników w trudniejszych warunkach górniczych, niż to ma miejsce np. przy kombajnie typu Donbass. Może on bowiem pracować tylko w specjalnie dogodnych warunkach geologicznych.

Oczywiście poza wskazaniem błędów, wskazano także sposoby zmiany tego stanu rzeczy.

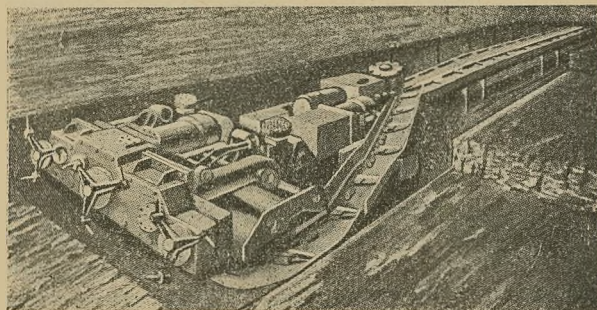
Wnioskuje się, że wszystkie zagadnienia związane z wykorzystaniem maszyn takich jak: kombajny, wrębarki, ładowarki i przenośniki, powinny wchodzić w zakres działania głównych mechaników kopalń, trustów i zjednoczeń. Do ich zadań należy:

1. zabezpieczenie prawidłowej pracy sprzętu w przodku roboczym,
2. dopilnowywanie i w miarę możliwości skracanie terminów remontów sprzętu oraz podniesienie jakości tych remontów.

Poza tym wzrost technicznego wyekwipowania kopalń, którego wymaga organizacja i ekonomika przedsiębiorstwa węglowego, jest uwarunkowany ciągłym

wzrostem poziomu inżyniersko-technicznego kierownictwa kopalń. Tylko podnoszenie tego poziomu może zapewnić trwałą, opłacającą się pracę wszystkich kopalń węgla oraz wypełnienie, a nawet przekroczenie planu wydobycia węgla, nie na skutek „nadzwyczajnych zarządzeń” lecz poprzez dobrą organizację pracy na podwalinach doskonałej techniki.

Niezależnie od powyższego, dalszy rozwój mechanizacji jest uzależniony i wymaga stworzenia nowych koncepcji mechanizacyjnych, a więc i nowych maszyn, które pozwolą na bardziej szybkie i wszechstronne zmechanizowanie procesów eksploatacji kopalń węgla.



Rys. 1. Jeden z najnowszych kombajnów radzieckich typu NK-1

Ogólnie można powiedzieć, że wysiłki mechanizacji w ZSRR idą w dwóch kierunkach. Kierunek pierwszy ma charakter doraźny, i polega na ciągłym udoskonalaniu, ulepszaniu maszyn istniejących typów, w celu uzyskania tymi maszynami, mimo ich niedoskonałości, możliwie najlepszych wyników. Przykładem obrazującym ten kierunek jest historia i rozwój kombajnów ścianowych typu Donbass.

W 1949 r. ogłoszono konkurs na opracowanie kombajnów i ładowarek węglowych. W konkursie tym postawiono następujące wymagania:

1. Miesięczne wydobycie kombajnów i ładowarek przy pracy na dwie zmiany ośmiodzinne na dobę i przy średniej długości ściany 120 m powinno wynosić co najmniej 500 t węgla na każdą 1/10 m grubości pokładu.
2. Wydajność pracownika powinna wynosić przy kombajnie nie mniej niż 0,5 t, a przy ładowarce 0,4 t na każdą 1/10 m grubości pokładu.
3. Kombajn węglowy w pokładach o małym nachyleniu powinien zapewniać załadunek nie mniejszy od 90 % całego urobionego węgla w pokładach o grubości ponad 1,4 m i nie mniej niż 85 % w pokładach poniżej 1,4 m; ładowarka powinna załadować na przenośnik nie mniej niż 85 % urobionego węgla w ścianie.

W wyniku tego konkursu pierwszą nagrodę przyznano za wykonanie kombajnu węglowego Donbass. Prototyp tego kombajnu wypuszczono w lipcu 1948 r. a od 1949 r. zaczęto jego seryjną produkcję. Stwierdzono wówczas, że w warunkach w których można go stosować, wychodzi ponad 30 % całego wydobycia z pokładów o małym nachyleniu, co w przybliżeniu wynosi około 9 % całego wydobycia ze wszystkich pokładów.

W późniejszym okresie kombajn Donbass znacznie ulepszono przez zwiększenie zakresu stosowania do 1,8 m grubości pokładu, zwiększenie prędkości posuwu roboczego i uciagu na linie oraz znaczne ulepszenie po-

szczególnych części mechanizmów maszyny. W wielu przypadkach w węglach zwięzłych i trudnourabialnych, kombajn Donbass pracował jeszcze niedostatecznie wydajnie. Wskutek tego konstruktorzy wspólnie z pracownikami naukowymi i wytwórcami opracowali nowy kombajn nazwany Donbass II, którego konstrukcja daleko odbiegała od pierwotnej. Nie poprzestano jednak na tym. W 1953 r. zbudowano nowy typ tego kombajnu, Donbass III. Jest on przystosowany do pracy po przenośniku pancernym.

Drugą drogą rozwoju mechanizacji jest budowa maszyn nowych typów, coraz doskonalszych, dających lepsze wyniki, niezawodnych w użyciu i o szerszym zakresie stosowania. W tym kierunku idą dalsze wysiłki całego aktywu mechanizacyjnego ZSRR. Fakt, że obecnie w ZSRR daje się zauważyć tak znaczny popyt na nowe typy maszyn świadczy, iż do tej pory wyprodukowano zaledwie nieznaczna ilość tych typów maszyn. Mimo pozorów wniosek taki byłby błędny.

W czasie bowiem ostatnich kilku lat wykonano w ZSRR więcej niż 130 typów nowych maszyn górniczych dla mechanizacji najcięższych i najbardziej pracochłonnych robót związanych z wybieraniem węgla. Wachlarz głównych maszyn zwiększył się w porównaniu z czasem przedwojennym więcej niż czterokrotnie i został uzupełniony szeregiem całkiem nowych konstrukcji. Zasluguje to na specjalne podkreślenie, gdyż świadczy o niezwyklej dynamizmie rozwoju mechanizacji w ZSRR.

Zestawienie powyższych faktów pozwala na ocenę szczególnie wysokiego poziomu radzieckich naukowców, którzy nie zasugerowali się tym co zrobiono dotychczas, lecz potrafili przeprowadzić krytykę dotychczasowego rozwoju i dojść do wniosku, że do wykonania zadań przemysłu węglowego zgodnie z wytycznymi XIX Zjazdu Partii konieczne jest dalsze doskonalenie istniejącej obecnie techniki, a więc skonstruowanie szeregu nowych maszyn mechanizujących urabianie węgla i prowadzenie robót przygotowawczych w różnych warunkach górniczo-geologicznych, a także mechanizujących czynności, które dotychczas wykonywane były ręcznie.

Dotychczasowy rozwój budownictwa kombajnów węglowych skierowany był na drogę konstruowania tzw. kombajnów typu wrębiarkowego. Proces oddzielania węgla od calizny uskutecziano nimi tworząc w przodku system szczelin wrębowych za pomocą łańcucha wrębowego wyposażonego w noże, po czym osłabioną w ten sposób część przodku obrabiano organem urabiającym, który oddzielał węgiel od calizny i rozdrabniał go równocześnie na kęsy nadające się do transportu.

W ten sposób powstały pierwsze radzieckie kombajny węglowe: kombajn Bachmuckiego B-6, JaR, S-24, S-35, WOM, Makarowa, MBK i Donbass. Kierunek ten spełnił swoją dodatnią rolę, ponieważ skrócił czasokres tworzenia kombajnu i zapewnił uzyskanie maszyn bardziej doskonałych mechanizujących urabianie i ładowanie. Jednakże w procesie eksploatacji tych maszyn ujawniło się szereg stron ujemnych, specyficznych dla tego sposobu oddzielania węgla od calizny.

Głównym odbiornikiem energii napływającej od silnika był łańcuch wrębowy, gdyż straty energii na urabianie węgla za wrębem były stosunkowo niewielkie. Według danych Wszechzwiązkowego Górniczego Instytutu Węglowego, praca wrębika pierścieniowego kom-

bajnu Donbass pochłaniała 83 % całkowitego nakładu energii, a na żerdź kruszącą i tarcze przypada tylko 17 %. Połączone jest to ze wzrostem mocy silników, z powiększeniem ciężaru i gabarytów maszyny oraz mocy podstawy zasilających, jak również ze wzrostem przekroju linii kablowych.

Poza tym badania nad pracą wrębiarek wykazały, że współczynnik sprawności użytecznej organów roboczych wrębików jest nadzwyczaj mały i wynosi poniżej 50 %. Oznacza to, że większą część energii zużywa się na tarcie łańcucha o prowadnice wrębika i na krążenie strumienia miału w szczelinie wrębowej, powodując zwiększone zużycie maszyny i sproszkowanie węgla. Próby podwyższenia współczynnika sprawności użytecznej organu roboczego, drogą ulepszenia wrębika i zastosowania urządzeń usuwających wrębowiny, dały tylko częściowe rezultaty.

Konstruktorzy radzieccy pracują nad nowymi zasadami pracy i schematami organów roboczych dla oddzielania węgla od masywu. Idea bezpośredniego rąbania węgla z powierzchni przodku bez uprzedniego osłabienia szczelinami wrębowymi pojawiła się jeszcze przed ostatnią wojną w postaci projektów urządzeń przypominających współczesne strugi węglowe. Realizacja tych projektów uległa jednak zwłoce i wznowiono ją dopiero po zakończeniu wojny. Pierwszymi organami roboczymi maszyn urabiających, skrawającymi węgiel z powierzchni przodku grubym wiórem, bez uprzedniego podwrębienia pokładu, były statyczny strug węglowy i trójnożowa obracająca się koronka.

Ostatnie typy strugów statycznych różnią się od typów początkowych przede wszystkim formą organu urabiającego, która uzewnętrznia się w zębiastym ukształtowaniu ostrza. Mimo to stwierdzono, że strugi statyczne mogą znaleźć zastosowanie tylko w pokładach o bardzo łatwo urabialnym węglu.

W celu rozszerzenia zakresu stosowania strugów na węgle twarde a także na węgle zawierające twarde wtrącenia i przerosty, opracowano i znajdują się w stadium badania prototypy tzw. strugów dynamicznych jak AS-1, WCh-1 i PEO-5.

Specyficzną właściwością pracy strugów dynamicznych jest sposób przyłożenia obciążenia do masywu węglowego. W odróżnieniu od skrawania statycznego, dynamiczne oddziaływanie na węgiel charakteryzuje się periodycznym przykładaniem siły uderzenia wywołującej wysokie naprężenia lokalne w masywie i rozchodzenie się fal ściskania z szybkością dźwięku.

Wstępne dane z badań strugów dynamicznych przeprowadzonych w węglach antracytowych dają podstawę do sądzenia, że ten sposób daje dosyć korzystne wskaźniki zużycia energii, wielkości produktów procesu niszczenia spoistości i w sensie obniżenia ilości wytwarzanego pyłu.

Eksperymentalne dane wykazują, że strugi o działaniu dynamicznym dają zużycie energii od 3—4 razy mniejsze od kombajnu Donbass pracującego w takich samych warunkach. Jednakże dla wprowadzenia strugów dynamicznych do ruchu konieczne jest prowadzenie dalszych prac w kierunku zapewnienia strugom ciągłości posuwu, skrócenia długości krawędzi tnących narzędzia, w kierunku stworzenia bardziej wytrzymałych konstrukcji mechanizmów uderowych oraz zwiększenia mocy uderzenia.

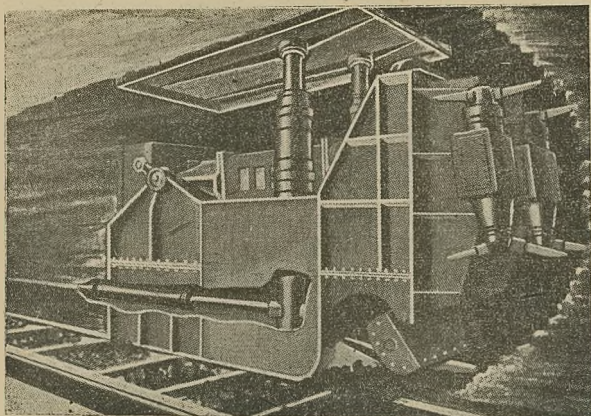
Prace nad organami roboczymi strugów stanowią jeden sposób realizacji koncepcji bezpośredniego oddzielania węgla od calizny.

Ponieważ calizna ma budowę niejednorodną, charakteryzującą się różną wytrzymałością wiązek warstw, obecnością płaszczyzn osłabienia na skutek uwarstwienia, jak również obecnością systemu szczelin łupliwości, przeto istnieć powinny takie kierunki ruchu organu urabiającego, w których proces oddzielania odbywa się przy minimalnym nakładzie energii.

Stwierdzenie to było punktem wyjścia opracowań nowych organów urabiających, w których przyjęto jako założenie, bezpośrednie oddzielanie węgla od calizny, ale w sposób różny niżeli to ma miejsce w strugach zarówno statycznych jak i dynamicznych.

W wyniku tych prac został skonstruowany, zbudowany i zbadany pierwszy organ roboczy dla odłupywania z powierzchni, w postaci trójnożnej koronki, obracającej się w płaszczyźnie przodku i przesuwanej wzdłuż niego, przy czym tory końców noża opisują na powierzchni przodku system krzywych cykloidalnych.

Badania maszyny powyższego typu wykazały praktyczną możliwość przyjęcia tego rodzaju zasady urabiania, potwierdziły fakt bardzo małego zużycia energii na oddzielanie węgla i pozwoliły oddać do ruchu pracujące na tej zasadzie kombajny ścianowe UKT-1, KKP-1 i K-14, oraz kombajny chodnikowe SzBM i PKS.



Rys. 2. Kombajn ścianowy typu K-14

Całość badań i obserwacji poczynionych przy pracy tych maszyn pozwala na stwierdzenie, że rozwój kombajnów z roboczymi organami łupania z powierzchni przodku należy uważać za kierunek progresywny, stanowiący dalszy krok naprzód w dziedzinie mechanizacji kopalń węgla. Niemniej z budowaniem maszyn pracujących na powyższej zasadzie związane są różne trudności spowodowane specyficznym sposobem pracy organów tego typu.

W pierwszym rzędzie chodzi tu o pulsujący charakter pracy organów roboczych. Wirnik silnika, spełniając rolę koła zamachowego, okresowo gromadzi i oddaje energię nożom w sposób bardziej gwałtowny, niż przy organach typu wrębiarkowego. Poza tym zmniejszenie ogólnej długości krawędzi tnących narzędzia daje w następstwie zwiększenie jednostkowego obciążenia noża, a więc sprawą otwartą jest kształt, wymiar i wytrzymałość materiału organu urabiającego. Konieczne jest więc dalsze intensywne prowadzenie prac teoretycznych nad tym zagadnieniem.

Przedstawione kierunki rozwojowe mechanizacji w ZSRR dotyczą budowy maszyn zespołowych, w których zmechanizowane są dwie podstawowe czynności eksploatacyjne, a mianowicie urabianie i ładowanie. Zadania związane z dalszym zwiększeniem wydobywania węgla, z rozszerzeniem mechanizacji pracy w przemyśle węglowym oraz z zapewnieniem jeszcze większej wydajności pracy wymagają jednak nie tylko stosowania nowych maszyn do zmechanizowania poszczególnych operacji cyklu produkcyjnego, lecz również stworzenia całych zespołów maszyn mechanizujących wszystkie główne i pomocnicze prace przy wydobywaniu węgla.

Takie zespoły maszyn stworzą jakościowo nową formę sprzętu mechanizującego, a ich zastosowanie w praktyce będzie stanowiło przejście do nowego etapu kompletnej mechanizacji w przemyśle węglowym, kiedy mechanizacja obejmie również główne prace pomocnicze, a mianowicie podtrzymanie stropu i kierowanie nim. Zastosowanie zespołów maszyn pozwoli na wyprowadzenie ludzi z przodku roboczego. W chwili obecnej w Związku Radzieckim opracowano kilkanaście zespołów maszyn do całkowitej mechanizacji prac, tak w przodkach eksploatacyjnych, jak również na robotach przygotowawczych.

Mówiąc o pełnej mechanizacji, należy przedstawić pewien kierunek reprezentowany przez G. A. Łomowa. Wysuwając swoją koncepcję Łomow stwierdza, że dotychczasowe sposoby urabiania i ładowania łącznie ze struganiem i odbijaniem węgla są niedostateczne dla realizacji dalszego postępu mechanizacji, że dla dotychczas stosowanych maszyn górniczych opierających się na flankowym atakowaniu calizny węglowej, wyczerpano już możliwości szerszego zastosowania i dalszego ich rozwoju w sensie polepszenia uzyskiwanych z ich pomocą wyników pracy.

Wysuwa on wniosek, że dla dalszego rozwoju mechanizacji konieczne jest przejście na czołowo-frontalne zmechanizowanie eksploatacji węgla. Uważa, że przy wybieraniu czołowym przeprowadzenie wszystkich procesów związanych z eksploatacją będzie dużo łatwiejsze, przy czym osiągnie się idealną współpracę maszyn do urabiania i ładowania, odstawy i obudowy. Łomow specjalnie podkreśla, że system czołowy spełnia w 100 % zasady potokowości produkcji.

Zasadniczym warunkiem, który według Łomowa powinien być spełniony przy frontalnym systemie eksploatacji, jest konieczność uprzedniego spulchnienia calizny węglowej i to przypuszczalnie za pomocą środków działających na zasadzie Cardoxu i Hydroxu.

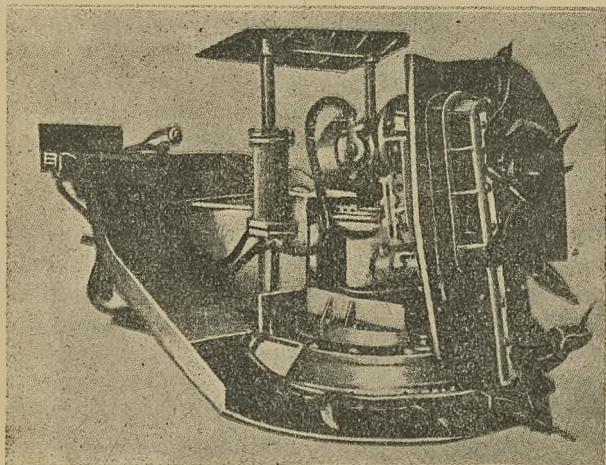
Koncepcja Łomowa idzie w kierunku zbudowania maszyny urabiającej tylko dolny pas calizny, z tym że górna zasadnicza masa węgla powinna sama opaść na specjalne urządzenie odbiorcze i być dalej przeniesiona na urządzenie odstawcze.

Szereg naukowców radzieckich jak Pierow, Bielinskij, Soczynskij czy Fiedorow poddali wypowiedź Łomowa ostrej krytyce. Zarzucają oni Łomowowi niesłuszność jego opinii co do możliwości rozwojowych maszyn o działaniu flankowym oraz niedostateczne umotywowanie i wyjaśnienie swojej koncepcji. Podkreślając bardzo duże trudności, które niewątpliwie napotka się zarówno w opracowywaniu konstrukcji, jak również i w pracy maszyn opartych na założeniach Łomowa,

stwierdzono zgodnie, że w obecnym okresie czasu w żadnym przypadku nie wolno odrzucać flankowego systemu mechanizacji.

Powyższe rozważania dotyczą rozwoju mechanizacji ścian. Dla całości zagadnienia konieczne jest jeszcze przedstawienie kierunków rozwojowych maszyn dla robót przygotowawczych, obudowy i transportu. Omówienie powyższego ogranicza się tylko do krótkiej charakterystyki ostatnich osiągnięć konstruktorów radzieckich w tych dziedzinach.

W związku z wprowadzaniem w kopalniach ZSRR nowego, mającego duże znaczenie dla mechanizacji systemu wybierania złóż węgla znanego pod nazwą „eksploatacji od granic do szybu“, zachodzi konieczność przeprowadzenia robót przygotowawczych na znacznej długości od 1 ÷ 2 km. Aby zapewnić szybkie przeprowadzanie tych robót należy ulepszyć obecne maszyny do załadunku skał i węgla oraz kombajny, a równocześnie należy stworzyć nowe, bardziej doskonałe maszyny do drażenia chodników w węglu i w skałach o różnym stopniu twardości. Należy stwierdzić, że dotychczas



Rys. 3. Kombajn chodnikowy typu PKS

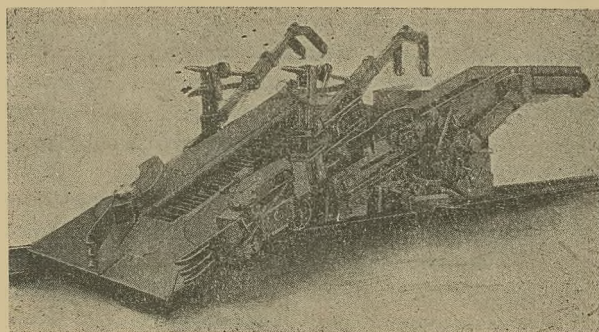
stosowane ładowarki zostały znacznie udoskonalone. Ładowarkę do węgla S-153 o dużych wymiarach i dużej wadze zastąpiono bardziej doskonałą ładowarką GNE-50 o mniejszych wymiarach. Ładowarkę UMP-1 zastąpiono doskonalszą maszyną PPM-2, która przy tej samej wadze odznacza się daleko lepszą charakterystyką (większa wydajność, wachlarz frontu załadunku 4 m zamiast 3 m, łatwiejsze i wygodniejsze sterowanie).

Do mechanizacji rozcinań ścian i przecinek w pokładach o małym upadzie i niewielkiej grubości konstruowano kombajn NK-1; do prowadzenia chodników o przekroju trapezoidalnym w warstwach grubych opracowano nowy kombajn chodnikowy PKS-1.

Konstrukcje części roboczych tych kombajnów oparte są na zasadzie ścinania z powierzchni ociosu grubych kawałów węgla. Kombajny NK-1 i PKS-1 mogą pracować w węglach o dowolnej twardości i zwięzłości, osiągając na zmianę do 12 m postępu. Do prowadzenia chodników poziomych jednotorowych w węglu i w skałach płonnych o twardości do 4 ÷ 5 według Protodjakonowa znalazł zastosowanie kombajn SzBM-1u. Za pomocą tych kombajnów osiągano wyniki do 200 m postępu miesięcznego.

Do ładowania kamienia na upadach skonstruowano ładowarkę PMU-1. Zastosowanie tej ładowarki rozwią-

zuje sprawę mechanicznego załadunku kamienia lub węgla do wozów bądź na przenośnik przy przeprowadzaniu wyrobisk pochyłych pod kątem do 25° i to

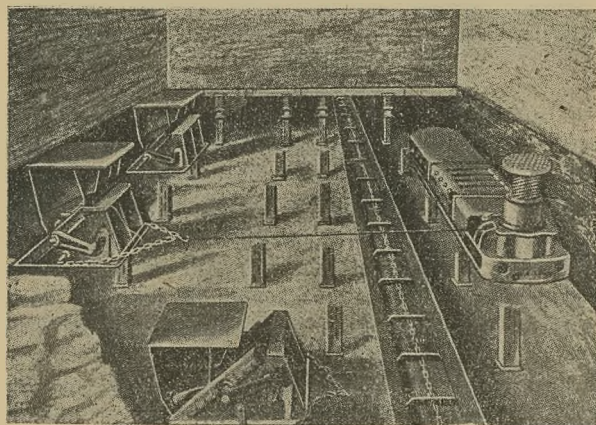


Rys. 4. Ładowarka typu PMU-1

w przypadku pełnego przekroju w węglu lub kamieniu albo też na robotach węglowo-kamiennych.

Zastosowanie nowych, wysoce wydajnych maszyn górniczych wymagało zasadniczych zmian sposobów obudowy wyrobisk produkcyjnych i przygotowawczych. W kopalniach Związku Radzieckiego w ostatnich latach przeprowadza się na szeroką skalę przejście na obudowę metalową i żelazo-betonową.

Szeroko stosowane są w kopalniach metalowe stojaki z klinami typu M-1 i stojaki typu SDT, w ostatnich czasach znacznie ulepszone. Dzięki racjonalniejszemu rozmieszczeniu metalu i doskonalszym sposobom obliczenia konstrukcji, ciężar stojaków zmniejszono średnio o 40%. Zdają egzamin w praktyce metalowe stropnice członowe, które stosuje się w pokładach niskich i poziomych w przypadkach słabego stropu. Znalazły również zastosowanie specjalne rodzaje obudowy a mianowicie metalowe ścianki organowe. Ścianki typu MOS stosuje się już od szeregu lat w szczególnie ciężkich warunkach górniczo-geologicznych jako obudowę łamiącą. Wszystkie czynności związane z pracą ścianek organowych mechanizuje się i będą one wykonywane przy użyciu zdalnego sterowania. Jednakże zastosowa-



Rys. 5. Ścianki organowe typu MOK-1

nie metalowych stojaków i ścianek organowych nie rozwiązuje sprawy kierowania stropem i obudowy przodku produkcyjnego.

W ostatnich czasach dzięki energicznie prowadzonym pracom skonstruowano kilka typów całkowicie zmechanizowanej obudowy a mianowicie: obudowę MPK, obudowę SzCz-50 oraz obudowę KSM.

Przez zastosowanie zmechanizowanej obudowy przesuwnej znacznie obniżono zużycie drewna kopalnianego, zwiększono w porównaniu z innymi sposobami obudowy wydajność pracy o 2 ÷ 2,5 razy oraz wyeliminowano takich pracowników jak budowacze, rabunkarze, przekładkarze i drzewiarze.

Poza tym konstruuje się typy obudowy dla specjalnych warunków geologicznych. Tak np. dla obudowy ścian w specjalnych warunkach Zagłębia Donieckiego (pokłady strome) przy wybieraniu węgla kombajnami zastosowano obudowę samoprzesuwczą tzw. wahadłową.

Z związku z szerokim zastosowaniem kombajnów węglowych, wyłoniła się potrzeba stworzenia nowych, bardziej doskonałych i wydajniejszych urządzeń transportowych. Szerokie zastosowanie znalazły przenośniki zgrzeblowe i taśmowe różnych typów dostosowane do różnorodnych warunków górniczo-geologicznych. Zostały skonstruowane przenośniki SKR-17, SKM-30 i SKM-2. Trzeba nadmienić, że jeden przenośnik SKR-17 zastępuje dwa przenośniki typu SKR-11. W przenośniku tym zastosowano nowe konstrukcyjne rozwiązanie napędu rynien i zwrotni. Wydajność przenośnika SK-30M, przy jego długości do 200 m, wynosi 120 t/godz. Ciężar ciągu przeseł tego przenośnika jest dwa razy mniejszy od przenośnika SKR-30. Przekładka przenośnika SKN-2 odbywa się za pomocą mechanicznych popychaczy bez demontowania przeseł. Napędy przenośników zgrzeblowych są wyposażone w sprzęgła hydrauliczne zapewniające spokojne uruchamianie przenośnika. Ulepszono także przenośniki taśmowe. Obecnie, stworzono specjalny giętki przenośnik taśmowy typu KZŁ-110 do transportowania węgla po zakrzywionych chodnikach oraz na dalekie odległości. Dzięki specjalnej konstrukcji tego przenośnika i rozdzieleniu funkcji nośnej i pociągowej pomiędzy taśmę o zwiększonym sprężystym wydłużeniu i łańcuch zgrzeblowy zapewniono, w przeciwieństwie do normalnych przenośników, możliwość wyginania przenośnika w dowolnej płaszczyźnie a długość przenośnika nie jest już ograniczona wytrzymałością taśmy lub łańcucha ciągnącego i może być doprowadzona do 1000 m. Wydajność takiego przenośnika wynosi 350 t/godz a zastępuje

on szereg przenośników składających się z 6 ÷ 7 sztuk taśm wcześniejszej produkcji.

Dla specyficznych warunków jak np. dla Zagłębia Podmoskiewskiego konstruuje się specjalne środki transportowe. Należy podkreślić, że stosowanie wysoko gatunkowych materiałów do produkcji środków transportujących spowodowało: przedłużenie żywotności użytkowej urządzeń oraz zaoszczędzenie dużych ilości materiałów.

W Związku Radzieckim stosuje się obecnie przenośniki nie tylko w wyrobiskach lecz również w całej sieci transportowej, tzn. wprowadza się je na całej długości przepływu węgla, od przodku roboczego do podszybia a nawet na powierzchnię. Takie rozwiązanie transportu kopalnianego jest uważane w Związku Radzieckim za najnowocześniejsze. Pełne zastosowanie przenośników w połączeniu z automatycznym i zdalnym sterowaniem znacznie upraszcza transport dołowy, podnosi jego przepustowość, ułatwia pracę i zmniejsza liczbę robotników zajętych przy jego obsłudze.

Literatura

1. Krasnikowski G. W.: Za dalniejszyj tiechniczeskij progress w ugołnoj promyslnennosti. Ugoł, nr 1, styczeń 1954.
2. Łomow F. A.: Kompleksnaja frontalno-potocznaja miechanizacja dobyczy uęla. Mechaniz. trudoj. Rabot, nr 1, styczeń 1954.
3. Tierpigoriew A. M.: O niekotorych niedostatkach w miechanizacji rabot w ugołnoj promyslnennosti. Mechaniz. trudoj. Rabot, nr 10, październik-listopad 1953.
4. Topczijew A. W.: Tiechniczeskij progress w miechanizacji podziemnoj ugledobyczi. Mechaniz. trudoj. Rabot, nr 6, czerwiec 1953.
5. Topczijew A. W.: Sozdanije nowych ispołnitelnych organow ugledobywajuszczich maszin i zadacz naucznych issledowanij w etoj obłasti. Izwestija Akademii Nauk SSSR. Otdielenije Tiechniczeskich Nauk, nr 1, styczeń 1953.
6. Zasiadko A. F.: Nowyje zadacz i w razwitiu tiechniki dobyczy uęla. Mechaniz. trudoj. Rabot, nr 1, styczeń 1952.

331.87:622.333(47)

FAZY ROZWOJOWE ORGANIZACJI PRACY W KOPALNIACH RADZIECKICH

Mgr inż. Feliks Bojer

Treść: Przedstawiono w zarysie kształtowanie się form organizacyjnych w przodkach w zależności od czynników mających wpływ na organizację ze szczególnym podkreśleniem wpływu mechanizacji robót. Omówiono ogólnie problem nowej tzw. kompleksowej organizacji pracy, dla której podana krótka analiza uwypukla korzyści płynące z najwłaściwszej według autora metody dla robót górniczych.

Organizacja pracy w kopalniach radzieckich ma swoją długą historię, która znacząco się wiąże z większymi osiągnięciami dopiero po 1933 r.

W okresie prywatnej własności kopalń, wobec słabego wówczas postępu technicznego, organizacja pracy nie była należycie postawiona i odgrywała raczej rolę drugorzędą. Wzrost wydobywania był uzyskiwany przeważnie przedłużeniem czasu pracy lub zwykłą normą pracującego, słabo chronionego ustawami. W końcu-

wym swoim etapie okres ten wytwarza nową formę organizacyjną, którą można nazwać organizacją eksperymentalną, polegającą na stosowaniu takich czy innych eksperymentów i wyciąganiu doraźnych wniosków, które decydowały o przyjęciu albo o nieprzyjęciu będącego w próbach eksperymentu.

Organizacja eksperymentalna nie mając żadnych podstaw naukowych, była prowadzona od przypadku do przypadku.

Dopiero w okresie wprowadzania do przodków roboczych coraz lepszych i wydajniejszych maszyn, zwrócono szczególną uwagę na organizację pracy, jako na ważny czynnik ułatwiający wykorzystanie maszyn, co było konieczne wobec zainwestowania w nich znacznych wkładów pieniężnych.

Wyłoniła się wówczas potrzeba podziału pracy na pewne etapy, w których byłyby większe możliwości wykorzystania maszyn oraz łatwiejsze przeprowadzenie kontroli uzyskiwanych wykonów. Używane dawniej harmonogramy zmianowe, podające sposób pracy w ciągu jednej zmiany, zostały zastąpione harmonogramami cyklowymi (cyklogramami), obejmującymi pewien okres pracy, niezależny od czasu trwania dniówki roboczej.

Od tej pory datuje się intensywne szukanie nowych form organizacyjnych, których zasadniczą koncepcją jest cykliczność. Posiadane dane z Zagłębia Donieckiego wskazują, że w 1938 r. według harmonogramu cykliczności pracuje już 27 kopalń tego zagłębia. Kopalnie te, mimo że były wyposażone tylko w wrębiarki i przenośniki wstrząsane, stałe przekraczają plan wydobywania i są świetną reklamą zastosowanej metody pracy. Zdefiniowano wówczas pojęcie cyklu roboczego i przeprowadzono doświadczenia z czasem jego trwania, jak również kolejnym ułożeniem objętych cyklem czynności oraz ewentualnym jednoczesnym ich spełnianiem, aby można było doprowadzić do zwiększenia ich liczby w oznaczonym okresie czasu.

Forma cyklicznej pracy okazała się najlepszą dla przodków o szerokich frontach wybierania tak, że w 1938 r. ściany pracujące według harmonogramów cykliczności dawały już 12 % ogólnego wydobywania Zagłębia Donieckiego. Niestety w tym czasie nie było jeszcze tak szeroko stosowanej mechanizacji w kopalniach radzieckich jak obecnie i większość ścian pracowała bez wrębiarek, a przenośniki wstrząsane często psuły się, powodując znaczne postoje w ciągu zmian roboczych. Również ujemną stroną sprawności pracy był przewóz urobku spod punktów załadunkowych, który odbywał się za pomocą elektrowozów małej mocy, a więc i małej zdolności transportowej.

W takich warunkach trudno było zrealizować dążenia tych kierowników kopalń, którzy uznali organizację pracy za jeden z najważniejszych czynników podniesienia wydobywania i wydajności w swoich kopalniach i już w pierwszej fazie wprowadzania organizacji opartej o harmonogramy cykliczności, postawili sobie za cel doprowadzić na szerokich frontach wybierania do zamykania cyklu pracy w ciągu jednej doby roboczej.

Ta synchronizacja czasu doby z czasem trwania cyklu, dawała gwarancję stałości dobowego wydobywania i dużą rytmiczność pracy. Zarówno jeden, jak i drugi czynnik to były ówczesne aktualności organizacyjne. Czynnik stałości wydobywania w określonym czasie wyłonił się bowiem w okresie wprowadzania gospodarki planowej jako podstawa układania realnych planów dla zakładów produkcyjnych, a czynnik rytmiczności pracy wiązał się z ówczesnym jedynym sposobem kształcenia kadr górniczych, nazywanej już uprzednio przede wszystkim kształceniem jednorodnym, polegającym na szkoleniu poszczególnych pracowników, czy grup pracowników dla wykonywania tylko określonych czynności cyklu roboczego jako ich specjalności, np. przekładanie przenośnika, ładowanie urobku, rabowanie itp.

Wobec wielu niezharmonizowanych warunków w ścianach, cykl pracy rzadko był wykonywany w ciągu doby, a przeważnie był realizowany w połowie lub $\frac{3}{4}$, co wykluczało jakąkolwiek rytmiczność pracy. W różnych bowiem dniach określone czynności wykonywane były w różnych porach, a stąd powstawały zaburzenia w zjazdach specjalistów, którzy przybywszy do przodku często byli niewykorzystywani, gdyż odbywały się roboty nie ich specjalności. Stan taki stwarzał trudności dopasowania odpowiednich cyklogramów do poszczególnych dób roboczych i co za tym idzie znaczny chaos organizacyjny. Jak wynikało z doświadczeń, organizacja o niepełnym cyklu dobowym okazała się wadliwa i cały wysiłek radzieckiej techniki górniczej poszedł w kierunku poprawienia tego stanu i doprowadzenia do zamykania cyklu ścianowego w ciągu doby.

Tego rodzaju organizacja była możliwa przez wprowadzenie zasadniczych zmian w mechanizacji wydobywania, co uwidoczniło się w wyposażeniu przodków w bardziej nowoczesne maszyny i urządzenia. Te nowości techniczne pozwoliły na mechanizację nie tylko najbardziej pracochłonnych procesów produkcyjnych, ale również stwarzały możliwość jednoczesnego ich wykonywania jedną i tą samą maszyną.

Silne wrębiarki, nowe kombajny górnicze, jak również niezwykle korzystne w warunkach dołowych przenośniki zgrzeblowe posunęły organizację o krok naprzód, która zsynchronizowała w wielu ścianach dobę z cyklem roboczym. Szczególnie korzystnie nowa organizacja przedstawiała się w ścianach, gdzie pracowały nowoczesne kombajny węglowe skracające czas trwania cyklu, wskutek jednoczesnego wykonywania kilku różnych zabiegów produkcyjnych.

W ten sposób nowa technika górnicza wprowadzona do kopalń radzieckich w ciągu ostatnich paru lat, wywołała zasadnicze zmiany w organizacji ścian w całym radzieckim przemyśle węglowym.

Za podstawę organizacyjną nowego sposobu produkcyjnego, uważało się „cykl na dobę”, gdzie dwie zmiany przewidziano na wydobywie węgla, a trzecią na wykonanie koniecznych bieżących napraw oraz spełnienie czynności pomocniczych, przygotowawczych do nowego cyklu.

Zasada „cykl na dobę” zaczęła się najbardziej rozwijać w latach 1950 ÷ 1951, kiedy większość kopalń zaczęła przestawiać się na tę metodę pracy. Tu należy zwrócić uwagę, że najbardziej te kopalnie zaczęły walczyć o dobową organizację cykliczną, w których poziom mechanizacji był najwyższy. Ważną rolę w organizacji cyklicznej w przodkach zmechanizowanych odgrywała maszyna, będąca głównym i zarazem kierowniczym czynnikiem wykonywania czynności cyklu roboczego, dzięki której można było uzyskiwać jednakową wysokość dobowych postępów nawet przez dłuższy okres czasu. Maszynę w kopalniach radzieckich można było zatem uważać za element przodowy, który regulował zarówno jednostajność pracy, jak i równomierność wydobywania i wszystkie inne czynności cyklu należało do niej dostosować.

Dynamikę rozwoju cyklicznej metody pracy w ścianach opartej o zasadę „cykl na dobę” ilustrują dane liczbowe zebrane z dwóch zagłębi węglowych a mianowicie: Donieckiego i Kuźnieckiego.

Wzrost wartości podanych liczb na przestrzeni czterech lat wyraźnie wskazuje, że metoda cyklicznej pracy

Tablica 1

Zagłębie	Liczba przodków ścianowych pracujących według harmonogramu cykliczności w roku			
	1951	1952	1953	1954
Donieckie	583	649	930	1084
Kuznieckie	0	260	362	370

obejmuje swym zasięgiem coraz więcej przodków ścianowych.

„Cykl na dobę” rozpowszechnił się nie tylko w wymienionych dwóch zagłębiach, ale również w innych okręgach węglowych Związku Radzieckiego i stał się na terenie ZSRR żelaznym prawidłem prowadzenia robót dołowych.

Gdyby poddać analizie teoretycznej ścianowy cykl pracy, to we wzorze określającym dobowe wydobywanie z przodku

$$Q_d = L \cdot h \cdot w \cdot c_d \cdot 1,3 t \quad (1)$$

Wartość c_d , oznaczająca ilość cykli uzyskiwanych w ciągu doby, została doprowadzona w większości kopalń radzieckich do wartości $c_d = 1$.

Wartość na $c_d < 1$ charakteryzowały stare metody pracy, które, jak już wspomniano, zostały wyeliminowane przez wprowadzenie do przodków wyższego stopnia mechanizacji i konieczne w związku z tym przeorganizowanie robót.

Inne oznaczenia we wzorze: L — szerokość (długość) ściany, h — wysokość wyrobiska oraz w — wielkość zabioru, są wielkościami stałymi dla danego wyrobiska ścianowego. Jedynym zatem czynnikiem zmieniającym wielkość wydobywania Q_d , może być czynnik c_d .

W myśl socjalistycznych zasad, każdy przejaw życia musi cechować postęp. Należy zatem szukać coraz lepszych form organizacyjnych realizujących zarówno aspekt socjalistycznej pracy, streszczający się w słowach „przez użycie maszyny zmniejszyć wysiłek człowieka”, jak i dających możliwość uzyskania lepszych wyników wydajnościowych.

Wzrost wyniku wydajnościowego można jedynie uzyskać przez korzystną zmianę czynnika c_d we wzorze (1), który to czynnik dla powyższych przyczyn poddano dalszej analizie.

Przeanalizowano nowe koncepcje cyklu roboczego i możliwości najkorzystniejszego jego spełniania, aby w czasie doby można było uzyskać więcej jak jeden cykl pracy, a tym samym uzyskać wartość $c_d > 1$.

Okazało się, że przechodząc do nowej, pełnej organizacji pracy, tak zwanej „kompleksowej”, można postawić normatyw cykliczności większy w stosunku miesięcznym, niż liczba dni roboczych w miesiącu i zamiast wzorem (1) określać dobowe wydobywanie z przodku, należy określać nim wydobywanie dłuższego okresu czasu, np. połowy lub całego miesiąca, a wówczas czynnik oznaczający ilość wykonanych cykli w okresie np. miesięcznym c_m , będąc regulowany w szerszych niż dotąd granicach, może przybierać w stosunku dobowym wartość $c_d > 1$. Bo np. można wykonać w ciągu miesiąca 30 cykli przy 27 dniach roboczych i wówczas

$$c_d = \frac{30}{27} > 1$$

Wtedy wydobywanie miesięczne byłoby określone prawie identycznym wzorem

$$Q_m = L \cdot h \cdot w \cdot c_m \cdot 1,3 t \quad (2)$$

Należy podkreślić, że w Związku Radzieckim w organizacji „cykl na dobę” i organizacji „kompleksowej” podstawą premiowania za cykliczność nie jest konieczność wykonania cyklu w każdej dobie (tak jak to jest praktykowane u nas), lecz wykonanie normatywu cykliczności w okresie na to przeznaczonym. Sposób premiowania za ilość wykonanych cykli (wg normatywu miesięcznego) jest niezmiernie ważny w psychicznym nastawieniu obsady do spełnianej przez nią pracy. Z jakichkolwiek bowiem przyczyn niewykonanie w którymkolwiek dniu całkowitego cyklu pracy, daje możliwość nadrobienia straty w dalszych dniach miesiąca i tym samym nie doprowadza do obniżki premii za cykliczność. Organizacja kompleksowa jest zatem dużym krokiem naprzód, gdyż daje realne możliwości uzyskania większego wydobywania i to jedynie przez zmianę organizacyjnej formy pracy.

W metodzie realizującej „cykl na dobę”, samo założenie zamykało postęp organizacyjny. W tej metodzie większe efekty pracy można było jedynie uzyskać przez zmianę wielkości zabioru, który uzależniał warunki geologiczne i maszynowe, a nie organizacyjne. Organizacja „cykl na dobę” według radzieckich organizatorów jest bardzo dobrą formą pracy, ale tylko formą przejściową, bo nie jest zgodna z socjalistycznym pojęciem pracy.

Główną cechą organizacji „kompleksowej” jest nałożenie zadania wykonawczego na całą drużynę ścianową pracującą w jednym i tym samym przodku przez dłuższy okres czasu, a nie na poszczególne zmiany robocze, jak to jest praktykowane w organizacji „cykl na dobę”. Powyższe wyłania dalsze cechy dające największe prawdopodobieństwo korzystnego spełnienia zadania, mianowicie: wspólność wykonywania czynności i ciągłość pracy.

Wspólność wykonywania czynności jest pojęciem szerszej ustawionym niż w spotykanych gdzieś u nas, tak zwanych obsadach zespołowych, w których pracowników każdej z osobna zmiany roboczej łączy wspólność zarobku. W organizacji „kompleksowej” wspólność pracy obejmuje wszystkich pracowników obsady ścianowej (wszystkie zmiany), zobowiązuje ich bowiem do tego wspólne zadanie i jednakowa odpowiedzialność.

W dalszej konsekwencji rzeczy powyższe doprowadza do wspólnego zarobku.

Dla tak pojętej pracy każdy z członków obsady ściany musi być wyszkolony we wszystkich, poza kierowaniem maszyną, dyscyplinach objętych cyklem roboczym.

Próby tego rodzaju pracy, ale tylko na poszczególnych zmianach, inicjował u nas w 1951 r. górnik Tylec z kopalni Dymitrow, które niestety z braku sprzyjających warunków nie przyjęły się w naszym przemyśle węglowym.

Zasada wielorodności szkolenia pracowników w kierunku możliwości wykonywania przez każdego z nich wszystkich operacji cyklu roboczego wydaje się niezwykle słuszną ze względu na niemożność ustawienia na dłuższą metę w odpowiednich porach dnia jednych i tych samych operacji cyklu roboczego.

Jakakolwiek bowiem awaria czy inna przeszkoda w pracy, niezależna od pracujących, przesunąć może w czasie konsekwentną kolejność operacji cyklowych. Taki stan rzeczy najczęściej bywa spowodowany niezajomością jednego czynnika, który do tej pory w opracowywanych schematach organizacyjnych nie był brany pod uwagę. Tym niewiadomym czynnikiem albo znanym nam jedynie z grubsza są warunki geologiczne, które z posuwaniem się przodku zawsze stwarzają pewne ryzyko bezpiecznej i ciągłej pracy.

Znajomość przez każdego z pracujących wszystkich operacji cyklu roboczego ma tę dobrą stronę, że nawet w przypadku zaistnienia awarii, której usuwanie przesunie z konieczności w czasie pewne operacje cyklu roboczego, nigdy nie zajdzie przypadek, że koniecznej do wykonania jakiejś operacji w danym czasie nie będzie miał kto wykonać z powodu nieumiejętności. Kwestia szkolenia prowadzących maszyny jest tak rozwiązana, że na każdej zmianie zawsze jest dwóch pracowników znających tę specjalność.

Czynnik ciągłości pracy, który dopełnia charakterystykę organizacji „kompleksowej” zasadza się na kompletnym wykorzystaniu czasu pracy przez wyeliminowanie przerw międzymianowych jak i przez zlikwidowanie strat czasu w przypadku wcześniejszego ukończenia cyklu niż przewidywał harmonogram robót.

W organizacji bowiem „cykl na dobę” ta obsada zmianowa, która wykończyła ostatecznie i przed upływem wyznaczonego czasu cykl przodkowy, nie mogła rozpocząć cyklu nowego, gdyż nie była wyspecjalizowana w operacjach cykl ten rozpoczynających.

W dłuższym okresie czasu, np. jednego miesiąca, powyższe powodowało znaczne straty czasu, czego nieśtet już nadrobić nie było można.

Również przedłużanie cyklu pracy powodowało chaos organizacyjny w obsadach zmian następnych, co w żadnym przypadku nie mogło odbić się korzystnie na produkcji.

Wyeliminowanie przerw między zmianami wiązało się z założoną zasadą przeprowadzania zmiany pracujących w przodku. Kwestii wykorzystania czasu pracy w organizacji „kompleksowej” nie należy absolutnie kontrolować, gdyż nałożone wspólne zadanie na wszystkich członków obsady ścianowej i możliwość uzyskania wysokiego zarobku wytworzyła zespołową odpowiedzialność za wykonywaną indywidualnie pracę.

Do dalszych zalet organizacji „kompleksowej” należy to, że jest ona wybitnie mobilizująca, gdyż nie przyjsie do pracy któregoś z członków drużyny, spowoduje

zaburzenie w wykonaniu zadania, które zostało nałożone nie na poszczególnego pracownika, tylko na całą obsadę ściany. W interesie zatem drużyny pracującej „kompleksowo” jest nie dopuścić do bumelanctwa czy ociągania się w pracy.

Jak widać z założeń, to w organizacji „kompleksowej” kontrola pracy przeszła na wszystkich wykonujących pracę. Dozór w takim przodku spełnia tylko funkcję łącznika między kierownictwem kopalni a drużyną kompleksowo-zorganizowaną. Organizacja „kompleksowa” jest nową formą organizacyjną zdobywającą sobie dopiero w kopalniach Związku Radzieckiego zasłużone uznanie.

Ta metoda pracy może być stosowana tylko w takich przodkach, w których górnik ma zupełną swobodę poruszania się. W przodkach małej wysokości, gdzie górnik wykonuje pracę zawsze w tej samej pozycji ciała np. kłęcząc czy leżąc, nie jest celowe wprowadzanie „kompleksowej” organizacji pracy, gdyż wykonywanie w takiej pozycji wszystkich operacji cyklu roboczego, będzie górnikowi sprawiało wyraźną trudność.

Obecnie większość kopalń radzieckich pracuje według metody „cykl na dobę”, która w Związku Radzieckim przestała już być nowością i metodą najlepszą, chociaż nie można jej zaprzeczyć niewątpliwych dla przemysłu sukcesów.

Wystarczy wspomnieć, że w okresie czterech lat pracy metodą „cykl na dobę” wydajność w skali całego przemysłu radzieckiego wzrosła o 23 %, a koszt własny jednej tonny węgla obniżył się o 11,6 rubla.

Metoda dająca więcej jak jeden cykl na dobę rokuje jeszcze większe osiągnięcia tym bardziej, że zdała już chlubnie wstępny egzamin. Bo np. w kopalni Połysajewskaja I, Kombinatoru Kuzbasugol w jednej ze ścian, normatyw miesięczny cykli wynosił 32, a w rzeczywistości obsada wykonywała 38 do 42 cykli. W kopalni im. Sergiejewa Kirowa tego samego kombinatu normatyw cykli wynosił 30, a obsada z reguły wykonywała 40 do 43 cykli.

Przykładów korzystnych osiągnięć, przy pracy kompleksowo zorganizowanej można by przytoczyć dużo więcej, bo metoda ta szybko rozpowszechniając się przynosi na terenie ZSRR znaczny wzrost wyników wydajnościowych.

Przykłady te wyraźnie wskazują, że problem organizacji robót górniczych został skierowany na właściwy tor, który pozostawionym założeniom „kompleksowej” organizacji pracy daje możliwości największego realizmu.

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

S. Staszic

HYDRAULICZNA EKSPLOATACJA WĘGLA W KOPALNI „POŁYSAJEWSKAJA SIEWIERNAJA“

Mgr inż. Wilhelm Pordes

Treść: Podano wyniki uzyskane w shydromechanizowanej kopalni węgla, z naświetleniem cech charakterystycznych tej metody eksploatacji.

Grupa polskich inżynierów przemysłu węglowego, pod przewodnictwem wiceministra inż. Jana Mitregi, zwiedziła podczas pobytu w ZSRR, z końcem 1954 r. w Zagłębiu Kuznieckim, między innymi shydromechanizowaną kopalnię „Połysajewskaia Siewiernaja“ trustu „Leninugol“.

Zwiedzenie kopalni oraz przeprowadzone rozmowy z inicjatorem oraz autorem szeregu prac z dziedziny hydromechanizacji kopalń ZSRR, doktorem nauk technicznych W. S. Mucznikiem, umożliwiły polskiej delegacji zaznajomienie się z nową metodą hydraulicznej eksploatacji węgla, której opanowanie i przyswojenie w górnictwie polskim na skalę przemysłową, może mieć doniosłe znaczenie dla dalszego rozwoju przemysłu węglowego.

Zalety podziemnej hydraulicznej eksploatacji węgla

Hydrauliczna eksploatacja węgla nadaje się szczególnie do eksploataowania pokładów płtykich w kopalniach podziemnych bądź odkrywkowych, jak również grubych i stromych pokładów. System ten zapewnia kilkakrotnie wyższą wydajność pracy, w porównaniu z wydajnościami osiąganymi w całkowicie zmechanizowanych kopalniach, zastępując wielooperacyjny proces wydobywania węgla pojedynczym, prostym procesem urabiania złoża węglowego strumieniem wody oraz wodnym transportem urobku do zakładu wzbogacania. Poza tym zapewnia niższe koszty ruchu w porównaniu z innymi systemami eksploatacji oraz odznacza się niedużymi stratami eksploatacyjnymi substancji węglowej, przy czym zanieczyszczenie węgla mieści się w granicach obowiązujących norm.

Hydrauliczna eksploatacja zwiększa bezpieczeństwo pracy, ponieważ robotnicy nie pracują w przodku, a urabianie odbywa się strumieniem wody z monitora, ustawionego w chodniku.

Urabianie wodą oraz transport wodą⁴ zmniejszają niebezpieczeństwo wybuchów gazów i pyłu węglowego oraz podziemnych pożarów, wynikających z zapalania się taśm gumowych przenośników. Omawiany system eliminuje stosowanie jakichkolwiek maszyn wrębowych bądź ładujących w przodkach wybierkowych i przygotowkowych oraz likwiduje pracochłonne czynności, jak obudowę przodków, rabowanie, przekładkę urządzeń odstawy itd.

Hydrauliczna eksploatacja umożliwia prowadzenie przodków bez obudowy, stwarza właściwe warunki dla kierowania zawałem stropu w przodku wybierkowym, zezwalając na bezpieczne wybieranie nóg i płotów od strony zawału, przy regulowaniu szybkości zarabowania się zrobów strumieniem wody z monitora. System ten umożliwia, wobec prowadzenia robót górniczych

bez obudowy, obserwację charakteru odkształcania się skał stropowych w naturalnych warunkach, w zależności od szybkości postępu przodku i przy różnorodnej kolejności wybierania pokładu węgla.

Zezwala na określenie zasadniczych parametrów przyjętego systemu wybierania dla ustalenia optymalnych warunków pracy oraz upraszcza system układu podziemnych wyrobisk górniczych, w szczególności wyrobisk podstawowych, eliminując różnicę w przekrojach i w sposobie prowadzenia wyrobisk wybierkowych i przygotowkowych.

Zapewnia zarazem dużą oszczędność w przekopach oraz zezwala na zmniejszenie przekroju tarcz szybowych, jak i rozmiarów wyrobisk podszybi, znacznie upraszczając skomplikowany system wyrobisk na podszybiu.

Hydrauliczne wybieranie zespala czynności urabiania węgla i odstawy urobku w jeden technologiczny proces. Wobec ciągłości przepływu scalone są wszystkie ogniwa transportu, co eliminuje szereg robót pomocniczych oraz upraszcza znacznie schemat podziemnego transportu, dzięki stosowaniu prostych, jednorodnych środków, jak koryta i rury. Pozwala to zmniejszyć znacznie ilość obsługi na utrzymanie chodników przewozowych oraz urządzeń odstawy. Stan stałego personelu obsługi tylko w nieznacznym stopniu zależy od wielkości wydobywania, przy czym przy 5 % nachyleniu chodników wybierkowych i przewozowych, bezciśnieniowy spływ mieszaniny węgla i wody jest zapewniony i nie wymaga specjalnej obsługi. Transport urobku wodą likwiduje skałczenia i wypadki, zdarzające się przy transporcie kołowym.

Omawiany system zezwala na prosty i ekonomiczny sposób transportowania urobku na powierzchnię, otworami wiertniczymi, przy czym tak ścieranie się węgla, jak i zużycie rur nie są duże. Możliwe jest zarazem bezpośrednie wynoszenie w rurach z powierzchni urobku z kilku sąsiadujących shydromechanizowanych kopalń na odległość 5 ÷ 10 km do centralnego zakładu przerobczego. Fakt ten stwarza warunki dla zespolenia procesu urabiania z procesem wzbogacania, przy czym straty wody w zamkniętym obiegu nie przekraczają 10 ÷ 15 %.

W dalszej konsekwencji system hydraulicznej eksploatacji pozwala na uproszczenie schematów wzbogacania węgla przez zastosowanie nowej aparatury, jak osadzarki dla wzbogacania węgla bez podziału na klasy, csadnikowe wirówki ślimakowe itd.

Omawiana metoda zapewnia wysokie efekty techniczno-ekonomiczne przy częściowym choćby tylko stosowaniu poszczególnych ogniów tego procesu technologicznego w procesie wydobywania. I tak na odległych, odosobnionych oddziałach, można z powodzeniem sto-

sować hydrauliczne urabianie i odstawę węgla wodą w korytach do rzepia na podszybiu, przy wyciąganiu urobku na powierzchnię za pomocą istniejących urządzeń wyciągowych. Wymaga to jednak posiadania dostatecznej pojemności chodników wodnych jako odstojników dla osadzania unoszonych z wodą mułów i szlamów.

Inna odmiana polegać może na utrzymaniu dotychczas stosowanych środków mechanicznego urabiania węgla, przy stosowaniu spłukiwania urobku oraz wodnej odstawy, w połączeniu z hydraulicznym wynoszeniem na powierzchnię bezpośrednio do zakładu wzbogacania.

Zastosowanie hydraulicznej eksploatacji obniża kilkakrotnie koszt budowy nowej kopalni, jak również koszty rozbudowy istniejących kopalń, skracając wydatnie okres czasu budowy i rozbudowy kopalni.

Wady hydraulicznej eksploatacji węgla

Do wad omawianej metody zaliczyć należy stosunkowo skomplikowaną gospodarkę wodną, mułową i szlamową oraz konieczność stosowania kruszarek pod ziemią.

Opis kopalni Polysajewskaja Siewiernaja

Dane ogólne. Kopalnia leży w Zagłębiu Kuznieckim, w odległości około 25 km od Lenińska-Kuznieckiego,

na wysokości 242,5 m p. n. m. Eksploatuje jeden pokład głębokości 67,5 m. Grubość pokładu waha się w granicach od 1,75 m do 2,1² m, nachylenie wynosi 5 ÷ 6°.

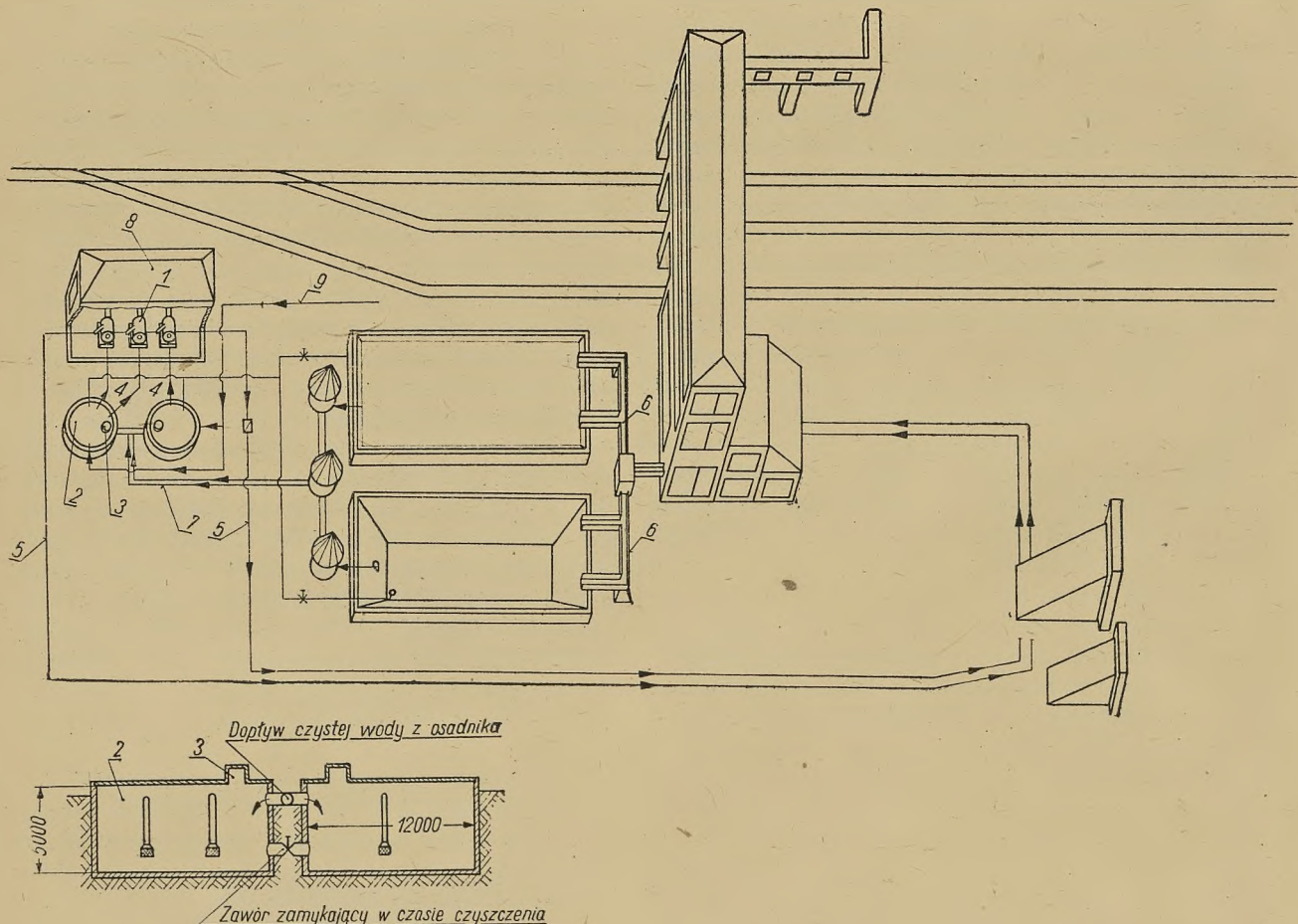
Kopalnia rozpoczęła produkcję z końcem 1953 r., obecne dzienne wydobycie kopalni, przy pracy na trzy zmiany, wynosi 700 do 900 t. Załoga kopalni wynosi 286 ludzi, z czego w przodku węglowym zatrudnionych jest 16,8 % stanu załogi. Na dole ogółem zatrudnionych jest 48 % załogi.

Koszt wydobycia jednej tonny węgla wynosi 42 rubl.

Powierzchnia (rys. 1). W kopalni znajduje się zakład przeróbczy, w którym wzbogaca się węgiel w korytach „Reo” i rozdziela urobek na poszczególne sortymenty. Obok budynku płuczki są dwa osadniki do klarowania wody obiegowej oraz stacja wysokociśnieniowa pomp, dostarczająca wody do monitorów.

Pompy pobierają wodę z osadników wyklarowanej wody bądź z pobliskiego stawu. Ponadto znajdują się budynki administracyjno-gospodarcze.

Część podziemna kopalni. Eksploatowany pokład jest udostępniony dwiema równoległymi upadowymi, z których jedna jest wdechowa i służy za schodową dla załogi, druga zaś jest upadową wentylacyjną, odprowadzającą zużyte powietrze. W upadowych ułożone są dwie pary rurociągów średnicy 250 mm. Jedną parą rurociągów tłoczy się wodę pod wysokim ciśnieniem do monitorów dla hydraulicznego urabiania, przy czym jeden rurociąg jest czynny, a drugi rezerwowy.

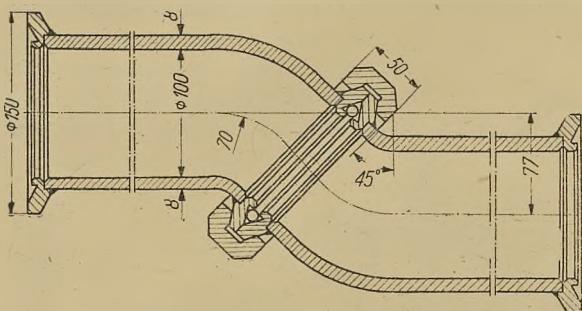


Rys. 1. Schemat obiegów wody i węgla na powierzchni kopalni shydromechanizowanej

- 1 — trzy pompy po 300 m³/godz 42 atn (1 czynna, 1 rezerwa, 1 remont); 2 — zbiorniki czystej wody po 500 m³ o przekroju 12 × 5 m;
3 — studnia; 4 — przewody ssawne pomp o przekroju 250 mm; 5 — przewody tłoczne po dwa, 1 czynny i rezerwowy; 6 — koryta;
7 — przewody o przekroju 300 mm; 8 — pompownia; 9 — przewody dodatkowej wody kopalnianej (10 ÷ 15 %)

Druga para rurociągów służy do transportowania mieszaniny węgla i wody. Wzierniki umieszczone co kilkadziesiąt metrów umożliwiają przetykanie rurociągów w razie ich zatykania. Bezśrubowe łączenie rur za pomocą szybkozłączy zmniejsza pracochłonność układania rurociągów i skraca czas potrzebny na wydłużenie czy też skrócenie przewodów.

Złącze składa się z połączonych zawiasowo półobieków, ściągniętych klinem. Objełki nałożone na przyspawane do rur kołnierze, ściągnięte klinem, zapewniają wymaganą szczelność i sztywność połączenia. Przy zastosowaniu złączy tego typu, czas potrzebny na podłączenie, czy też odjęcie rury nie przekracza 5 ÷ 6 min. Specjalnej konstrukcji kolana (rys. 2) składające się



Rys. 2. Kolano z szybkozłączem

z dwóch wygiętych pod kątem 45° odcinków rur, połączonych szybkozłączami umożliwiają łatwe i szybkie układanie rur pod dowolnym kątem od 0 ÷ 90°.

Prowadzenie wyrobisk górniczych z 5 % wzniosem zapewnia beciśnieniowy spływ urobku pod własnym ciężarem w otwartych korytach od przodku do rzępi pomp, którymi transportuje się dalej węgiel na powierzchnię.

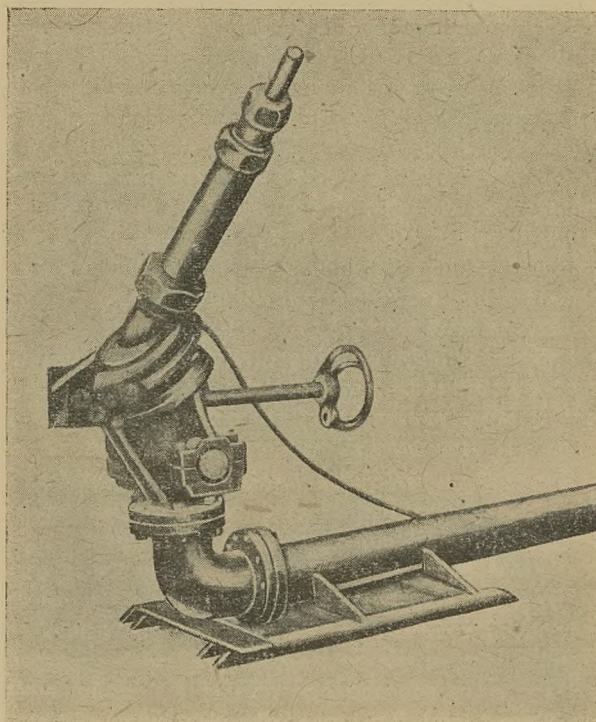
Pokład eksploatuje się systemem zabierkowym, poprzecznym z zawalem. Dowierzchnie zakłada się z chodnika podpiętrowego w odległości co 30 m. Wybieranie jedno- lub dwuskrzydłowe z jednej dowierzchni. Długość zabierek dochodzi do 15 m i jest ograniczona skutecznością zasięgu monitoru.

Roboty eksploatacyjne. Przy wybieraniu wąskimi przodkami wybranej przestrzeni nie obudowuje się. Przy bardzo słabym stropie zapina się w zagrożonych miejscach stropnice lub stawia krzyże. Kierunek zabierek dobiera się tak, by węgiel bezpośrednio spływał do koryt. Początkowa szerokość zabierki wynosi 2,5 do 3,0 m, następnie poszerza się ją w górę do zawalu przez ubranie nogi do szerokości około 5 m. Kierunek urabiania w przodkach powinien być równoległy do jednej z płaszczyzn kłiważu. Obrywanie się węgla obniża wydanie rozchód energii na urabianie. W sprzyjających warunkach, monitorowy reguluje jedynie strumieniem wody szybkość obrywania się węgla. Przy słabych stropach należy zmniejszać intensywność zawalania się węgla przez skrócenie szerokości zabierki do 3 m.

Hydrauliczne urabianie. Urabianie węgla odbywa się skupionym strumieniem wody, o dużej energii kinetycznej, wytworzonym w wysokociśnieniowym monitorze. Stosowane monitory typu GM-1 (rys. 3) bądź RGM-1, zezwalają na obrót ich prądownic o 360° dookoła osi pionowej i o 140° dookoła osi poziomej. Znajdująca się na powierzchni kopalni stacja pomp dostarcza wody do monitorów. Z zainstalowanych trzech pomp odśrodkowych ($Q = 300 \text{ m}^3/\text{godz}$ wody, $H = 42 \text{ atn}$, $N = \text{około}$

500 kW) jedna jest czynna, druga w rezerwie, trzecia zaś przewidziana do naprawy. Zużycie wody wynosi przeciętnie 3 m^3 wody/tonnę wydobytego węgla. W przygotówkach zużycie wody jest większe i dochodzi do 5 m^3 na jedną tonnę urobku. Woda krąży w obiegu zamkniętym, dodatek świeżej wody nie przekracza 10 do 15 % ogólnej ilości wody. Od sprawności pracy stacji pomp, zależy ciągłość pracy shydromechanizowanej kopalni.

Monitory ustawia się w chodnikach wybierkowych i podłącza do przewodu wodnego. Umieszcza się je w odległości $1,5 \div 2,0 \text{ m}$ od czoła przodku. Na przewodzie zabudowuje się zasuwę, hydraulicznie zdalnie sterowaną ze stanowiska monitorowego, co zezwala mu na okresowe przemykanie dopływu wody do monitora w celu skrupulatnego przeglądu powierzchni czoła przodku. Włom wykonuje się strumieniem wody na głębokość $0,5 \div 1,0 \text{ m}$ w najbardziej słabym odcinku przodku, w kierunku uwarstwienia, najczęściej w spagu, a skierowując strumień wody równoległe do utworzonej szczeliny, urabia się węgiel. Hydrauliczne urabianie zespala w jeden proces wszystkie czynności technologiczne wybierania. Woda wnika pod ciśnieniem w wytworzone szczeliny w sferze uderzenia strumienia, oddziela kawałki węgla od calizny. Wydajność hydraulicznego urabiania zwiększa się znacznie przy istnieniu wyraźnie zarysowanego kłiważu, oraz gdy pod wpływem ciśnienia górotworu i odprężania się węgla powstaje system pęknięć. Dla skutecznego urabiania



Rys. 3. Monitor typu GM-1

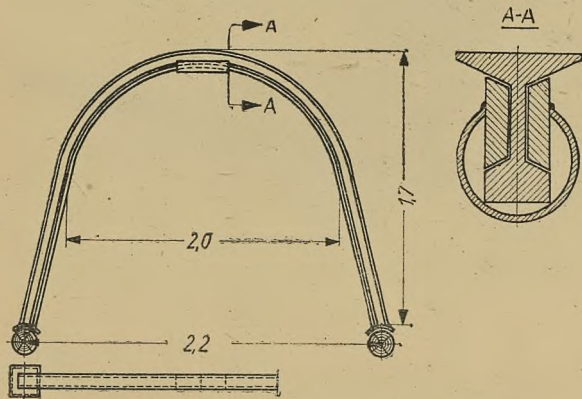
hydraulicznego wystarcza w tych przypadkach ciśnienie nie przekraczające 40 atn. Przy ostro zaznaczonym kłiważu, twardość węgla nie stanowi czynnika decydującego o postępie. Przy urabianiu bardzo zwężonych, monolitowych węgli, obok podwyższonego ciśnienia strumienia wody, stosuje się dla rozluźnienia powierzchni przodku, wstępne odstrzeliwanie. W tym celu wierci się 2 ÷ 4 do 6 otworów strzałowych. Średnie zużycie ma-

teriałów wybuchowych wynosi 200 g/t wydobycia. Urobiony węgiel spływa dopiero po ostatecznym nasyceniu go wodą. Monitorowy skierowując strumień wody na urobiony węgiel powoduje spłynięcie go w kierunku koryta. Na granicy zawału, węgiel przy okresowym zmywaniu go strumieniem wody zsuwa się po stoku skały płonnej. Większy ciężar właściwy skał płonnych oraz różnica w nasycalności wodą powoduje, że skały płonne trudniej się zmywają. Tak dokonuje się naturalne oddzielanie się węgla od skały płonnej bez stosowania jakichkolwiek sztucznych środków np. w postaci siatek elastycznych.

Długość przodku wybierkowego należy ograniczać w zależności od skuteczności działania strumienia wody monitora. Skuteczność urabiania zależy od odległości monitora od czoła przodku i wynosi 4 ÷ 6 m dla węgla zwęzłych, dla węgla miękkich i średniotwardych odległość tę można powiększyć do 8 ÷ 10 m, a nawet do 15 ÷ 20 m.

Organizacja i wydajność pracy. W skład drużyny wybierkowej bądź chodnikowej wchodzi monitorowy i dwaj budowacze. Stosuje się z zasady wieloprzodkową organizację pracy. Drużyna obsługuje zwykle 2 ÷ 3 przodki, przy czym w jednym prowadzi się hydrauliczne urabianie, w pozostałych zaś stawia się obudowę, przenosi monitory, przedłuża rurociągi i koryta, wierci otwory i strzela. Po wydrążeniu 2,0 ÷ 2,5 m chodnika monitorowy przechodzi do następnego przodku. Drużyna wykonuje na zmianę średnio 6 ÷ 7 m chodnika, w sprzyjających warunkach nawet do 10 ÷ 14 m. Szybkość drążenia chodnika bez obudowy wynosi, w zależności od stosowanego ciśnienia wody od 2 ÷ 7 m/godz. Do najbardziej pracochłonnych czynności należy obudowa, przedłużanie rur i przenoszenie monitora. Wydajność pracy robotnika przodkowego wynosi 1,5 ÷ 3,5 m chodnika na zmianę, wobec 0,4 ÷ 0,6 m przy drążeniu chodników zwykłymi sposobami zmechanizowanymi.

Obudowa. Przy szybkości postępu chodnika do 30 m/dobę i więcej, problem nadążenia obudowy nabiera dużego znaczenia. Dla zmniejszenia pracochłonności tych robót oraz zapewnienia łatwego i szybkiego rabowania obudowy stosuje się metalową obudowę, złożoną z półłuków, połączonych szybkozłącznym zamkiem (rys. 4), co zezwala na szybkie zabudowanie i ła-



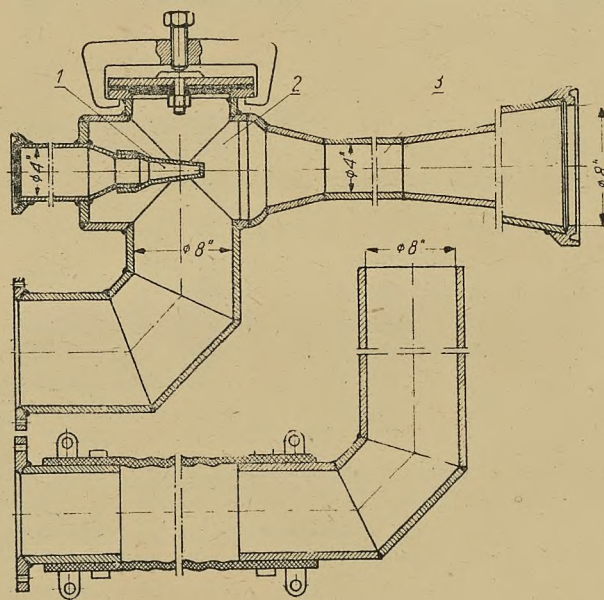
Rys. 4. Metalowa obudowa z szybkozłącznym zamkiem

two rabowanie obudowy. Często stosuje się również tak zwaną inwentarzową obudowę drzewną, składającą się z niepełnych ram (opinka stropu i boków) z długimi

okładzinami. Czas ustawienia głównej i pośredniej ramy z długimi okładzinami przez dwóch budowaczy wynosi 1,0 ÷ 1,4 godz. Rabowanie obudowy odbywa się za pomocą strumienia wody.

Transport hydrauliczny i hydrauliczne podnoszenie. Do podstawy urobku stosuje się stalowe koryta, szerokości 400 ÷ 500 mm, wysokości 300 mm, ułożone po spągu. Zwykle stosuje się 5 % nachylenie wyrobisk, przy spływie zaś mieszaniny węgla i wody w ilości 300 m³/godz nachylenie można zmniejszyć do 0,03, a przy wyłożeniu koryt szkłem lub płytkami ceramicznymi nawet do 0,01.

Wielkość ziarn węgla, transportowanego w korytach nie powinna przekraczać 200 ÷ 300 mm. W przypadkach, gdy nie może mieć miejsca bezciśnieniowy spływ urobku, stosuje się hydrauliczne pompy strumieniowe lub pompy do transportu węgla. Hydrauliczne pompy strumieniowe odznaczają się prostotą konstrukcji oraz brakiem części ruchomych (rys. 5). Wadą ich, specjalnie



Rys. 5. Hydrauliczny podnośnik

przy wyższych ciśnieniach (ponad 30 ÷ 40 m) jest niski współczynnik sprawności (około 0,2) i dlatego stosuje się je do transportu węgla na nieduże odległości, bądź do podnoszenia na nieduże wysokości. Sprawność tych pomp strumieniowych można poprawić przez wytrącanie wody i zagęszczenie transportowanej mieszaniny. Przedostawanie się powietrza do przewodu ssawnego w związku z nierównomiernym dopływem mieszaniny węgla i wody z przodku nie wpływa ujemnie na pracę hydraulicznej pompy strumieniowej. Do hydraulicznego transportu węgla na duże odległości i do hydraulicznego podnoszenia na duże wysokości, stosuje się odśrodkowe pompy kanałowe. Tłokowe nadajniki stosuje się do podnoszenia na wysokość przewyższającą 500 m. Wydajność stosowanych pomp odśrodkowych typu 6-NUW wynosi 300 m³/godz, wysokość tłoczenia jednego stopnia 70 m. Do większych wysokości podnoszenia, łączy się pompy szeregowo.

Dla zmniejszenia zużycia się pomp, są one zbrojone wykładzinami pancernymi. Pompę dla rozruchu zalewa się wodą z rurociągu doprowadzającego pod wysokim ciśnieniem wodę do monitorów. Wydajność pomp dobiera się dla maksymalnego dopływu urobku z przodku.

Przy mniejszych dopływach, pomp nie należy zatrzymywać, gdyż może to spowodować zatkanie się rurociągu.

Również przemykanie zasuwy na rurociągu tłocznym może doprowadzić do zatkania się przewodu. Wydajność pompy można regulować w zakresie od $10 \div 12\%$ zasaniem powietrza przez specjalny zawór zabudowany na przewodzie ssawnym. Istnieją automatyczne regulatory wydajności pompy, w zależności od ilości dopływającej mieszaniny węgla i wody. Po zatrzymaniu ruchu pompy, przewód tłoczny należy bezwzględnie przemyć, w przeciwnym przypadku może nastąpić zatkanie się rurociągu. Przez regulację głębokości zanurzenia rurociągów ssawnych w rzapiu, uzyskuje się łatwy rozruch oraz zapobiega zatykaniu się tych przewodów. Rzapia pomp wykonuje się o wymiarach $4 \times 4 \times 1,5$ m.

Przeloty kanałów wirnika ograniczają wielkość przepuszczanych przez pompę ziarn węgla do 70 mm. W celu dostosowania wielkości ziarn węgla do przelotu kanałów wirnika pompy, węgiel kruszy się w kruszarkach zabudowanych pod ziemią w chodnikach transportowych. Używa się kruszarek młotkowych ze względu na ich małe wymiary, nieduży ciężar, łatwość montażu oraz możliwość obniżenia miejsca nadawy, co jest ważne przy beciśnieniowym transporcie.

Kruszarki młotkowe typu D-1 i D-2 wykonywane są dla wydajności $50 \div 70$ t/godz węgla kawałkowego ($80 \div 120$ t/godz pospółki) i ważą 420 bądź 700 kg. Gabaryty kruszarki typu D-1 wynoszą $500 \times 1000 \times 1100$ mm, typu zaś D-2: $700 \times 1030 \times 1100$ mm. Kruszarki zabudowuje się w przeciągu jednej do dwu zmian.

Przeróbka węgla. Z natury rzeczy stosuje się mokre wzbogacanie. Wydawana na powierzchnię mieszanina węgla i wody doprowadzana jest do odстойników. Pojemność poszczególnych odстойników nie może być mniejsza od jednodobowego wydobycia kopalni i powinna zapewniać oczyszczenie się wody przed powtórny jej użyciem w obiegu zamkniętym. Wzbogacanie w osadarkach bądź w korytach Reo wymaga utrzymania stosunku ciał stałych do ciekłych w mieszaninie węgla z wodą zgodnie z technologicznymi wymaganiami procesu wzbogacania. Osiąga się to przez doprowadzenie z odстойników do aparatów wzbogacania mieszaniny już odpowiednio zagęszczonej. Węgłe energetyczne, łatwo wzbogacalne przerabia się obecnie w korytach Reo.

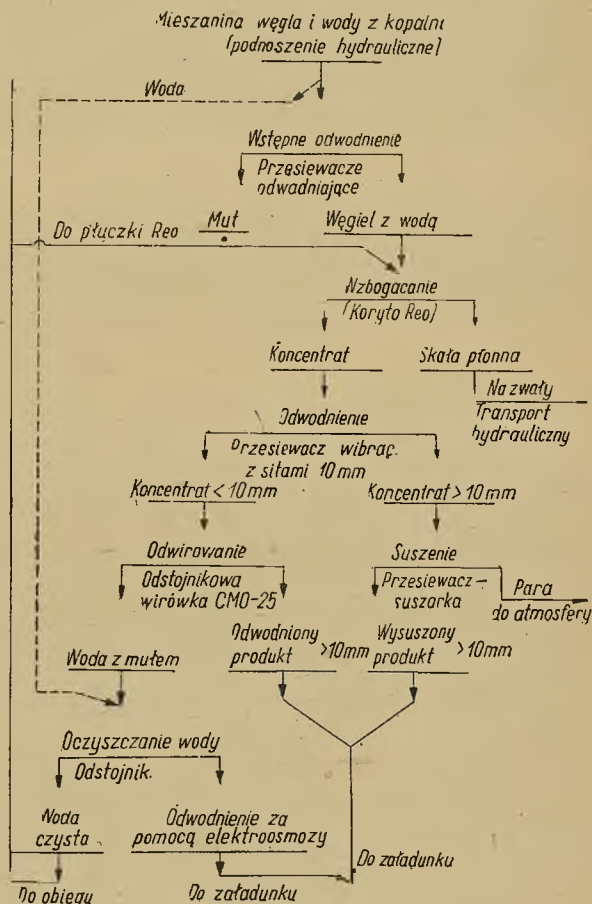
Bardziej celowe jest stosowanie osadzarek wzbogacających węgiel bez uprzedniego rozdziału na klasy. Odwodnienie węgla i oczyszczenie się wody kończy proces wzbogacania węgla. Na rys. 6 przedstawiono jakościowy schemat przeróbki węgla, z zastosowaniem ślimakowych wirówek odстойnikowych typu CMO-25, przenośników i przesiewaczy-suszarek oraz osadników-suszarek.

Po wzbogaceniu w korytach Reo, koncentrat skierowany jest na przesiewacz odwadniający górny. Produkt przesiewacza, węgiel, klasa powyżej 10 mm lub 3 mm, odwodniony do $10 \div 12\%$, idzie na przesiewacz-suszkarkę, skąd po podsuszeniu do $3 \div 4\%$ wilgoci skierowany jest na skład załadunkowy.

Dolny produkt przesiewacza, klasa $10 \div 0$, bądź $3 \div 0$ skierowuje się razem z wodą do ślimakowych wirówek odстойnikowych. Odwodniony węgiel z wirów-

ki (przy wilgoci $7 \div 9\%$) miesza się z węglem z przesiewacza-suszarki, centryfugat zaś (z zawartością ciał stałych do 20 g/l) spływa do odстойników dla wyklarowania. Oczyszczona woda wraca z odстойników do obiegu, muły zaś odwadnia się za pomocą elektroosmozy i wygarnia letnią porą. Ślimakowe wirówki odстойnikowe przerabiają węgiel klasy $10 \div 0$, i budowane są na wydajność 200 m³/godz mieszaniny (około 25 t/godz ciał stałych).

Odwirowany węgiel klasy $10 \div 0$ (przy zawartości w węglu $50 \div 60\%$ mialu klasy $1 \div 0$) ma $7 \div 9,5\%$ wilgoci, zawartość zaś ciał stałych w odwirowanym centryfugacie wynosi $2 \div 6$ g/l.



Rys. 6. Schemat jakościowy wzbogacania

Zaletą wirówek ślimakowych jest scalenie w jednej maszynie procesów odwadniania i oczyszczania wody oraz możliwość zasilania mieszaniną węgla i wody o dowolnym stosunku ciał stałych do ciekłych bez potrzeby poprzedzającego zagęszczania.

Odстойniki-suszarki mają dna specjalnej konstrukcji, zaopatrzone w system kanałów drenażowych. Odстойniki tego typu złożone z dwóch sekcji, łączą w sobie funkcje magazynowania i suszenia węgla oraz oczyszczania wody. Pojemność sekcji wynosi 2500 m³. Sekcje pracują na przemian. Przy pracy odстойnika z podsuszaniem, po osiągnięciu przez warstwy osadu wysokości 1,8 do 2,0 m, spuszcza się wodę z osadnika dolną rurą zlewową, umieszczoną na wysokości 2,0 m od poziomu dna. Pozostałą wodę wydziela się z osadu filtrowaniem przez warstwę węgla (pod działaniem siły ciężkości). Czas filtrowania wynosi 1 dobę, jednakże już po 8 godzinach wilgoć pospółki w górnych warstwach osiąga

12 ÷ 15 %, co zezwala na przystąpienie do wyładunku i podsuszania węgla. Węgiel podsusza się w odstojniku (do 5 ÷ 6 % wilgoci) za pomocą wentylatorów doprowadzających gorące gazy spalinowe do systemu kanałów drenażowych. Gazy te płynąc z dołu do góry na wskroś warstwy węgla podsuszają intensywnie węgiel. Wyładowywanie węgla z odstojników odbywa się zgaraniarkami. Odstojniki stosuje się w połączeniu z przenośnikami-suszarkami.

Stosowane suszarki nowych typów różnią się od używanych zwykle w zakładach wzbogacania węgla do suszenia mułów suszarek rurowych bądź bębnowych. Suszenie pospółki na przenośniku-suszarce i grubych asortymentów na przesiewaczu-suszarce przez gorące spaliny przechodzące na wskroś przez przesuwającą się warstwę wilgotnego węgla zapewnia dobry kontakt suszącego czynnika z wilgotną powierzchnią węgla. Tą drogą można podsuszyć pospółkę do zawartości 3 ÷ 4 %

wilgoci przy rozchodzie paliwa 13 ÷ 16 kg/t podsuszanego węgla. Przenośniki-suszarki oparte są na przenośniku zgrzeblowym STR-30, wyposażonym na długości 14 m w dna sitowe, którymi doprowadza się gorące spaliny.

Unoszone cząsteczki przez spaliny po przejściu przez warstwę suszonego węgla, wytrącane są w multicyklonach.

Zakończenie

Podziemna hydrauliczna eksploatacja węgla ma dużą przyszłość. Obecnie w polskim górnictwie węglowym rozpoczęto szereg prac wstępnych dla opanowania i wprowadzenia tej nowoczesnej technologii eksploatacji węgla do naszych kopalń. Zbadanie możliwości stosowania w różnych warunkach geologicznych i górniczych hydraulicznej eksploatacji stanowi pilne i wzięte zadanie dla polskich górników.

622.222.6(053.2)

ZALEŻNOŚĆ SZYBKOŚCIOWYCH WYNIKÓW ZGŁĘBIANIA SZYBÓW OD GŁĘBOKOŚCI OTWORÓW ŚWIDROWYCH

(na podstawie materiałów zaczerpniętych z fachowej literatury radzieckiej)

Mgr inż. Michał Bajer

Treść: Dalsze usprawnienia w dziedzinie szybkościowego zgłębiania szybów metodą klasyczną. Analiza zależności czasu zgłębiania szybów od różnych czynników, a między innymi od głębokości otworów świdrowych. Zależności te wynikają z załączonych zestawień i krzywych zbudowanych na podstawie danych praktycznych otrzymanych w różnych kopalniach Związku Radzieckiego.

Szybkościowe metody zgłębiania szybów zajmują bez przerwy umysły techników radzieckich. Istotnie, dla górnictwa radzieckiego jest to problem zasadniczej wagi, jeżeli wziąć pod uwagę, że górnictwo w ZSRR znajduje się w pełnym rozwoju i że w związku z tym ilość szybów nowych i pogłębianych jest znaczna. Z drugiej strony tempo wydobywania węgla i rud, jak to wynika z ostatnich planów pięcioletnich, jest tak wielkie, że aby je umożliwić rozbudowa kopalń egzystujących i budowa nowych musi się odbywać z szybkością dotąd niepraktykowaną. Otóż czynnikiem decydującym, który wpływa bezpośrednio na czas budowy i rozbudowy kopalń, jest właśnie czasokres niezbędny do zgłębiania szybów. Według źródeł radzieckich wynosi on 50 %, a niekiedy nawet więcej, całego okresu budowy kopalni w warunkach zagłębi węglowych ZSRR. W świetle danych przytoczonych wyżej zrozumiałe są wysiłki techników radzieckich w kierunku osiągnięcia możliwie największych przeciętnych szybkości zgłębiania szybów. Wysiłki te uwieńczone są często doskonałymi wynikami; fachowa prasa radziecka przytacza rekordy z tego zakresu przekraczające 100 mb, a dochodzące nawet do 150 mb, gotowego szybu w ciągu miesiąca. Niestety, są to na razie tylko poszczególne wyuczyny, osiągane zawdzięczając dobrej organizacji pracy, właściwemu doborowi składu osobowego drużyn roboczych, trafnemu rozwiązaniu szeregu problemów technicznych, a w szczególności odpowiedniemu doborowi urządzeń mechanicznych itd. Jeżeli jednak chodzi o ogólną przeciętną szybkość zgłębiania wszystkich szybów, to zdaniem radzieckich fachowców, jest ona ciągle jeszcze niewystarczająca i znajduje się poniżej ustalonej normy.

Do tej pory zgłębianie szybów odbywa się klasycznym górnictwem sposobem to znaczy, że skałę urabia się materiałem wybuchowym, ładowanym do otworów świdrowych. Czynności wiertniczo-strzałowe są na ogół skomplikowane. Dobór właściwego materiału wybuchowego, ustalenie jego ilości dla każdej głębokości otworu i rodzaju skał, następnie głębokość otworów i ich średnica, rozmieszczenie otworów w przodku szybowym, ilość otworów w zależności od zabioru i jakości skał itd. wszystkie te czynniki w robotach wiertniczo-strzałowych wiążą się z sobą, dając częstokroć wyniki nie takie, jakich się spodziewano. Dzieje się tak między innymi dlatego, że w wielu przypadkach brak jest jeszcze niezawodnej podbudowy naukowej, dającej możliwość posilkowania się nią przy rozwiązywaniu problemów praktycznych, związanych ze zgłębianiem szybów metodą klasyczną. Aby ominąć te trudności technicy radzieccy, poszukując innych szybszych metod zgłębiania szybów, zatrzymali się na metodzie mechanicznej, która eliminuje stosowanie materiałów wybuchowych i wiercenie otworów. Skała urabiana jest za pomocą agregatu obrotowego, spoczywającego na dnie szybu. Metoda ta weszła obecnie w stadium prób i niedaleka przyszłość pokaże, czy i z jakim wynikiem zastąpi ona obecnie klasyczną metodę zgłębiania szybów.

Na razie więc górnictwo dysponuje starą metodą i wysiłki techników radzieckich idą w kierunku wprowadzenia do niej takich ulepszeń i zmian, które przy ich rozpowszechnieniu zapewniłyby przeciętne wyniki znacznie wyższe od tych, jakie osiągnięto do tej pory.

Zaznaczono wyżej, że ustalenie parametrów, od których zależą wyniki robót strzałowych w przodkach gór-

nicznych w obecnym stanie nauki nie jest jeszcze możliwe. Trzeba więc przy zgłębianiu szybów posługiwać się albo danymi zaczerpniętymi z podręczników normowania, albo posilkować się wzorami empirycznymi, przy czym jedne i drugie oparte są na materiałach wziętych z praktyki. W tym stanie rzeczy wydaje się wskazane przeprowadzenie analizy robót wiertniczo-strzałowych na podstawie praktycznych danych techniczno-gospodarczych, osiągniętych przy szybkościowym zgłębianiu szeregu szybów. Praca taka została wykonana w oparciu o wyniki, które znalazły swój wyraz w zestawieniach i wykresach szybkościowego zgłębiania szybów „Wietka Głubokaja“ (za marzec i czerwiec) i „Czajkino-Głubokaja“ (za sierpień) w skałach wytrzymałości $f = 4,6$ i 8 (według Protodiakonowa). Głębokość otworów świdrowych zmieniano od 1,3 do 3,5 m. Wymiary zgłębianych szybów i ich wyposażenie techniczne podane są w tablicy 1.

Niektóre wyniki praktyczne głębiania wymienionych wyżej szybów i ich wzajemne zależności ujęte zostały

w tablicach przytoczonych niżej, przy czym porównania przeprowadzone zostały dla głębokości otworów:

1,3; 1,6; 2,2; 2,3; 3,3 m — w łupkach gliniastych,
1,3; 1,5; 2,0; 2,3; 3,06 m — w łupkach piaszczystych,
1,3; 2,0; 3,0 m — w piaskowcach.

Aby otrzymać wielkości porównywalne wprowadzony został do obliczeń współczynnik wyrażający stosunek powierzchni przodków szybów „Wietka Głubokaja“ i „Czajkino-Głubokaja“, wynoszący 1,15, jak również współczynnik różnicy siły 83 % dynamitu i 62 % dynamitu, który wynosi 1,26. Po wprowadzeniu tych współczynników otrzymano poniższe zestawienia (tablica 2, 3, 4 i 5).

Na podstawie wyników podanych w przytoczonych poniżej tablicach 2, 3, 4 i 5 zbudowane zostały wykresy (1 ÷ 9), z których wynikają zależności różnych charakterystycznych dla głębianych szybów parametrów od głębokości otworów świdrowych. Więc na wykresach 1, 2 i 3 zbudowanych na podstawie tablicy 2, podany został czas trwania poszczególnych czyn-

Tablica 1

Niektóre dane dotyczące zgłębianych szybów	Szyb N2 „Wietka Głubokaja“, miesiąc marzec	Szyb skipowy „Czajkina Głubokaja“, miesiąc sierpień	Szyb N2 „Wietka Głubokaja“, miesiąc czerwiec
Średnica szybu w wyłomie, m	7,5	7,0	7,5
Powierzchnia przekroju przodku w wyłomie, m ²	44,2	38,5	44,2
Kąt nachylenia pokładów, stopni	12,5	5,0	12,5
Dopływ wody, m ³ /godz	25,0	2,0	25,0
Typ wiertarek	DM-506	DM-506	DM-506
Ilość wiertarek, sztuk	12 — 13	11 — 12	10 — 13
Ilość otworów strzałowych przypadająca na jeden zabiór	73	40	40
Rodzaj materiałów wybuchowych	62 % dynamit	83 % dynamit	62 % dynamit
Rodzaj przybitki	piasek, glina	granulowany żużel	piasek, glina
Typ zapalników	o działaniu natychmiastowym i opóźnionym		
Powierzchnia przodku przypadająca na jedną wiertarkę, m ²	3,7	3,5	3,5
Powierzchnia przodku przypadająca na jeden BCZ-1, m ²	14,7	12,8	14,7
Pojemność kubłów (wyciąg dwukubłowy), m ³	2,0	1,5	2,0

Tablica 2

Porównanie czasu robót wiertniczo-strzałowych odniesione do 1 mb postępu przodku

Czynności	w łupkach gliniastych f = 4					w łupkach piaszczystych f = 8					w piaskowcu f = 8		
	głębokości otworów świdrowych, m												
	1,3	1,6	2,2	2,3	3,3	1,3	1,5	2,0	2,3	3,06	1,5	2,0	3,0
Czas niezbędny do obwiercenia przodku, odniesiony do 1 mb postępu, godz/m	0,496	0,522	0,99	0,904	1,16	0,606	0,633	1,08	1,15	1,46	0,75	1,43	2,56
Czas ładowania otworów odniesiony do 1 mb postępu, godz/m	0,314	0,316	0,85	0,81	0,63	0,363	0,344	0,608	0,57	0,825	0,59	0,78	1,14
Całkowity czas niezbędny do wykonania wszystkich czynności związanych z robotami wiertniczo-strzałowymi, odniesiony do 1 mb postępu przodku, godz/m	1,1	1,1	1,99	1,84	1,99	1,22	1,27	1,85	1,85	2,54	1,53	2,46	4,04

Tablica 3

Zależność współczynnika wykorzystania otworów od rozchodu materiałów wybuchowych na 1 m³ obwierconej skały

Wskaźniki	Łupek gliniasty <i>f</i> = 4					Łupek piaszczysty <i>f</i> = 6					Piaskowiec <i>f</i> = 8		
	głębokość otworów świdrowych, m												
	1,3	1,6	2 2	2,3	3,3	1,3	1,5	2,0	2,3	3,06	1,5	2,0	3,0
Rozchód materiałów wybuchowych na 1 m ³ obwierconej skały, kg/m ³	0,92	0,75	0,665	1,13	1,03	0,92	0,73	1,07	1,26	0,95	0,73	0,85	1,06
Rozchód materiałów wybuchowych na 1 m ³ ostrzeżonej skały, kg/m ³	0,99	0,87	0,77	1,32	1,26	0,97	0,87	1,35	1,45	1,2	0,96	0,98	1,67
Współczynnik wykorzystania otworów	0,93	0,86	0,86	0,85	0,82	0,97	0,84	0,82	0,86	0,79	0,77	0,87	0,64

Uwaga: Rozchód materiałów wybuchowych przeliczono na 62 % dynamit.

Tablica 4

Zależność wydajności ładowarki BCZ-1 od rozchodu materiałów wybuchowych na 1 m³ obwierconej skały i ilość czasu potrzebna na załadowanie i wiercenie otworów

Wskaźniki	Łupek gliniasty f = 4					Łupek piaszczysty f = 6					Piaskowiec f = 8			
	głębokość otworów świdrowych, m													
	1,3	1,6	2,2	2,3	3,3	1,3	1,5	2,0	2,3	3,06	1,5	2,0	3,0	
Rozchód materiałów wybuchowych na 1 m ³ obwierconej skały, kg/m ³	0,93	0,75	0,662	1,13	1,03	0,92	0,73	1,07	1,26	0,95	0,73	0,85	1,06	
Wydajność ładowarki BCz-1, m ³ /godz skały w całości	2,45	2,54	3,2	3,26	2,56	2,85	2,42	2,72	2,98	2 59	1,72	2,36	1,92	
Ilość czasu potrzebna na załadowanie skały, % cyklu	71,5	71,4	62,2	61,0	63,5	75,7	70,6	67,2	61,1	58,2	74,0	64,4	55,0	
Ilość czasu potrzebna na wiercenie otworów, % cyklu	5,9	6,4	18,3	14,0	12,8	7,0	7,5	15,5	16,4	13,9	6,6	16,9	18,4	

Tablica 5

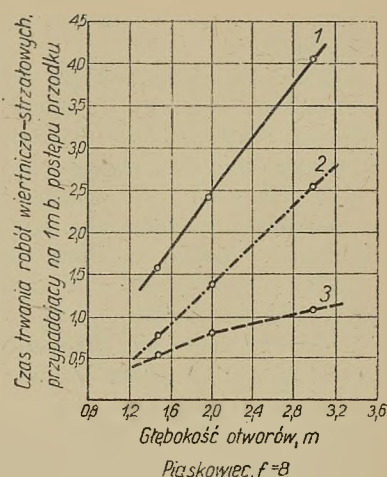
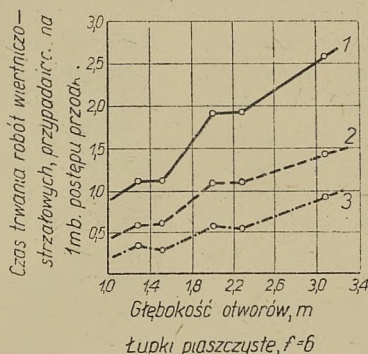
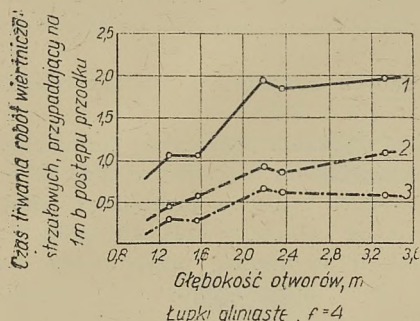
Porównanie czasu trwania poszczególnych czynności składających się na pełny cykl, odniesionego do 1 mb zgłębnego szybu

Czynności	Łupek gliniasty f = 4					Łupek piaszczysty f = 6					Piaskowiec f = 8		
	głębokość otworów świdrowych, m												
	1,3	1,6	2,2	2,3	3,3	1,3	1,5	2,0	2,3	3,06	1,5	2,0	3,0
Czas potrzebny do załadowania 1 mb skały zgłębnego szybu, godz/m	6,03	5,74	$\frac{4,02^*)}{4,03}$	$\frac{3,93^*)}{4,52}$	5,75	6,53	6,1	$\frac{4,7^*)}{5,4}$	$\frac{4,28^*)}{4,94}$	5,7	8,55	$\frac{5,43^*)}{6,25}$	7,65
Czas trwania czynności pomocniczych ustalony w stosunku do 1 mb zgłębnego szybu, godz/m	1,35	1,44	0,62	0,75	1,52	1,51	1,48	0,53	0,76	1,72	1,63	0,55	2,64
Czas trwania głównych czynności ustalony w stosunku do 1 mb zgłębnego szybu, godz/m	6,83	4,64	$\frac{5,85^*)}{6,62}$	$\frac{5,7^*)}{6,30}$	7,55	7,47	6,96	$\frac{6,27^*)}{7,25}$	$\frac{6,27^*)}{6,86}$	8,0	9,93	$\frac{7,95^*)}{8,71}$	11,42
Całkowity czas wszystkich czynności przypadający na 1 mb zgłębnego szybu, godz/m	8,4	8,1	7,44	7,4	9,05	9,4	8,4	8,05	8,00	9,75	11,65	10,65	14,0

*) W mianowniku podano wskaźniki uwzględniające różnicę płaszczyzn przodków szybów.

ności wiertniczo-strzałowych w zależności od głębokości otworów wierconych w różnych rodzajach skał.

Analiza krzywych wykresów 1, 2 i 3 stwierdza, że



Rys. 1, 2 i 3. Krzywe zależności czasu trwania poszczególnych czynności wiertniczo-strzałowych od głębokości otworów

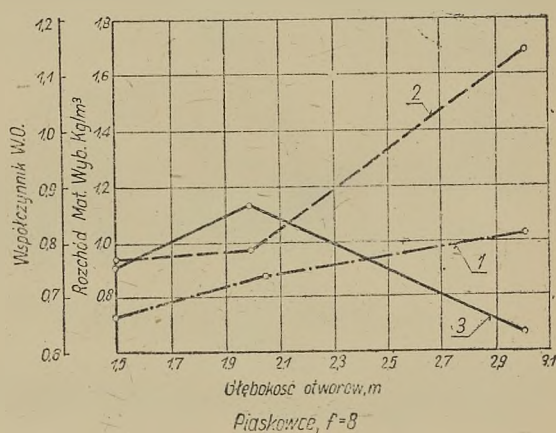
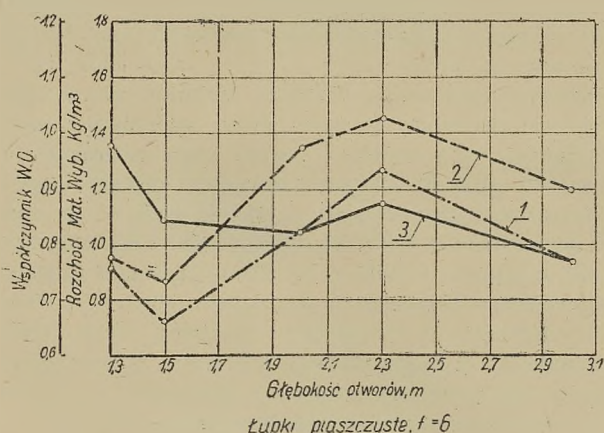
1 — całkowity czas niezbędny do wykonania wszystkich czynności związanych z robotami wiertniczo-strzałowymi, przypadający na 1 mb postępu przodku; 2 — czas przypadający na 1 mb postępu przodku, niezbędny do jego obwiercenia; 3 — czas ładowania otworów przypadający na 1 mb postępu przodku

czas potrzebny na obwiercenie przodku, jak również czas zużyty na całość operacji wiertniczo-strzałowych, przypadających na 1 mb postępu przodku, rosną w miarę zwiększania głębokości otworów przy czym, jak to wynika z wykresów, wzrost zużycia czasu jest szybszy dla skał bardziej wytrzymałych (piaskowiec $f=8$), niż dla łupku piaszczystego ($f=6$) i łupku gliniastego ($f=4$).

Wiadomo, że głębokość wierconych otworów wpływa poważnie na szybkość ich wiercenia: warunki wiercenia pogarszają się w miarę zwiększania głębokości otworów i czynnik ten znajduje swój wyraz w krzywych wykresów. Jednak niezależnie od niego poważny wpływ na czas potrzebny do obwiercenia przodku przeliczony na 1 mb postępu wywiera współczynnik wykorzystania otworów (WWO), który ze swej strony zależy od wielu czynników, ale przede wszystkim od głębokości otworów, wytrzymałości skał, jak również od ilości materiałów wybuchowych, zużytych na 1 m³ obwierconej calizny.

dla pewnych głębokości otworów, zależnych od rodzaju skał, daje lepsze wykorzystanie otworów, wyższy WWO. W konkretnym przypadku dla łupków piaszczystych (wykres 4) polepszenie to zaznacza się dla otworów o głębokości od 2 do 2,3 m, po czym w miarę powiększania ładunku WWO spada tak, jak spada on również dla otworów od 1,3 do 2 m głębokości.

W piaskowcach (wykres 5) otrzymano odmienne wyniki: WWO rośnie w miarę zwiększania ładunku do głębokości 2 m otworów, po czym spada. Dodatkowo doświadczenia przeprowadzone w zgłębianych szybach w różnych warunkach wytrzymałości skał wykazały, że najlepsze wyniki osiągnęto dla otworów świdrowych głębokości 1,8 do 2,5 m, przy rozchodzie materiałów wybuchowych (dynamit 62 %) na 1 m³ obwierconej skały: dla łupków gliniastych ($f=4$) 0,9 do 1,0 kg/m³, dla łupków piaszczystych ($f=6$) 1,2 do 1,25 kg/m³ i dla piaskowców ($f=8$) 1,4 do 1,5 kg/m³; przy tych głębokościach otworów i ilościach użytych materiałów



Rys. 4 i 5. Krzywe zależności rozchodu materiałów wybuchowych i wskaźnika WWO od głębokości otworów

1 — rozchód materiałów wybuchowych na 1 m³ obwierconej skały; 2 — rozchód materiałów wybuchowych na 1 m³ urobionej skały; 3 — wskaźnik wykorzystania otworów

Ta ostatnia zależność znajduje swój wyraz w tabelicy 3 i w wykresach 4 i 5, zbudowanych na jej podstawie.

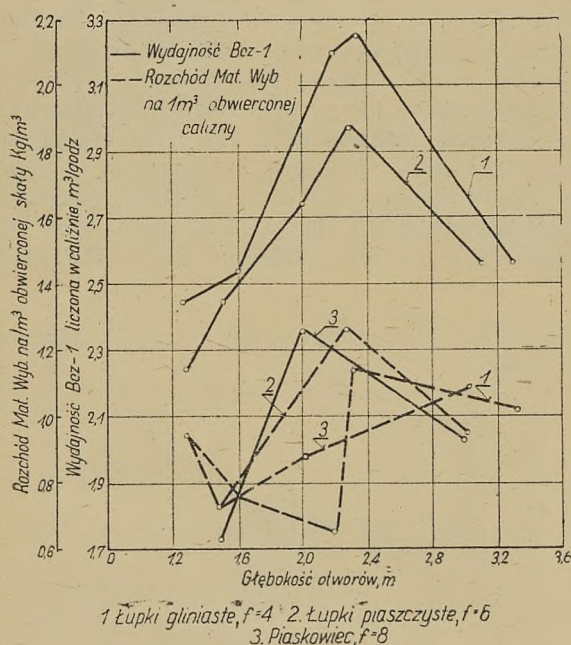
Ogólnie można powiedzieć, że zwiększenie ładunku materiałów wybuchowych na 1 m³ obwierconej skały

wybuchowych WWO wahał się w granicach od 0,85 do 0,90. Niezależnie od wysokiego WWO otrzymywano skałę w stanie dostatecznego rozdrobnienia, ułatwiającego pracę ładowarek; nie była konieczna dodatkowa praca na kruszenie, co ma znaczny wpływ na czas ła-

dowania — operację najbardziej pracochłonną i długotrwałą cyklu.

Z głębokością otworów wiąże się ściśle ich średnica. Doświadczenia wykazały, że otwory o średnicy 50 do 60 mm dają znacznie lepsze wyniki, niż otwory o średnicy 35 — 40 mm; ilość otworów świdrowych zmniejsza się o 40 — 50 % na 1 mb postępu przodku szybowego, czas poświęcany na ładowanie skraca się o 30 — 40 %, rozdrobnienie urobku zwiększa się, a WWO podnosi się o 5 %. Wyniki przytoczone wyżej potwierdzają pogląd, że otwory świdrowe o większej średnicy powinny być generalnie stosowane przy zgłębianiu szybów. Pogląd ten uzyskał już prawo obywatelstwa, gdyż zgadzają się z nim wszyscy.

Inaczej przedstawia się sprawa głębokości otworów. Opinia szybowych techników radzieckich nie jest pod tym względem jednolita. Są zwolennicy głębokich otworów 3 — 4 m i są zwolennicy płytkich otworów 1,3 do 1,6 m. Pierwsi na obronę swego stanowiska przytaczają pogląd, że przy stosowaniu głębokich otworów czynności pomocnicze nie obciążają w takim stopniu czasu niezbędnego na operacje wiertniczo-strzałowe, że organizacja pracy (jeden cykl = 24 godz) jest łatwa itd. Natomiast przeciwnicy ich są zdania, że przy krótkich otworach WWO jest wyższy, urobek otrzymuje się tak rozdrobniony, że ładowanie nie przedstawia trudności i nie wymaga prac dodatkowych, wiercenie jest łatwe, ale najważniejsze to to, że przy krótkich otworach istnieje możliwość organizowania pracy według schematu cykl = 8 godz.



Rys. 6. Krzywe zależności rozchodu materiałów wybuchowych, wydajności BCZ-1 i głębokości otworów

Krzywe wykresu 6 dają zależności, jakie zachodzą między zużyciem materiałów wybuchowych i wydajnością BCZ-1 w powiązaniu z głębokością otworów świdrowych i rodzajem skał. Wynika z nich, że wydajności przechodzą przez swe górne wielkości przy głębokości otworów 2 — 2,5 m. Tłumaczy się to tym, że prawidłowy dobór parametrów operacji wiertniczo-strzałowych dał skałę dostatecznie rozdrobnioną, wobec czego łado-

wanie mogło odbywać się bez przeszkód i bez dodatkowych prac.

Tablica 5 daje czas przypadający na wykonanie różnych czynności zgłębiania szybów obliczony w stosunku do 1 mb postępu szybu w zależności od głębokości otworów świdrowych.

Na podstawie danych zawartych w tablicy zbudowano krzywe wykresów 7, 8 i 9.

Wynika z nich, że czynności pomocnicze pochłaniały najmniej czasu przy zgłębianiu otworów od 2 do 2,3 m głębokości dla wszystkich rodzajów przebijanych skał. Krzywe przedstawiające całkowity czas, niezbędny do wykonania wszystkich czynności, przypadający na 1 mb zgłębnionego szybu, mają ogólnie biorąc kształt paraboli. Ich minimum jest jednak różne w zależności od wytrzymałości skał, w których zgłębianie się odbywa; najkorzystniejszymi głębokościami otworów będą oczywiście te, przy których całkowity czas zgłębiania 1 mb będzie najniższy. Wobec dla zgłębianych szybów o średnicy 7 — 7,5 m w wyłomie (powierzchnia przekroju 38 — 44 m², tablica 1) i przy zastosowaniu wyposażenia technicznego podanego w tablicy 1, najodpowiedniejszą głębokością otworów, którą można by zalecać jest 2,2 do 2,5 m w łupkach gliniastych, $f = 4$, 1,9 do 2,4 m w łupkach piaszczystych, $f = 6$ i 1,9 do 2,2 m w piaskowcach przy $f = 8$. W przypadku zmiany technicznego wyposażenia zgłębianego szybu, np. przy zastosowaniu ładowarek o innej wydajności, najkorzystniejsze głębokości otworów będą inne. Analiza krzywych wykresów 7, 8 i 9 wykazuje ponadto, że czas poświęcony na czynności pomocnicze zwiększa się szybko powyżej pewnych głębokości, właściwych dla każdego rodzaju skał, wywierając poważny wpływ na całkowity czas niezbędny do wykonania wszystkich czynności związanych z robotami szybowymi, przypadający na 1 mb postępu przodku. Dzieje się tak dlatego, że w miarę zwiększania głębokości otworów zwiększa się również ładunek materiałów wybuchowych, co powoduje przedłużanie czasu przewietrzania przodku. Poza tym większe ładunki materiałów wybuchowych zmuszają do podnoszenia wyposażenia technicznego szybu na większe wysokości, powodując dodatkową stratę czasu. Przy mniejszych głębokościach otworów nie wymagających dużych ładunków materiałów wybuchowych podnoszenie urządzeń technicznych w ogóle nie jest potrzebne, co daje pewne oszczędności czasu. Natomiast przy zupełnie małych głębokościach otworów (1,2 — 1,5 m) operacje pomocnicze zajmują stosunkowo dużo czasu, co ciężko wyrażnie ujemnie na szybkości zgłębiania szybu. Wyniki postępu zgłębiania szybów osiągnięte w 1954 r. w kilku kopalniach Zagłębia Donieckiego potwierdzają tezy wysunięte wyżej. Wobec doświadczenia uzyskane przy zgłębianiu szybu „Ignatjewskaja” w marcu 1954 r. wykazały, że przy zastosowaniu otworów świdrowych o głębokości 1,6 — 1,8 m można otrzymać postęp przodku 116 m/mies.

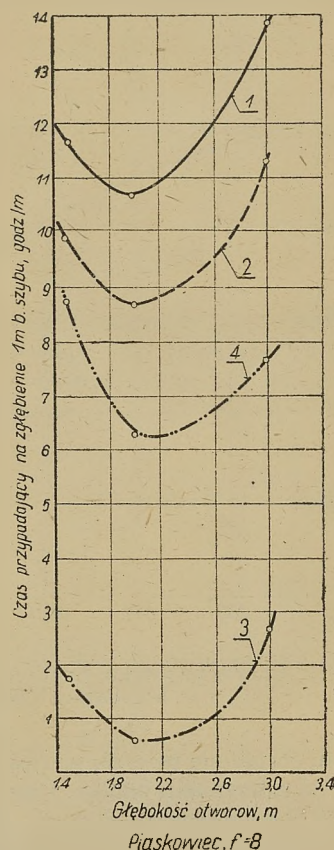
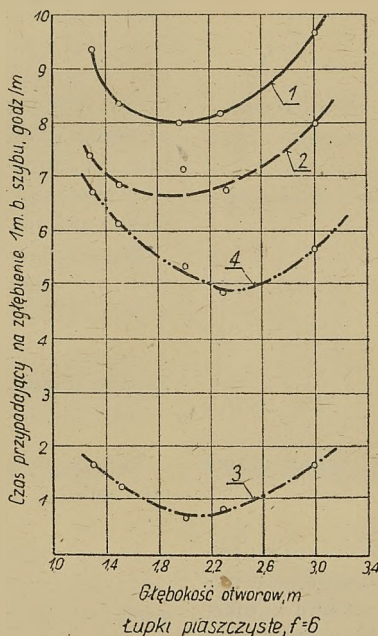
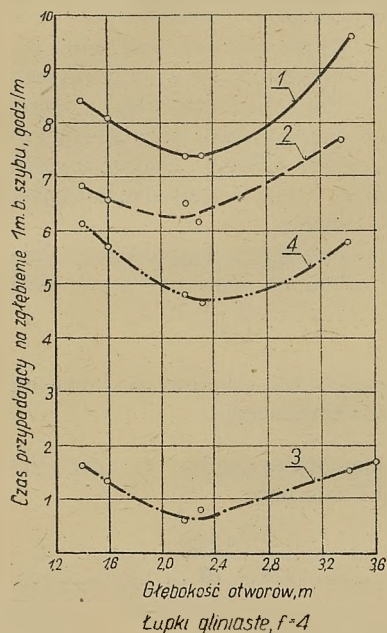
W sierpniu 1954 r. na tej samej kopalni zastosowano otwory 1,9 do 2,0 m, otrzymując w wyniku postęp 130 m/mies; jednak cykl wynosił przeciętnie 9 godz 29 min.

W sierpniu 1954 r. przy zgłębianiu szybu kopalni „Budenowskaja Wostoczna” osiągnięto 140 m postępu w ciągu miesiąca. Ten rekordowy wynik zdobyto zawiązując prawidłowemu wyborowi głębokości otworów, które wynosiły: 2,3 m w łupkach gliniastych i pia-

szczystych i 2 m w piaskowcach. Organizację pracy prowadzono według harmonogramu cykl = 8 godz.

Przytoczone wyżej wyniki otrzymane przy zgłębianiu szybów wskazują wyraźnie drogę, po której należy iść, aby rekordowe wyniki uogólnić, rozszerzając je na wszystkie zgłębiane szyby. Decydującym czynnikiem jest, jak widzieliśmy, prawidłowy wybór głębokości otworów zależny między innymi od rodzaju przewiercanych skał skoordynowany z właściwą organizacją

kle są jeszcze stosowane, poprzez dwunastogodzinny cykl przy głębokości otworów 1,8—2,2 m do ośmiu-



Rys. 7, 8 i 9. Krzywe zależności czasu przypadającego na różne czynności zgłębiania szybów od głębokości otworów

1 — całkowity czas niezbędny do wykonania wszystkich czynności przypadający na 1 mb zgłębionego szybu; 2 — czas trwania głównych czynności przypadający na 1 mb zgłębionego szybu; 3 — czas trwania czynności pomocniczych przypadający na 1 mb zgłębionego szybu; 4 — czas załadunku 1 mb urobionej skały zgłębionego szybu

pracy, opartą na cyklu = 8 godzin. Wskazówki, które znalazły swój wyraz w fachowej prasie radzieckiej podkreślają, że do osiągnięcia trzech cykli w ciągu doby należy podchodzić stopniowo poczynając od jednego dwudziestoczworogodzinnego cyklu tam, gdzie takie cy-

godzinnego cyklu przy głębokości otworów 2,4—2,5 m.

Tak zorganizowana praca w ostatecznym wyniku powinna, zdaniem radzieckich fachowców, zwiększyć bardzo poważnie tempo zgłębiania szybów, doprowadzając do 100 m na miesiąc postępu, a nawet więcej.

621.313.13

METODA POMIARU PRZYSPIESZEŃ I MOMENTÓW DYNAMICZNYCH SILNIKÓW ELEKTRYCZNYCH

Mgr inż. Andrzej Grzywak, inż. Stanisław Szyja, Konrad Jezuita

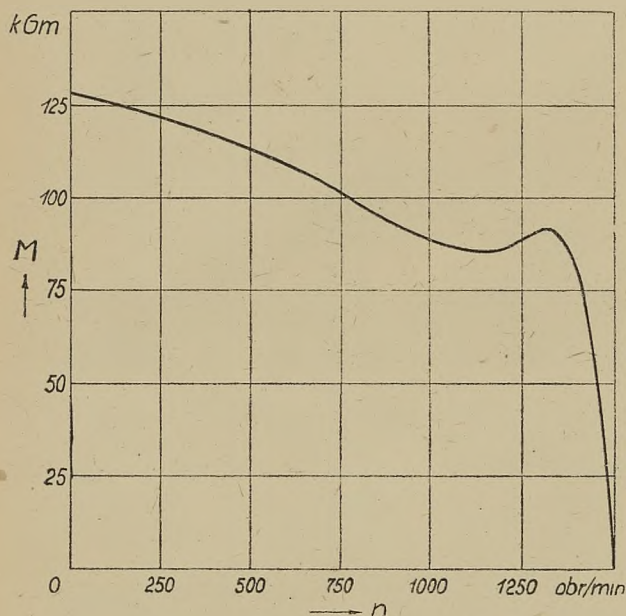
Treść: Omówiono podstawy teoretyczne metody pomiaru charakterystyk momentu silników asynchronicznych zwartych. Opisano aparaturę pomiarową oraz sposób wykonywania pomiaru. Podano wyniki dwu przeprowadzonych pomiarów za pomocą opisanej metody.

Wstęp

Najodpowiedniejszym silnikiem do napędu maszyn górniczych, ze względu na prostotę konstrukcji i obsługi jest silnik asynchroniczny zwarty. Dla zapewnienia właściwej pracy maszyn napędzanych, silniki te muszą odpowiadać pewnym określonym wymaganiom. Szczególnie ważna jest w warunkach dołowych odpo-

wiednia wartość ich momentu rozruchowego. Z tego powodu do napędu dołowych maszyn górniczych stosowane są najczęściej silniki asynchroniczne dwuklatkowe o znacznym momencie rozruchowym. Teoretyczna krzywa momentu obrotowego silnika dwuklatkowego pokazana jest na rys. 1. Krzywa ta wykreślona jest przy założeniu stałości napięcia zasilającego silnik. Przebieg krzywej momentu jest w tym przypadku do-

godny, ponieważ przy krótkotrwałych dużych przeciążeniach silnik nie zatrzymuje się, pracując przy zwiększonym poślizgu. Przy silniku normalnym wzrost mo-



Rys. 1. Charakterystyka teoretyczna momentu silnika kombajnu KW-52

mentu obciążenia powyżej wartości momentu utyku powoduje zatrzymanie silnika. Przy dużych spadkach napięcia, występujących zwłaszcza przy rozruchu silnika, krzywa momentu ma odmienny charakter. Stąd warunki sieciowe na dole kopalń mają znaczny wpływ na przebieg rozruchu silników maszyn górniczych.

Zagadnienie doboru silników o właściwej charakterystyce momentu obrotowego, z jednoczesnym uwzględnieniem warunków podziemnej sieci zasilającej, jest zagadnieniem jeszcze otwartym, głównie ze względu na trudności określenia rzeczywistego przebiegu momentu obciążenia maszyny oraz ustalenia zmian napięcia przy zasilaniu silnika.

Określenie momentu rozruchowego silnika, na podstawie pomiarów spadków napięć oraz znajomości charakterystyki teoretycznej momentu danego silnika, jest uciążliwe i mało dokładne. W związku z tym wymagania odnoszące się do przebiegu charakterystyki momentu silników produkowanych dla górnictwa oraz wymagania odnośnie systemów zasilania maszyn górniczych, są trudne do dokładnego sprecyzowania, w oparciu o mało dokładne pomiary bądź obserwacje ruchowe.

Dotychczas stosowana w laboratoriach metoda pomiaru krzywych momentu, oparta na sprzęgnięciu badanego silnika z prądnicą obcowzbudną prądu stałego, w warunkach ruchowych nie może mieć zastosowania.

Również inna metoda pomiaru momentu obrotowego silników oparta na wykorzystaniu zjawiska skręcania wału, przy zastosowaniu czujników indukcyjnych lub pojemnościowych jest kłopotliwa. Wymaga ona bowiem specjalnego urządzenia z czujnikiem i pierścieniami ślizgowymi, umocowanego na wale maszyny i dopasowanego do średnicy tego wału.

W Zakładzie Elektryfikacji Instytutu Mechanizacji Górnictwa opracowano sposób bezpośredniego pomiaru metodą Ytterberga opartą na pomiarze przyspieszenia kąowego. Metoda ta pozwala na określenie charakte-

rystyk momentu obrotowego, w miejscu zainstalowania silnika. Umożliwia ona dokładniejsze niż dotychczas określenie wyżej wymienionych wymagań. Opracowany sposób pomiaru pozwala na zdjęcie całej charakterystyki momentu obrotowego silnika wraz z wszelkimi odkształceniami pochodzącymi od momentów asynchronicznych wyższych harmonicznych. Odkształcenia powyższe mogą mieć znaczny wpływ na pracę silnika.

Pomiar oprócz określenia momentu obrotowego silnika, umożliwia ocenę urządzeń rozruchowych i różnego rodzaju sprzęgła. Każde bowiem urządzenie rozruchowe powinno charakteryzować się właściwym przebiegiem przyspieszeń w funkcji czasu przy rozruchu maszyny. Wartość tych przyspieszeń jest niejednokrotnie decydująca przy ocenie danego urządzenia rozruchowego. Jest ona miarą wielkości sił dynamicznych, występujących przy rozruchu.

Wspomniana metoda zezwala na bezpośredni pomiar tych przyspieszeń, a zatem na właściwą ocenę urządzenia rozruchowego.

Zasada pomiaru przyspieszenia obrotowego i momentu dynamicznego

Metoda pomiaru momentu dynamicznego oparta jest na znanej z mechaniki zależności

$$M_e - M_m = \frac{GD^2}{375} \cdot \frac{dn(t)}{dt} \quad (1)$$

gdzie

M_e — moment obrotowy silnika,

M_m — moment mechaniczny,

GD^2 — moment zamachowy,

$\frac{dn(t)}{dt}$ — przyspieszenie obrotowe.

Przy rozruchu silnika elektrycznego nie obciążonego, moment mechaniczny można założyć jako równy zeru ($M_m = 0$). Przy tym założeniu, moment obrotowy silnika wynosi

$$M_e = \frac{GD^2}{375} \cdot \frac{dn(t)}{dt} \quad (2)$$

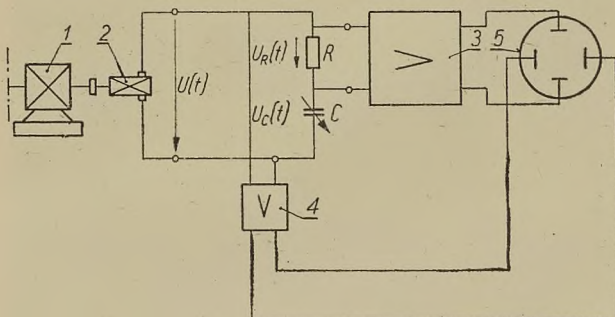
Przy stałym momencie zamachowym pomiar momentu dynamicznego sprowadza się do pomiaru przyspieszenia kąowego. Dużym udogodnieniem w praktyce jest rozpatrywanie momentu dynamicznego jako funkcji obrotów.

Zależność $\frac{dn}{dt} = f(n)$, przedstawiająca w innej skali

wykres momentu obrotowego, można uzyskać w postaci wykresu na kliszy fotograficznej przy zastosowaniu specjalnego układu pomiarowego z oscylografem katodowym. Schemat blokowy takiego układu pomiarowego przedstawiony jest na rys. 2.

Z wałem maszyny, której przyspieszenie kąowe chcemy mierzyć, sprzęgnięta jest prądniczka tachometryczna 2. Napięcie prądniczki zasila układ różniczkujący złożony z oporu i kondensatora. Spadek napięcia na oporze R jest wzmacniany przez wzmacniacz prądu stałego 3. Zaciski wyjściowe wzmacniacza 3 są przyłączone do płytek pionowych oscylografu katodowego. Napięcie prądniczki, proporcjonalne do obrotów jest przyłożone poprzez wzmacniacz 4 do płytek poziomych oscylografu katodowego 5.

Przesunięcie rysującego punktu na lampie oscylograficznej w kierunku osi x będzie zatem proporcjonalne do obrotów silnika. Aby strumień elektronów lampy oscylograficznej mógł rysować krzywą według zależności $\frac{dn}{dt} = f(n)$, przesunięcie jego w kierunku osi y musi być proporcjonalne do wielkości przyspieszenia. Powyższe uzyskano w podanym układzie pomiarowym przez zastosowanie układu różniczkującego RC.



Rys. 2. Schemat blokowy urządzenia do pomiaru charakterystyk momentu

Na podstawie prawa koła napięć można napisać

$$U(t) - U_c(t) - U_R(t) = 0 \quad (3)$$

Wprowadzając do równania (3) wartości spadków napięć na oporze R i kondensatorze C , wyrażone w zależności od prądu płynącego w tym obwodzie otrzymamy

$$U(t) - \frac{1}{C} \int 3(t) - I(t) \cdot R = 0 \quad (4)$$

Po zróżniczkowaniu i uporządkowaniu równania (4) otrzymamy

$$\frac{dU(t)}{dt} = \frac{dI(t)}{dt} R + \frac{1}{C} I(t) \quad (5)$$

Ponieważ napięcie tachoprądnicy jest proporcjonalne do obrotów, zatem

$$U(t) = k_1 n(t)$$

a więc

$$\frac{dU(t)}{dt} = k_1 \frac{dn(t)}{dt} \quad (6)$$

Na podstawie równania (5) i (6) można napisać

$$k_1 \frac{dn(t)}{dt} = \frac{dI(t)}{dt} R + \frac{1}{C} I(t) \quad (7)$$

Równanie (7) jest równaniem różniczkowym, liniowym, nieuproszczonym.

Rozwiązaniem tego równania jest wyrażenie

$$I(t) = \left[\frac{k_1}{R} \int \frac{dn(t)}{dt} e^{\frac{t}{RC}} dt + D \right] e^{-\frac{t}{RC}} \quad (8a)$$

Ponieważ przy pomiarach charakterystyk momentu obrotowego silników asynchronicznych zmiany wartości przyspieszenia zachodzą powoli w stosunku do stałej czasowej RC , można założyć, że we wzorze powyższym $\frac{dn(t)}{dt} = \text{const.}^1$

Przy tym założeniu i po wprowadzeniu warunków brzegowych $t = 0, I = 0$, wyrażenie (8a) przybierze postać

$$I(t) = k_1 \frac{dn(t)}{dt} C \left(1 - e^{-\frac{t}{RC}} \right) \quad (8)$$

Wyrażenie na przyspieszenie otrzymać można przez przekształcenie równania (8)

$$\frac{dn(t)}{dt} = \frac{I(t)}{k_1 C \left(1 - e^{-\frac{t}{RC}} \right)} \quad (9)$$

Przyspieszenie kątowne jest zatem proporcjonalne do prądu płynącego w obwodzie RC. W naszym układzie przyspieszenie kątowne proporcjonalne jest do spadku napięcia na oporze R , ponieważ

$$U_R(t) = I(t) \cdot R$$

Przez pomnożenie równania (9) przez R otrzymuje się

$$\frac{dn(t)}{dt} R = \frac{I(t) \cdot R}{k_1 C \left(1 - e^{-\frac{t}{RC}} \right)} = \frac{U_R(t)}{k_1 C \left(1 - e^{-\frac{t}{RC}} \right)} \quad (10)$$

Ostateczne wyrażenie na przyspieszenie kątowne przybierze zatem postać

$$\frac{dn(t)}{dt} = \frac{U_R(t)}{k_1 C \cdot R \left(1 - e^{-\frac{t}{RC}} \right)} \quad (11)$$

Wyrażenie $e^{-\frac{t}{RC}}$ z równania (11) wprowadza błąd i przedstawia opóźnienie wywołane opornością czynną układu różniczkującego. W przypadku małej wartości

stałej czasowej RC wyrażenie $e^{-\frac{t}{RC}}$ zdąża do zera i można je praktycznie pominąć.

Można dowieść matematycznie, że dla czasu $t = 4RC$

błąd wynikający z pominięcia wyrażenia $e^{-\frac{t}{RC}}$ wynosi około 2%. Widoczne jest zatem, że przyspieszenie kątowne jest pewną funkcją spadku napięcia $U_R(t)$ na oporze R .

Na podstawie równania (2) i (11) można otrzymać ostateczne wyrażenie na moment elektryczny silnika

$$M_e = \frac{GD^2}{375} \cdot \frac{dn(t)}{dt} = \frac{GD^2}{375} \cdot \frac{U_R(t)}{k_1 C \cdot R \left(1 - e^{-\frac{t}{RC}} \right)} \quad (12)$$

Opis aparatury pomiarowej

Uwzględniając wyprowadzone wyrażenia na przyspieszenie kątowne i moment elektryczny silnika (równanie (11) i (12) dobrano aparaturę pomiarową umożliwiającą wierne odtworzenie interesujących nas wielkości. W celu zmniejszenia do minimum zniekształceń wykresu przebiegu przyspieszenia wprowadzanych

przez wyrażenie $e^{-\frac{t}{RC}}$ we wzorze (12) przyjęto stałą czasową obwodu różniczkującego RC możliwie najmniejszą.

Pojemność kondensatora w obwodzie różniczkującym wynosi $4 \mu F$, oporność waha się w granicach kilku tysięcy omów.

¹⁾ Patrz Pflizer: Pomiarów elektryczne wielkości mechanicznych: PWT — 1953.

Napięcie tachoprądniczki przy przeprowadzanych pomiarach wynosiło od kilku do 100 wolt.

Korzystne jest używanie prądniczki tachometrycznej, dającej przy maksymalnych obrotach napięcie rzędu kilkadziesiąt woltów. Można wtedy pominąć wzmacniacz 4 (rys. 1) przykładając napięcie tachoprądniczki proporcjonalne do obrotów, wprost na płytki poziome lampy oscylograficznej. Poza tym przy wyższych napięciach prądniczki tachometrycznej można znacznie zmniejszyć opór R , zmniejszając tym samym stałą RC . Spadek napięcia $U_R(t)$ proporcjonalny do przyspieszenia kąowego przykładamy na płytki pionowe lampy oscylograficznej poprzez wzmacniacz prądu stałego 3 (rys. 1). Wzmacniacz ten poza oscylografem katodowym stanowi nieodzowną część składową opisanego układu.

W oparciu o wzór (1) można w prosty sposób wyprowadzić zależność

$$\frac{d n(t)}{dt} = \frac{h}{60 \cdot RC \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot g_0} \left[\frac{1}{\text{sek}^2} \right] \quad (13)$$

gdzie

h — wysokość obrazu na ekranie, mm

R — wartość oporu układu różniczkującego, Ω

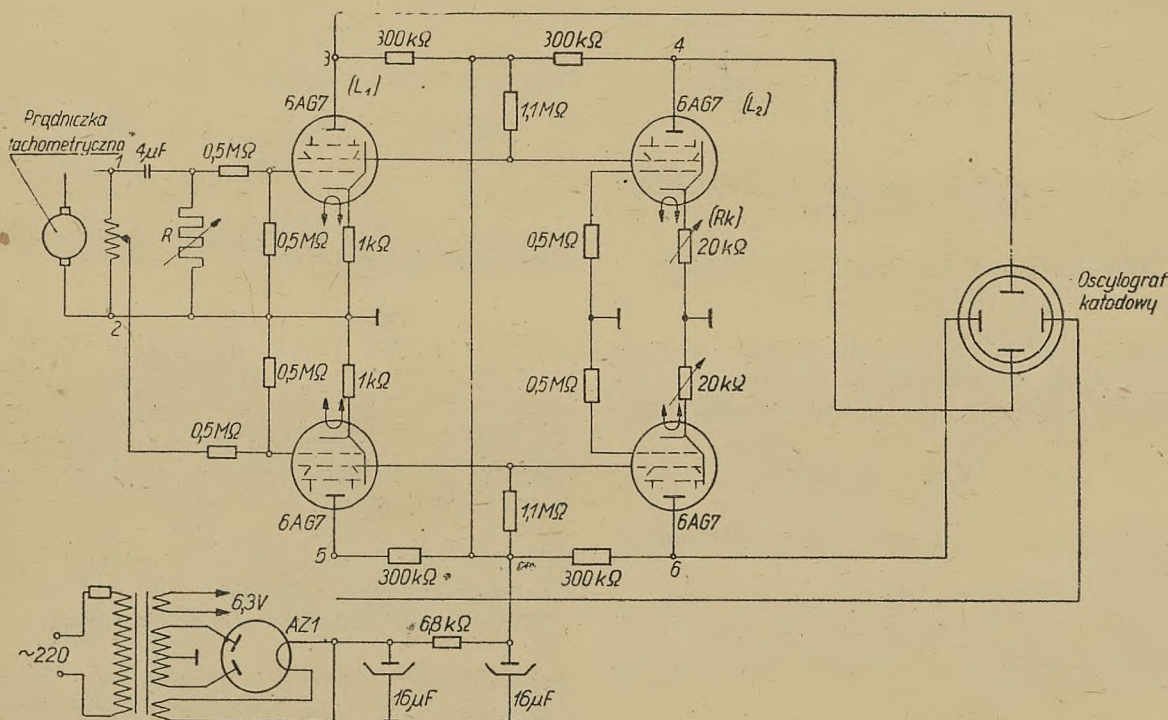
C — wartość pojemności układu różniczkującego, F

k_1 — stała prądniczki tachometrycznej, V min

k_2 — stała wzmacnienia napięciowego wzmacniacza, V/V

g_0 — stała lampy oscylograficznej, $\frac{\text{mm}}{\text{V}}$

Wzór (13) pozwala na wyskalowanie otrzymanych wykresów.



Rys. 3. Schemat wzmacniacza prądu stałego

Na rys. 3 podano schemat ideowy wzmacniacza obliczonego i wykonanego w Laboratorium Elektroniki Instytutu Mechanizacji Górnictwa. Wzmacniacz zbudowany jest w układzie symetrycznym. Stabilność wzmacniacza zapewnia układ różnicowy. Regulacja wzmacnienia zrealizowana jest skokowo za pomocą oporu dekadowego R w obwodzie różniczkującym.

Potencjometr R_k w katodzie lampy drugiej L_2 umożliwia zrównoważenie układu i ustala punkt odniesienia na ekranie lampy oscylograficznej. Na zaciski wejściowe 1, 2 przyłożone zostaje napięcie z tachoprądniczki.

Z zacisków wyjściowych 3, 4 wychodzimy bezpośrednio na płytki odchylające w kierunku osi y . W przypadku używania prądniczki tachometrycznej dającej bardzo małe napięcie używa się do zasilania płytek poziomych identycznego wzmacniacza z tym, że napięcie na wejście wzmacniacza zbierane jest z tachoprądniczki potencjometrycznie. Dla otrzymania bezwzględnych wartości przyspieszenia otrzymany na ekranie lampy oscylograficznej wykres należy wyskalować.

Przykłady pomiarów praktycznych

Za pomocą opisanej aparatury pomiarowej autorzy wykonali szereg pomiarów przyspieszeń oraz charakterystyk momentów silników stosowanych w górnictwie. Poniżej opisano kilka z nich, które przeprowadzone zostały w warunkach laboratoryjnych.

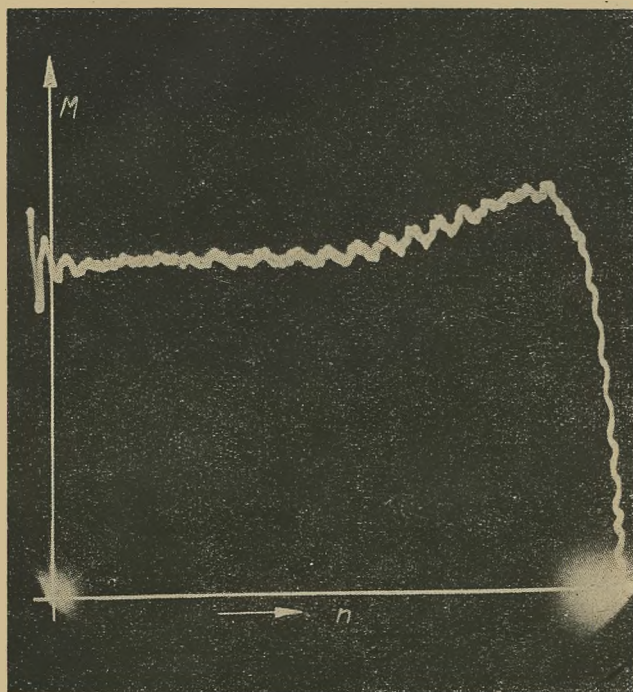
Pomiar I. Zdjęcie charakterystyki momentu dynamicznego silnika kombajnowego typu SWKb 114.

Dane silnika: $U = 500$ V, $P = 57$ kW (godzinowa), $I_n = 90$ A, $I_r = 580$ A, $\eta = 1475$ obrotów na minutę.

Teoretyczna charakterystyka momentu tego silnika podana jest na rys. 1. Krzywa pomiarowa tego samego silnika pokazana jest na rys. 4.

W czasie pomiaru silnik sprzężony był z prądnicą obcowzbudną prądu stałego, zasilającą układ pomiarowy. Napięcie prądnicy przy nominalnych obrotach silnika wynosiło 99,5 V. Silnik badany zasilany był z sieci 380 V, gdyż nie dysponowano źródłem prądu o napięciu 500 V o dostatecznie dużej mocy. Zdjęcia charakterystyki momentu dokonano przy oporności

$R = 2700 \Omega$ oraz pojemności $4 \mu F$. Na podstawie wzoru (13) wyskalowano otrzymany wykres, przy czym ma-



Rys. 4. Charakterystyka momentu silnika kombajnu KW-52 (krzywa pomiarowa)

1 mm = 20,5 obr/min, 1 mm = 0,95 kGm

ksymalna wartość przyspieszenia kąowego wynosiła 28,3 1/sek². Występowała ona przy poślizgu silnika około 12,5 %. Moment zamachowy zespołu, badany silnik — prądnica, określono przez pomiar wybiegu. Wynosił on 10,8 kG/m². Poza tym w trakcie rozruchu oscylografowano przebieg napięcia w funkcji obrotów silnika. Przy poślizgu 12,5 % napięcie sieci wynosiło 355 V. Moment obrotowy silnika (maksymalny) przy tym napięciu i podanym poślizgu wynosił zgodnie ze wzorem (2)

$$M_{\max}^x = 48,9 \text{ kGm}$$

Przy napięciu 500 V będzie on zatem wynosił

$$M_{\max} = \left(\frac{500}{355}\right)^2 \cdot 48,9 = 97 \text{ kGm}$$

Przyspieszenie w pierwszej chwili rozruchu wynosiło 23,4 1/sek², napięcie zaś 304 V. Przeliczając, jak poprzednio, można otrzymać wartość na moment rozruchowy silnika kombajnu przy napięciu zasilającym 500 V. Moment ten wynosi

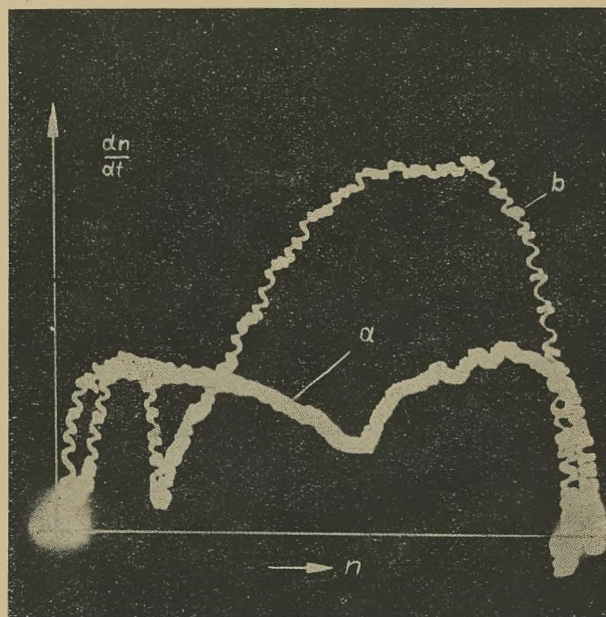
$$M_r = 110 \text{ kGm}$$

Pomiar II. Pomiar przyspieszeń kąowych występujących przy rozruchu przenośnika napędzanego silnikiem zwartym poprzez sprzęgło hydrauliczne.

Dane silnika napędowego: $P = 22 \text{ kW}$, $U = 380 \text{ V}$, $I = 43,5 \text{ A}$, $n = 1460$ obrotów na minutę.

Napięcie sieci zasilającej silnik wynosiło 380 V. Układ pomiarowy zasilany był z prądniczki tachometrycznej, której maksymalne napięcie w czasie pomiaru wynosiło 12,8 V. Pojemność kondensatora w układzie różniczkującym wynosiła $4 \mu F$, a oporność $20\,000 \Omega$. Pomiaru przyspieszeń dokonano przy obciążeniu przenośnika, wynoszącym 17 kW. Dla dogodniejszego porównania fotografowano na jednej kliszy przebieg przyspieszenia wału silnika w funkcji obrotów silnika (krzywa a) oraz przebieg przyspieszenia kąowego wału sprzęgła hydraulicznego od strony reduktora, w funkcji obrotów tego wału (krzywa b). Otrzymane krzywe (rys. 5) wyskalowano na podstawie wzoru (13). Według oscylogramu a maksymalne przyspieszenie silnika występuje przy obrotach 1270 obr/min i wynosi 12,8 1/sek². Maksymalne przyspieszenie kąowe wału napędzanego sprzęgła hydraulicznego wynosi 24,79 1/sek² co odpowiada przyspieszeniu liniowemu taśmy 0,989 m/sek². Przyspieszenie to występuje przy obrotach wału napędzanego wynoszących 1120 obr/min.

Jak wynika z pomiarów, metoda opisana może mieć duże znaczenie przy ocenie pracy urządzeń i maszyn górniczych. Metoda odznacza się dość dużą dokładnością i co najważniejsze może być zastosowana w warunkach ruchowych. Należy tu zaznaczyć, że dotychczas powszechnie stosowany sposób pomiaru charakterystyk momentu silników za pomocą prądnicy ob-



Rys. 5. Krzywe przedstawiające rozruch przenośnika napędzanego poprzez sprzęgło hydrauliczne

Krzywa a przedstawia zależność $\frac{dn_1}{dt} = f(n_1)$; Krzywa b przedstawia zależność $\frac{dn_2}{dt} = f(n_2)$, 1 mm = 21,4 obr/min, 1 mm = 0,56 $\frac{1}{\text{sek}^2}$

cowzbudnej wymaga skomplikowanych i drogich urządzeń maszynowych.

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

WPŁYW PYŁU WĘGLOWEGO NA ZUŻYCIE ELEMENTÓW MASZYN GÓRNICZYCH¹⁾

Opracował
Mgr inż. Adam Towpik

Treść: Działanie ściernie węgla kopalnego na trące się części maszyn. Wyniki badań laboratoryjnych nad zużywaniem się trących części maszyn przy obecności węgla i tarcia suchym oraz z zastosowaniem smaru w odniesieniu do przekładni kombajnów, wrębiarek i wiertarek. Konieczność dalszych badań.

Jedną ze specyficznych właściwości pracy elementów maszyn górniczych, używanych przy eksploatacji węgla kamiennego jest zanieczyszczenie trących się powierzchni tych elementów okruskami węgla wraz ze skałą płonną. Rozpatrując ogólnie wpływ otoczenia, w jakim pracują elementy maszyn górniczych, na wielkość ich zużycia z powodu tarcia, należy stwierdzić, że węgiel w procesie zużycia elementów maszyn odgrywa wybitną rolę. Dlatego badania w kierunku przedłużenia czasu trwania pracy elementów maszyn w wyniku znajomości wpływu węgla na zużycie tych elementów, ma duże gospodarcze znaczenie. Jeszcze niedawno, jeśli chodzi o wpływ węgla na zużycie elementów maszyn, istniały dwa równorzędne zdania. Według zdania jednych węgiel wykazuje własności smaru na trące się powierzchnie elementów maszyn, podobnie jak grafit i dlatego uważano rolę węgla w procesie tarcia za dodatnią. Według zdania innych węgiel, jako substancja ścierna mająca składniki twardej skały płonnej działa przyspieszająco na zużycie elementów maszyn. Niestety danych eksperymentalnych zebranych dotychczas jest bardzo mało, a w pracach naukowych brak nawet wiadomości o przybliżonej ilościowej ocenie wpływu węgla na zużycie elementów. W związku z powyższym prace zmierzające do powiększenia długowieczności maszyn górniczych są bardzo pożądane. O ile między trącymi się powierzchniami są twarde cząsteczki, to należy spodziewać się tu ściernego procesu zniszczenia na powierzchni elementów, a zatem przyspieszonego procesu zużycia tych elementów.

W związku z tym należy przede wszystkim zapoznać się ze ściernymi właściwościami węgla, zarówno skracającymi jak i przedłużającymi długowieczność elementów maszyn. Proces ściernego zużycia elementów polega na rysującym działaniu cząsteczek na trące się powierzchnie elementów.

Ażeby dać odpowiedź na pytanie, czy dany materiał względem drugiego materiału jest ściernikiem, to znaczy czy może on ściąć strużki z powierzchni elementu maszyn, konieczna jest znajomość stopnia twardości danych materiałów. Materiał bowiem o większej twardości w stosunku do materiału o mniejszej twardości może być rozpatrywany jako ściernik. Dla lepszego zorientowania się w skali twardości różnych materiałów przytoczymy zestawienie, z uwzględnieniem twardości różnych materiałów, wyrażoną w kilogramach na milimetr kwadratowy.

Materiał	Twardość H_n , kG/mm ²
Węgiel brunatny	6 ÷ 16
Węgiel kamienny	14,2 ÷ 34,8
Antracyt	43 ÷ 140
Stal konstrukcyjna	
Zwykła	140 ÷ 269
Ulepszona	200 ÷ 400
Hartowana	200 ÷ 870
Stal powierzchniowo-utwardniona	
Cementowana	700 ÷ 940
Azotowana	700 ÷ 1200
Dyfuzywno chromowana	257 ÷ 1450
Materiały mineralne	
Grafit	do 650
Kwarc	1100
Korund	2000
Diamant	10 000

Węgiel w ogólnej swojej masie jest na ogół produktem dosyć miękkim, wskutek czego na pierwszy rzut oka ściernego niszczącego działania nie należałoby się od niego spodziewać. Jednakowoż mineralne cząsteczki zawarte w węglu, a także siarczki różnych metali, mające dużą twardość, nadają węglowi własności ściernika tym większe, im wielkość twardych cząsteczek jest stosunkowo duża, duży procent zawartości ich w węglu i w końcu im większa spistość tych cząsteczek z węglem. Mimo to ściernie działanie twardych cząsteczek w węglu jest stosunkowo niewielkie, zwłaszcza jeśli się weźmie pod uwagę praktycznie ich małe rozmiary oraz ich niewielką ilość (mniejsze niż % zawartości popiołu).

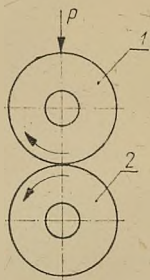
Rozpatrzmy wpływ węgla na zużycie elementów maszyn, pracujących w warunkach suchego tarcia oraz w warunkach zastosowania dostatecznego smarowania. Charakterystyczne w danym przypadku są elementy składanych łańcuchów oraz przekładni przenośników. Jak wykazały wielokrotne obserwacje nad detalami rozbiieranych łańcuchów po wykonaniu pracy, na powierzchni elementów przegubu zwykle nie ma śladów wyżarcia. Natomiast powierzchnia przegubu czopa, jeśli ostrożnie oczyścić je z korozji ma w dużym stopniu wypolerowaną gładką powierzchnię. Tłumaczy się to nie tylko okresowością ruchu trących się powierzchni elementów, wskutek czego górne warstwy powierzchni elementów nie zdążają się nagrząć, lecz przede wszyst-

¹⁾ W oparciu o źródła radzieckie (kand. mech. nauk M. M. Tenenbaum, Orguglemasz).

kim obecnością miału węglowego między trącymi częściami łańcucha.

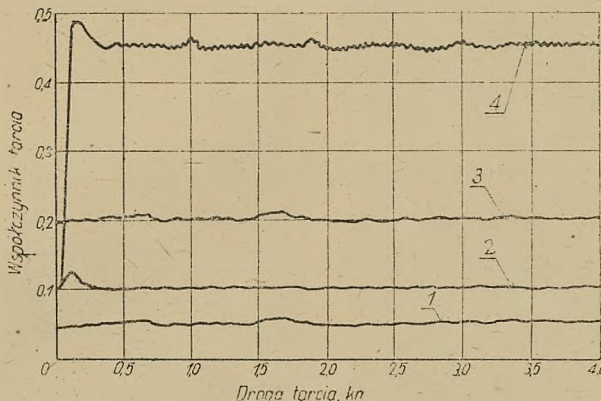
Doświadczenia wykazały, że podczas pracy maszyny, przy zastosowaniu suchych stalowych wałków (rys. 1) wżeranie zaczynało się na pewnych częściach zaraz od początku pracy, przy czym rozprzestrzeniało się szybko po całej powierzchni wałków. Współczynnik tarcia

sto stwierdzić ślady zbrykietowanego pyłu węglowego, przy czym warstwa węgla, tworząca się w uchu środkowego ogniwa może zachować się bez dopełniania przez dłuższy okres czasu. To sprawia, że przy periodicznej pracy przenośnika bez węgla, na przykład przy dostawie drewna na budowę na zmianach przygotowawczych, korzystne warunki tarcia mogą trwać przez



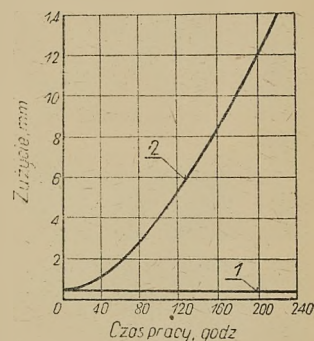
Rys. 1. Praca suchych wałków stalowych

1 — wałek górny nieruchomy,
2 — wałek dolny ruchomy



Rys. 2. Krzywe tarcia przy różnych warunkach

1 — obfite smarowanie części maszyn, 2 — zastosowanie grafitu,
3 — zastosowanie węgla kamiennego, 4 — czyste suche tarcie



Rys. 3. Zużycie łańcucha zgrzeblowego przy pracy przenośnika

1 — z węglem, 2 — bez węgla

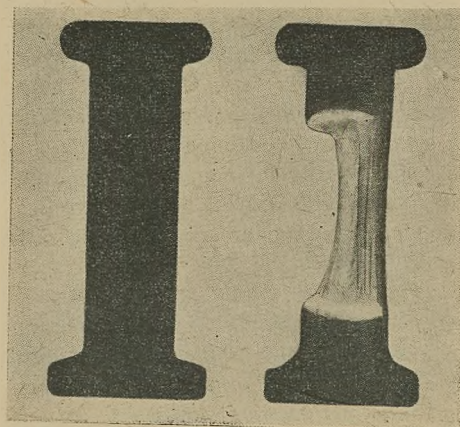
w procesie doświadczenia z małymi wahaniami wynosił średnio 0,44 (rys. 2). Doświadczenie trwało 16 minut, przeciętne zużycie górnych wałków wynosiło 1840 mg, dolnych 2100 mg.

Przy zastosowaniu grafitu na powierzchnię tarcia wżeranie nie zachodziło. Współczynnik tarcia był ustalony i utrzymywał się na poziomie 0,1. Doświadczenie trwało godzinę. Przez ten czas górny wałek stracił na ciężarze 0,9 mg a dolny praktycznie nic nie stracił. Przy zastąpieniu grafitu sproszkowanym węglem, śladów ścierania powierzchni tarcia nie stwierdzono. Współczynnik tarcia wynosił 0,2.

Przeciętne zużycie wałków górnych wynosiło 1,2 mg, dolnych 1,3 mg. Wyniki laboratoryjnych badań dowiodły, że przy suchym tarcu warstwa rozdrobnionego węgla pomiędzy trącymi się powierzchniami ma dobroczynne właściwości, powodując cieniutkie, równomierne zużycie powierzchni tarcia zamiast jej żarcia. Stosunek czasu zużycia części maszyn z zastosowaniem węgla i bez węgla wynosi 1 : 1000.

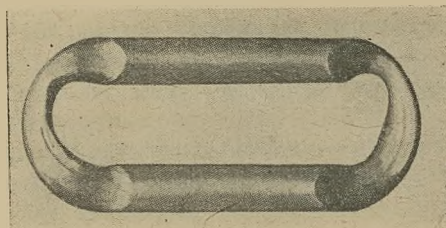
Przeprowadzone doświadczenie pracy przenośnika bez węgla wykazały, że po 50 godzinach pracy zużycie czopów średnicy 18 mm wynosiło 13 ÷ 15 mm, przy czym prędkość zużycia od samego początku pracy progresywnie wzrastała (rys. 3). Powierzchnie tarcia miały charakter wyżarcia (rys. 4). Przy doświadczeniu z łańcuchem pracującym w węglu wyżarcia w połączeniach przegubowych wcale nie było. Czopy miały powierzchnię tarcia polerowaną a zużycie grubości za czas trwania pracy 1139 godzin wynosił zaledwie 0,53 mm. Jeżeli porównać stopień zużycia czopów w odniesieniu do jednego roboczego ruchu przegubu to się okaże, że zużycie to w pracy z węglem będzie 1100 razy mniejsze niż przy pracy bez węgla. Ogólny widok zużytego średniego ogniwa pracującego w wyrobisku bez węgla w ciągu 50 godzin uwidoczniono na rysunku 5. Przy pracy z węglem środkowe ogniwa miały nieznaczne zużycia a na ich powierzchniach tarcia można było czę-

ściej stwierdzić ślady zbrykietowanego pyłu węglowego, przy czym warstwa węgla, tworząca się w uchu środkowego ogniwa może zachować się bez dopełniania przez dłuższy okres czasu. To sprawia, że przy periodicznej pracy przenośnika bez węgla, na przykład przy dostawie drewna na budowę na zmianach przygotowawczych, korzystne warunki tarcia mogą trwać przez



Rys. 4. Zużycie czopów łańcucha

1 — w normalnych kopalnianych warunkach pracy z węglem,
2 — w pracy bez węgla



Rys. 5. Środkowe ogniwo łańcucha w pracy bez węgla

Rozpatrzmy teraz zagadnienie wpływu węgla na zużycie elementów maszyn, pracujących przy zastosowaniu smaru. Znaczne zanieczyszczenie smaru reduktorów węglowym miałem da się zaobserwować obecnie prawie we wszystkich maszynach węglowych, zwłaszcza

cza używanych przy pracach oczyszczających. Jak wykazały doświadczenia smar w przekładni części tnącej kombajnów ma od 2,5 do 8,5 % zanieczyszczenia miałem węglowym. Zanieczyszczenie smarów może nastąpić w chwili smarowania na miejscu pracy, tym więcej, że napełnianie smarem odbywa się w miejscach niewygodnych i z reguły nie mających jakichkolwiek ochronnych filtrujących urządzeń. Duża część zanieczyszczenia przekładni węglem może odbywać się również podczas zamiany uszkodzonych części maszyny na miejscu pracy, przy czym oprócz drobnych okruszków węgla mogą dostać się do przekładni także i grubsze kawałki węgla, co stwierdza się przy rozbiórce reduktorów w warsztatach przy wykonywaniu remontu maszyn.

Pył węglowy przenika także do wnętrza przekładni przez zużyte bądź wadliwie wykonane uszczelnienia oraz wskutek wysysania powietrza z pyłem węglowym przy stygnięciu przekładni po przerwaniu pracy maszyny. Zanieczyszczenie smaru cząsteczkami węgla powoduje specyficzne warunki tarcia elementów maszyn. Cząsteczki węgla z jednej strony chronią elementy maszyny przed wyżarciem a z drugiej strony zwiększają szybkość zużycia. Niezmiernie więc ważne jest z punktu widzenia długowieczności maszyn górniczych zagadnienie zanieczyszczenia smarów węglem, jako przyczyna przyspieszenia czasu zużycia elementów maszyn, gdyż przy tych rozważaniach mogą być ujawnione sposoby zwiększenia używalności maszyn górniczych. Jasne jest, że prędkość zużycia części maszyn będzie wzrastać w miarę wzrostu zanieczyszczenia smaru węglem, w którym będzie dużo twardych ściernych cząstek. Zanieczyszczenie węglem smaru ma także ujemny wpływ na pracę wszelkiego rodzaju łożysk w danej maszynie, co w rezultacie w wysokim stopniu zakłóca ogólną sprawność danej maszyny. Badania wykazały, że trące powierzchnie części kombajnów, wrębniarek, wiertarek elektrycznych i innych, o ile nie wchodzi tu w grę jakieś uboczne szkodliwe czynniki, ulegają normalnemu nieznacznemu zużyciu, otrzymując błyszczący polerowany wygląd.

Rozpatrzmy z kolei wyniki przeprowadzonych badań nad dwoma przekładniami przenośnika przy zastosowaniu smaru oczyszczonego oraz smaru zanieczyszczonego węglem. Praca maszyny trwała 1324 godzin.

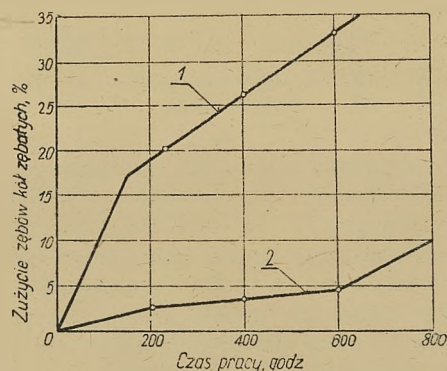
Jak widać z przytoczonej tablicy 1, zużycie kół zębatach smarowanych smarem czystym w porównaniu do kół smarowanych smarem zanieczyszczonym jest przeciętnie dwa razy mniejsze.

Na zakończenie warto przytoczyć wyniki przeprowadzonych badań, dotyczących zużycia kół zębatach dwóch elektrycznych wiertarek górniczych, przy czym jedna z tych wiertarek była seryjna a druga zmodernizowana. W tej drugiej było zastosowane znaczne ulepszenie urządzenia uszczelniającego. Po wykonaniu pewnej określonej pracy obydwu wiertarek w tym samym czasie i w jednakowych warunkach okazało się, że w wiertarce niezmodyfikowanej, do smaru przenikło trzy razy więcej zanieczyszczeń niż do smaru wiertarki

zmodernizowanej. Wskutek tego zużycie kół zębatach w wiertarce seryjnej po upływie 600 godzin pracy było osiem razy większe niż zużycie kół zębatach w wier-

Koła zębata	Przeciętne zużycie zębów, mm	
	smar czysty	smar z 10% zanieczyszczeniem pyłem węglowym
Stożkowe prowadzące	0,22	0,45
Stożkowe prowadzone	0,12	0,25
Cylindryczne prowadzące	0,12	0,22
Cylindryczne prowadzone	0,07	0,12

tarce zmodernizowanej (rys. 6). Jeżeli wziąć pod uwagę, że zużycie zębów koła zębatego w 34 % przyjmuje się za najwyższe, a czas pracy wiertarki seryjnej wynosi 600 godzin, to przy tych samych warunkach długowieczność wiertarki zmodernizowanej będzie ośmiokrotnie większa. Przytoczone przykłady wykazują, że przy pracy maszyn górniczych, węgiel odgrywa dużą



Rys. 6. Zużycie kół zębatach

1 — w wiertarce seryjnej, 2 — w wiertarce zmodernizowanej

rolę jako reagent tarcia i dlatego musi być brany pod uwagę przy rozważaniach i pracach zmierzających do podniesienia długowieczności maszyn górniczych. Obecnie trudno wskazać te ramy, w których powinna rozwijać się ta praca w całości, jednakże można ustalić pewne wytyczne, według których należy prace przede wszystkim prowadzić, a mianowicie:

1. określenie i ustalenie kiedy i w jakich okolicznościach następuje zanieczyszczenie smaru, używanego do maszyn różnego typu (uszczelnienia, rozbieganie kadłubów przy smarowaniu, przy zamianie uszkodzonych części itp.),
2. wyjaśnienie ścierności różnych gatunków węgla,
3. opracowanie konstruktywnych, technologicznych i eksploatacyjnych przedsięwzięć w walce z zanieczyszczeniem smarów, używanych do maszyn górniczych.

KRONIKA

Nagrody państwowe w Górnictwie

Dodatkowo informujemy, że nagrody państwowe III stopnia otrzymali:

Salomon Rosenberg za osiągnięcia w dziedzinie zastosowań gumy w górnictwie.

Nagroda zespołowa. *Edward Szmatoch, Jan Żelawski, inż. Bolesław Kapusta* za koncepcję, opracowanie konstrukcyjne i wprowadzenie do ruchu chodnikowego zespołu wręboładującego.

IV Krajowy Zjazd Związku Zawodowego Górników

W dniach 3 i 4 września odbył się w Sosnowcu w Domu Górnika IV Zjazd Delegatów Związku Zawodowego Górników. W obradach wzięło udział około 300 delegatów, wśród nich liczni przodownicy pracy. Na zjazd przybyli również przedstawiciele KC PZPR, KW PZPR, CRZZ, WRZZ, Ministerstwa Górnictwa, Wyższego Urzędu Górniczego, Głównego Instytutu Górnictwa, Instytutu Mechanizacji Górnictwa oraz naczelnicy dyrektorzy zjednoczeń PW i przodujących kopalń.

Sprawozdanie za okres miniony złożył przewodniczący ZGZZG Stefan Ciołkowski podsumowując bogactwo dorobek całego aktywów związkowego. Dzięki ofiarnej pracy tego aktywów, jak również rosnącej wciąż świadomości załóg górniczych osiągnięcia górnictwa w ciągu 10 lat wyrażają się: 4 nowymi kopalniami głębokimi, 8 nowymi kopalniami płytkimi, 3 kopalniami odkrywkowymi, otwarciem 20 nowych poziomów, uruchomieniem szeregu nowych urządzeń przerobczych i sortowniczych. Również pomyślnie rozwija się przemysł węgla brunatnego, w ostatnich latach poważnie inwestowany.

Dużym osiągnięciem jest wprowadzenie do ruchu w kopalniach ponad 30 000 różnego rodzaju maszyn i nowoczesnych urządzeń mechanicznych, które podniosły współczynnik mechanicznego urabiania, ładowania i odstawy. Stworzony po wojnie przemysł maszyn górniczych zaspakaja w 40 % potrzeby PW.

Wraz ze wzrostem wydobywania, które w latach 1952 do 1955 wzrosło o przeszło 9 mln tonn, poprawiły się znacznie warunki bezpieczeństwa i higieny pracy. W ostatnich dwóch latach państwo przeznaczyło na ten cel 760 mln zł. Podobne kwoty wydatkowano na poprawę warunków bytowych i socjalnych. Do osiągnięć produkcyjnych przyczyniło się w dużej mierze współzawodnictwo pracy. Od trzeciego zjazdu ruch ten rozszerzył się i pogłębił. Liczba biorących udział we współzawodnictwie wzrosła do ponad 32 000 osób. Tytuł przodownika i zasłużonego przodownika pracy otrzymało 5855 pracowników PW, 250 odznaczono Sztandarem I i II klasy.

W okresie sprawozdawczym skuteczniejszą metodą walki o wzrost wydajności i wydobywania stało się współzawodnictwo w grupach produkcyjnych.

Wezwanie — cykl na dobę — Albina Durała z kopalni Mysłówice spowodowało, że obecnie we współzawodnictwie cyklicznym uczestniczy 462 drużyn ścianowych, wśród których wyróżnia się drużyna Antoniego Oleksiaka z kopalni Czeladź, systematycznie przekraczająca normę produkcyjną o 50 do 80 %. Podobnie drużyna kombajnowa Karola Smeczaka z kopalni Za-

brze-Wschód dała 13 cykli ponad i 3250 dodatkowych tonn węgla.

W ramach współzawodnictwa socjalistycznego zrodziły się nowe przodujące metody pracy, podnoszące wydajność produkcyjną. Szybkością metodą prowadzenia chodników drużyny M. Łaciaka za pomocą Kaczego Dzioba i wrębiarki łańcuchowej, w ciągu 25 dni roboczych wydrążono 453 mb chodników.

Znane są w naszych kopalniach maszyny Szmatocha i Żelawskiego oraz osiągnięcia A. Chrzanowskiego z kopalni Czeladź, A. Złotosza z kopalni Wirek, Matysa i Lisa z kopalni Gen. Zawadzki i wielu innych, którzy torują drogę postępowi.

Ruch racjonalizatorski obejmuje coraz szersze rzesze górnicze dając w efekcie coraz większą liczbę pomysłów racjonalizatorskich. W 1953 r. zgłoszono ich 15 119, w 1954 r. 18 613.

W dalszej części referatu St. Ciołkowski omówił błędy i braki pracy związkowej. Współzawodnictwo pracy nie kończy się bowiem na podejmowaniu zobowiązań produkcyjnych, najważniejsza jest ich realizacja zapewniona przez kontrolę, z którą w parze idzie pomoc załogom górniczym. Postęp techniczny, pełniejsze wykorzystanie maszyn i urządzeń jest jeszcze niedostateczne. Wiele cennych projektów racjonalizatorskich jeszcze nie wprowadzono do ruchu. Wiele ścian biorących udział we współzawodnictwie nie pracuje cyklicznie lub używa wybiegów np. skraca ramię wrębnika, co powoduje zmniejszenie postępu ściany i straty wielu tonn węgla. Marnotrawstwo mechanizmów, sprzętu, narzędzi, materiałów i surowców, czasu i energii jest niejednokrotnie rażące w naszych kopalniach.

Ostro krytykował sprawozdawca bez troski stosunek wielu aktywistów i komórek związkowych do codziennych zawodowych kłopotów górników. Niedostatecznie skuteczna jest walka czynników związkowych o realizację postulatów załóg kopalnianych przy zawieraniu umów zakładowych. Niepokojące są warunki bezpieczeństwa i higieny pracy w wielu jeszcze kopalniach, dużo zastrzeżeń nasuwają zagadnienia z dziedziny socjalno-bytowej.

Plan 5-letni stawia przed górnictwem wielkie zadania produkcyjne, do ich pełnego wykonania przy równoczesnej trosce o górnika musi dążyć usilnie cały aktyw związkowy.

Obszerną i żywą dyskusję, która nie tylko rozwinęła poruszone w sprawozdaniu przewodniczącego zagadnienia podsumował sekretarz Centralnej Rady Związków Zawodowych Firganek.

Przed dokonaniem wyborów do Zarządu Głównego ZZG odczytano depesze z życzeniami dla Zjazdu od górników ZSRR, Chin Ludowych, NRD, górników Ameryki Łacińskiej i górników Chile.

W skład Plenum Zarządu Głównego ZZG wybrano 39 członków, 11 zastępców członków Plenum, 5 członków Komisji Rewizyjnej i 2 ich zastępców. Pierwsze zebranie Plenum ZG ZZG dokonało wyboru prezydium Zarządu Głównego. Do prezydium ZG ZZG weszli: Stefan Ciołkowski — przewodniczący, Wit Hanke, Filip Sieroń, Jan Opalski, Paweł Adamczyk — sekretarze, Franciszek Fajkus, Władysław Pełczyński, Józef Baron, Jan Mitrega, Maria Nikłowa, Stanisław Swędzioł — członkowie prezydium.

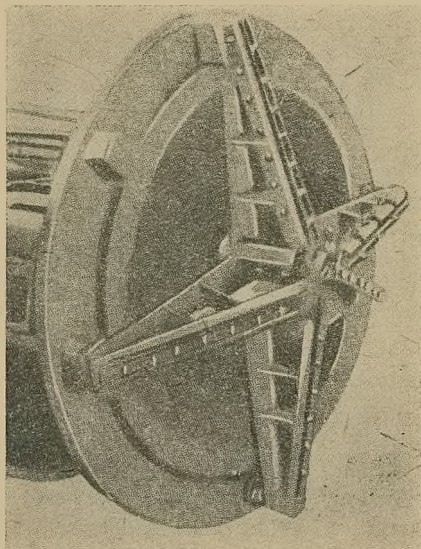
PRZEGLĄD ZAGRANICZNY

Rozkruszanie skał sposobem mechanicznym

Według: Łochanin K. A.: *K woprosu o razruszenii gornych porod miechanicheskim sposobom*. Ugol, nr 5, maj 55, s. 30.

Rozwiązanie drążenia chodników węglowo-kamiennych czy też przekopów leży w zastosowaniu kombajnów chodnikowych z częściami urabiającymi różnych typów w zależności od współczynnika urabialności drążonych skał.

Łochanin w swoim artykule omawia różne typy kombajnów chodnikowych, dostosowanych do różnych skał o różnych wskaźnikach urabialności.



Rys. 1. Ogólny widok kombajnu Czichaczewa Cze-3

Rys. 1 przedstawia na przykład kombajn chodnikowy Cze-3 Czichaczewa. Część urabiającą tego kombajnu tworzy okrągła pionowa tarcza z zamontowaną na niej czteroramienną gwiazdą z nożami urabiającymi skałę.

Powyższe noże zbrojone są płytkami z węglików spiekanych. Kombajn ten pracuje wyłącznie na zasadzie skrawania urabianej skały. Przy obrocie tarczy i odpowiednim docisku noży do przodku roboczego otrzymuje się chodnik o średnicy 3 m przez rozkruszenie urabianej skały.

Dane odnośnie prędkości drążenia tym kombajnem chodników w skałach o różnej urabialności i odnośnie wytrzymałości noży zawarte są w tabelcy 1.

Badania kombajnu Cze-3 wykazały skuteczność jego zastosowania w skałach o wskaźniku urabialności $f = 2 - 3$ według skali Protodiakonowa tj. w miękkich łupkach ilastych bez wtrąceń piritowych. Równocześnie została stwierdzona nieprzydatność zastosowania części urabiającej tego typu do urabiania skał twardszych, jak na przykład łupki piaskowcowe, piaskowce, wapienne itp., szczególnie przy będących podówczas do dyspozycji nożach i gatunkach węglików spiekanych.

Na 1 m chodnika zużywano bowiem w podobnych przypadkach do 150 sztuk noży.

Tablica 1

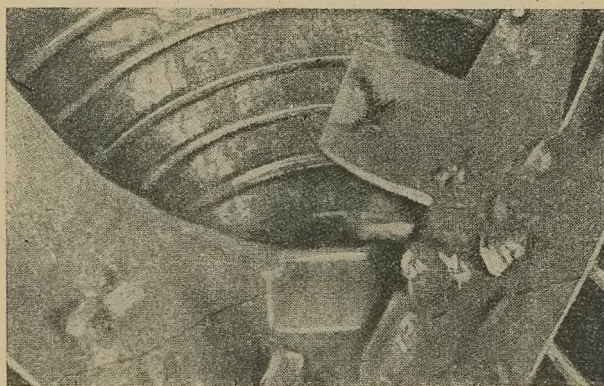
Skały	Po- suw, mm na jeden obrót	Prę- d- kość drą- żenia cho- dni- ków, m na go- dzinę	Średnia dro- ga noża do czasu jego niezdatności, m	
			wzdłuż wy- bierki	wzdłuż linii biegu noża
Twardy piaskowiec	2,5	0,75	0,2	750
Twardy wapień	2,5	0,75	0,3	1 125
Średnio twardy piasko- wiec i twardy łupek piaskowcowy	3,75	1,15	1,5	3 760
Miękkie łupki piaskow- cowe i łupki ilaste z wtrąceniami twar- dych skał	5,00	1,5	4,5	8 480
Łupki ilaste	5,00	1,5	6,0	11 300

Wprowadzie kombajn Czichaczewa wykazał pewne niedociągnięcia konstrukcyjne i pracował tylko na długości 63,5 m przekopu, to jednak odegrał on ważną rolę w sprawie budowy kombajnów chodnikowych, gdyż została stworzona podstawa do dalszego postępu w tej dziedzinie.

Dalszym typem rozwojowym w dziedzinie kombajnów chodnikowych jest kombajn Sze BM-1 u.

Kombajn tego typu może być zastosowany do drążenia chodników w skałach nieściernych o wskaźniku urabialności $f = 2 \div 4$.

Rys. 2 przedstawia przodek chodnika drążonego przy zastosowaniu powyższego kombajnu. Część urabiająca kombajnu Sze BM 1u to dalszy rozwój części urabiającej kombajnu Czichaczewa. Zastosowano tutaj jednak nie tylko skrawanie urabianej skały, ale również jej



Rys. 2. Roboczy przodek chodnika drążonego kombajnem Sze BM-1u. (Widoczne są koncentryczne szczeliny i pozostawione między nimi kręgi calizny)

odłupywanie, co w rezultacie daje zmniejszenie zużycia noży skrawających, zużywanej energii oraz ułatwienie oddzielania skały od calizny.

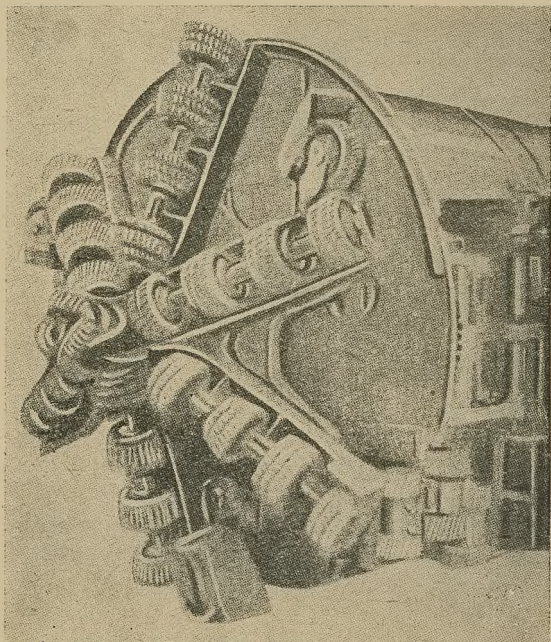
W danym przypadku noże robocze przez skrawanie wybierają jedynie koncentryczne szczeliny w skrawanej skale o szerokości 50 mm i głębokości do 350 mm. Szczeliny te są widoczne na rys. 2. Pozostające między szczelinami kręgi skalne o grubości 85 ÷ 120 mm

są odłupywane specjalnymi odłamywaczami, zamontowanymi poza nożami. W ten sposób tylko mniejsza część skalnego przodku, a mianowicie 35 % jest skrawana nożami, natomiast większa część wynosząca 65 % jest odłupywana, co powoduje zmniejszenie zużycia energii i noży roboczych.

Celowość zastosowania kombajnu Sze BM-1u została wykazana pracą tych kombajnów w Donieckim Zagłębiu w latach 1952 ÷ 1953.

Zużycie noży roboczych wynosiło w danym przypadku 1,5 do 7 sztuk na 1 m, a więc było stosunkowo niewielkie.

Do urabiania skał o współczynniku urabialności $f = 8 \div 10$ stosuje się obecnie kombajn typu PPK-1. Część roboczą tego kombajnu przedstawia rys. 3.



Rys. 3. Część robocza kombajnu PPK-1

Jak widać z tego rysunku na czołowej tarczy kombajnu zamontowane jest sześć promieni z osadzonymi w ich ramach gryzakami, po cztery gryzaki w każdym promieniu. Prócz tego po okręgu tarczy zamontowane są trzy cylindryczne gryzaki, a w środku długo gryzakowe, jak do wierceń naftowych.

Powierzchnia przodku roboczego rozdzielona jest zatem na osiem kręgów, a każdy gryzak składa się z trzech krążków gryzakowych, z których jeden ma zęby proste, drugi zęby ułożone skośnie w prawą stronę, a trzeci zęby ułożone skośnie w stronę lewą.

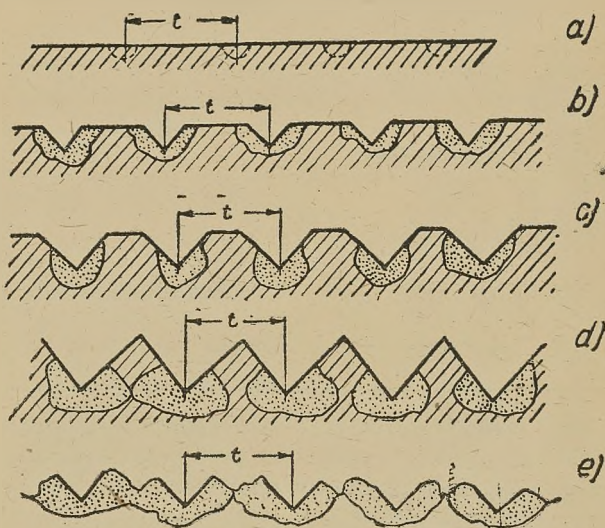
Urabianie skały odbywa się przez stałe uderzenie zębów o skałę w jednym i w tym samym miejscu, tak jak to pokazano na rys. 4.

Podczas skrawania calizny zęby gryzaków kolejno przechodzą po swoich śladach w odległości t jeden od drugiego. Po pierwszym uderzeniu zębów na powierzchni skały wytwarza się ślad, skała tutaj zostaje wykruszona i zagłębiają się w nią, a pod zębami wytwarzają się pęknięcia, widoczne na rys. 4a.

Następnie zęby gryzaków przy obrocie natrafiają w dalszym ciągu na swoje ślady, przez co strefa pęknięć zostaje rozszerzona (rys. 4b).

Na rys. 4c i 4d widoczne jest dalsze rozkruszenie skały pod działaniem zębów gryzaków, które prowadzi

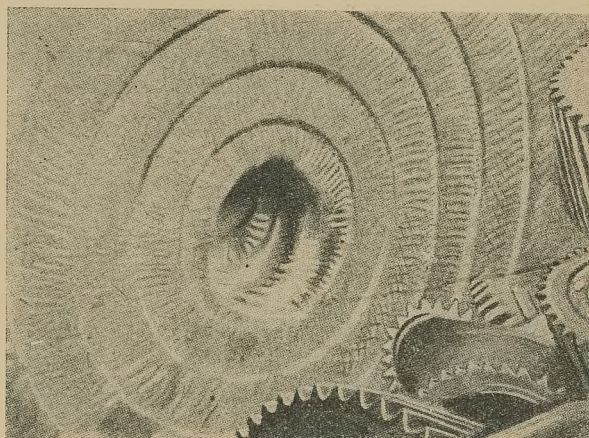
w rezultacie do odprysnięcia romboidalnych cząstek skały widocznych na rys. 4e. Urobiona skała w formie miazgi wypompowywana jest na powierzchnię.



Rys. 4. Schemat rozkruszania przodku roboczego zębami gryzaków kombajnu PPK-1

Rys. 5 przedstawia widok przodku roboczego. Jak widać z tego rysunku zęby gryzaków wytwarzają tutaj równomierną siatkę na całej płaszczyźnie przodku roboczego.

Objętość odłupywanej skały o wielkości większej niż 3 mm wynosi na zasadzie analizy sitowej 35 % całości urobku. Wielkość zagłębienia się zębów gryzaków w skałę przy jednym uderzeniu, jak i ilość uderzeń konieczna do odłupania skalnych romboidalnych cząstek zależy od wytrzymałości skały, stanu zębów, twardości i wytrzymałości ich roboczej powierzchni, ich kształtu (podziałka i profil), ilości obrotów i masy gryzaków (czynnik dynamiczny uderzenia zębów o przodek), jak również jednostkowe ciśnienie zęba na urabianą skałę.



Rys. 5. Przodek roboczy chodnika drążonego przy zastosowaniu kombajnu PPK-1

Dotychczas jeszcze nie udało się ustalić dostatecznie dokładnie zależności prędkości wiercenia od wpływu na tę prędkość każdego z wyżej wyszczególnionych czynników.

Podczas badania kombajnu PPK-1 została jednakże częściowo określona zależność prędkości wiercenia od wytrzymałości skał, ilości obrotów gryzaka i jednostko-

wego ciśnienia zębów na skałę. Średnie zagłębianie się zębów o skałę przy jednym uderzeniu w zależności od jednostkowego ciśnienia na 1 cm długości zęba i wytrzymałości skał podane jest w tablicy 2.

Tablica 2

Określna prędkość gryzaka, m/sek	Rodzaj skały	Ciśnienie zęba na skałę, kg/cm					
		70	100	125	150	180	200
1,76	piaskowiec ($f = 10$)	—	0,30	0,50	0,50	0,65	0,70
1,76	łupek piaskowcowy	0,51	0,59	0,69	0,79	0,9	1,1

Przy próbach kombajnu PPK-1 wypróbowano osiem typów gryzaków. W wyniku tych prób przy dwukrotnej regeneracji zębów gryzaków osiągnięto wydajność na jeden gryzak do pełnej jego amortyzacji około 42 m³ urobionej skały o wskaźniku urabialności $f = 8 \div 10$, to znaczy, że przy przekroju chodnika o wielkości 8 m² zużycie gryzaków wynosiło 0,19 gryzaka na 1 m wywierki.

Zużycie energii elektrycznej wynosiło 14 do 25 kW na 1 m³ calizny skały. Prędkość wiercenia wynosiła w danym razie od 0,25 do 0,3 m/godzinę.

Zagadnienia rozkruszania skał wymagają jeszcze dalszych studiów tak laboratoryjnych jak i w skali przemysłowej.

Konieczne jest bardziej szczegółowe przestudiowanie przebiegu wiercenia, wyjaśnienie zależności prędkości drażenia chodników od warunków pracy kombajnów, od ciśnienia na przodek roboczy, od geometrii i stanu pracujących krawędzi narzędzi tnących.

Wynalezienie nowych rodzajów węglików spiekanych i bardziej szczegółowe przestudiowanie przebiegu rozkruszenia skał różnymi mechanicznymi sposobami będzie podstawą, na zasadzie której będzie można stworzyć wysoko wydajne i wytrzymałe części robocze kombajnów chodnikowych typu skrawającego jak i gryzakowego lub też możliwe innych jeszcze typów.

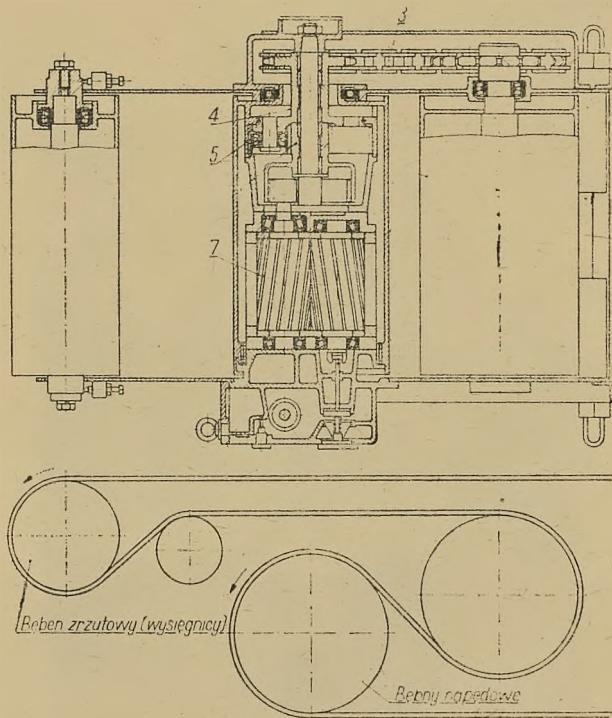
Mgr inż. E. Bojemski

Napędy przenośników taśmowych

Według: Idelberger H.: Zur Theorie der Antriebe von Gurtförderern. Glückauf, nr 27/28, sierp. 55, s. 766.

W napędach dwubębnowych występuje skomplikowany układ sił obwodowych w taśmie biegnącej po bębnach napędowych. Układ ten powoduje niebezpieczeństwo poślizgów taśmy mogących przyczynić się do szybszego zużywania się taśmy a nawet grozić pożarem. Przy sztywnie sprzężonych bębnach stosunek naprężenia taśmy w miejscu wchodzenia na bęben napędowy i naprężenia wstępnego w miejscu schodzenia z drugiego bębna jest mały. Powoduje to konieczność stosowania wysokich naprężeń wstępnych szkodliwych dla taśmy i powodujących trudności ruchowe przy fałstym ułożeniu przenośnika. Oryginalny sposób rozwiązania problemu zastosowała fabryka Demag w napędach dwubębnowych według schematycznego rys. 1

uzyskując korzystny stosunek momentów obrotowych obu bębnow napędowych przez umożliwienie dostosowania ilości obrotów bębnow do prędkości biegu taśmy i zapobieżenia jej wstęcznemu poślizgowi przy niejednakowych prędkościach obwodowych bębnow. Silnik powietrzny (lub elektryczny) napędza koło, słoneczne d wyrównawczej przekładni obiegowej. Ruch z bębna napędzanego przenosi się na bęben drugi za pomocą łańcucha łukowego napędzanego przez koło gniazdowe od koła przekładni o zazębieniu wewnętrznym. Łańcuch łukowy umożliwia uzyskiwanie wymaganego

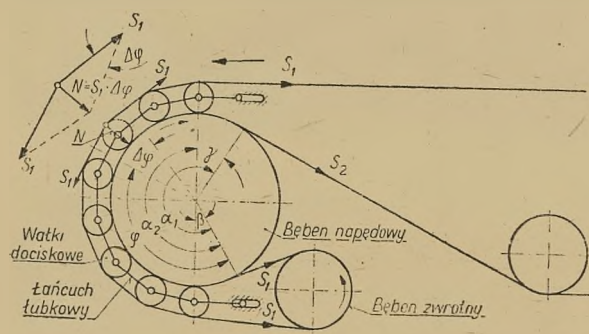


Rys. 1. Dwubębnowy napęd Demag z wyrównawczą przekładnią obiegową

3 — łańcuch łukowy, 4 — napęd łańcucha, 5 — koło o zazębieniu wewnętrznym, 7 — silnik powietrzny o zębach skośnych

stosunku momentów obrotowych przez zastosowanie różnych kół zębatych. Napęd ten nie tylko przedłuża żywotność taśm lecz również zmniejsza potrzebną moc silnika i zużycie energii.

Bardzo interesującym rozwiązaniem jest konstrukcja ciężkich napędów jednobębnowych fabryki Eickhoff (rys. 2). Zastosowano w niej dodatkowy nacisk na taśmę



Rys. 2. Napęd jednobębnowy z wałkiem dociskowym

przez szereg wałków. Taśma robocza biegnie po wałkach do bębna zwrotnego, następnie wraca na bęben

napędowy pod wałkami dociskowymi. Wałki wywołują dodatkowy docisk taśmy wynikową siłą normalną N siłą S_1 (naprężenia) w taśmie wchodzącej na bęben napędowy. Osie wałków po obu ich stronach są połączone łańcuchem łańcuchowym w sposób wykluczający ich przesuwanie się, w odcinku zewnętrznym taśmy naprężenie jest stałe S_1 . Nie występuje więc tutaj wydłużanie jej ani poślizg. W odcinku biegnącym bezpośrednio po bębnie naprężenie zmniejsza się stopniowo od wartości S_1 do S_2 naprężenia wstępnego. Stosunek S_1 do $S_2 = e^{\mu x}$ przy zwyczajnych napędach jednobębnowych jest znacznie mniejszy aniżeli w układzie opisanym. Dzięki temu napędy jednobębnowe z wałkami dociskowymi mogą pracować w długich przenośnikach o wysokim naprężeniu S_1 odpowiadającemu sumie oporów ruchu w części taśmy wchodzącej na bęben. Naprężenie wstępne S_2 może być niewielkie. Jest to szczególnie ważne przy falistym ułożeniu przenośnika, przy którym może istnieć obawa tarcia taśmy zwrotnej (próżnej) o konstrukcję trasy. Oznaczenia kątów w rysunku mają znaczenie dla analizy teoretycznej pracy taśmy.

Mgr inż. Jan Zyzak

Górnictwo węglowe we Francji

Według: *Colliery Guard*, z. 9. 6. 1955.

Przewidywane planem Monneta, opracowanym po znacjonalizowaniu kopalń w 1946 r., wydobyte 60 mln t węgla rocznie nie zostało dotychczas osiągnięte, mimo intensywnie przeprowadzanej modernizacji kopalń, na cele której przeznaczone były poważne środki z planu Marshalla.

Liczby produkcji, zatrudnienia, wydajności i spożycia węgla za lata od 1938 do 1954 r. przedstawia tablica 1; przy czym na podaną w tablicy średnią wy-

Tablica 1

	Rok			
	1938	1952	1953	1954
Wydobycie, mln t	47,5	57,0	54,7	56,5
Spożycie, mln t	68,0	—	65,5	67,3
Zatrudnienie	239 000	319 000	—	217 000
Ogólna wydajność średnia, t/rdn	1,227	0,933	—	1,519

dajność składają się wydajności poszczególnych dziedzin zagłębi, których różnice są bardzo poważne i w dużej mierze a może i przede wszystkim zależne od przyrodzonych warunków. Tak np. wydajność w Zagłębiu Pas-de-Calais wynosiła za 1954 r. 1,349 t/rdn, Auvergne 1,291 t/rdn ale zato Zagłębie Lotaryngii miało wydajność 2,214 t/rdn, gdzie wydobyte z 6 mln t w 1938 r. wzrosło do 14,5 mln t w 1954 r., a Zagłębie Provence 2,180 t/rdn.

Rekordem pod względem spożycia był 1929 r., w którym zużyto w kraju 69 mln t węgla a mniejsze obecnie niż przed wojną cyfry spożycia węgla zawdzięcza się postępowi technicznemu objawiającemu się przede wszystkim w stale zmniejszającym się jednostkowym zużyciu węgla energetycznego, które w 1938 r. wynosiło 1,350 kg/kWh w porównaniu z 0,450 kg/kWh w 1954 r. oraz konkurencji ropy naftowej, której spożycie na cele energetyczne wzrosło z 1,3 mln t w 1938 r. do 7,1 mln t w 1954 r.

Głównymi konsumentami węgla (dane za rok 1954) to: hutnictwo — 10 mln t, zakłady energetyczne — 9 mln t, gazownie i kolej po 5 mln t.

Niedobory węgla pokrywane były importem, który w 1954 r. osiągnął 15,9 mln t (w tym 3,8 mln t koksu), z czego na Zagłębie Saary przypada blisko 4 mln t z tym, że Francja eksportowała ponad 2 mln t swego węgla.

Tablica 2

	Rok			
	1938	1946	1951	1954
Lokomotywy, sztuk	900	680	1 737	1 836
Przenośniki, km	92	45	398	475
Ładowarki do kamienia, sztuk	6	52	519	591
Ładowarki Kaczy Dziób, sztuk	0	0	245	481
Wrebiarki, sztuk	95	91	395	434
Stojaki stalowe, sztuk	3000	80 000	421 000	611 000
Silniki elektryczne, sztuk	—	250	2 057	6 943
Lampy czołowe, sztuk	—	—	60 000	125 000

O postępach mechanizacji i elektryfikacji mówi tablica 2.

Mgr inż. E. Kaliciński

Masy plastyczne w górnictwie

Według: *Heathcote G. G.: Plastics in Mining. Iron Coal Tr. Rev.* t. 170, nr 4537, marz. 55.

Wiele doskonałych i pomysłowych maszyn dołowych zarzucono z powodu dużego ich ciężaru. Sytuację pogorszyło jeszcze wycofanie w Anglii w ubiegłym roku aluminium i wielu jego stopów z górnictwa węglowego z powodu stwierdzenia ich zapalających właściwości. Wszystko to razem stworzyło pomyślnie warunki dla wykorzystania w górnictwie lekkości, wytrzymałości i ognioodporności wielu mas plastycznych. Pomijając niedbałe obchodzenie się z maszynami i narzędziami narażone są one na uszkodzenia przez spadające bryły oraz przez częste przenoszenie z miejsca na miejsce. Jednakże w nowoczesnych kopalniach obudowa stalowa i dobre oświetlenie chodników rozszerzają możliwości korzystnego stosowania mas plastycznych.

Przeszkodą uniemożliwiającą pełną mechanizację wielu cienkich pokładów jest dziś system obudowy. Dla wyeliminowania ręcznego ładowania przenośnik łańcuchowy powinien znajdować się możliwie najbliżej miejsca urabiania, a to wymaga użycia do obudowy stropnic łączonych przegubowo. W miarę jak przenośnik posuwany jest hydraulicznie lub pneumatycznie, metrowe lub półmetrowe stropnice łączy się, podnosi i mocuje pod nowym stropem, a całą tę robotę robi się z za przenośnika. Stalowe stropnice łatwo jest podnosić i mocować w pokładach grubości ponad 1,2 m, gdzie pracownik podpira je plecami, a za lewar służy mu własne nogi. W pokładach cieńszych, a w szczególności od 0,6 do 1,0 m jest fizycznym niepodobieństwem umocować stropnicę poprzez przenośnik z pozycji przykucniętej lub klęczącej używając wyłącznie rąk. Aby więc całej pracy w przodku nie przerywać w oczekiwaniu na obudowanie, trzeba mieć stropnice lekkie, lecz wytrzymałe naciski do 160 kG/cm², które człowiek mógłby na klęczkach łączyć i mocować. Ba-

dania czy tego rodzaju stropnice można by robić z lekkich, lecz wytrzymałych mas plastycznych warte są zachodu.

Dla zabezpieczenia stojaków hydraulicznych od poślizgu stosuje się głowice z materiałów prasowanych. Głowice te szybko pękają i są stracone. Należałoby przeprowadzić próby wykonania ich z plastyków o pewnej elastyczności zapobiegającej pękaniu.

Gdy stalowa obudowa zakładana jest na słabym spągu, stosuje się rozmaite sposoby zapobiegające miażdżeniu spągu przez nogi łuków. Dużą trudność stanowi tu prawidłowe wypoziomowanie łuków pomiędzy sobą oraz jednej strony łuku z drugą. Równe ustawienie obudowy byłoby znacznie łatwiejsze, gdyby pod nogi łuków, umieszczone w stalowych rurach długości około 1,25 m, podkładać krążki z masy plastycznej średnicy około 150 mm. Wyrównanie następowałoby dzięki ściśnieniu krążków z plastyku przez nacisk stropu.

Z wprowadzeniem przesuwania przenośników bez rozbierania wzrosło stosowanie cylindrów hydraulicznych lub pneumatycznych, które zresztą używa się często i do innych celów. Do doprowadzenia do tych cylindrów ciśnienia hydraulicznego czy pneumatycznego używa się giętkich węży. Możliwe, że giętke węże ze zbrojonych mas plastycznych znalazłyby tu szerokie zastosowanie.

Istnieje również możliwość stosowania trójdrogowych węży ze zbrojonego plastyku, które przewodziłyby równocześnie ciśnienie hydrauliczne, powietrze sprężone do napędu narzędzi oraz wodę do usuwania pyłu. Dałoby to dużą oszczędność na robociznie dzięki układaniu, zawieszaniu i łączeniu jednego zamiast trzech oddzielnych węży.

Płócienne przewody powietrzne są bardzo niedoskonałe, gdyż stawiają duży opór strudze przepływającego przez nie powietrza, a przy tym są łatwopalne. Można by wyrabiać je z niepalnych mas plastycznych o gładkiej powierzchni wewnętrznej bardzo zmniejszającej straty tarcia.

Przez główne chodniki, powietrze z wentylatorów pomocniczych prowadzone jest w stalowych lutniach \varnothing 600 mm i długości około 3,5 m, łączonych kołnierzo-wo. Do przenoszenia jednego odcinka takiej rury potrzeba czterech ludzi. Rury te nie są narażone na żadne ciśnienia zewnętrzne ani uderzenia, gdyż zawieszają się je w gotowych chodnikach, a do przodków powietrze odprowadza się z nich giętkimi węzami. Można by wykonywać je z mas plastycznych.

Plastyki w arkuszach umocowane na wewnętrznych krawędziach obudowy zamieniłyby chodniki wentylacyjne w tunele aerodynamiczne o minimalnych stratach tarcia, jeżeli tylko koszt takiej wykładziny nie przewyższy oszczędności z poprawy przewietrzania.

Szerokie zastosowanie mogłyby znaleźć masy plastyczne w urządzeniach zapór pyłowych, których całe sekcje mogłyby być wykonane z plastyku.

Wszystkie rodzaje wiertarek muszą być wyposażone w urządzenia do pochłaniania lub kierowania pyłu tak, aby nie przedostawał się do prądów wentylacyjnych. Masy plastyczne mogą przyczynić się do poważnego ulepszenia tych urządzeń.

Przy wierceniu elektrycznym lub nawet powietrznym, lecz otworów pionowych, czy też pod kątem dla kotwi stropowych, nie można stosować wody do pochłaniania pyłu. W tych przypadkach stosuje się rury ssące o dużych średnicach, którymi odprowadza się do zbiorników pył i zwierziny. Rury te byłyby znacznie lżejsze, gdyby je robić z mas plastycznych. Również i zbiorniki pyłu powinny być wykonane w formie worków lub lekkich bębnow z odpowiednich plastyków.

Do wielu dzisiejszych tzw. „niepalnych“ zasłon wentylacyjnych przywiera pył węglowy, przez co już po krótkim czasie tracą swoją niepalność. Gładkie, ognioodporne zasłony wentylacyjne można robić z mas plastycznych.

Dużo wartościowej pracy włożono w opracowanie niepalnych taśm do przenośników. Obecnie w Anglii wymiana taśm gumowych na niepalne została już przeprowadzona we wszystkich głównych przenośnikach zbiorczych, a wkrótce obejmie również przenośniki w przodkach. Należałoby rozważyć, czy słuszną jest warstwowa budowa taśm oraz przenoszenie przez nią mocy. Należałoby zbadać i wypróbować taśmy wykonane z cienkiej drucianej plecionki w masie plastycznej. Pewna ilość cienkich kabli stalowych mogłaby przechodzić przez całą długość taśmy, a końce ich byłyby zamocowane w stałych złączach na obu końcach odcinka taśmy.

Woda kopalniana działa na metale silnie korodująco — plastyki nie ulegają korozji, więc należy stosować je na części instalacji pompowych.

Rozbudowa kolei kopalnianych stwarza duże możliwości zastosowania plastyków zarówno na części taboru (np. siedzenia wagonów osobowych), jak i na urządzeniach sygnalizacyjnych. I nie tylko sygnalizacja kolejowa, lecz wszelka sygnalizacja kopalniana oraz łączność powinny wykorzystać masy plastyczne w najszerszym zakresie.

Do robót strzelniczych nieznównany jest kabel w izolacji z masy plastycznej. Należałoby wytwarzać takie kable jako dwużyłowe i dostarczać w odcinkach po 25 ÷ 30 m nawinięte na lekkie i poręczne bębny również z plastyku.

Poza tym dla kopalni można zestawzić długą listę przedmiotów, które korzystnie byłoby robić z mas plastycznych. Dla przykładu można wymienić: miski i okapy dla oleju w dołowych maszynowniach i warsztatach naprawczych, siedzenia w osobowych wagnach kolei kopalnianych, osprzęt oświetleniowy, skrzynki do gaśnic pistoletowych i zbiorniki gaśnic pianowych, skrzynki do przenoszenia materiałów wybuchowych, skrzynki do zapalników, skrzynki pierwszej pomocy i apteczki przenośne, butelki do wody i pudełka do śniadań dla górników, lekkie lecz mocne hełmy, nakolanniki z jednego kawałka giętkiego plastyku, lekkie nieprzemakalne ubrania itd.

Na ogół wszędzie, gdzie lekkość i wytrzymałość plastyków może zmniejszyć ciężar lub poprawić jakość wyposażenia kopalnianego, postępowy inżynier powinien badać możliwości użycia odpowiedniego gatunku masy plastycznej.

Inż. L. Jabłoński

Redaguje Komitet Redakcyjny powołany przez Departament Techniki Ministerstwa Górnictwa

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

KONKURS

na usprawnienia w zakresie bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla

Komitet Technicznej Ochrony Pracy przy Zarządzie Głównym Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa wspólnie z Zarządem Głównym Związku Zawodowego Górników ogłaszają konkurs na opracowanie sposobów, pomysłów, ulepszeń oraz projektów mających na celu podniesienie warunków bezpieczeństwa pracy w kopalniach.

Celem konkursu jest spopularyzowanie i podkreślenie doniosłego znaczenia zagadnienia bezpieczeństwa pracy w kopalniach węgla.

Bezpieczne warunki pracy w kopalniach węgla wpływają na poważne zmniejszenie ilości wypadków, co daje znaczne podniesienie wydajności pracy.

Konkurs odbywa się pod hasłem:

ZWALCZAMY POŻARY POD ZIEMIĄ

Praca konkursowa powinna obejmować racjonalizatorskie pomysły techniczne lub organizacyjne z zakresu:

1. Zabezpieczenia i zwalczania pożarów oraz ulepszeń przyrządów i urządzeń przeciwpożarowych:
 - a. usprawnienia dotyczące szybkiego wykrywania pożarów (aparatura i sposoby wykrywania),
 - b. usprawnienia dotyczące umiejscowienia i wyposażenia składów przeciwpożarowych pod ziemią,
 - c. usprawnienia dotyczące szybkiej budowy oraz obserwacji i kontroli tam przeciwpożarowych,
 - d. usprawnienia dotyczące instalacji rurociągów wodnych, podsadzkowych i powietrza sprężonego z punktu widzenia walki z pożarami,
 - e. usprawnienia dotyczące sygnalizacji alarmowej w celu jak najszybszego usuwania załogi z miejsc zagrożonych,
 - f. usprawnienia dotyczące oświetlenia dróg ucieczkowych,
 - g. usprawnienia dotyczące zwalczania pożarów w starych zrobach,
 - h. usprawnienia dotyczące szybkiego usuwania zadymienia wyrobisk oraz szybkiego gaszenia pożarów.
2. Organizacji ratownictwa:
 - a. usprawnienia dotyczące szybkiego rozwinięcia akcji ratowniczej,
 - b. usprawnienia dotyczące kierowania akcją ratowniczą na różnych szczeblach, poczynwszy od kierownictwa kopalń i wyżej.

Konkurs zasadniczo nie obejmuje usprawnień w zakresie systemów eksploatacji ze względu na powstawanie pożarów. Niemniej nowe, zupełnie nieznane i nie publikowane pomysły z tego zakresu mogą być zgłoszone.

Nie mogą być zgłaszane pomysły ujęte już istniejącymi przepisami, instrukcjami i zarządzeniami.

Każda praca konkursowa może obejmować tylko jedno z usprawnień wymienionych w punktach 1 i 2 lub też wyczerpywać całość zagadnień profilaktyki i zwalczania pożarów oraz organizacji ratownictwa.

Za najlepsze prace konkursowe przyznane będą następujące nagrody:

Jedna I nagroda	6000 zł
Trzy II nagrody po	4000 zł
Cztery III nagrody po	2000 zł
Pięć IV nagród po	1000 zł

Zarząd Główny
Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów
i Techników Górnictwa

Warunki konkursu

1. Konkurs jest dostępny dla wszystkich pracowników zatrudnionych w przemyśle górniczym i instytucjach naukowych związanych z górnictwem.

2. Komisja konkursowa zastrzega sobie prawo nie przyznania I nagrody, o ile żadna ze zgłoszonych prac nie będzie zawierała szczególnie wartościowych pomysłów.

3. Prace konkursowe powinny być dostarczone o ile możliwości w maszynopisie z niezbędnymi rysunkami, szkicami i wyjaśnieniami.

Do prac mogą być również dołączone modele urządzeń lub aparatów.

4. Każdy poszczególny pomysł zgłoszony na konkurs należy nadsyłać w zamkniętej kopercie opatrzonej w lewym dolnym rogu uwagą. „Konkurs BHP”.

Prace należy podpisywać nie nazwiskiem, lecz dowolnie obranym godłem autora. Do przesyłki należy dołączyć drugą zapieczętowaną kopertę zaopatrzoną z zewnątrz tym samym godłem co praca konkursowa, a wewnątrz zawierającą imię i nazwisko, dokładny adres i miejsce pracy autora, jego zawód i zajmowane stanowisko.

5. Prace odrzucone przez Komisję Konkursową mogą być odebrane przez autorów w przeciągu jednego miesiąca po ogłoszeniu wyników konkursu.

6. Prace konkursowe należy kierować tylko pocztą pod adresem: Stowarzyszenie Naukowo-Techniczne Inżynierów i Techników Górnictwa — Zarząd Główny — Stalinogród, ul. 3 Maja 23 — I piętro, z zaznaczeniem: „Konkurs BHP”.

7. Nagrodzone oraz inne wartościowe a nienagrodzone pomysły zostaną przekazane Ministerstwu Górnictwa do dalszego wykorzystania.

W przypadku możliwości ich zastosowania w górnictwie autorzy mogą również ubiegać się o wynagrodzenie racjonalizatorskie, niezależnie od nagród konkursowych.

8. Termin nadsyłania prac konkursowych upływa 31 października 1955 r. przy czym miarodajna jest data stempla pocztowego.

Prace konkursowe rozpatrywane będą przez Komitet Technicznej Ochrony Pracy przy Stowarzyszeniu Naukowo-Technicznym Inżynierów i Techników Górnictwa wspólnie z Zarządem Głównym Związku Zawodowego Górników przy udziale przedstawicieli: Ministerstwa Górnictwa, Wyższego Urzędu Górniczego, Głównego Instytutu Górnictwa, Instytutu Bezpieczeństwa Pracy, Centralnego Instytutu Ochrony Pracy, Instytutu Mechanizacji Górnictwa oraz Wydawnictwa Górniczo-Hutniczego.

Ogłoszenie wyników konkursu odbędzie się nie później niż 31 grudnia 1955 r. za pośrednictwem prasy codziennej, zawodowej, radia oraz przez indywidualne powiadomienie wszystkich uczestników konkursu.

Wszelkich dodatkowych informacji w sprawach konkursu udziela listownie lub osobiście w godzinach od 15 do 18 Zarząd Główny Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa w Stalinogrodzie, ul. 3 Maja 23, telefon 348-68.

Zarząd Główny
Związku Zawodowego Górników w Polsce

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze

Nowości wydawnicze książek technicznych

- BLASCHKE S.: **Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalni użytecznych**. Tom I. 1954, str. 644, zł 60.— tom II, 1955, str. 639, zł 64.—
- DUDEK W.: **Oświetlenie i sygnalizacja**. Cz. 2 **Urządzenie teletechniczne w podziemiach kopalń**. Górnictwo tom XIII. 1955, str. 247, zł 27.—
- DUDEK J.: **Książeczka strzałowego w kopalni**. Wyd. II, 1955, str. 48, zł 1,75
- KOKOT S.: **Górnicy ścianowy**, 1955, str. 106, zł 5,50
- KOZUBSKI F.: **Miernictwo górnicze**, 1955, str. 233, zł 13,20 (podręcznik szkolny)
- LESIECKI W.: **Dźwignice linowe**, 1955, str. 76, zł 4.—
- MACIEJASZ Z.: **Poszukiwanie złóż rudnych**, 1955, str. 115, zł 7,70.
- POKROWSKI N. M.: **Głębień szybów pionowych zwykłymi sposobami**. Tłum. z ros. 1954, str. 347, zł 25,50
- SALUSTOWICZ A.: **Mechanika górotworu**. Cz. 1. **Mechanika górotworu**. Górnictwo tom III. 1955, str. 267, zł 31,20.
- SZKLARSKI L.: **Trakcja elektryczna w kopalni**. 1954, str. 411, zł 45.—
- WOYCIECHOWSKI J.: **Zarys górnictwa solnego**. 1955, str. 233, zł 16,40
- ZARYS GÓRNICICTWA KAMIENNEGO. **Praca zbiorowa**. 1955, str. 294, zł 23,30

Dla racjonalnego zaopatrzenia księgarń w nowości wydawnicze należy zamawiać już teraz osobiście, telefonicznie lub listownie w księgarniach technicznych **Domu Książki** następujące górnicze książki techniczne, które ukażą się drukiem do końca bieżącego roku.

MAROSZEK H.: **Urządzenia elektryczne górnicze**, cz. 2, poziom III, ark. wyd. 40,9, zł 27,20 (podręcznik szkolny)

STANIENDA R.: **Planowanie i sprawozdawczość w górnictwie**, poziom III, ark. wyd. 11,0 zł 9,30 (podręcznik szkolny)

MATWIN M.: **Przebudowa wyrobisk górniczych**, poziom II, ark. wyd. 4,1 zł 3.—

Książka zawiera w popularnym ujęciu wiadomości praktyczne z zakresu przebudowy wyrobisk w różnych sytuacjach przy zastosowaniu różnych sposobów i różnych materiałów. Książka przeznaczona jest dla górników, jak również dla niższego i średniego dozoru technicznego, może być pomocna przy szkoleniu wewnątrzzakładowym.

GOŁĘDZINOWSKI Z., BALLENSTEDT L.: **Prefabrykaty i nowe materiały w górnictwie podziemnym**. 1955, 7,2 ark. wyd. poziom III-IV, zł 8.—

W książce omówiono możliwości zastosowania wcześniej przygotowanych elementów i nowych materiałów w górnictwie podziemnym. Podano listę prefabrykatów, założenia do ich projektowania, wykonania i montażu. Przykładowo przytoczono próbę stypizowania elementów obudowy odrzwiami. Dokonano przeglądu znanych materiałów i nowych zastosowań materiałów znanych. Skalkulowano wstępnie korzyści gospodarcze zastosowania prefabrykatów i nowych materiałów. Zacytowano wyniki doświadczeń praktycznych. Zaproponowano schemat organizacyjny.

Książka przeznaczona jest dla techników i inżynierów.

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

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

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

Słownik zawiera 9000 haseł i około 1000 rysunków, zdjęć fotograficznych oraz tablic całostronicowych. Obejmuje słownictwo nie tylko górnicze z zakresu górnictwa węglowego, rudnego, solnego i kamiennego, wiertnictwa, eksploatacji ropy naftowej, lecz również słownictwa z zakresu przeróbki mechanicznej, kokso-wnictwa, przeróbki chemicznej węgla oraz słownictwo z zakresu miernictwa, geologii, petrografii, mineralogii. Słownik przeznaczony jest dla inżynierów i techników pracujących w górnictwie, koksownictwie itp., jak również dla osób zajmujących się działalnością naukową w tych dziedzinach, dla słuchaczy szkół technicznych wszelkich typów oraz dla szerokich kół interesujących się zagadnieniami techniczno-gospodarczymi.

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

Adresy księgarń technicznych Domu Książki:

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

