

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ČZASOPISMO NAUKOWO TECHNICZNE
POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM GÓRNICTWA

M I E S I Ę C Z N I K

Nr 1 (684)

STYCZEŃ 1955

Tom XI (XLII)



WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE
STALINOGRÓD

Treść

СОДЕРЖАНИЕ

1. Mgr inż. Franciszek Jopek, Wiceminister Górnictwa: Dziesięć lat temu	1
2. Prof. dr inż. Bolesław Krupiński: Analiza eksploatacji filaru ochronnego pod miastem	2
3. Doc. mgr inż. Wiktor Strzeszewski i dr Edward Bose: Właściwa odstawa urobku na robotach przygotowawczych	12
4. Mgr inż. Marian Skup: Awarie instalacji podsadzki pływnej w kopalniach węgla	16
5. Mgr inż. Kazimierz Dziunikowski: Obecny stan podziemnego zgazowania węgla	21
6. Prof. mgr inż. Józef Galanka, mgr inż. Eugeniusz Hanke: Nowy typ komory pomp	26
7. Mgr inż. Zofia Wierzchowska: Tektoniczne trzęsienia ziemi na Śląsku i ich związek z tąpnięciami w kopalniach	29
8. KOMUNIKAT DZIAŁU NORMALIZACJI GIG	32
9. KRONIKA	32
10. PRZEGLĄD ZAGRANICZNY	33
11. PRZEGLĄD DOKUMENTACYJNY GÓR-NICTWA	

1. Мгр инж. Ф. Иопек, Заместитель Министра Горной Промышленности: Десять лет тому назад	1
2. Проф. др инж. Б. Крупиньски: Анализ эксплуатации предохранительного целика под городом	2
3. Доц. мгр инж. В. Стшешевски, др Э. Розе: Надлежащая доставка добычи на подготовительных работах	12
4. Мгр инж. М Скуи: Аварии оборудования мокрой закладки на каменноугольных шахтах	16
5. Мгр инж. К. Дзюниковски: Современные состояние подземной газификации угля	21
6. Проф. мгр инж. Ю. Галянка, мгр инж. Э. Ганке: Новый тип насосной камеры	26
7. Мгр инж. С. Вешховска: Тектонические землетрясения в Силезии и их связь с горными ударами на шахтах	29
8. СООБЩЕНИЕ ОТДЕЛА НОРМАЛИЗАЦИИ ГИГ	32
9. ХРОНИКА	32
10. ИНОСТРАННОЕ ОБОЗРЕНИЕ	33
11. ОБЗОР ДОКУМЕНТАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	

CONTENTS

SOMMAIRE

1. F. Jopek Min. Eng.; Mining Vice-Minister: Ten years ago	1
2. B. Krupiński, Prof. Dr Min. Eng.: Analysis of working the protection pillar under a town	2
3. W. Strzeszewski, Min. Eng., E. Rose, Dr: Proper means of transport in development working	12
4. M. Skup, Min. Eng.: Hydraulic stowage plant breakdowns in collieries	16
5. K. Dziunikowski, Min. Eng.: Recent development of the underground gasification of coal	21
6. J. Galanka, Prof. Min. Eng., E. Hanke, Min. Eng.: A new type of pumping room	26
7. Z. Wierzchowska, Min. Eng.: Tectonic earth quakes in Silesia and their relationship to rock burst in mines	29
8. REPORT OF THE STANDARDISATION SECTION OF THE POLISH MINING INSTITUTE	32
9. CURRENT NEWS	32
10. FOREIGN REVIEW	33
11. MINING ABSTRACTS	

1. F. Jopek, Ing. V-Ministre des Mines: Il y a dix ans	1
2. B. Krupiński, Prof. Dr Ing.: Analyse de l'exploitation du stot de protection sous une ville	2
3. W. Strzeszewski, Ing., E. Rose Dr: Desserte rationele du produit dans les travaux préparatoires	12
4. M. Skup, Ing.: Défauts des installations du remblayage hydraulique dans les houillères	16
5. K. Dziunikowski, Ing.: L'état actuelle de la gaséification souterraine du charbon	21
6. J. Galanka, Prof. Ing., E. Hanke, Ing.: Nouveau type de la chambre à pompes	26
7. Z. Wierzchowska, Ing.: Mouvements séismiques en Silésie et leur rapport avec les coups de toit dans les mines	29
8. COMMUNIQUÉ DE LA SECTION DE NORMALISATION DE L'INSTITUT POLONAIS DES MINES	32
9. CHRONIQUE	32
10. INFORMATIONS DU MONDE MINIER	33
11. BULLETIN BIBLIOGRAPHIQUE	

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

Warunki prenumeraty: Abonament: opłata normalna rocznie zł 108. Cena pojedynczego zeszytu zł 9,—.
Konto PPK „Ruch“ Stalinogród, 3-go Maja 16 PKO III 13763/110.

Format A4

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

Nakład 2600 egz

Nr zamówienia 5192 z dnia 30. XI. 1954 r. Druk zakończono w styczniu 1955 r.

Drukarnia: Robotnicza Spółdzielnia Wydawnicza „Prasa“, Stalinogród, ul. Opolska 22 R-6-3501

PRZEGLĄD GÓRNICZY

MIESIĘCZNIK

Nr 1 (684)

Styczeń 1955 r.

Tom XI (XLII)

622.333(438)

DZIESIĘĆ LAT TEMU....

Mgr inż. Franciszek Jopek

I Podsekretarz Stanu MG

Z końcem stycznia 1945 r. przewalił się walec drugiej wojny światowej przez najcenniejszy okręg polskiej ziemi — przez Polskie Zagłębie Węglowe.

Dzięki zwycięskim operacjom radzieckich wojsk, dzięki patriotycznej postawie polskich załóg kopalnianych, nie udało się okupantom wykonać „zamiaru doszczętnego zniszczenia kopalń“.

Mocno przerzedzone przez hitlerowskiego okupanta szeregi polskich techników i inżynierów stanęły natychmiast obok przodujących górników do pracy przy budowie fundamentów pod potężny gmach przemysłu węglowego w naszym Państwie Ludowym.

Wojna nie była jeszcze skończona. Zwycięskie wojska radzieckie dobijały wroga w jego własnym kraju, a polski przemysł węglowy już pracował, by dać węgiel na potrzeby frontu. Z początkiem marca 1945 r. powstaje organizacja przemysłu węglowego w postaci Centralnego Zarządu i Zjednoczeń PW.

Decydujące czynniki w Państwie Polskim otaczają od początku troskliwą opieką polskich górników. 11 kwietnia 1945 r. zapada pierwsza Uchwała Rządu w sprawie planu przemysłu węglowego i udzielenia pomocy w rozwoju tego przemysłu. 29 kwietnia 1945 r. odbywa się pierwszy Ogólnopolski Zjazd Pracowników Przemysłu Węglowego, który z entuzjazmem wita Uchwałę Rządu z dnia 11 kwietnia 1945 r., mówiąc w rezolucji:

„Z radością witamy Uchwałę Rady Ministrów z dnia 11.IV.1945 r. Po raz pierwszy w historii górnictwa polskiego rozpoczynamy pracę opartą o plan, uzgodniony z całością potrzeb Państwa. My górnicy, wyteżymy nasze siły aby osiągnąć przewidziane przez plan wydobyć węgla, dźwigniemy wydajność naszej pracy, poprawimy dyscyplinę w pracy“.

Rozpoczęta się od pierwszej chwili ciężka, ale zwycięska praca górniczych załóg dla dobra Państwa robotników i chłopów.

Okupant zostawił kopalnie zdewastowane, z wyrabowanymi zasobami z najlepszych pokładów, bez głównych robót przygotowawczych, bez przygotówki pól eksploatacyjnych. Wiele

pól było zaognionych, wiele poziomów zatopionych, wiele głównych maszyn i urządzeń wyniszczonych, a załogi całkowicie zdekompletowane.

Entuzjazm pracy, jasna wizja przyszłości gospodarzenia na własnej ziemi bez zaborców, bez kapitalistów, przełamały wszelkie trudności. Z miesiąca na miesiąc, z roku na rok, rośnie wydobyć, krzepnie organizacja polskiego górnictwa, a szczególnie węglowego, rosną załogi górnicze, zajmując przodujące miejsce wśród szeregów polskiej klasy robotniczej.

Przychodzi zwycięsko zrealizowany trzyletni plan odbudowy kraju, którego zasadniczą podstawą jest rozwój wydobywania węgla. Przychodzi wielki dzień górnictwa węglowego, kiedy Państwo Ludowe Uchwałą Rady Ministrów z dnia 30. XI. 1949 r. daje górnikom „Kartę Górnika“, kartę szczególnych przywilejów, biorąc pod uwagę doniosłe znaczenie Przemysłu Węglowego dla rozwoju gospodarki narodowej, wielkie osiągnięcia górników, ich zasługi we współzawodnictwie pracy oraz szczególne warunki ciężkiej i ofiarnej pracy górnika pod ziemią. Przychodzi plan sześcioletni — plan rozwoju przemysłowienia Polski.

Robiąc przegląd dziesięciolecia, powinniśmy sobie uprzytomnić, że Polski Przemysł Węglowy zbudował w tym dziesięcioleciu przemysł maszyn górniczych, tę bazę do dalszego rozwoju kopalń, że buduje nowe kopalnie w oparciu o własne projekty, zwiększa wielokrotnie wydobyć przez rozwój kopalń istniejących, że polska technika górnicza rozwija się w burzliwym tempie, że polska nauka górnicza daje coraz więcej podbudowy do dalszego rozwoju postępu technicznego — polskiej górniczej myśli technicznej.

Kiedy obecnie na początku ostatniego roku planu sześcioletniego Przemysłu Węglowego rzucimy okiem wstecz, to możemy z dumą śmiało oświadczyć, że dokonaliśmy wielkiej roboty.

Przeszło 91,5 mln tonn wydobywania węgla kamiennego to najlepsze świadectwo tej pracy. Stoimy na piątym miejscu w świecie z produkcją węgla kamiennego.

Powstaje pytanie, czy w tym okresie rewolucyjnych przemian w górnictwie węglowym wypełniliśmy wszystko co należało do człowieka pracującego na każdym stanowisku w tym przemyśle. Niestety — nie możemy tego powiedzieć. Jest wiele zagadnień, które albo nie zostały rozwiązane, albo też cofnęły się w postępie rozwoju.

Przed wszystkim, należy to z naciskiem stwierdzić, nie zrobiliśmy postępu w zakresie „wydajności pracy“. Toteż rozpatrując wyniki ubiegłego dziesięciolecia musimy, chcąc jasno patrzeć w przyszłość, w obliczu dalszych zadań i celów polskiego górnictwa, a górnictwa węglowego w pierwszej linii, na bazie blasków i cieni z dotychczasowej działalności, postawić dalsze wytyczne dla naszej codziennej twardej pracy.

Musimy przede wszystkim walczyć o wydajność pracy i to przez realizację postępu technicznego, dostosowanego do warunków naturalnych naszych zagłębi i przez właściwą organi-

zację pracy, która pozwoli na ujawnienie wielkich jeszcze rezerw, tkwiących w strukturze naszego górnictwa.

Na bazie najwyższej techniki, polskiej górniczej myśli technicznej, w oparciu o wzory produkującego górnictwa Kraju Rad, musimy pchnąć naprzód dalszy rozwój naszego narodowego przemysłu — górnictwa węglowego.

Przez zwiększenie wydajności pracy uzyskamy nie tylko ekonomicznie pozytywne wyniki pracy naszego górnictwa, ale zwolnimy środki potrzebne do dalszego budownictwa nowych kopalń — nowoczesnych kopalń, gdzie praca górnika uzyska warunki godne wielkości troski o człowieka w Państwie Socjalistycznym.

W dalszych naszych wysiłkach, naszej pracy codziennej, powinna nam przyświecać myśl rzucona przez Wicepremiera Minca w okresie nadawania górnikom Karty Górnika: „Ludzie i technika, technika i ludzie — oto dwa podstawowe elementy niezbędne dla zwycięskiego wykonania zadań“.

022.938.55

ANALIZA EKSPLOATACJI FILARU OCHRONNEGO POD MIASTEM

Prof. dr inż. Bolesław Krupiński

Treść: Omówiono genezę zagadnienia i ważniejsze parametry eksploatacji pod obiektami. Podano ważniejsze zasady dla opracowania założeń projektowych tej eksploatacji. Na przykładzie eksploatacji projektowanej pod miastem przedstawiono metodę przeprowadzania analizy ekonomicznej, umożliwiającą prawidłową decyzję i ocenę rentowności eksploatacji filarów.

Wyczerpujące się zasoby kopalń czynnych kierują uwagę kół naukowych i przemysłowych na wyzyskanie zasobów zawartych w filarach ochronnych. Zasobność filarów ochronnych pod miastami śląskimi ocenia się na setki milionów tonn. Postęp badań w zakresie wpływu eksploatacji pokładów na powierzchnię i wypracowanie zasad możliwie bezpiecznej eksploatacji, co łącznie z szerokim upowszechnieniem podszadki płynnej małościłowej, pozwala w zjawiskach szkód górniczych uniknąć momentów katastrofalnych, niszczyielskich i sprowadzić je do zjawisk możliwych do opanowania środkami technicznymi, a tym samym wysokość szkód sprowadzić do znośnych obciążeń tonny produkcji pobranej z filaru ochronnego.

Próby eksploatacji filarów wykazały techniczną realność. Strona ekonomiczna wybierania filaru była dotąd niewyjaśniona.

Należało stworzyć metodę oceny wartości filaru, ciężarów wpływających z faktu eksploatacji, by bilansując straty i zyski orzec o prawidłowości lub nieprawidłowości decyzji w każdym poszczególnym przypadku likwidacji filaru ochronnego.

Referat jest właśnie próbą bilansu korzyści i obciążeń jakie powstają przy likwidacji filaru pod miastem. Rachunek bilansowy przeprowadzono konkretnie przy wybieraniu filaru

ochronnego pod miastem Bytomiem. Miasto Bytom na przestrzeni wieków dziesięciu rozbudowało się na złożach rud cynko-olowianych i węgla, które zalegają w najbogatszej części Zagłębia Górno-Śląskiego. Zasobność złoża pod Bytomiem ma najwyższe parametry z całej nieckiej węglowej. Na filarze zbiegają się granice trzech kopalń. Złoże ma partie uławicone o różnych nachyleniach od silnie pochyłych do prawie poziomych.

Tok analizy eksploatacji filaru ochronnego przebiega przez kilka stadiów zanim uzyska się odpowiedź na pytanie w jakim stopniu jest celowa eksploatacja filaru pod wielkim miastem.

Poszczególne stadia są następujące: 1. sporządza się projekt eksploatacji, 2. oblicza się zasobność złoża w filarze ochronnym ilościowo w tonnach i wartościowo w złotych na m² powierzchni filaru; 3. oblicza się wartość zabudowy miasta ogólną i na 1 m² powierzchni filaru ochronnego; 4. oszacowuje się szkody górnicze, które powstaną wskutek eksploatacji, opierając szacunek na skutkach techniczno-górnich i ekonomicznych, przy czym te ostatnie są odniesione do m² powierzchni zabudowanej; 5. wykazuje się skutki zaniechania eksploatacji filaru wyrażające się w zmniejszeniu zdolności produkcyjnej kopalń i w zmniejszeniu akumulacji tych kopalń; 6. rozpatruje się możliwość wy-

równania utraconej zdolności produkcyjnej przez budowę kopalń zastępczych.

Tą drogą uzyskuje się czynniki dodatnie i ujemne do zbilansowania potężnej i niezwyklej operacji, która łącznie z pozytywną prognozą techniczną daje podstawy do decyzji likwidacji filaru ochronnego pod miastem, bez większych perturbacji w życiu miasta.

Oryginalna jest metoda analizy jak i sposoby obliczenia poszczególnych parametrów technicznych i ekonomicznych.

Metodę, jak już wspomniano, traktować należy jako próbę — autor prosi by poświęcić jej uwagę i dać krytyczną ocenę, by mogła się stać pomocną i pożyteczną w rozwiązywaniu żywotnych problemów górnictwa węglowego i rudnego.

1. Geneza zagadnienia

Okręgi węglowe od końca XVIII stulecia są przedmiotem wciąż wzmagającej się eksploatacji górniczej, a jednocześnie, co bezspornie jest bezpośrednim skutkiem wzrostu produkcji górniczej, stają się terenem intensywnej industrializacji i urbanizacji. Rozwój przemysłu i miast łączy się z rozbudową urządzeń wodociagowych, kanalizacyjnych, energetycznych i komunikacyjnych, które coraz gęstszą siecią pokrywają obszary górnicze i tworzą zabudowę naziemną.



Rys. 1. Filary ochronne

Chroniąc zabudowę naziemną przed szkodami górniczymi, klasyczne górnictwo miało tylko jedną metodę ochrony, a było nią nie naruszanie pokładów węgla w umownym obrysie chronionego obiektu, skutkiem czego wewnątrz złoża powstała sieć filarów ochronnych tworząca bezładną mozaikę, szczególnie zagęszczoną w centralnym okręgu Zagłębia Górno-śląskiego. Załączony szkic (rys. 1), mimo że nie pokazuje rzeczywistego rozmieszczenia filarów, dzięki jednak zachowaniu odpowiednich proporcji, dobitnie ilustruje przytłaczającą rolę filarów ochronnych w rozwoju kopalń.

Najwięcej zasobów uwięziły miasta śląskie, a wśród nich jedno z najstarszych miast Śląska Bytom. Miasto Bytom rozsiadło się w tej części nieckiej północnej, gdzie działają trzy wielkie,

bogato zainwestowane kopalnie, i dla swojej ochrony, ujmowanej metodą klasyczną, wymaga potężnego filaru.

Z chwilą gdy eksploatacja kopalń bytomskich zbliża się do granic filaru, w kopalniach tych występuje już, a w niedalekiej przyszłości wystąpi jeszcze silniej zjawisko braku zasobów do produkcji, co prowadzi do spadku zdolności produkcyjnych kopalń, bytomskich bezpośrednio, a pośrednio i całego przemysłu węglowego.

Na przykładzie filaru ochronnego miasta Bytomia i kopalń bytomskich, ilustrować będziemy warunki techniczne eksploatacji filaru i analizę jej rentowności.

2. Parametry bezpiecznej eksploatacji

Odkąd ekspertyza Henryka Czczotta, wybrania filaru pod hutą w Sosnowcu, uczyniła wyłom w nietykalności filarów ochronnych i zainaugurowała w Polsce metodę bezpiecznej eksploatacji z zastosowaniem podsadzki płynnej, wiedza i praktyka w górnictwie poczyniły znaczne postępy w dziedzinie wyjaśniania wpływów podziemnej eksploatacji na powierzchnię.

Za bezpieczną eksploatację uważa się takie wybieranie pokładów, które wywołuje na powierzchni deformacje nie przekraczające wielkości dopuszczalnych odkształceń w podobnych obiektach.

Deformacje powierzchni dla górotworu o określonych fizyko-mechanicznych i górniczych własnościach zależą od szeregu parametrów a zwłaszcza od:

- a. układu linii najmniejszego oporu, występujących w złożu (uskoki, łupliwość, szczelinowatość),
- b. głębokości eksploatacji,
- c. grubości wybieranych warstw,
- d. sposobu kierowania stropem.

Przy eksploatacji większych obszarów może wchodzić w rachubę pięć zasadniczych sposobów kierowania stropem dających różne wskaźniki wypełnienia wybranej przestrzeni i różne wskaźniki osiadanía.

Z opracowań teoretycznych wynika, że dla bezpiecznej eksploatacji pod obiektami o określonej kategorii czułości zależność między parametrami przy jednolitej strukturze złoża przedstawia się tak, jak to pokazano na rys. 2.

Wyniki uzyskane tą drogą tracą na wartości w przypadku występowania w złożu silnie zaakcentowanych linii najmniejszego oporu, które naruszają ciągłość złoża i przez to zakłócają przebieg zależności funkcyjnych.

Spośród podanych na wykresie sposobów kierowania stropem, przy eksploatacji pod miastami i osiedlami powinny być brane pod uwagę przede wszystkim trzy pierwsze, a mianowicie:

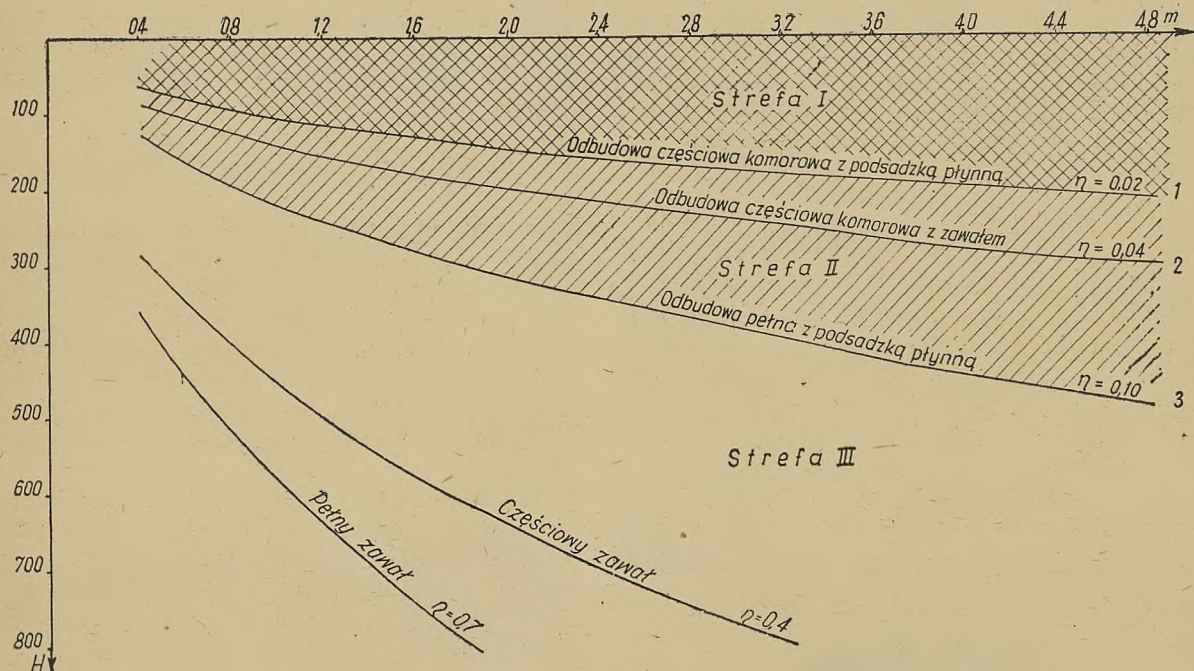
1. system częściowej eksploatacji komorowej z podsadzką płynną, często nazywany wybieraniem pasami,

2. system częściowej eksploatacji komorowej z zawalem, często nazywany wybieraniem w szachownicę,
3. eksploatacja pełna z podsadzką płynną.

Zawał pełny lub częściowy z podsadzką dowożoną albo urabianą na miejscu ze ślepych chodników wobec dużego współczynnika osiadania powierzchni uznaje się za nieodpowiedni; systemy te mogą być stosowane w wyjątkowych tylko przypadkach.

wa pośrednia 2 odpowiada współczynnikowi osiadania $\eta = 0,04$ i jest górną granicą stosowania systemu komorowego z zawalem.

Strefa III — obejmuje partie złoża, które mogą być objęte całkowitą eksploatacją pod warunkiem stosowania podsadzki płynnej. Głębsze partie tej strefy dopuszczają eksploatację bezpieczną systemem zawałowym, dającym wskaźnik $\eta = 0,4 \div 0,7$, jednak dopiero na znacznych głębokościach.



Rys. 2. Zależność między grubością wybieranych warstw i bezpieczną głębokością eksploatacji dla różnych sposobów kierowania stropem (wg Lisowskiego)

Objaśnienie: $H_{\text{bezp}} = C \cdot \sqrt{m}$ (przekształcony wzór dr. Knothe) gdzie: m — grubość warstw wybieranych jednocześnie w jednym przekroju pionowym, H_{bezp} — bezpieczna głębokość eksploatacji, $C = \sqrt{1,52 \cdot \eta \cdot \text{tg}^2 \beta \cdot R_{\text{bezp}}}$ Przyjęto: β — kąt zasięgu wpływów — $\text{tg} \beta = 2,75$, R_{bezp} — dopuszczalny promień krzywizny = 50 000 m; η — współczynnik osiadania

W ten sposób posługując się analogicznymi wykresami, dopasowanymi do charakterystyki górotworu i kategorii obiektów, możemy wyznaczyć w rozpatrywanym złożu trzy zasadnicze strefy:

Strefa I — jest najpłytszą partią złoża rozciągającą się od powierzchni do krzywej pierwszej odpowiadającej wskaźnikowi osiadania $\eta = 0,02$. Strefa I jest zamknięta dla eksploatacji, gdyż skutki prowadzonej w niej eksploatacji dają deformacje przekraczające wielkości dopuszczalne. Zasoby tej strefy są zasobami pozabilansowymi, gdyż nie znamy w tej chwili metod eksploatacji zapewniających mniejsze deformacje powierzchni. Należy przypuszczać, że dla złóż specjalnie cennych, np. rud cynkowo-olowianych metody takie, już opracowane, zostaną wypraktykowane, a wówczas strefa zasobów zaniechanych w całości lub częściowo zostanie reaktywowana dla produkcji.

Strefa II — jest górną partią złoża, w której może być stosowana eksploatacja, jednak systemami komorowymi, z pozostawieniem 50% kopaliny użytecznej. Sięga ona do krzywej 3 odpowiadającej współczynnikowi $\eta = 0,1$. Krzy-

wykres współzależności parametrów określających deformacje powierzchni uwydatnia rolę i znaczenie podsadzki płynnej przy rozszerzaniu zasięgu strefy bezpiecznej eksploatacji. Podsadzka płynna reaktywuje zaniechane zasoby węgla i przenosi je z kategorii pozabilansowych do przemysłowych.

Nanosząc warstwice odczytane z wykresu na plany poszczególnych pokładów, wyznaczamy granice dopuszczalnej stosowalności jednej z trzech bezpiecznych metod. Granice stosowalności wchodzi do założeń projektowanych i wewnątrz nich umieszcza się kontury pól eksploatacyjnych zaprojektowane według zasad szczególnych.

3. Założenia projektowe

Pionowy podział złoża na strefy eksploatacyjne jest wstępem do sporządzania projektu eksploatacji filaru. Projekt eksploatacji powinien odpowiadać następującym zasadniczym postulatam.

1. Pod miastami i osiedlami eksploatację prowadzić należy według precyzyjnego, bardzo

gruntownie opracowanego planu i jednolitych zasad.

Gestia eksploatacji filaru ochronnego powinna zatem spoczywać w rękach jednej tylko kopalni, a to ze względu na jasność odpowiedzialności i kontrolę wykonania projektu. Jest to specjalnie ważne dla utrzymania jednolitości gospodarki wentylacyjnej, wodnej i podszatkowej.

2. Zasada „jednego gospodarza“, działającą łącznie z zasadą możliwie najszybszej i ciągłej eksploatacji, przy głębokich złożach i zasobnych filarach, co ma miejsce pod Bytomiem, prowadzi do podziału złoża wbrew przyjętym dotąd zasadom klasycznego górnictwa nie granicami pionowymi, lecz płaszczyznami poziomymi odgraniczającymi obszary eksploatacyjne poszczególnych kopalń. W konkretnym przykładzie warstwica (—) 420 jest linią demarkacyjną między eksploatacją kopalni bytomskiej nr 1 i kopalni nr 2, przy czym początek eksploatacji w kopalni nr 1 przyjęty został w przybliżeniu na głębokości warstwicy (—) 50, co odpowiada warunkom strefy III. Pokłady powyżej warstwicy (—) 50 zostały czasowo zaniechane, a zatem zaliczone do strefy I.

Zasoby strefy I, jak było to powiedziane wyżej, są zasobami pozabilansowymi i nie uczestniczą w obrachunku rentowności eksploatacji filaru.

3. Eksploatacja powinna być prowadzona frontami tak ułożonymi, by schodowo ustępliwy kontur eksploatacji zabezpieczał przed szkodliwym sumowaniem się deformacji o jednakowym znaku, lub też, by w przypadkach koniecznych dawał pożądane sumowanie deformacji o znaku przeciwnym (rozciąganie i ściskanie). Najkorzystniej kontur eksploatacji wstrzymanej w obrysie filaru wyznacza się graficznie w oparciu o dane obliczeniowe. Zamieszczony niżej wykres (rys. 3) zaczerpnięty z projektu eksploatacji pod miastem Bytomiem, opracowanego przez grupę roboczą inż. A. Lisowskiego ilustruje, jak mogą być rozłożone granice eksploatacji w pionowym przekroju filaru chroniącego szyby zgłębione na terenie podbieranego miasta. Charakterystyczny ustępliwy kontur eksploatacji występuje bardzo wyraźnie, mimo że ze względu na lepsze wykorzystanie zasobów eksploatacja grubych pokładów grupy dolnej (W_2) podprowadzona została bliżej chronionych szybów, niż eksploatacja cienkich pokładów grupy (W_1).

4. Z reguły projektuje się eksploatację filarów systemem jednoskrzydłowym lub dwuskrzydłowym rozchodzącym się od linii zapoczątkowania eksploatacji. Wówczas w przypadku eksploatacji złóż ułożonych w niecce, jak to ma miejsce pod Bytomiem, układ frontu robót w poszczególnych pokładach przybiera charakterystyczną formę amfiteatralną.

5. Zakładając, że w projekcie wyczerpano wszelkie zabiegi prowadzące do zmniejszenia szkód związanych z nieprawidłowym modelem eksploatacji i tektoniką złoża, w oparciu o ana-

lizę jakości węgla w granicach bezpiecznej eksploatacji poszczególnych pokładów wyznacza się zasoby przemysłowe przeznaczone do eksploatacji. Zależnie od wielkości tych zasobów oblicza się wszystkie wskaźniki techniczno-ekonomiczne.

6. Projekt eksploatacji łącznie z harmonogramem postępu robót, obejmującym cały okres eksploatacji filaru, powinien być zakończony wygotowaniem planu sumarycznych deformacji rozciągających i warstwic maksymalnego osiadania dla różnych okresów postępu eksploatacji. Na tej zasadzie należy wyznaczyć na powierzchni tereny różnego stopnia zagrożenia ze względu na szkody górnicze.

Dla filaru ochronnego pod Bytomiem w oparciu o projekt eksploatacji pokładów poczynając od pokładu 418 do pokładu 510, tereny o różnym stopniu zagrożenia zostały wyznaczone przez grupę roboczą inż. T. Klęczara, tak jak pokazano na rys. 4. Wyróżniono trzy tereny o różnych stopniach zagrożenia:

- teren zwykły, nad eksploatacją niezaburzoną,
- teren średnio zagrożony,
- teren najwięcej zagrożony (uskokowy).

7. By zmniejszyć ryzyko szkód, projekt eksploatacji powinien zawierać obok technicznych rozwiązań również rozwiązania organizacyjne, dotyczące sposobu prowadzenia robót, kontroli robót i wykonania całości projektu, przez co będzie zapewniona precyzja eksploatacji filaru.

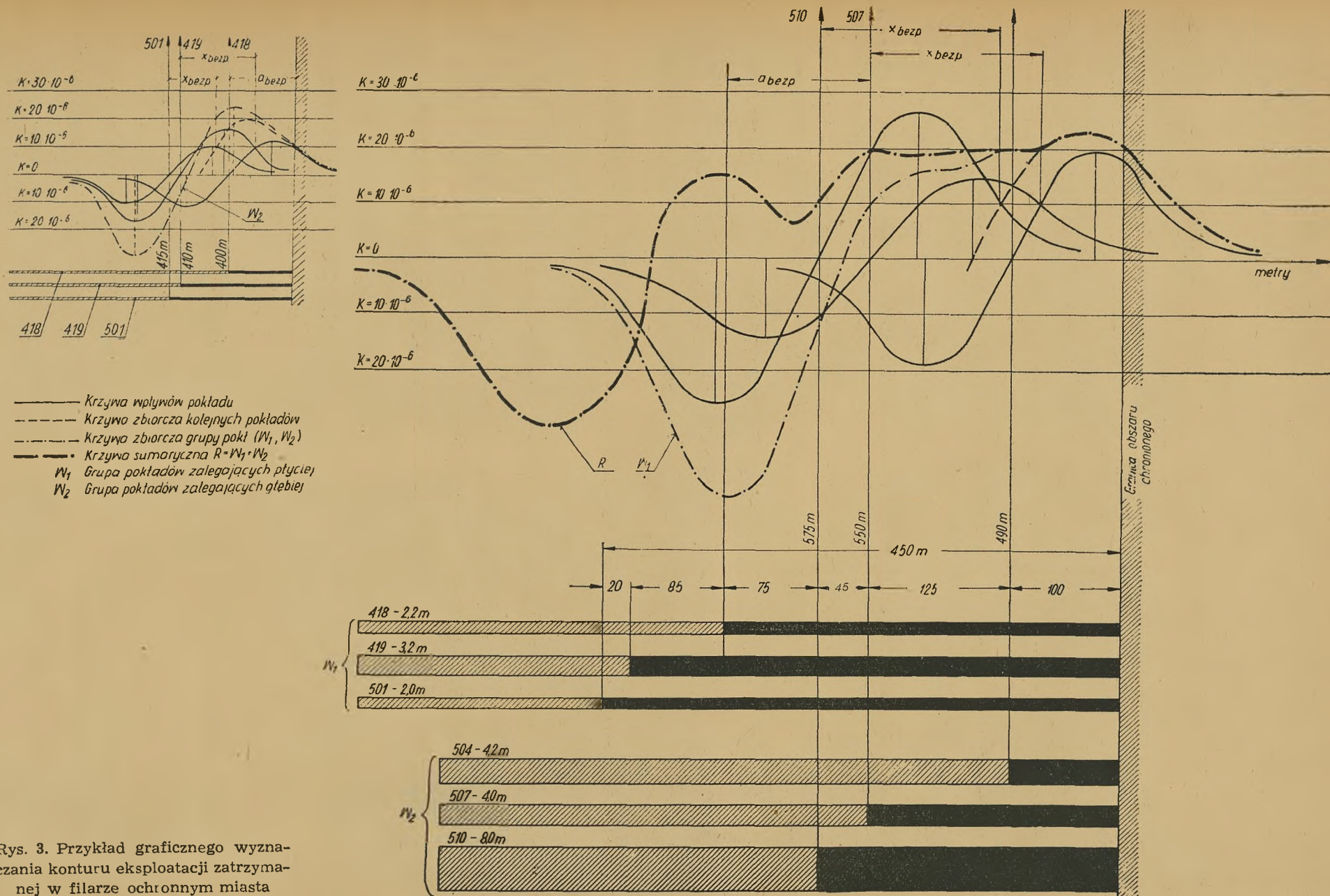
4. Tok analizy ekonomicznej

Prawidłowo zbudowany projekt eksploatacji pokładów w filarze ochronnym, poddany gruntownej krytyce i wszechstronnej ocenie staje się punktem wyjścia dla rozważań ekonomicznych, których celem jest zbilansowanie dodatnich stron eksploatacji i ujemnych jej skutków znajdujących swój wyraz w szeroko pojętych szkodach górniczych.

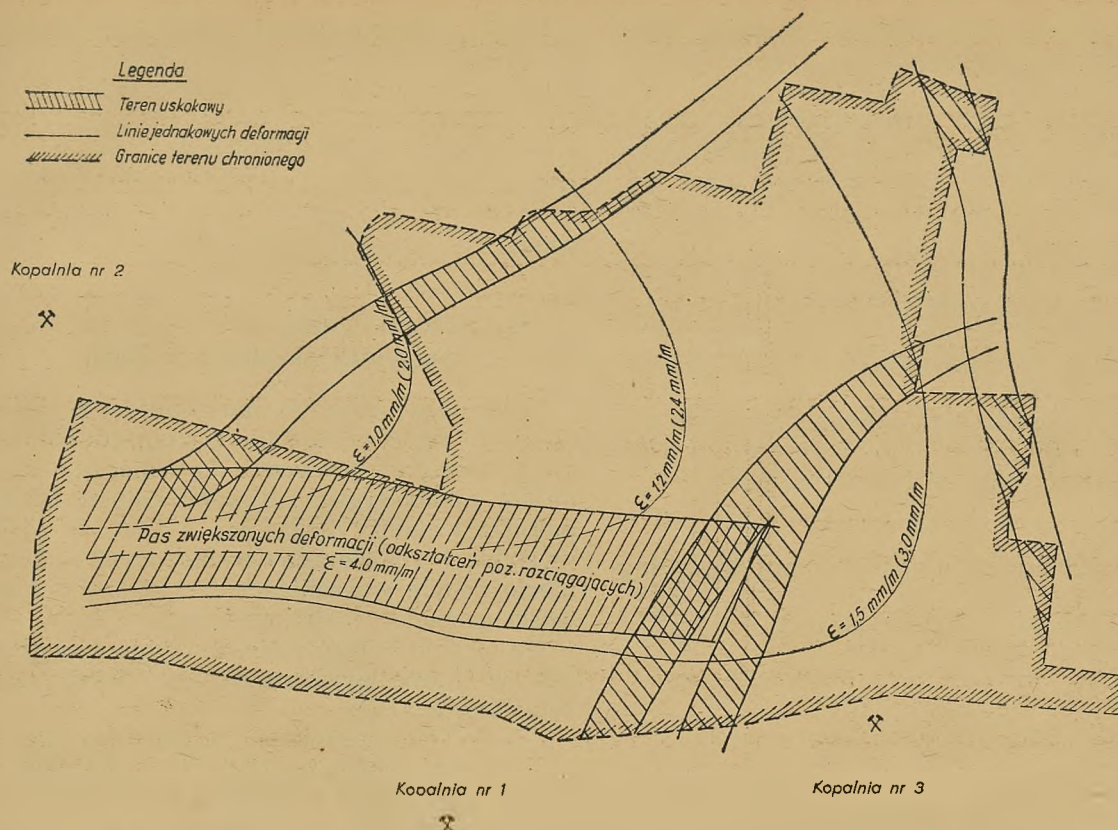
Bilans jednoznacznie określi rentowność zamierzonej eksploatacji, jeżeli porównanie wyników dodatnich ze skutkami ujemnymi oprze się na jednostkach jednakowego odniesienia.

W tym celu zasobność złoża w filarze ochronnym obliczona ilościowo w tonnach na m^2 i wartościowo w zł na m^2 powierzchni filaru przeciwstawimy wysokości nakładów koniecznych dla usunięcia szkód górniczych, wywołanych eksploatacją i również odniesionych do m^2 powierzchni zabudowy filaru.

Określenie nakładów koniecznych dla usunięcia szkód wymaga uprzedniego oszacowania wartości zabudowy miasta według terenów zagrożenia. W bilansie rentowności powinno być należycie cświelone zagadnienie zaniechania wybierania filaru, czego nieuchronnym skutkiem jest w najlepszym razie zahamowanie rozwoju kopalni, a przeważnie jednak zmniejszenie istniejącej zdolności produkcyjnej. To prowadzi do rozpatrzenia budowy kopalń zastęp-



Rys. 3. Przykład graficznego wyznaczenia konturu eksploatacji zatrzymanej w filarze ochronnym miasta



Rys. 4. Tereny o różnej wielkości szkód górniczych wyróżnione w podbieranym filarze

czych, ich lokalizacji, wyposażenia, okresu i kosztów budowy.

Na szalę bilansu dorzucić należy wartość innego rodzaju kopalin związanych filarem. W podanym przykładowo schemacie analizy ekonomicznej, jak zapowiadaliśmy poprzednio, rozpatruje się filar ochronny miasta Bytom, który więzi węgiel i rudy cynkowo-ołowiane.

5. Zasobność złoża w omawianym przykładzie

A. Zasobność ilościowa

Powierzchnia filaru ochronnego

$$P = 4\,245\,000 \text{ m}^2$$

Sumaryczna grubość pokładów węgla w Niece Bytomskiej według źródeł niemieckich

$$M = 64 \text{ m}$$

Geologiczne zasoby

$$Q_g = 1,3 \cdot P \cdot M \text{ tonn} = 350\,000\,000 \text{ t}$$

Na potwierdzenie tej liczby przytacza się zasoby ze źródeł polskich:

w kopalni nr 1 — 125 183 000 t
w kopalni nr 2 — 148 688 000 t
w kopalni nr 3 — 73 632 000 t

Razem 347 503 000 t

Projektowana eksploatacja obejmuje strefę III (patrz rozdział 2), rozpoczynając się od poziomu (—) 50 w dół, tym samym zrezygnowano na rzecz bezpieczeństwa miasta ze strefy II i re-

aktywowano dla produkcji tylko 50 % podanych zasobów, jako zasoby przemysłowe (Q_p):

$$\text{dla kopalni nr 1 } Q'_1 = 80\,000\,000 \text{ t}$$

$$\text{dla kopalni nr 2 } Q'_2 = 70\,000\,000 \text{ t}$$

$$\text{dla kopalni nr 3 } Q'_3 = 20\,000\,000 \text{ t}$$

$$\text{Razem } Q_p = 170\,000\,000 \text{ t}$$

Stąd węglowa zasobność złoża w odniesieniu do m^2 powierzchni

$$g_w = \frac{Q_p}{P} = \frac{170\,000}{4245} = 40 \text{ t m}^2$$

B. Zasobność wartościowa

Przyjmując wartość węgla w filarze równą wysokości amortyzacji środków trwałych obsługujących proces wydobywania tego węgla, przy uwzględnieniu odtworzenia środków trwałych:

$$\text{dla kopalni nr 1 na } a' \quad 26,02 \text{ zł/t}$$

$$\text{dla kopalni nr 2 na } a'' \quad 22,00 \text{ zł/t}$$

$$\text{dla kopalni nr 3 na } a''' \quad 17,83 \text{ zł/t}$$

Po uwzględnieniu współczynnika rezerwy otrzymujemy wartość węgla w złożu (filarze)

$$\text{dla kopalni nr 1 } A'_1 = 2\,082 \text{ mln zł}$$

$$\text{dla kopalni nr 2 } A'_2 = 1\,248 \text{ mln zł}$$

$$\text{dla kopalni nr 3 } A'_3 = 440 \text{ mln zł}$$

Przez odtworzenie środków trwałych należy rozumieć (wg Patrychy) waloryzację majątku figurującego w bilansie do poziomu cen aktualnych uwzględnionych w kosztorysach budownictwa węglowego. Prowadzi to również do

zwiększenia w tym samym stosunku stopy amortyzacyjnej planowanej na 1954 r., tj. pięciokrotnie.

Odtworzona stopa amortyzacyjna stanowi równowartość węgla w filarze ochronnym, gdyż oznacza ona nakłady zaoszczędzone przez wykorzystanie istniejących urządzeń dla wydobycia węgla z filaru.

Tak uzyskaną łączną wartość węgla kopalń bytomskich należy zmniejszyć o dodatkowe nakłady inwestycyjne, jakie zostałyby poniesione dla pełnego udostępnienia do wydobycia pokładów w filarze.

Nakłady te według odrębnego wyliczenia wyniosą około 250 mln zł. Po ich potrąceniu uzyskamy wartość węgla w filarze okrągło:

$$A_1 = 3\,500 \text{ m}^3 \text{ n zł},$$

co w odniesieniu do m^2 powierzchni filara daje

$$w = \frac{3500}{4,245} \text{ zł/m}^2 = 830 \text{ zł/m}^2$$

lub

$$w_1 = \frac{830}{40} \text{ zł/t} = 21 \text{ zł/t}$$

6. Wartość zabudowy miasta

Dla prawidłowej oceny wartości zabudowy miasta przeprowadzono szczegółowy szacunek oddzielnie dla:

1. obiektów budowlanych użyteczności społecznej, przemysłowej, zabytkowej,
2. obiektów budowlanych mieszkalnych,
3. sieci i urządzeń wodociągów i kanalizacji,
4. sieci i urządzeń gazowniczych,
5. sieci i urządzeń elektrycznych,
6. sieci i urządzeń telefonicznych,
7. sieci i urządzeń tramwajowych,
8. sieci urządzeń i budowli kolejowych,
9. sieci dróg i terenów zielonych oraz urządzeń sportowych.

Równolegle rozpatrzone zagadnienia gospodarki materiałowej i naprawy budowli.

Grupa szacunkowa inż. Różańskiego skompletowana z wybitnych fachowców różnych branż oparła się dla oceny obiektów na rzeczywistej wartości obiektów przyjmując:

- a. dla budynków mieszkalnych ¹⁾ 160 zł/m³
- b. budowli zabytkowych 240 zł/m³
- c. wartość budowli użyteczności specjalnej 350 zł/m³

Wartość zakładów produkcyjnych ustalono na podstawie zdolności produkcyjnej powierzchni użytkowej, która wynosi za 1 m² zł 250.

Wartość zieleni i parków ustalona na podstawie wartości drzewostanu i umasowienia, dróg, ogrodzeń i urządzeń, wynosi za 1 m² przeciętnie 50 zł.

Wartość dróg na podstawie analizy cen przyjęto od 40 ÷ 100 zł/m².

Urządzenia przyjęto według cen aktualnych.

¹⁾ Uwaga. Ze względu na zużycie budowli ich wartość szacunkową obniżono przeciętnie o 20 %.

Udział poszczególnych rodzajów obiektów w majątku miasta przedstawia rys. 5.

Tak obliczona łączna wartość zabudowy miasta wynosi

$$B = 3\,328 \text{ mln zł}$$

co stanowi na m² powierzchni filaru

$$b = \frac{3\,328}{4,245} \text{ zł/m}^2 = 780 \text{ zł/m}^2.$$

7. Oszacowanie szkód górniczych powstałych na skutek eksploatacji filaru

Szczegółowe rozpatrzenie skutków eksploatacji filaru przez wyliczenie rozmiarów deformacji powierzchni prowadzi do wniosku, iż nie należy przewidywać zniszczeń katastrofalnych, natomiast należy liczyć się z tym, że szkody wystąpią w rozmiarach ograniczonych i ich usunięcie będzie w granicach technicznych możliwości gospodarki przemysłowej.

Na terenie miasta podczas wybierania pokładów w filarze wyróżnia się trzy tereny zagrożenia (rozdział 3).

- I — Teren uskokowy najbardziej zagrożony o powierzchni $f_1 = 561\,000 \text{ m}^2$, w którym uszkodzenie obiektów dosięgnie 10 % ich wartości.
- II — Teren średniego zagrożenia o powierzchni $f_2 = 741\,000 \text{ m}^2$, w którym uszkodzenia obiektów dosięgną 7 % ich wartości.
- III — Teren pozostałej części miasta o powierzchni $f_3 = 741\,000 \text{ m}^2$, w którym uszkodzenia wyniosą 4 % ich wartości.

Szacunek strat przeprowadzono odrębnie dla poszczególnych rodzajów obiektów w każdej strefie zagrożenia, co dało łączną wartość szkód w obiektach miasta Bytomia.

$$S = 800 \text{ mln zł}$$

Stąd szkody na m² powierzchni zabudowy wyniosą

$$s = \frac{S}{P} = \frac{800}{4,245} = 190 \text{ zł/m}^2$$

co w porównaniu z wartością szacunkową miasta wynosi

$$\delta = \frac{s}{b} \cdot 100 = \frac{190}{780} \cdot 100 = 24 \%$$










Tak wysokie obciążenie szkodami tłumaczy się dwojako:

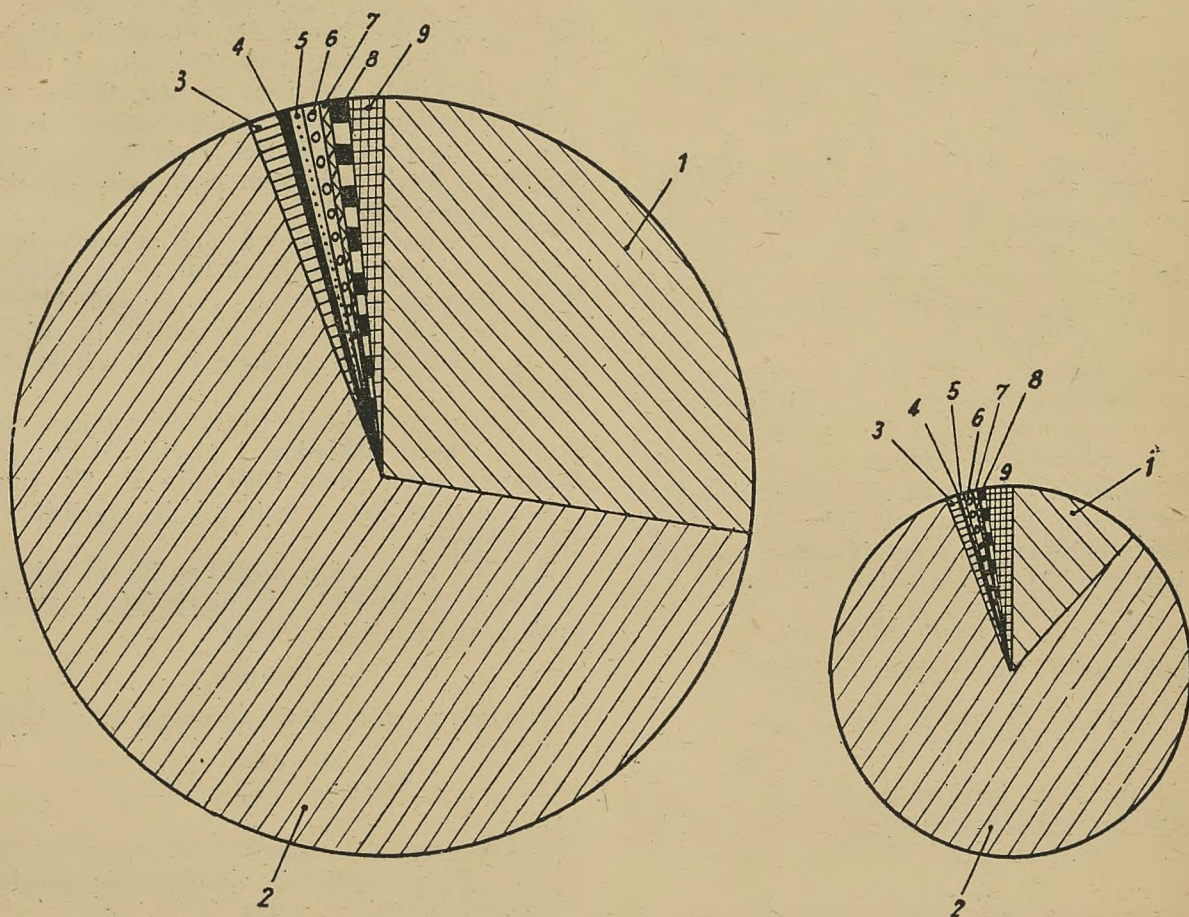
1. Dla remontu budynków mieszkalnych uszkodzonych robotami górniczymi przyjęto koszt renowacji 1 m³ równy 40 zł, co stanowi czwartą część wartości m³ budynków mieszkalnych.
2. Dla zapewnienia bezawaryjnej obsługi miasta przewidziano ufundowanie szeregu zastępczych urządzeń technicznych jak: wieży wodnej, nowej automatycznej centrali telefonicznej, ruchomej podstawy elektrycznej, zapasowego gazociągu wysokopiętnego itd.

Ta sama tendencja zaakcentowała się w zabezpieczeniu ruchu kolejowego, które tak jak i życie całego miasta nie powinno być narażone na zaburzenia i przerwy. Zakładając, że z filaru miasta zostanie wydobytych przez dwie kopal-

soby geologiczne bilansowe wynoszą 28 mln t, z których to zasobów w kategorii przemysłowej przyjęto w projekcie wstępnym 16 mln t. Przy tej wysokości zasobów kopalnia nr 1 ulegnie stopniowej likwidacji.

Legenda

- | | | |
|---|--|--|
|  1) Budowle socjalne, przemysłowe, zabytkowe |  4) Urządzenia gazownitcze |  7) Urządzenia tramwajowe |
|  2) Budowle mieszkalne |  5) Urządzenia elektryczne |  8) Budowle P.K.P. |
|  3) Urządzenia wodociągowe i kanalizacyjne |  6) Urządzenia telefoniczne |  9) Drogi i zieleńce |



Rys. 5. Wartość miasta i szkód według rodzajów

nie (nr 1 i nr 2) nie 170 a 150 mln t węgla (gdyż trzecia kopalnia brać będzie udział w wydobywaniu znacznie później), wysokość szkód na tonnę wydobywania wyniesie

$$s_1 = \frac{S}{T} = \frac{800}{150} = 5,33 \text{ zł/t}$$

Ta wysokość szkód utrzymuje się na poziomie obciążeń ponoszonych obecnie przez niektóre kopalnie w Zagłębiu Górno-śląskim.

Rozkład szkód na rodzaje obiektów jest podany na cytowanym już rys. 5, przy czym wielkość kół obrazuje wzajemny stosunek wartości zabudowy miasta i szkód.

8. Skutki zaniechania eksploatacji filaru

Zasoby węgla w pokładach kopalni nr 1 są ograniczone. Według dokumentacji kopalni za-

Należy zaznaczyć, iż kopalnia jest nowoczesnie urządzona i fundamentalnie zainwestowana w urządzenia bytowe, wyciągowe jak również przerobcze.

Zasoby kopalni nr 2, według danych projektowych, wynoszą około 72 mln tonn i zapewniają życie kopalni przez okres dłuższy, jednak nie pozwalają one na planowe zwiększenie wydobywania o 1500 t na dzień, które to zwiększenie dopuszczają urządzenia tej kopalni.

W ten sposób bez wydatnego zwiększenia zasobów obu kopalń zdolność produkcyjna tych kopalń maleć będzie na skutek ograniczenia frontu robót.

Obniżenie zdolności produkcyjnej wstępnie szacować można na 2500 t na dzień, ale będzie ono stopniowo powiększało się w taki sposób, że w okresie najbliższych 16 lat wydobywanie z tych kopalń zmniejszy się o około 25 mln tonn.

Jest to równoznaczne ze stratą akumulacji liczonej według wzoru

$$A'' = N [C - K + 0,05 (a' - a_{54})]$$

$$A'' = 885 \text{ mln zł}$$

gdzie

N — ilość wydobycia = 25 mln t,

C — średnia dla danej kopalni cena zbytu węgla = 129,33 zł/t,

K — koszt produkcji danej kopalni według bilansu za 1954 r. = 94,89 zł/t,

a' — amortyzacja odtworzona = 26,02 zł/t,

a_{54} — amortyzacja planowa na rok 1954 = 5,62 zł/t.

Dane przyjęto dla kopalni nr 1, ponieważ ta kopalnia traci w pierwszym rzędzie swą zdolność produkcyjną.

Do zbliżonego wyniku w ocenie utraconej akumulacji, dojdziemy operując pojęciem akumulacji z punktu widzenia całości gospodarki narodowej, gdzie na fundusz zaspokojenia wspólnych społecznych potrzeb przeznaczają się ponad 20 % dochodu narodowego i uwzględniając, że z wartości 1 tonny wydobytego węgla około 65 % składa się na dochód narodowy. Utrata zdolności produkcyjnej w latach następnych będzie znacznie większa i do wyczerpania obecnych zasobów wywoła stratę w akumulacji około 2500 mln zł. Tej straty zapobiec można przez włączenie do zasobów produkcyjnych węgla w filarze ochronnym, wartość zatem szacunkową tego węgla można przyjąć na równą

$$A_2 = 2500 \text{ mln zł}$$

co daje wartość tonny węgla w filarze

$$W_2 = \frac{A_2}{T} = \frac{2500}{150} = \text{około } 17 \text{ zł/t}$$

a więc przeszło trzykrotnie tyle, ile wynoszą szkody górnicze spowodowane eksploatacją filaru.

9. Założenia programowe i koszt budowy kopalni zastępczej

Utracona zdolność produkcyjna w kopalniach nr 1 i nr 2 dla zabezpieczenia planu wydobycia przemysłu węglowego musi być zastąpiona zdolnością produkcyjną w innych kopalniach starych, co z racji pełnego wykorzystania ich potencjału jest wykluczone, bądź przez budowę nowych kopalń. W tym względzie przeprowadzono studia przez grupę A. Smolarskiego, z których wynika, iż dla zastąpienia straconej zdolności produkcyjnej należy wybudować kopalnie o wydobyciu 10 000 ÷ 11 000 t na dzień, a raczej dwie kopalnie o wydobyciu dziennym 5000 ÷ 6000 t na dzień (6000 ÷ 7000 t na dzień brutto). Kopalnie powinny stanąć w warunkach geologicznych zbliżonych do warunków Niecki Bytomskiej i dać wydobycie węgla o podobnej jakości do węgla zawartego w filarze.

Zatrzymano się na obszarach zachodnich pozwalających na budowę kopalni nr 4 o wydo-

byciu 5000 t na dzień (6000 t na dzień brutto) i kopalni nr 5 o wydobyciu 6000 t dziennie (8200 t na dzień brutto).

Koszty budowy nowych kopalń na zasadzie projektu ramowego obliczono na 800 mln zł. W przypadku zaniechania filaru oporowego z kopalni nr 1, można wyzyskać z jej zasobnego majątku trwałego zdadne do ruchu maszyny i urządzenia na sumę około 80 mln zł. W ten sposób koszt budowy nowych dwóch kopalń zmniejszy się o tę sumę i wynosić będzie około 720 mln zł.

Ponieważ koszt zainwestowania wydobycia w filarze pod Bytomiem dla kopalni nr 1 i kopalni nr 2 pochłonie około 250 mln zł, mimo, że koszty te będą rozłożone na czas dłuższy, niż budowa nowych kopalń, można przyjąć, iż restytucja utraconej zdolności produkcyjnej przez budowę nowych jednostek pochłonie dodatkowo około 600 mln zł.

Okres budowy kopalni do ich pełnego obciążenia trwać będzie około 10 lat, przez który to okres utracona akumulacja z kopalń bytomskich wynosić będzie w przybliżeniu połowę kwoty obliczonej w punkcie 8, tj. około 450 mln zł.

Tak więc zaniechanie filaru ochronnego spowoduje wzrost nakładów i ubytek akumulacji na łączną sumę około 1050 mln zł. Tę sumę można przyjąć jako trzecią z kolei wartość węgla w filarze.

Szacunkowo wartość węgla w filarze ochronnym według trzeciej z kolei spośród rozważanych tu możliwości wyniesie

$$A_3 = 1050 \text{ mln zł}$$

co stanowi wartość na tonnę węgla w pokładzie

$$W_3 = \frac{A_3}{T} = \frac{1050}{150} = 7 \text{ zł/t}$$

Wartość węgla A_3 zabezpiecza pokrycie szkód górniczych wywołanych eksploatacją górniczą i ponadto daje 25 % marżę w rentowności eksploatacji filaru

$$\Delta = \frac{A_3 - s}{A_3} \cdot 100 = \frac{1050 - 800}{1050} \cdot 100 = 25 \%$$

Budowa nowych zastępczych kopalń, wypełniając lukę w zdolności produkcyjnej przemysłu węglowego wywołaną przez spadek produkcji kopalń bytomskich, nie powiększy sumarycznej zdolności produkcyjnej przemysłu węglowego, a sama przez się zmniejszy potencjał budowlany górnictwa węglowego oraz uszczupli jego rezerwy materiałowe, w tym np. stali pochłonie około 28 000 tonn.

10. Udział rud cynkowo-olowianych w filarze ochronnym

Filary ochronne na Górnym Śląsku przykrywają złoża cynkowo-olowiane.

Przeprowadzając analogiczne obliczenie jak dla pokładów węgla otrzymamy, iż odnośne

wskaźniki na jednostkę powierzchni filaru wynoszą:

wydajność cynku	$g_c = 72 \text{ kg/m}^2$
wydajność ołowiu	$g_o = 24 \text{ kg/m}^2$
razem wydajność metalu	$g_m = 96 \text{ kg/m}^2$

Obecność rud metali nieżelaznych podnosi w sposób wybitny wartość filaru dla celów górniczych i tym bardziej zachęca do jego eksploatacji. Niemieckie źródła szacowały wartość koncentratów przypadających na m^2 powierzchni filaru dwukrotnie wyżej niż wartość węgla.

Problemy eksploatacyjne rud i węgla są różne. Rudy zalegają płycej (około 70 m), pokłady węgla — głębiej. Metody bezpiecznej eksploatacji ze względu na wpływy na powierzchnię pokładów węgla są opracowane i realizowane. Metody wybierania pokładów kruszonośnych są w opracowaniu oraz próbach i prawdopodobnie wkrótce będzie mowa o ich szerokim stosowaniu, co w czasie późniejszym znajdzie miejsce i w filarze bytomskim.

Oddziaływanie eksploatacji węgla na złoża rudne nie spowoduje ujemnych skutków, gdyż pokład 416 o grubości 2,5 m, tj. pierwszy licząc od góry pokład przeznaczony do eksploatacji zalegający na głębokości 400 m, daje wskaźnik deformacji

$$K = \frac{M}{m} = \frac{400 - 70}{2,5} = 13$$

Przy tym wskaźniku deformacje nie ujawniają się w formie szkodliwej. Przy eksploatacji całej serii węglowej o miąższości $m = 32 \text{ m}$, i przy średniej głębokości zalegania 650 m, wskaźnik deformacji

$$K = \frac{M}{m} = \frac{650}{32} = 20$$

też nie daje podstaw do prognozy zaburzeń.

Eksploatacja pokładów węgla może spowodować aktywizację skutków dawnej eksploatacji górniczej złóż rudnych, gdyż aktywizacja taka jest zawsze możliwa. Nie ma powodów jednak zakładać, by aktywizacja dawnych robót górniczych ujawniała się w sposób katastrofalny dla miasta.

11. Wyniki analizy

Opracowanie techniczne wykazuje, iż przy obecnym stanie wiedzy w dziedzinie wyjaśnienia wpływów podziemnej eksploatacji górniczej na powierzchnię istnieje możliwość zaprojektowania bezpiecznego wybierania filarów pod miastem, a wobec posiadania tak potężnego środka przeciwdziałania znacznie większym uszkodzeniom powierzchni, jakim jest wypełnianie wyrobisk mało ściśliwym piaskiem, istnieje możliwość przeprowadzenia eksploatacji w dużej skali bez narażenia normalnego życia w osiedlach podebranych.

Tego rodzaju eksploatacja jest prowadzona z dobrym skutkiem pod miastem Zwickau w Saksonii, pod Essen i innymi miastami w Westfalii oraz pod miastami Anglii, gdzie

(w Anglii) szkody górnicze ocenia się na $5 \div 6 \%$ wartości odtworzenia obiektów. Źródła radzieckie uważają tego rodzaju szacunek za nadmiernie ostrożny.

Zestawiając wskaźniki techniczno-ekonomiczne (tablica 1) dla trzech wariantów ujmujących

Tablica 1

Wynikowe wskaźniki techniczno-ekonomiczne	
Zasobność złoża:	
węgla	$g_w = 40 \text{ t/m}^2$
metal	$g_m = 96 \text{ kg/m}^2$
Wariant I	
Wartość złoża (bez rud)	$A_1 = 3\,600 \text{ mln zł}$
Wartości węgla przypadające na jednostkę powierzchni	$w = 830 \text{ zł/m}^2$
Wartość węgla	$w_1 = 21 \text{ zł/t}$
Wartość zabudowy miasta	$B = 3\,328 \text{ mln zł}$
Wartość zabudowy miasta na jednostkę powierzchni	$b = 780 \text{ zł/m}^2$
Wysokość szkód górniczych	$S = 800 \text{ mln zł}$
Wysokość szkód górniczych na 1 m^2 powierzchni	$s = 190 \text{ zł/m}^2$
Wysokość szkód górniczych na 1 tonnę węgla	$s_1 = 5,33 \text{ zł/t}$
Wariant II	
Wartość złoża	$A_2 = 2\,500 \text{ mln zł}$
Wartość węgla	$w_2 = 17 \text{ zł/t}$
Wariant III	
Wartość złoża	$A_3 = 1\,050 \text{ mln zł}$
Wartość węgla	$w_3 = 7 \text{ zł/t}$

w różny sposób wartość węgla w filarze ochronnym, a mianowicie:

- A_1 — według amortyzacji odtworzenia środków trwałych uczestniczących w procesie produkcji,
- A_2 — według utraconej akumulacji spowodowanej spadkiem zdolności produkcyjnej,
- A_3 — według nakładów na budowę zastępczych jednostek produkcyjnych wyrównujących spadek zdolności produkcyjnej,

z wysokością nakładów na przewidywane szkody górnicze, widoczna jest rentowność eksploatacji filaru.

Analiza ekonomiczna filaru ochronnego, ugruntowuje słuszność decyzji eksploataowania wielkich zasobów pokładów węgla skoncentrowanych w filarze miasta Bytomia przez nowoczesne, gruntownie zainwestowane kopalnie bytomskie, przy pełnej świadomości, iż szkody na powierzchni filaru wystąpią. Z pewnością analogiczne rozważania odnośnie do wielu innych wielkich filarów w polskich zagłębiach węglowych doprowadzą do analogicznego wniosku.

Stan wiedzy górniczej, stan techniki górniczej i wielkie inwestycje podszadzkowe, na tle swobodnej dyspozycji gestora gospodarki narodowej w Polsce Ludowej, otwierają drogę do reaktywowania miliardowych zasobów uwieczonych w filarach ochronnych, dają możliwość wyrównania i powiększenia zdolności produkcyjnej czynnych kopalń.

WŁAŚCIWA ODSTAWA UROBKU NA ROBOTACH PRZYGOTOWAWCZYCH

Doc. mgr inż. Wiktor Strzeszewski, dr Edward Rose

Treść: Transport podziemny a w jego ramach transportprzodkowy stanowią nie tylko pod względem produkcyjnym ale także ekonomicznym niezmiernie ważny odcinek pracy w kopalni węgla. Na życzenie jednego ze zjednoczeń przeprowadzona została techniczna i ekonomiczna analiza różnych rodzajów odstawy na robotach przygotowawczych. Artykuł poniższy przedstawia wyniki analizy i wyprowadzone z niej wnioski.

Konieczność stałej i coraz większej troski o gospodarność kopalń, przede wszystkim w drodze obniżki kosztów własnych, nakazuje zwrócić uwagę na tak ważny odcinek ich pracy, jakim jest transport urobku. dostawa materiałów oraz przewóz załogi do i z miejsca pracy. Składową zaś częścią tak szerokiego zagadnienia jest odstawa urobku i dostawa materiałów i maszyn do robót przygotowawczych.

Znaczenie omawianego zagadnienia w gospodarce kopalń zilustrować można by najlepiej przez podanie udziału procentowego dniówek, przepracowanych w przewozie oddziałowym, w stosunku do wszystkich dniówek dołowych. Niestety statystyka taka nie jest prowadzona. W zamian przytaczamy poniżej udział procentowy dniówek, związanych z transportem urobku na dole oraz z transportem materiałów i inwentarza, w stosunku do ogólnej ilości dniówek w grupie przemysłowej jak też pracochłonność transportu dołowego na 10 000 tonn wydobywania (tablica 1).

Tablica 1

	Rok					1954 I pólr.
	1950	1951	1952	1953		
Procent dniówek w grupie przemysłowej						
Transport urobku na dole	15,73	16,6	17,01	17,32	17,45	
Transport materia- łów i inwentarza	4,29	4,68	4,7	4,89	4,95	
Pracochłonność na 10 000 tonn wydobywania						
Transport urobku na dole	1300	1329	1394	1470	1518	
Transport materia- łów i inwentarza	354	375	385	415	431	

Liczby powyższe świadczą nie tylko o poważnym znaczeniu transportu w gospodarce siłą roboczą (razem ponad 22 % ogólnej ilości dniówek), ale również o stałym pogarszaniu się odnośnych wskaźników.

Skoro przewóz oddziałowy stanowi poważny fragment ogólnego przewozu dołowego, przytoczone liczby pośrednio także w stosunku do niego wskazują konieczność naprawy istniejącego stanu.

Znaczenie zagadnienia potwierdzają jeszcze i inne momenty. O ile mianowicie chodzi o stronę techniczną, regularny odbiór próżnych wozów jak też odbiór na czas urobionego węgla mają znaczny wpływ na wydajność przodkową, a tym samym i na wydajność dołową. Takie operacje jak dostawa próżnych wozów, dostawa materiałów, odbiór urobionego węgla muszą

być dokładnie uzgodnione z głównym wykresem wszystkich ogniów technologicznego procesu wydobywania węgla.

Trzeba zapewnić regularne dostarczanie do miejsc pracy wozów próżnych, jak też odbiór węgla według z góry ułożonego rozkładu jazdy. Nierównomierny odbiór węgla z przodków wydobywczych narusza rytmiczność pracy.

Należy szczegółowo opracować system pracy w przodkach z podaniem szkicu i wzorcowego harmonogramu prac. Trzeba wreszcie zapewnić sprawny i szybki dowóz materiałów do miejsc pracy, na czas i w dostatecznej ilości. Chodniki przewozowe powinny być przygotowane do sprawnego przejazdu dużych maszyn pracujących w przodku.

Z punktu widzenia ekonomicznego, znaczenie transportu oddziałowego dla kosztów własnych kopalń stąd wynika, że transport jest bardzo pracochłonny, zaś amortyzacja urządzeń transportowych, a zwłaszcza pracujących nieekonomicznie, jest wysoka. Dochodzi do tego konieczność utrzymywania nieraz bardzo długich urządzeń transportowych, które są źle wykorzystane.

Koszt własny kopalni zależy więc pokaźnie od właściwego pod względem technicznym i racjonalnego pod względem ekonomicznym przystosowania i zorganizowania odstawy. Jeszcze większego zaś znaczenia nabiera dobrze zorganizowana odstawa w dzisiejszych warunkach, przy szybkościowym prowadzeniu chodników.

Podjąwszy się w końcu 1952 r., na zlecenie jednego ze zjednoczeń, bliższego opracowania tego zagadnienia, zebraliśmy w kopalniach tegoż zjednoczenia potrzebną dla naszych celów dokumentację techniczną i ekonomiczną dla następujących urządzeń odstawy na robotach przygotowawczych:

przeñośniki wstrząsane, taśmowe i zgrzeblowe,

wozy z odstawą kołowrotem,

wozy z odstawą lokomotywami akumulatorowymi.

Dla każdego badanego rodzaju odstawy sporządzone zostały: chronometraż oraz szkic przewozu i rysunek wyrobiska, a jednocześnie obliczone wskaźniki techniczno-ekonomiczne.

Wśród wskaźników technicznych szczególnie ważny jest stopień wykorzystania urządzenia przewozowego, który jest iloczynem wskaźników stopnia wykorzystania zarówno czasu pracy urządzenia, jak też jego wydajności.

Dla obliczenia stopnia wykorzystania czasu pracy urządzenia założyliśmy, że w chodnikach urządzenia odstawy nie mogą być czynne dłużej, niż trwa ład-

wanie łącznie z obrywką. Na podstawie chronometraży przyjęliśmy zatem jako czas pracy urządzeń transportowych na zmianę:

w chodnikach niezmechanizowanych 4 godziny
w chodnikach zmechanizowanych 1,5 godziny

Maksymalny czas pracy w miesiącu (100 % wykorzystania) otrzymujemy przez pomnożenie podanych norm czasu na jedną zmianę przez 2×25 (2 zmiany na dobę, 25 dni w miesiącu). Zestawienie faktycznego czasu pracy z maksymalnym daje wskaźnik stopnia wykorzystania czasu.

Wskaźnik, określający stopień wykorzystania wydajności urządzenia, uzyskujemy przez zestawienie przewozu faktycznie dokonanego z teoretyczną zdolnością przewozową urządzenia.

Iloczyn obydwóch wskaźników, jak zaznaczyliśmy, stanowi wskaźnik wykorzystania urządzenia.

Strona ekonomiczna zagadnienia przedstawiona została w sposób dwojaki.

Osobna grupa wskaźników podaje nakład związany z wyborem danego rodzaju odstawy. Nakład ten wyrażony jest w przeliczeniu na metr bieżący drogi i obejmuje zarówno nakłady, zależne tylko częściowo od długości drogi (napędy, ciągniki, elektrowozy), jak też samą trasę (rynnę, taśmę, wózki, szyny, podkłady) danego urządzenia przewozowego, jak wreszcie robociznę zużytą przy jego instalowaniu.

Inna grupa wskaźników podaje koszt eksploatacji urządzenia przewozowego w przeliczeniu na tonnę dokonanego przewozu urobku. Koszt ten uwzględnia następujące pozycje:

1. Amortyzację urządzenia przewozowego wraz z zużytą przy jego instalowaniu robocizną. W zależności od rodzaju urządzenia zastosowano, osobno dla napędów i osobno dla trasy, różne stawki amortyzacyjne, wahające się od 10 do 100 % w stosunku rocznym.
2. Robociznę, ale tylko o ile jako obsługa urządzenia przewozowego dała się osobno wydzielić.
3. Energię, której zużycie obliczono według mocy napędów i ich czasu pracy.

Nie obliczono natomiast w koszcie eksploatacji zużytych materiałów pomocniczych, jak smary lub gwoździe, a to ze względu na mały ich udział w koszcie.

Na podstawie materiałów, zebranych i opracowanych metodą wyżej opisaną, sporządziliśmy zbiorcze zestawienie porównawcze wskaźników, uzyskanych dla poszczególnych rodzajów odstawy. Zestawienie to, które podajemy poniżej, obejmuje: z jednej strony obliczone przez nas dla przenośników wstrząsanych, taśmowych i zgrzeblowych dane przeciętne dla każdej grupy jak też dla poszczególnych przenośników o określonej mocy napędu; z drugiej strony te same, dla tych samych rodzajów odstawy, wskaźniki przy założeniu maksymalnej dla poszczególnych rodzajów odstawy ciągłej długości trasy, a mianowicie:

dla przenośników wstrząsanych	75 m,
dla przenośników taśmowych	300 m,
dla przenośników zgrzeblowych (pancernych)	75 m,
dla przenośników zgrzeblowych (lekkich)	100 m.

Do tych maksymalnych długości dostosowane są moce napędów. Wskaźniki podane w tym dziale nadają się najlepiej do porównań z obliczonymi przez nas wskaźnikami przenośników o tej samej lub zbliżonej mocy.

Przy obliczaniu wykorzystania urządzeń odstawy w założeniu maksymalnej (optymalnej) długości trasy przyjęliśmy tonnaż do przewozu miesięcznego z chodnika również według optymalnych założeń, a mianowicie, przy przekrojach chodnika $6,6 \text{ m}^2$ i jego postępie na zmianę 1,3 m, pracę w ciągu trzech zmian na dobę i 25 dni w miesiącu. Daje to tonnaż miesięczny (przy ciężarze właściwym węgla 1,3) 836,5 t.

Wymienione przez nas wskaźniki dla przenośników, zarówno obliczone przez nas jak też teoretyczne przy optymalnej długości trasy i przy optymalnym tonnażu, uzupełnione są przez obliczone przez nas wskaźniki dla elektrowozów akumulatorowych.

Podajemy obecnie z kolei omówione wyżej zestawienia porównawcze dla poszczególnych rodzajów odstawy, zaznaczając, że kwoty nakładów i kosztów podane są w stosunku procentowym do przyjętych za podstawę (=100), obliczonych przez nas średnich nakładów i kosztów dla grupy przenośników wstrząsanych.

Przytoczona tablica 2 nadaje się do porównań w dowolnym kierunku. Należy z jednej strony zestawić z sobą obliczone przez nas wskaźniki, zarówno dane średnie jak też dla poszczególnych przenośników, z wskaźnikami przyjętymi dla przenośników tego samego rodzaju i tej samej mocy w założeniu optymalnej długości trasy. Z drugiej strony należy porównać z sobą wskaźniki dla różnych rodzajów transportu.

Przy porównywaniu obliczonych przez nas wskaźników ze wskaźnikami teoretycznymi, przy maksymalnej długości trasy, widzimy, że we wszystkich trzech rodzajach odstawy (przenośniki wstrząsane, taśmowe i zgrzeblowe) koszty nakładu instalacyjnego są w przeliczeniu na metr wyższe niż w kosztach, przyjętych dla maksymalnej długości trasy. Omawiane różnice tkwią głównie w pozycji kosztów „napędy” i są odbiciem wpływu, jaki na koszty ogólne wywiera ta pozycja, zarówno gdy koszt napędu rozkłada się na zbyt krótką trasę, jak też, gdy moc względnie ilość napędów nie jest dostosowana do długości trasy. Wielkość omawianych różnic zależy od udziału kosztu napędu w ogólnym nakładzie urządzenia transportowego. Jest więc ona znacznie większa np. w dziale przenośników wstrząsanych niż taśmowych, gdzie koszt trasy jest bardzo wysoki.

W kosztach eksploatacji dużą rolę odgrywa amortyzacja, wynosząc, w założeniu maksymalnej długości trasy, dla przenośników wstrząsanych około 25 %, dla przenośników taśmowych około 60 %, dla przenośników zgrzeblowych około 50 %. Obciążenie poszczególnych tonny z tytułu amortyzacji zależy zarówno od ilości przewiezionego tonnażu jak też od wysokości podlegającego amortyzacji nakładu. Wysokość nakładu instalacyjnego na metr nie jest tu wystarczającym wskaźnikiem, gdyż w miarę wydłużania się trasy ogólny nakład wzrasta. Wzrasta zaś tym szybciej, im kosztowniejsza jest trasa (przenośniki taśmowe).

Stąd przy porównywaniu kosztu amortyzacji w obliczonych przez nas przykładach z tym samym kosztem, jaki wypada w założeniu maksymalnej długości trasy, nie zachodzi zbieżność pomiędzy wysokością tego kosztu a wysokością nakładu instalacyjnego na metr. Widzimy to wyraźnie w dziale tablicy, który obejmuje przenośniki taśmowe, gdzie np. przenośnik taśmowy TND 32 o mocy 22 kW ma, pomimo nader

	Przenośniki wstrząsane			Przenośniki taśmowe					Przenośniki zgrzeblowe					Lokomotywy akumulatorowe	
	Obliczone przez nas		przy maksymalnej długości trasy	Obliczone przez nas		przy maksy- malnej dłu- gości trasy	Obliczone przez nas		przy maksy- malnej dłu- gości trasy						
	średnie dane grupy	typy przenośników		średnie dane grupy	typy przenośników		średnie dane grupy	typy przenośników							
Typ napędu	—	ZD.23 Flottmann		—	TND32	TND50	TND32	TND50	—	PZL1	PZL1	PZL25	DZP45		
Rodzaj energii		powietrze sprężone			elektryczna		elektryczna			elektryczna		elektryczna			
Moc napędu, KW lub KM	—	12	12	—	22	37	22	37	—	18	33	18	33	Kw	9,5
Długość trasy, m	34,5	30	75	161	181	36	300	300	38,5	25	50	100	75	m	6,915
Wydajność przenośnika, t/godz	—	40	40	—	130	180	130	180	—	90	120	90	120		
Koszty instalacji na metr bieżący (w stosunku procentowym do średnich kosztów dla przenośników wstrząsanych = 100)															
Napęd	100	107	43	114	34	315	23	38	187	193	222	48	148		
Trasa bądź zawieszenie	100	100	100	3621	3951	3951	3951	3951	5170	5460	4880	5460	4880		
Rynny albo taśma	100	98	98	275	294	294	294	294	—	—	—	—	—		
Razem	100	103	65	220	184	349	178	187	170	178	188	93	145		
Robocizna przy insta- lacji	100	100	113	151	118	202	97	97	162	185	147	105	113		
Razem z robocizną	100	103	66	220	184	349	177	186	170	178	188	93	114	Koszty ogółem 22	
Koszty eksploatacji na tonnę przewiezionego urobku (w stosunku procentowym do średnich kosztów przenośników wstrząsanych = 100)															
Amortyzacja	100	139	84	440	191	377	339	345	136	146	210	163	122		
Robocizna	100	107	75	139	142	147	104	104	87	129	100	78	75		
Energia	100	30	88	16	11	23	20	33	13	16	22	16	29		
Razem koszt eksploa- tac	100	89	81	170	110	161	131	139	73	95	100	79	71	Koszty ogółem: 26	
Wykorzystanie urządzenia przewozowego															
Tonnaż do przewiezienia w miesiącu tonn	325	230	836	393	742	534	836	836	493	302	393	836	836	tonn	8,325
a. wskaźnik wykorzy- stania czasu pracy urządzenia, %	38,6	45,9	100,0	45,5	66	54	100,0	100,0	65,2	75,6		100,0	100,0		
b. wskaźnik wykorzy- stania wydajności urządzenia, %	11,01	12,07	6,97	3,4	3,32	3,05	2,1	1,6	5,1	4,43		3,1	2,3		
a · b · 100 wskaźnik wy- korzystania urządze- nia	4,18	5,51	6,9	1,48	2,19	1,65	2,1	1,6	3,2	3,35		3,1	2,3		

zbliżonej ilości przewiezionego tonnażu, przy długości trasy 300 m, koszt amortyzacji znacznie wyższy niż ten sam przenośnik przy długości trasy 181 m.

Porównując z sobą z kolei poszczególne rodzaje odstawy w zakresie kosztów instalacji i eksploatacji przy maksymalnej długości oraz w zakresie wykorzystania urządzenia transportowego, dochodzimy do wniosków następujących.

Koszty instalacji (w przeliczeniu na metr)

W grupie przenośników kolejność kosztów instalacji w liczbach procentowych przedstawia się w sposób następujący:

przenośniki taśmowe w zależności od napędu	
średnio	100
przenośniki zgrzeblowe	
pancerne	79
lekkie	50
przenośniki wstrząsane	36

W przenośnikach taśmowych, jak już zaznaczyliśmy, główną rolę odgrywa wysoki koszt taśmy. W przenośnikach zgrzeblowych różnica wyraża się głównie w kosztach napędów.

W porównaniu z powyższymi liczbami procentowymi najniższy jest koszt instalacji lokomotyw akumulatorowych 22. Z kosztu tego przypada: na ciągniki około 25 %, na tory około 46 %, na wózki około 30 %, reszta na robociznę.

Koszty eksploatacji (w przeliczeniu na tonnę przewiezionego urobku)

W grupie przenośników kolejność kosztów eksploatacji w liczbach procentowych przedstawia się w sposób następujący:

przenośniki taśmowe	około 100
przenośniki wstrząsane	około 60
przenośniki zgrzeblowe	około 55

Przenośniki taśmowe są, pomimo najniższych kosztów energii, najdroższe z powodu wysokiego kosztu amortyzacji.

W porównaniu najtańsze są znów lokomotywy akumulatorowe — w stosunku do kosztu przenośników taśmowych liczba procentowa około 26 — a to z powodu dużej różnicy w kosztach urządzeń przewozowych (wozy i tory) w porównaniu z trasą przenośników. Z kosztu eksploatacji lokomotyw akumulatorowych przypada: na amortyzację około 50 %, na robociznę około 40 %, reszta przede wszystkim na energię.

Wskaźnik wykorzystania urządzenia transportowego

Tablica nasza wykazuje, przy podanym sposobie obliczenia, niezmiernie niskie stopnie wykorzystania omawianych urządzeń transportowych. Tłumaczy się to tym, że urządzenia te obliczone są na znacznie większe wydobywanie ze ścian, nie mogą więc ekonomicznie pracować w chodnikach. Natomiast przy zastosowaniu przenośników w transporcie oddziałowym lub głównym ten sam wskaźnik wypadnie znacznie korzystniej. Wymaga to jednak oddzielnego opracowania.

Z tym zastrzeżeniem, stosunkowo najlepsze wykorzystanie urządzeń przenośników wykazują przenośniki wstrząsane, a to dzięki ich mniejszej wydajności.

Z powyższej ekonomicznej analizy wynikają następujące zalecenia przy prowadzeniu chodników:

1. Stosowanie przenośników taśmowych w robotach przygotowawczych ma rację bytu jedynie wówczas, jeśli zaraz po ukończonym wydrążeniu chodnika uruchomione będą ściany, a przenośnik bez przekładania służyć będzie do odstawy ich wydobywania.

Wynika stąd konieczność szybkiego kończenia chodników w celu skrócenia okresu, kiedy jego urządzenie nie jest należycie wykorzystane.

2. Ze względu na niedostateczne ich wykorzystanie a szczególnie ze względu na duże zużycie powietrza, przenośniki wstrząsane powinny być stosowane tylko w wyjątkowych przypadkach, tj. w chodnikach pochyłych po wzniosie.

W kopalniach niezelektryfikowanych należy stopniowo dążyć do ich całkowitego wyeliminowania.

3. Przy odstawie przenośnikami nie jest należycie rozwiązany transport materiałów i inwentarza. W tym celu należałoby układać równoległe tory, co jednak komplikuje i podraża eksploatację.

4. Spośród rozpatrywanych rodzajów transportu najbardziej ekonomiczne okazują się małe lokomotywy akumulatorowe. Według zebranych przez nas danych ich praca na zmianę wahała się od 14,5 do 37,7 t/km, co jest znacznie poniżej ich wydajności.

Aczkolwiek lokomotywy akumulatorowe mogą pracować tylko w chodnikach poziomych bądź też przy nachyleniu do 4°, na ogół należy je zalecać jako szczególnie praktyczne. Rozwiązują one przy tym dobrze sprawę przewozu materiałów.

5. Należy również bardzo zalecać lokomotywy przewodowo-akumulatorowe. Kosztów eksploatacji tych lokomotyw nie podajemy, ponieważ nie mogły być przez nas przeanalizowane w ruchu.

Sprostowanie

W artykule prof. inż. W. Poganego pt. „Rozwój mechaniki gruntów i jej zastosowanie w górnictwie” zamieszczonym w nr 11/54 „Przeglądu Górniczego”:

jest

ma być

Strona 364, szpalta prawa, wiersz 17 od góry
Cembertowicza

Cebertowicza

Strona 364, szpalta prawa, wiersz 10 od góry
Bryły. Techniczną organizację lwowskiego laboratorium

Bryły. Techniczną organizację tego ostatniego

W zestawieniu pt. „Odznaczenia w górnictwie z okazji Dziesięciolecia” zamieszczonym w nr 12/54 „Przeglądu Górniczego”, strona 394, szpalta lewa, wiersz 1 i 2 od góry

jest

ma być

Bałaban Józef dyrektor Centralnego Biura Rozliczeń.

Mgr inż. Bałaban Józef dyrektor Centrali Dostaw Drzewnych PW.

AWARIE INSTALACJI PODSADZKI PŁYNNEJ W KOPALNIACH WĘGLA

Mgr inż. Marian Skup

Treść: Artykuł ma na celu dać ogólny pogląd na problem awarii w urządzeniach podsadzki płynnej w kopalniach węgla, omawia w zarysie przyczyny ich powstawania, spowodowane szkody oraz sugeruje sposoby i środki zapobiegawcze.

Wstęp

W dziedzinie zwalczania awarii, którym ulegają urządzenia i maszyny pracujące w kopalniach węgla należy rozróżniać:

1. Maszyny i urządzenia bezpośrednio związane z urabianiem, ładowaniem, transportem i przeróbką węgla, których przerwy w ruchu spowodowane przez ich uszkodzenia przeważnie bezpośrednio i niezwłocznie oddziałują na zmniejszenie produkcji węgla.

Straty w produkcji wskutek nagłych przerw w ruchu takich maszyn i urządzeń, jak np. wrębarki, kombajny, przenośniki, elektrowozy itd. oraz urządzenia sortownicze są widoczne i dają się łatwo ująć liczbowo. Kontrola zapobiegawcza odnośnych urządzeń i maszyn prowadzona sumiennie według z góry opracowanego planu dla danego rodzaju maszyny czy urządzenia może bardzo poważnie zredukować ilość ich awarii, sprowadzając je do nielicznych, sporadycznych przypadków, a tym samym bardzo poważnie zmniejszyć straty w produkcji z tego tytułu.

2. Z drugiej strony awarie, którym ulegają instalacje podsadzki płynnej, powodujące nagłe i nieprzewidziane przerwy w jej prowadzeniu, przeważnie nie oddziałują bezpośrednio i natychmiast na produkcję kopalni.

Szkody i ich rozmiary, jakie dana kopalnia ponosi wskutek takich wypadków nie są od razu widoczne, lecz ujawniają się raczej później, w mniej lub więcej odległej przyszłości, na różnych odcinkach gospodarki górniczej. Straty z tego tytułu są praktycznie bardzo trudne bądź też niemożliwe do ujęcia rachunkowo.

Przyczyny awarii instalacji podsadzki płynnej

Nieprzewidziane przerwy w trakcie prowadzenia podsadzki w kopalniach powstają z reguły przez zatkanie przewodów podsadzkowych, z różnych przyczyn a mianowicie.

1. Nierównomierne splukiwanie materiału podsadzkowego ze zbiorników piaskowych, przez co tworzy się mieszanina o bardzo zmiennym stosunku wody do piasku, co może spowodować zatkanie rurociągu w momencie kiedy stosunek ten będzie szczególnie bardzo niski, tj. kiedy mieszanina podsadzkowa będzie zbyt gęsta.

2. Nagłe zatrzymanie dopływu wody do splukiwania materiału podsadzkowego z reguły powoduje zatkanie się rurociągu. Przerwy w dopływie wody najczęściej wywołane są przerwami w dopływie prądu elektrycznego do instalacji pomp tłoczących wodę do dysz lub monitorów.

3. Inny czynnik, który może spowodować zatkanie, i który przy zmywaniu częściej występuje, stanowią domieszki do materiału podsadzkowego korzeni, zbyt dużych brył kamienia i gliny ponad dopuszczalną wielkość oraz różnych innych materiałów, które przypadkowo mogą się znaleźć w materiale podsadzkowym. Zatkanie rurociągu może nastąpić przez nadmiar materiału gruboziarnistego, jak np. żwiru i tłuczni nawet o dopuszczalnych wymiarach w stosunku do piasku.

4. Rurociągi podsadzkowe, wskutek ścierania się, stopniowo tracą na wytrzymałości, po czym pod wpływem ciśnienia panującego w rurociągu następuje w trakcie prowadzenia podsadzki rozerwanie osłabionej przez ścieranie rury czy kolana. Każdy taki wypadek powoduje nagłe zahamowanie przepływu podsadzki na odcinku od miejsca, w którym nastąpiło uszkodzenie rury aż do jego dolnego wylotu. Cały ten odcinek zostaje zagwożdżony a strumień mieszaniny podsadzkowej do czasu jego zatrzymania spływa na dany chodnik czy pochylnię.

5. Nieszczelność połączeń wskutek użycia nieodpowiedniego szczeliwa oraz nieprawidłowego wykonania samego połączenia może również spowodować zatkanie rurociągu.

Powszechnie używane uszczelki z masy papierowej, pod wpływem wilgoci butwieją i tracą na wytrzymałości na rozerwanie pod naporem ciśnienia. Do tego przyczynia się ta okoliczność, że połączenia rur, zwłaszcza w rurociągach oddziałowych, wykonuje się nieprawidłowo w tym znaczeniu, że rury łączy się przeważnie nie na wszystkie śruby przewidziane dla danego typu połączenia kołnierzego (np. rury o \varnothing 150 mm łączy się nie na 6 śrub, lecz na 3 ÷ 4 śruby). W tych warunkach przy wzroście ciśnienia w rurociągu następuje wyrwanie uszczelki na całym szeregu połączeń jednocześnie, z których wycieka przeważnie woda z niewielką domieszką piasku.

W rurociągu zatem zageszcza się mieszanina podsadzkowa co prowadzi do jego zatkania.

6. Tworzenie się worków powietrznych w rurociągu może spowodować jego zatkanie, jeżeli na przykład wskutek nieszczelności połączeń powietrze sprężone ze stałego worka powietrznego nagle uchodzi na zewnątrz.

7. Zatkanie rurociągu może nastąpić przez zaniedbanie jego przepłukania bezpośrednio po zakończeniu lub też przed rozpoczęciem podsadzania, w celu oczyszczenia rurociągu z pozostałego w nim po ostatnim podsadzaniu zbitego materiału podsadzkowego.

8. Istnieje jeszcze szereg innych przyczyn zatykania rurociągów jak np. opóźnione zatrzymanie podsadzki, co zdarza się przy niedostatecznie doświadczonej ob-

słudze; zerwanie rurociągu wskutek zawału chodnika, niedbałego zawieszenia itd.

Według raportów oddziałów podsadzkowych kilkunastu kopalń z pierwszego półrocza br., w których stosuje się już od dłuższego czasu płynną podsadzkę, przy użyciu względnie dobrego materiału, jedno zatkanie rurociągu z tych czy innych przyczyn przypada na 12 000 m³ splukanego materiału podsadzkowego.

Dla ścisłości trzeba zaznaczyć, że raporty prowadzone w kopalniach, zbyt ogólnikowe o ile chodzi o awarie podsadzkowe, nie zawsze należy orientować, czemu należy przypisać dany przypadek zatkania się rurociągu. Z raportów tych można tylko ogólnie wnosić, że najwięcej zatkań trzeba odnieść do samych rurociągów, tj. ich rozrywania oraz nieszczelności połączeń.

Szkody wyrządzane przez awarie podsadzkowe

Wskutek wyżej omówionych awarii w podziemnej gospodarce górniczej powstają różnorodne szkody, a mianowicie:

1. Każdy nagły i nieprzewidziany przypadek przerwy w dopływie podsadzki do podsadzanych wyrobisk, jak ściany i zabierki powoduje zakłócenie przebiegu cyklu robót, jako układu zharmonizowanego, w którym każdą czynność wykonuje się w kolejności i w czasie z góry przewidzianym. Jasne jest przeto, że o ile zawodzi taki element cyklu jak płynna podsadzka to w tych warunkach może powstać zarówno niedobór produkcji oraz nieuchronnie spadek wydajności dosyć licznej zespołu roboczego, objętego cyklem, zwłaszcza w ścianach.

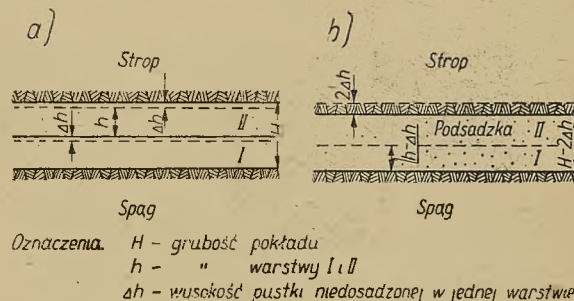
W układzie cyklicznym podsadzka stanowi w pewnych kopalniach element, na którym najmniej można polegać, w przeciwieństwie do maszyn i urządzeń jak wrębiarki, przenośniki itd. Awaryje ich przez sumenną zapobiegawczą kontrolę, jak już wyżej zaznaczono, mogą być zredukowane do minimum.

Na konto szkód powodowanych przez awarie podsadzkowe trzeba odnieść pewne niedopuszczalne metody podsadzania. Częstość zapobiega się zatykaniu rurociągów w ten sposób (pomijając niedbalstwo i złą wolę), że w celu niedopuszczenia do wzrostu ciśnienia w rurociągu i spowodowania tym jego zerwania i zatkania, wyłącza się podsadzkę przed czasem, rezygnując z prawidłowego tj. szczelnego podsadzania. Niedosadzone pustki o większej kubaturze powstają zwłaszcza przy podsadzaniu wyrobisk mniej lub więcej poziomych lub też pochyłych, podsadzanych po wzniosie, których należyte podsadzenie nie jest możliwe bez zwiększenia do pewnych granic ciśnienia w rurociągu dla przezwyciężenia oporów przy dosadzaniu.

Przykładów takich dostarcza wybieranie grubych pokładów poziomych i pochyłych poziomymi warstwami. W tych partiach pokładu, gdzie strop przez częściowe wyrobienie obudowy, co ze względów oszczędnościowych praktykuje się zwłaszcza przy metodzie zabierkowej wybierania węgla, zostaje pozbawiony podparcia, proces osiadania warstw wyżej leżących w pewnych strefach w zasadzie przebiega podobnie jak to przykładowo wyobrażają schematycznie rysunki 1a, 1b, dotyczące wybierania poziomego pokładu dwoma warstwami.

W przykładzie tym nieszczelne podsadzanie powtarza się w każdej warstwie,

Przyjmując, że wysokość pustki niedosadzonej Δh będzie jednakowa dla obu warstw, to w ostatecznym wyniku pokład o grubości H po wybraniu będzie podsadzony tylko na wysokość $H - 2\Delta h$; przestrzeń do wypełnienia przez osiadanie warstwy II oraz warstw stropowych wyniesie $2\Delta h$.



1. Przekroje pokładu wybieranego poziomymi warstwami z podsadzką płynną

Łatwo sobie wyobrazić, że w tej fazie, kiedy nieszczelna podsadzka nie podpira jeszcze stropu, proces osiadania do czasu wypełnienia niedosadzonych pustek przez wyżej leżące warstwy pokładu (i stropu) przebiega szczególnie intensywnie powodując daleko idące zaburzenia w pokładzie, które z każdą następną warstwą wzrastają. Niezależnie od tego, w każdym przypadku wybierania pokładu osiadanie warstw wyżej leżących, jest nieuniknione wskutek ściśliwości materiału podsadzkowego.

Oznaczając całkowite osiadanie przez ΔH , a osiadanie wskutek ściśliwości podsadzki przez h_s dla powyższego przykładu otrzymuje się

$$\Delta H = h_s + 2\Delta h$$

W powyższym wzorze wielkość h_s może się wahać w pewnych granicach, w zależności od rodzaju materiału podsadzkowego, natomiast wielkość $2\Delta h$ może być przez szczelne podsadzanie w zupełności wyeliminowana. Proces osiadania stropu, nieunikniony wskutek ściśliwości podsadzki, odbywa się o wiele łagodniej jeśli ta go należyte podpira. W stosunku do bieżących robót eksploatacyjnych kopalni wydaje się zatem, że nieszczelne podsadzanie w zasadzie odgrywa większą rolę aniżeli ściśliwość podsadzki.

W praktyce omówiona wyżej metoda zapobiegania awariom podsadzkowym w skutkach powoduje szkodliwe następstwa w bliższej i dalszej przyszłości, jak niżej.

2. Wskutek tworzenia się w pokładzie szczelin i ogólnego osłabienia jego spoiwości, wybieranie warstwy drugiej i następnych, jak w powyższym przykładzie, wymaga mocniejszej obudowy i zwięzania zabierek i pasów (przy wybieraniu ścianowym). Równolegle z każdą wyżej leżącą warstwą pogarszają się warunki dla eksploatacji i bezpieczeństwa pracującej załogi, której wydajność spada.

3. Zaburzenia w pokładzie wytwarzają warunki szczególnie sprzyjające powstawaniu pożarów podziemnych. Podsadzka płynna w kopalniach, w których się ją stosuje, stanowi powszechnie uznany i stosowany środek do ich zwalczania, dlatego też nagłe przerwy w prowadzeniu podsadzki do zaognionych partii mogą być szczególnie niebezpieczne, kiedy na jej pewności działania szczególnie zależy. W praktyce przy-

padki takich awarii, przy likwidacji pożarów podziemnych zdarzają się jednak często. Tłumaczy się to tym, że ponieważ tamowanie danej zaognionej partii pokładu może być skuteczne tylko przy szczelnej podsadźce, przeto dla uzyskania pożądanego wyniku z konieczności trzeba ryzykować wyższe ciśnienie w rurociągu co się nie zawsze udaje, powodując jego rozrywanie i zatkanie.

4. Każde rozerwanie rury podsadźkowej lub też wyrywanie uszczelki na połączeniach oraz każde przetykanie zatkanego rurociągu powoduje niekontrolowane wyciekanie podsadźki w tych wyrobiskach, które służą dla przewodów podsadźkowych. Wywołuje to zatapianie dróg odstawowych a przez to zamieszanie w transporcie oraz zanieczyszczanie chodników piaskiem.

Wobec tego, że w kopalniach najczęściej nie prowadzi się systematycznego oczyszczania chodników; to w miarę powstawania dalszych awarii nagromadzenie się piasku dochodzi w wielu przypadkach do takiego stopnia, że dany chodnik rurowy zostaje niemal podsadzony. Chodniki te przeważnie spełniają rolę dróg wentylacyjnych oraz służą do transportu materiałów. W niektórych przypadkach, wskutek nadmiernego zmniejszania wólnego przekroju chodnika, z przyczyn jak wyżej, dla przepływu powietrza, konstатовano zakłócenia w systemie przewietrzania kopalni bądź oddziały.

Ruch kołowy w chodnikach zanieczyszczonych piaskiem praktycznie ustaje, a transport materiałów, w czym drewno stanowi główną pozycję, odbywa się ręcznie przez przenoszenie; praca szczególnie uciążliwa i bardzo mało wydajna. Kontrola i utrzymanie rurociągu podsadźkowego oraz samych chodników w tych warunkach jest szczególnie utrudnione bądź też wręcz niemożliwe.

5. Zanieczyszczanie chodników piaskiem powoduje poważne straty w ruchowym inwentarzu podziemnym. Pod warstwą namulonego piasku sprzęt techniczny zwłaszcza narzędzia, śruby, zawory, uszczelki itd. gubią się w dużych ilościach bezpowrotnie. Inne przedmioty, jak rury podsadźkowe i powietrza sprężonego, szyny itd. oraz mniejsze obiekty maszynowe, jak wiertarki, napędy do rynien, małe podnośniki, wentylatory lutniowe itd. pozostają unieruchomione pod piaskiem nieraz przez dłuższy okres, a po ich odzyskaniu, o ile chodzi o maszyny, to nie nadają się one do użytku bez uprzedniego remontu.

6. Trzeba jeszcze wspomnieć o tym, że w niektórych kopalniach w celu zapobieżenia zatkaniu rurociągów panuje tendencja operowania raczej rzadką mieszaniną podsadźkową, przy której stosunek wody do piasku jest znacznie wyższy, aniżeli tego wymaga stosunek optymalny, dla danych warunków wynikający z obliczeń według wzorów prof. Budryka. Przy takiej metodzie nie wykorzystuje się maksymalnej zdolności przepustowej danej instalacji podsadźkowej, wprowadza się natomiast nadmiar wody do kopalni oraz przedłuża czas podsadzania, co siłą rzeczy podnosi koszty prowadzenia podsadźki.

Wyżej naszkicowane szkody, jakie wyrządzają awarie instalacji podsadźkowych, bynajmniej nie ograniczają się do nielicznych przypadków, lecz są dosyć powszechne w kopalniach stosujących płynną podsadźkę już od wielu lat.

Zapobieganie awariom instalacji podsadźkowych

Przechodząc z kolei do kwestii zapobiegania wyżej omówionym awariom, nasuwają się następujące uwagi i sugestie.

1. Zatykanie się rurociągów wskutek nierównomiernego splukiwania materiału podsadźkowego mogłoby być zredukowane do sporadycznych bardzo rzadkich przypadków, bądź też całkowicie wyeliminowane przez ścisłą kontrolę obu elementów tj. wody i materiału podsadźkowego. Obecnie stosowane sposoby zmywania, które polegają na działaniu strumienia wody pod ciśnieniem z dysz i monitorów bezpośrednio na masę piaskową w zbiorniku, nie dają absolutnie żadnej gwarancji w tej mierze.

Dla otrzymania mieszaniny podsadźkowej o żądanym, stałym dla danych warunków, stosunku wody do piasku, istniejące zbiorniki piasku musiałyby być zaopatrzone w specjalne dodatkowe urządzenia, które by umożliwiały ścisłą kontrolę i regulację objętości wody i piasku. Urządzenia takie powinny działać możliwie automatycznie przy minimalnym udziale czynnika ludzkiego.

Potrzeba takiej ścisłej kontroli regulacji nie ogranicza się tylko do zapobiegania zatykaniu rurociągów, lecz ma jeszcze większe znaczenie w sensie wykorzystania wydajności instalacji podsadźkowych do granic maksymalnych; takie usprawnienie splukiwania miałoby pod wieloma względami niezwykle doniosłe znaczenie dla całej gospodarki podziemnej.

Wprawdzie trzeba się liczyć z tym, że rozwiązanie tego zagadnienia w praktyce, zwłaszcza o ile chodzi o ścisłe dozowanie materiału podsadźkowego, może napotkać na trudności techniczne związane z przystosowaniem wspomnianych urządzeń do istniejących zbiorników piaskowych, to z drugiej strony zagadnienie jest tak doniosłe, że w zupełności usprawiedliwia podjęcie gruntownych badań w tej mierze. W związku z tym wydaje się wskazane zwrócenie uwagi na pomysły inż. J. Galanki i inż. H. Lorka dotyczący urządzenia zmywczego i ewentualne przeprowadzenie na szerszą skalę zakrojonych doświadczeń z tym urządzeniem.

2. W przypadku nagłej przerwy w dopływie wody do dysz lub monitorów, z takich czy innych przyczyn, kwestia nieprzerwanego zasilania wodą rurociągu podsadźkowego wymaga zainstalowania w pobliżu zbiornika wodnego, stale napełnionego, o pojemności rzędu około 100 m³. W momencie przerwy w dopływie wody do splukiwania, powinno nastąpić natychmiastowe uruchomienie dopływu wody w tej samej ilości ze zbiornika wodnego, bezpośrednio wprost do rurociągu. Obecnie dosyć często stosuje się takie zbiorniki wodne, z których dopływ wody uruchamia zmywacz. W praktyce jednak niejednokrotnie okazało się, że nawet bardzo krótka przerwa wskutek opóźnienia w otwarciu służy od zbiornika wodnego powoduje już zatkanie rurociągu. Dla zabezpieczenia zatem, z chwilą przerwy w działaniu monitorów, nieprzerwanego zasilania rurociągu wodą, uruchomienie odnośnego zbiornika powinno nastąpić automatycznie, możliwie bez udziału zmywacza. Wydaje się, że problem ten nie będzie trudny do rozwiązania.

3. Zapobieganie zatykaniu się rurociągów wskutek szkodliwych domieszek do materiału podsadźko-

wego, jak korzeni, zbyt dużych brył kamienia itd. może być skuteczne jedynie przez ich oddzielenie z masy podsadzkowej na takich kratownicach i sitach, które by przepuszczały zawarte w piasku domieszki tylko o dopuszczalnych wymiarach dla danej średnicy rurociągów.

Wprawdzie we wszystkich przypadkach splukiwania materiału podsadzkowego stosuje się kratownice i sита, to z drugiej strony urządzenia te nie spełniają w obecnym stanie swojej roli w stopniu dostatecznym, gdyż na podstawie przetykań rurociągów trzeba wnioskować, że zatykanie ich przez domieszki jest dosyć częste.

Wydaje się, że ewentualne usprawnienia techniczne na tym odcinku nie będą skomplikowane i kosztowne; mogą być one podjęte po uprzednim dokładnym zbadaniu istniejącego stanu rzeczy w wszystkich kopalniach stosujących podsadzkę płynną.

4. Wobec tego, że rurociągi podsadzkowe wskutek ścierania się stopniowo tracą na wytrzymałości, co w konsekwencji powoduje ich rozrywanie, przeto tylko systematyczna kontrola rurociągów wykonywana okresowo może całkowicie zapobiec takim wypadkom bądź też sprowadzić je do minimum. W praktyce kontrolę wytrzymałości rurociągu na rozerwanie, najprościej przeprowadza się statycznym ciśnieniem słupa wody w ten sposób, że np. do rurociągu poziomego zamkniętego u wylotu wprowadza się rurociągiem pionowym z powierzchni wodę tak długo, dopóki w rurociągu poziomym nie wytworzy się żądane ciśnienie kontrolne.

Ponieważ dana sieć obsługuje przeważnie różne, nieraz bardzo odległe od siebie w pionowym kierunku poziomy, przeto kontrolę całego układu rurociągów trzeba przeprowadzać oddzielnie dla poszczególnych odcinków i poziomów.

Dla sieci rurociągów, jaką przykładowo wyobraża schemat orientacyjny (rys. 2) kontrolę całego układu przeprowadza się ewentualnie przy trzech kombina-

padku uszkodzenia poszczególnych rur i kolan oraz nieuszczelności połączeń, niezwłocznie po zatrzymaniu wody, przystępuje się do wymiany uszkodzonych elementów oraz do uszczelnienia połączeń. Po dokonanych remoncie dla ostatecznego stwierdzenia wytrzymałości rurociągu na żądane ciśnienie statyczne, wskazane jest dla pewności powtórzenie zabiegu kontrolnego.

Kontrolę w kombinacjach 2. i 3. przeprowadza się analogicznie. Trzeba zaznaczyć, że kontrola na przyjęte statyczne ciśnienie wody 20 at, przy jednym wspólnym zabiegu dla obu rurociągów, będzie miarodajna tylko w odniesieniu do przewodu poziomego II, nie będzie natomiast miarodajna dla przewodu pionowego I, w którym ciśnienie 20 at na dolnym wylocie z wysokością się zmniejsza.

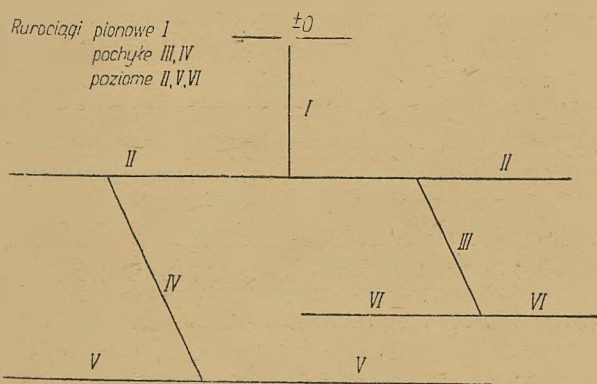
Dla przeprowadzenia prawidłowej i możliwie ściślej w znaczeniu technicznym kontroli, rurociąg pionowy I wypadłoby dzielić na bardzo krótkie, kontrolowane kolejno, odcinki. Wobec tego, że taka skrupulatna kontrola wykonywana okresowo byłaby przy jednym rurociągu pionowym bardzo kłopotliwa w warunkach ruchowych kopalni, przeto w praktyce wypadłoby w zależności od długości rurociągu pionowego albo całkowicie z niej zrezygnować lub też przy długim rurociągu przyjąć, że będzie on kontrolowany tylko na ciśnienie w granicach np. od 10 ÷ 20 at tj. odcinkami po 100 m długości. Powyższe uwagi odnoszą się w zasadzie i do rurociągów pochyłych, dla których w zależności od kąta nachylenia, przy tej samej wysokości pionowej, długość rurociągu wypadła odpowiednio większa aniżeli rurociągu pionowego.

Przyjmując, że przyjęte ciśnienie statyczne słupa wody dla rurociągów pochyłych wynosi, podobnie jak i dla rurociągu pionowego I, 10 do 20 at, a dla rurociągów poziomych 20 at, to w praktyce najczęściej będzie się zdarzać, że przy jednym wspólnym zabiegu będą mogły być sprawdzane jednocześnie rurociągi pochyłe i poziome, tj. III + IV, lub też IV + VI (rys. 2).

Ustalenie prawidłowych ścisłych norm co do tego kiedy należałoby powtórzyć następną kontrolę rurociągów, ażeby nie dopuścić do ich uszkodzenia w czasie wprowadzenia podsadзки, byłoby zbyt uciążliwe a raczej niemożliwe w warunkach ruchowych kopalni. Wobec tego w praktyce wypadnie orientować się raczej tylko ilością przepuszczonego materiału podsadzkowego i wysokością przyjętego dla kontroli ciśnienia, uwzględniając ogólny stan rurociągów raczej na wyczucie. W konkretnym przypadku stosowania kontroli, jak wyżej przez szereg lat dla sieci rurociągów mniej lub więcej zużytych, sprawdzanych na odcinkach poziomych na 20 at a na odcinkach pochyłych na 10 do 20 at kontrolę powtarzano każdorazowo po przepuszczeniu 100 000 m³.

Co do tego, w jakiej wysokości należałoby przyjąć ciśnienie dla kontroli rurociągów oraz jak często należałoby ją powtarzać, to wypadnie kierować się zasadą, że dla rurociągów bardziej zużytych kontrola powinna być powtarzana częściej i przy niższym ciśnieniu, i odwrotnie. W związku z tym można by przyjąć orientacyjnie, że kontrolę należałoby powtarzać na ciśnienie od 10 do 20 at każdorazowo po przepuszczeniu danym rurociągiem od 50 000 do 100 000 m³ materiału podsadzkowego.

Wprawdzie wyżej omówiona kontrola nie jest doskonała w znaczeniu ściśle technicznym, to z drugiej



Rys. 2. Schematyczny układ rurociągów podsadzkowych

ciach połączeń odcinków pionowych i pochyłych z poziomymi łącząc dla kontroli kolejno odcinki

1. I + II; 2. I + II + III + VI; 3. I + II + IV + V

Np. dla kontroli układu 1. do rurociągu poziomego II zamkniętego u wylotu włącza się manometr, po czym rurociągiem I wprowadza się wodę tak długo, dopóki nie uzyska się żadanego ciśnienia kontrolnego np. 20 at (co odpowiada 200 m pionowej wysokości słupa wody). W trakcie tej operacji inni obserwatorzy badają zachowanie się obu rurociągów. W przy-

strony w praktyce jej stosowania przez dłuższy czas, okazała się bardzo korzystna; w zasadzie zostały wyeliminowane zatykania się rurociągów, ich rozrywanie i nieszczelność połączeń, pomijając bardzo rzadkie i sporadyczne przypadki; jednocześnie nastąpiła pewna redukcja zatrudnionego przy podsadzce personelu, gdyż z chwilą zaprowadzenia kontroli rurociągów odpadła potrzeba ich stałej obserwacji w trakcie prowadzenia podsadzki. Operacje kontrolne wykonywane za pomocą manometrów i telefonu są bardzo proste, zajmują mało czasu i nie wymagają od zatrudnionego przy tym personelu szczególnych kwalifikacji.

5. Należyte zabezpieczenie szczelności połączeń w rurociągach podsadzkowych zależy od ich prawidłowego wykonania, rodzaju użytego szczeliwa oraz od rodzaju samych połączeń.

Rury o kołnierzach gładkich powinny być łączone na wszystkie śruby przewidziane dla danej średnicy. Powszechnie używane szczeliwo z masy papierowej powinno być ograniczone możliwie tylko do rurociągów oddziałowych, które podlegają częstym rozbiórkom, przy czym uszczelki tekturowe, wrażliwe na wilgoć, powinny być dla ich konserwacji nasycone w odpowiednich cieczach (np. w rozgrzanej smole). Procedura z tym związana, prosta i tania, może być z powodzeniem wykonana bezpośrednio w kopalni.

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

Kwestia szczeliwa przedstawia się odmiennie przy połączeniach kołnierzowych na wpust i wypust, kiedy uszczelka osadzona w siedlisku nie jest narażona w tym stopniu na wyrwanie jak przy kołnierzach gładkich. Przy takich połączeniach uszczelki tekturowe bardziej odporne na działanie wilgoci przez ich nasycanie, jak wyżej, mogą względnie długo pracować.

Można przy tym do pewnego stopnia tolerować (zwłaszcza na odcinkach pochyłych) łączenie rur nie na wszystkie, lecz tylko na połowę śrub tak rozmieszczonych, że co drugie połączenie śrubowe zostaje wypuszczone. Na tym odcinku rurociągu, który w trakcie podsadzania znajduje się poza tamą, przy połączeniach na wpust i wypust, można w ogóle obejść się bez uszczelki.

W związku z kontrolą szczelności połączeń i wytrzymałości rurociągu jak w punktach 4. i 5. narzuca się logicznie potrzeba kontrolowania ciśnienia u wylotu rurociągu, zwłaszcza w końcowej fazie podsadzania danej pustki, które nie powinno przekraczać granic dozwolonych. Umożliwi to z jednej strony szczelne podsadzanie oraz zapobieganie wytwarzaniu się na wylocie nadmiernego ciśnienia, co mogłoby ewentualnie spowodować uszkodzenie i zatkanie rurociągu. Opierając się na doświadczeniach z praktyki wydaje się, że orientacyjne ciśnienie u wylotu może być przyjęte w granicach od 3 ÷ 5 at.

6. Zatykanie się rurociągu wskutek nagłego ujścia powietrza z „worka powietrznego” na zewnątrz wskutek nieszczelnego połączenia może być w znacznym stopniu zredukowane przy większej dbałości o szczelność połączeń, co zostało omówione.

Wytyczne na przyszłość

Co do wyżej w zarysie omówionych szkód, jakie powodują awarie podsadzkowe, biorąc pod uwagę tylko same kopalnie jako zakłady produkcyjne, to wydaje się, że ich rozmiary w znaczeniu ekonomicznym dorównywuja, jeśli nie przekraczają łącznie wszystkich strat powodowanych przez awarie innych urządzeń i maszyn górniczych.

Zagadnienie zwalczania awarii podsadzkowych niezwykle doniosłe dla gospodarki kopalń jako takich, staje się jeszcze bardziej ważne wobec stałego rozszerzania stosowania podsadzki płynnej w innych kopalniach oraz eksploatacji zasobów węgla znajdujących się pod miastami i osiedlami śląskimi.

Prowadzenie badań i doświadczeń mających na celu usprawnienia i środki zapobiegawcze w omawianej dziedzinie staje się zatem bardzo aktualne i powinno być podjęte niezwłocznie. W związku z tym nasuwają się następujące sugestie:

1. Należałoby zalecić kopalniom jak najdalej idące wykorzystanie prac prof. Budryka dotyczących teorii ruchu podsadzki płynnej w rurociągach.
2. Należałoby zobowiązać kopalnie stosujące podsadzkę płynną do prowadzenia statystyki, która by między innymi należało informować co do częstotliwości i przyczyn zatykania się rurociągów, gdyż obecnie prowadzone zapisy w raportach kopalnianych nie dostarczają ścisłych i pewnych danych w tej mierze.
3. W najbliższej przyszłości należałoby zobowiązać kopalnie do zaprowadzenia systematycznej wyżej omówionej kontroli rurociągów, przez co odpadnie jedna z głównych przyczyn ich zatykania oraz do szczelnego podsadzania pod kontrolą ciśnienia u wylotu rurociągu.
4. Należałoby podjąć prace badawcze mające na widoku techniczne usprawnienia dotyczące zwłaszcza operacji zmywczych na powierzchni, jak przygotowanie mieszaniny podsadzkowej, oddzielanie szkodliwych domieszek z materiału podsadzkowego itd. Wypadłoby przy tym rozważyć czy i jakie znane pomysły racjonalizatorskie z dziedziny podsadzki płynnej (np. inż. J. Galanki i inż. H. Lorka oraz ewentualnie innych autorów) mogłyby znaleźć zastosowanie w dziedzinie zwalczania awarii podsadzkowych.
5. Należałoby powołać zespół sił technicznych, możliwie przy udziale racjonalizatorów z dziedziny podsadzki płynnej dla prowadzenia i kontroli prac dotyczących odnośnych zagadnień.

Niniejszy artykuł opracowano wykorzystując pewne materiały zawarte w pracy inż. F. Jopka: Podsadzanie wyrobisk. Część I. Podsadzka płynna.

OBECNY STAN PODZIEMNEGO ZGAZOWANIA WĘGLA

Mgr inż. Kazimierz Dziunikowski

Treść: Przedstawiono znaczenie podziemnego zgazowania węgla. Udział GIG nad rozwiązaniem zagadnienia podziemnego zgazowania węgla. Znaczenie poszczególnych parametrów w procesie podziemnego zgazowania na tle wyników z przeprowadzonych doświadczeń. Wnioski odnośnie stopnia rozwiązania zagadnienia. Poszukiwanie metod wykonywania kanałów podziemnych dla podziemnego zgazowania węgla. Uwagi końcowe.

W socjalistycznym ustroju państwa postęp i rozwój techniki idzie nie tylko w kierunku polepszenia i potania produkcji, ale też w kierunku polepszenia warunków pracy. Stąd powstają pomysły nowych metod mających przede wszystkim na względzie człowieka.

Do takich metod należy też eksploatacja złóż węglowych za pomocą podziemnego zgazowania węgla, polegającego na przemianie węgla w złożu na gaz palny i wydobywania go na powierzchnię dla dalszej przeróbki. Metoda ta ma przede wszystkim tę przewagę nad klasyczną, że ogranicza a nawet może zupełnie wyeliminować roboty górnicze podziemne, które są robotami ciężkimi i z którymi są związane bezpośrednie i pośrednie ofiary w ludziach. Również szereg względów ekonomicznych i pewnej kultury pracy przemawia za metodą podziemnego zgazowania węgla.

Przed wszystkim dzięki tej metodzie będzie można wybitnie zwiększyć bazę surowcową włączając do zasobów rzeczywistych pokłady węgla, które nie nadają się ze względów ekonomicznych czy technicznych do eksploatacji metodami klasycznymi. Można będzie też częściowo wykorzystać stracone zasoby złóż węglowych w polach zaognionych niedostępnym dla eksploatacji metodą klasyczną. Stracone te zasoby węgla dotyczą przede wszystkim grubych pokładów i sięgają przeszło 1 miliarda tonn. Do państw interesujących się zagadnieniem podziemnego zgazowania węgla należy też Polska Ludowa.

W 1949 r. zorganizowano dział zgazowania podziemnego w Zakładzie Górniczym Głównego Instytutu Górniczego, który następnie został przekształcony na samodzielny zakład. Zakład Podziemnego Zgazowania GIG brał udział przez swój personel inżynierii w doświadczeniach nad podziemnym zgazowaniem węgla na terenie Belgii, jak również przeprowadził kilka doświadczeń we własnym ośrodku doświadczalnym w kraju.

Zakład pomimo krótkiego okresu dotychczasowej swojej działalności, może w skromnych rozmiarach, jednak wyraźnie przyczynił się do pogłębienia znajomości zagadnienia podziemnego zgazowania węgla.

Na temat podziemnego zgazowania węgla ukazało się już parę artykułów, a przede wszystkim obszerny artykuł w nr 5 „Przeglądu Górniczego” z 1950 r. i artykuł w nr 5 „Gospodarki Górniczej” z 1954 r. Artykuły te podały przegląd przeprowadzonych doświadczeń i uzyskanych wyników w różnych państwach a szczególnie w Związku Radzieckim.

Artykuł niniejszy ma na celu przedstawienie danego zagadnienia ze strony merytorycznej w oparciu o doświadczenia przeprowadzone przez GIG i dane uzyskane z obcych doświadczeń.

Podziemne zgazowanie węgla należy do zagadnień skomplikowanych i prowadzenie tylko doświadczeń w podziemnym generatorze nie wystarcza do jego całkowitego poznania.

Znajomość zjawisk zachodzących w powierzchniowym procesie zgazowania w gazowniach jest mało pomocne w interpretowaniu zjawisk zachodzących w podziemnym zgazowaniu węgla. Stosowanie analogii doprowadzało do błędnych wniosków. W podziemnym zgazowaniu są zupełnie odmienne warunki. Zasadnicza różnica polega na tym, że proces zgazowania podziemnego odbywa się na pewnej określonej powierzchni bloku węgla w złożu, gdy tymczasem w zgazowaniu powierzchniowym udział w procesie bierze w przestrzeni ścieśnionego węgla rozdrobnionego o stosunkowo olbrzymiej powierzchni kontaktu. W podziemnym zgazowaniu węgla odbywają się dwa procesy równocześnie a mianowicie proces destylacji oraz właściwy proces zgazowania. W procesie zgazowania podziemnego nie ma możliwości przeprowadzenia bezpośrednio obserwacji zjawisk fizyko-chemicznych, co jest bardzo ważne dla poznania zagadnienia. Dlatego oprócz doświadczeń podziemnych przeprowadzono szereg doświadczeń nad podziemnym zgazowaniem w laboratoryjnym gazogeneratorze powierzchniowym w czadnicy, na terenie Belgii i na terenie ośrodka doświadczalnego w kraju, którego schemat przedstawia rys. 1.

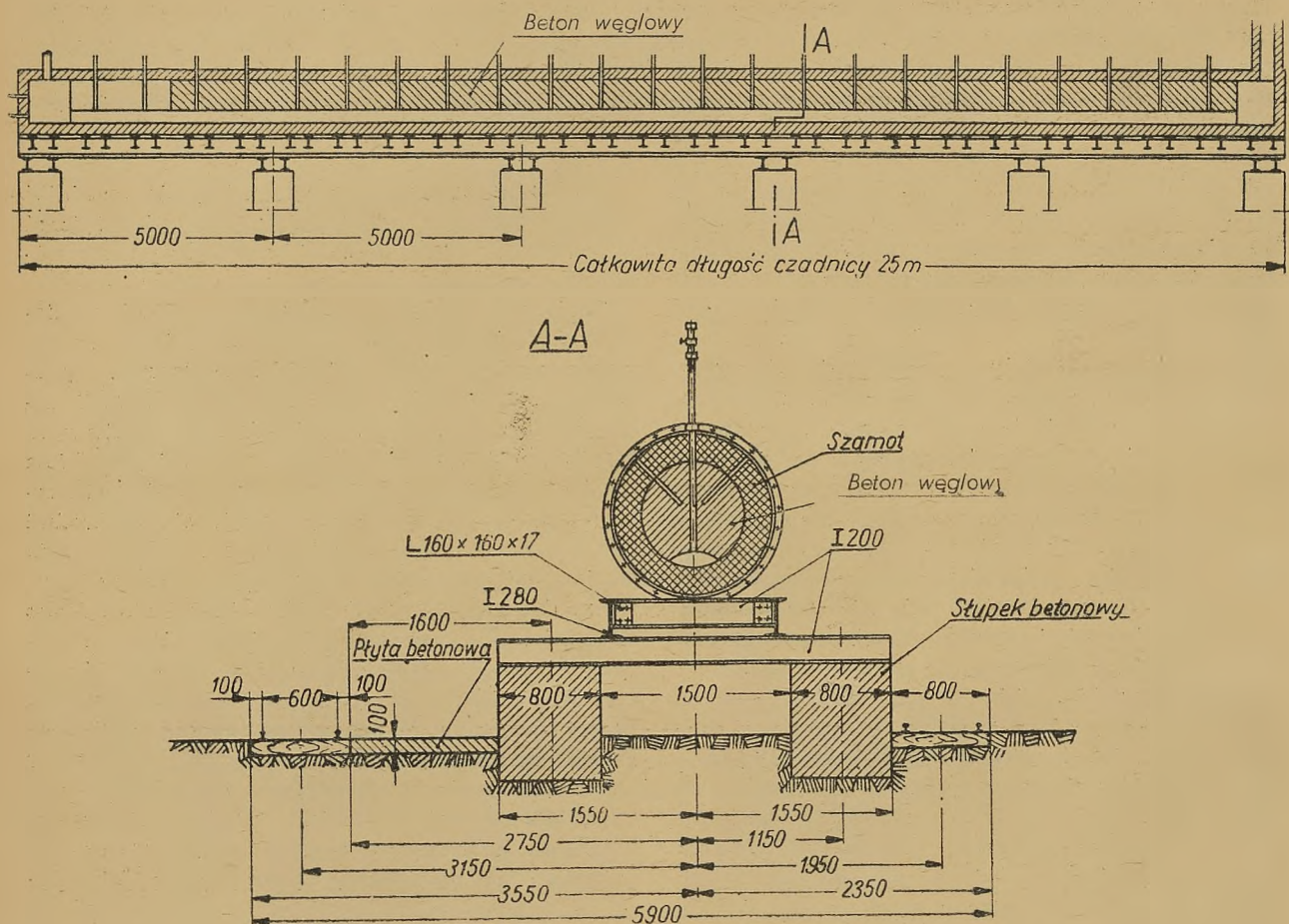
Węgiel w czadnicy był zgazowany podobnie jak w generatorze podziemnym, tj. w bloku. Czadnicę wyposażono we wzierniki, pozwalające na obserwacje wprost zjawisk fizycznych zachodzących w czasie prowadzenia procesu zgazowania. Wszelkie pomiary są tu też ułatwione i dokładniejsze, a wyniki łatwiej uchwytne i nie zniekształcone, jak to może być w generatorze podziemnym.

Zrozumiałe jest jednak, że w generatorze powierzchniowym nie da się uwzględnić wszystkich czynników odgrywających rolę w zgazowaniu podziemnym, nie można tu np. przeprowadzić prób dla określenia działania i wpływu skał otaczających na proces zgazowania. Ujemną stroną doświadczeń w czadnicy jest ta okoliczność, że blok węglowy nie jest naturalny, ale sztuczny, a mianowicie w postaci betonu węglowego, co też może być przyczyną nieco odmiennego przebiegu procesu.

W generatorze powierzchniowym można poznać zjawiska fizyko-chemiczne i zbadać podczas zgazowania węgla w bloku rolę wielu parametrów przy różnym ich układzie, jak temperatury, ciśnienia, prędkości przepływu środków utleniających i związanego z nim natężenia dopływu tych środków, bądź w postaci poszczególnych składników, bądź ich mieszaniny w różnych stosunkach.

Dane uzyskane z doświadczeń tak w czadnicy, jak i w podziemnych generatorach są podstawą do wyciągnięcia wniosków. Zasadniczym celem wszystkich doświadczeń nad podziemnym zgazowaniem węgla jest znalezienie racjonalnych metod zgazowania węgla in

jest uzyskanie wysokiej temperatury 1700 do 1800 °C w strefie palenia (gazowania węgla). Dostatecznie wysoką temperaturę można uzyskać przy stosowaniu tlenu lub powietrza wzbogaconego tlenem przy odpowiednio wysokim natężeniu dopływu tych środków utle-



Rys. 1. Czadnica doświadczalna naziemna

situ, które mogą być zastosowane w skali przemysłowej.

Jedną z najważniejszych i istotnych cech każdej metody jest ciągłość procesu i uzyskiwanie gazu o dostatecznie wysokiej wartości opałowej. Ciągłość procesu zgazowania uzyska się wtedy, jeżeli będzie się on odbywał w czole bloku węglowego, a nie w kanale przepływowym. Zasadniczo kanał przepływowy powinien być umieszczony w spodzie bloku węglowego. Przy innym umieszczeniu kanału węgiel znajdujący się poniżej kanału jest stracony, tj. nie bierze udziału w zgazowaniu (poza destylacją) pokrywa się popiołem, który przeciwdziała kontaktowi węgla ze środkiem utleniającym i uniemożliwia przez to udział tej partii węgla w procesie zgazowania.

W razie wytworzenia się strefy ognia w kanale przepływowym i wypalania się bloku węgla od spodu, w kanale następuje stała zmiana warunków procesu, powiększa się przekrój kanału, kontakt środków utleniających z paliwem jest coraz trudniejszy, strefa ognia rozciąga się stale i pogarsza się efekt zgazowania, obniża się stan termiczny czadnicy, występują coraz większe ilości wolnego tlenu w produktach gazowych i w końcu następuje całkowity zanik gazów palnych. Warunkiem wytworzenia się ściany ognia w czole bloku węglowego

niających. Przy zbyt małym natężeniu dopływu środków utleniających zachodzą dwa ujemne zjawiska, a mianowicie:

- stosunek ciepła użytecznego do strat ciepłych zmniejsza się znacznie, przez co uzyskuje się niższy stan termiczny generatora i niższą temperaturę w strefie ognia,
- prędkość przepływu środków utleniających jest mniejsza, charakter ich ruchu spokojniejszy (przepływ laminarny), kontakt ich z paliwem słabszy, a wskutek tego proces gazowania jest zwolniony.

Bardzo ważne dla utrzymania ściany ognia w czole bloku węglowego jest odpowiednie podgrzanie tlenu lub innych środków utleniających. Zwiększają one silnie swoją aktywność, dzięki czemu strefa ognia się skraca, a równocześnie uzyskuje się wyższą temperaturę w strefie ognia. Wszystko to sprzyja wytworzeniu się i utrzymaniu ściany ognia w czole bloku węglowego. Podgrzewanie środków utleniających odbywa się dzięki ciepłu pochodzącemu z promieniowania ściany ogniowej w czole bloku węglowego, o ile taka się wytworzy. W przeciwnym razie podgrzewanie to następuje w kanale przepływowym i dopiero z kanału przepływowego wytwarza się czoło ściany ogniowej, o ile

potrafiono wytworzyć w kanale odpowiednio wysoką temperaturę.

Ciągłość procesu charakteryzuje się mniej więcej stałym składem produktów gazowych, który się uzyskuje po pewnym okresie prowadzenia doświadczenia tj. po oddestylowaniu się pewnej warstwy węgla stykającego się z gazami gorącymi odpowiadającymi danej temperaturze. Węgiel jest złym przewodnikiem ciepła i jak doświadczenia wykazały, destylacja posuwa się zależnie od temperatury 20 do 30 cm w głębi bloku węglowego. Po oddestylowaniu tej warstwy węgla proces się ustala i wtedy ilość produktów destylacyjnych odpowiada ilości zgazowanego węgla tj. w miarę przesuwania się ściany ognia przesuwa się strefa destylacji; stąd w początkowej fazie doświadczenia uzyskiwane gazy miały zawsze wyższą wartość opałową od przeciętnej z okresu ustalonego i skład nierównomierny na skutek wzmożonego procesu destylacji. Użycie tlenu dla uzyskania wysokiej temperatury jest decydujące o powodzeniu procesu. Nieodzownym warunkiem ciągłości procesu i uzyskiwania wartościowego gazu jest dostatecznie wysoka temperatura. Ogromne znaczenie tlenu w podziemnym zgazowaniu węgla polega nie tylko na tym, że w produktach gazowych nie ma niepotrzebnego balastu, jakim jest w powietrzu azot, który ogrzany unosi pewną ilość ciepła jawnego i przez to obniża stan termiczny generatora, jak również jako gaz bierny obniża wartość opałową uzyskanego gazu, ale przede wszystkim na tym, że tlen wytwarzając wysoką temperaturę ma decydujący wpływ na kształtowanie się ściany ognia. Przy stosowaniu powietrza jako środka utleniającego nie jest możliwe wytworzenie ściany ognia w czole bloku węglowego i uzyskanie ciągłości procesu.

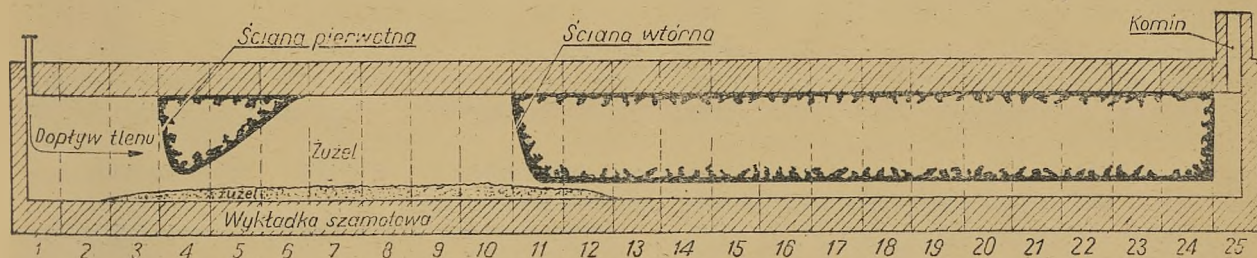
Prawdopodobnie można by to uzyskać tylko przez bardzo wysokie podgrzanie powietrza. Podziemne doświadczenia robione w Marokku, w Dżeradzie z powietrzem ogrzanym wskazywałyby na to, że może się uda uzyskać proces ciągły przy odpowiednio wysokim podgrzaniu powietrza. Jednak jest tu dużą wadą to, że stosując powietrze uzyskiwany gaz ma niską wartość opałową.

W związku więc z podziemnym zgazowaniem węgla wyłania się zagadnienie taniej produkcji tlenu. Ponieważ dla podziemnego zgazowania tlen nie musi być czysty a może nawet zawierać pewien procent azotu, rozwiązanie zatem zagadnienia taniej produkcji tlenu

100 Nm³/h utrzymująca się ściana ognia w czole bloku węglowego przesuwa się do kanału, gdzie rozciąga się rozszerzając jego przekrój. Czoło pierwotnej ściany ogniowej powoli ciemnieje, pokrywa się warstwą popiołu i z czasem przestaje się całkowicie żarzyć. Ta warstwa popiołu przeciwdziała paleniu się paliwa pomimo tak silnego środka utleniającego, jakim jest czysty tlen. Z obniżeniem się dopływu tlenu następuje obniżenie się temperatury w strefie ognia, zmniejszenie w gazie ilości produktów palnych tzn. obniżenie jego wartości opałowej.

Przy ponownym odpowiednim zwiększeniu dopływu tlenu proces zaczyna się znów poprawiać, ściana ognia tworzy się ponownie, ale już jako ściana wtórna z kanału przepływowego. Między pierwotną ścianą a ścianą wtórną zostaje pewna partia bloku węglowego grubości 1 m do 2 m i ta partia nie bierze nadal udziału w procesie zgazowania, tzn. ogień nie cofa się wstecz. Rysunek 2 przedstawia opisany stan. Jak wspomniano, przy dopływie tlenu poniżej pewnej dolnej granicy, ogień rozciąga się wzdłuż kanału i o ile taki mały dopływ tlenu trwa zbyt długo, to przekrój kanału znacznie się rozszerzy i później nie uzyskuje się już nawet przy znacznym zwiększeniu dopływu tlenu, wytworzenia się ściany wtórnej ognia. Ta dolna granica dopływu tlenu nie jest wielkością bezwzględną. Jest ona zależna od przekroju kanału przepływowego. Miara tu jest raczej pewna graniczna wielkość prędkości dopływu środka utleniającego kanałem przepływowym. Pod pojęciem prędkości rozumie się tu prędkość normalną tj. prędkość odniesioną do 0 °C i ciśnienia jednej atmosfery.

Przy przekroju kanału przepływowego około 2 dm² dolna granica prędkości dopływu tlenu nie powinna być wiele mniejsza od 1 m/sek. Prędkości tej nie trzeba uważać za bezwzględnie ścisłą, lecz za orientacyjną, bo przy większych przekrojach wielkość ta może być mniejsza. Bezwzględna jednak wielkość przepływu tlenu powinna być wyższa w drugim przypadku tj. przy większym przekroju kanału przepływowego. Na ogół przy większych dopływach środków utleniających uzyskuje się lepsze wyniki. Nie jest znana jeszcze górna granica dopływu środków utleniających i górna granica ich prędkości. Prawdopodobnie po przekroczeniu pewnej ich górnej granicy strefa ognia zostałaby wciągnięta do kanału przepływowego. Jednak przy wysokim stanie termicznym układu nie należy przypusz-



Rys. 2. Stan czadnicy po doświadczeniu zgazowania węgla tlenem

będzie łatwiejsze. Z utrzymaniem odpowiednio wysokiej temperatury w danych warunkach jest związana wysokość dopływu środków utleniających a zatem ich prędkość przepływu. Stwierdzono doświadczalnie w czadnicy powierzchniowej, że po przekroczeniu pewnej dolnej granicy dopływu tlenu rzędu poniżej

czuć, żeby strefa ognia zbyt się rozciągnęła w kanale. Przy tym należy podkreślić stwierdzone zjawisko, że przy procesie zgazowania węgla w czole bloku węglowego gaz nie zmienia zasadniczo swego składu w kanale przepływowym, tzn. na drodze jego przepływu nie zachodzą już dalsze procesy chemiczne, w wyniku

czego przekrój kanału przepływowego pozostaje bez zmiany.

W porównaniu ze zgazowaniem powierzchniowym w gazowniach proces podziemnego zgazowania przebiega odmiennie. W zgazowaniu powierzchniowym jest strefa palenia i strefa redukcji, w której zachodzi reakcja $\text{CO}_2 + \text{C} = 2 \text{CO}$.

W zgazowaniu podziemnym nie ma strefy redukcji. Gaz CO tworzy się bezpośrednio w strefie ognia jako produkt utleniania paliwa przy wysokiej temperaturze.

Do środków utleniających należy też para wodna. Tak teoretyczne obliczenia, jak i doświadczenia wykazały, że w podziemnym zgazowaniu ten środek może być użyty w połączeniu z tlenem. Przy zgazowaniu powietrzem stosowanie pary wodnej jest niewskazane poza specjalnym przypadkiem, o którym będzie mowa poniżej. Stosowanie pary wodnej powinno być ostrożne i bardzo umiejętne. Przy parze zachodzą procesy chemiczne pochłaniające ciepło, co powoduje obniżenie temperatury strefy ognia.

Przy wprowadzeniu pary wodnej jako środka utleniającego przede wszystkim należy wprowadzić założenie, że temperatura w strefie ognia musi być utrzymywana nie poniżej 1700°C , gdyż poniżej tej granicy proces zgazowania degeneruje się i zachodzi niebezpieczeństwo przemieszczenia się strefy ognia z czoła bloku węglowego do kanału przepływowego. Obliczenia wykazują, że teoretycznie maksymalny stosunek pary wodnej do tlenu powinien być utrzymywany w granicach 1,3:1, nie uwzględniając strat ciepła wchodzącego do terenu. Przy uwzględnieniu tych strat, podany stosunek trzeba obniżyć. Doświadczenia wykazały, że stosunek ten nie powinien być większy jak 1:1, a raczej powinien być jeszcze mniejszy. Zrozumiałe jest, że jeżeli złożo jest dostatecznie wilgotne czy też nieco zawadnione, to w obliczeniach należy tę ilość wody pochodzącej ze złoża uwzględnić i ilość pary wodnej wprowadzić jako uzupełnienie do wysokości obliczonej.

Obliczenie wykazuje, że przez stosowanie pary jako środka utleniającego można uzyskać poważną oszczędność na tlenie. Zmniejszenie zużycia tlenu przez stosowanie pary wodnej wynosi około 40 % na jedną objętość wyprodukowanego gazu. Uwzględniając pewną ilość pary wodnej nierozłożonej, uchodzącej z produktami gazowymi wypada z obliczeń, że około 1,14 tonn pary wodnej zastępuje 1 tonnę tlenu. Przy rozkładzie pary wodnej uzyskuje się oprócz CO i CO_2 bardzo cenny produkt H_2 , ważny w przypadku wykorzystywania uzyskanych produktów gazowych, do syntezy. Elementem mającym wpływ na przebieg procesu jest ciśnienie. Im ciśnienie jest mniejsze, tym więcej tworzy się CO. Praktycznie ten element nie ma znaczenia, bo nie jest możliwe operowanie taką depresją, która by miała praktyczny wpływ na wyraźny wzrost CO. Jest jednak specjalny przypadek w zgazowywaniu węgla „na powietrzu“ gdzie zmiana ciśnienia stosunkowo nieduża, bo rzędu 1/10 atmosfery, którą można łatwo w praktyce uzyskiwać, ma wyraźny dodatni wpływ na skład uzyskiwanego gazu. Mianowicie jest to w przypadku stosowania na przemian małego i dużego dmuchu powietrza, tj. gdy przekrój dróg przepływowych gazu nie jest jeszcze zbyt rozszerzony i gdzie w okresach dużego dmuchu występuje jeszcze w dostatecznym stopniu proces palenia.

W okresie małego dmuchu albo w ogóle zatrzymywania dmuchu wydziela się przez pewien czas, tj. przez kilka godzin, bogaty kalorycznie gaz nawet początkowo o wartości opałowej ponad 2000 Kcal/Nm^3 . Stopniowo wartość jego zmniejsza się. Ilość tego wydzielającego się gazu jest nieduża, rzędu kilkaset Nm^3/h zależnie zresztą od warunków.

Zjawisko to tłumaczy się następująco: Okres dużego dmuchu jest okresem palenia się węgla i podnoszenia stanu termicznego generatora. W tym okresie panuje zwiększone ciśnienie w generatorze, które powoduje wciskanie CO_2 i ewentualnie H_2O w oddestylowaną gąbczastą masę węgla. W okresie małego dmuchu ciśnienie w generatorze nagle spada i z masy gąbczastej wydzielają się zawarte w niej gazy, które na swej drodze przepływu przez pory węgla ulegają rozkładowi, tj. CO_2 na CO i H_2O na H_2 oraz tlen, który z kolei łączy się z węglem na CO i na CO_2 .

W tym przypadku jest wskazany pewien dodatek pary wodnej w okresie dużego dmuchu, o ile nie ma dostatecznej wilgoci w samym złożu węgla. Nasuwa się pytanie, czy na tej drodze nie należałoby rozwiązać problemu podziemnego zgazowania węgla „na powietrzu“, zbierając dosyć bogaty gaz w okresie małego dmuchu.

Ujemną stroną tej metody jest przede wszystkim to, że

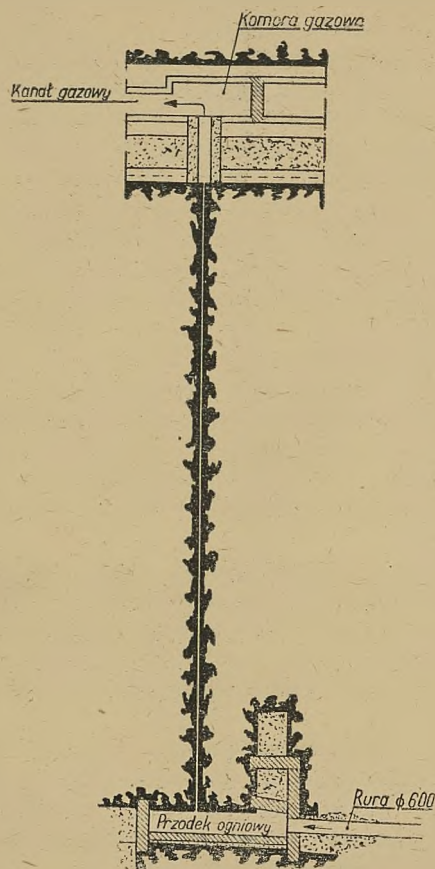
1. ilość uzyskiwanych gazów w okresach małego dmuchu jest zbyt mała,
2. współczynnik sprawności chemicznej tj. stosunek wartości opałowej gazu do wartości zużytego węgla, włączając również tu okres dużego dmuchu, jest bardzo niski,
3. wykorzystanie złoża jest bardzo ograniczone.

Stosowanie tej metody w skali przemysłowej nie ma wielkich widoków powodzenia.

Z tego, co przedstawiono powyżej, wynika, że podziemne zgazowanie węgla musi się oprzeć na tlenie i że takie metody mają widoki powodzenia, w których będą stosowane kanały przepływowe o ograniczonych przekrojach. Doświadczenia w czadnicy powierzchniowej i ostatnie podziemne doświadczenie z tlenem przeprowadzone przez GIG w roku bieżącym wykazały, że można przez odpowiednie prowadzenie procesu zgazowania wytworzyć niezmienniające się warunki, pozwalające na prowadzenie procesu w sposób ciągły w czasie dowolnie długim, uzależnionym zapasem węgla w generatorze. Potrafiono uzyskiwać wysokokaloryczny gaz w procesie ciągłym. Dolna wartość opałowa gazu wynosiła około 2000 kcal/Nm^3 . Generator podziemny urządzony był na małą skalę, tj. tylko na jeden otwór, jak pokazano na schemacie rys. 3. Na wykresie przedstawiono skład i wartość opałową wyprodukowanego gazu.

Przeprowadzone doświadczenia nie wyświetlały całkowicie zagadnienia i są konieczne dalsze badania, ponieważ nie wiadomo przede wszystkim, w jakim maksymalnym rozmiarze wytworzy się ściana ognia w czołe bloku węglowego. Od tego zależeć będzie wzajemna odległość kanałów i grubość dobranego pokładu. Dotychczasowa znajomość zagadnienia podziemnego zgazowania węgla pozwala na przypuszczenie, że strefa ognia nie rozszerzy się zbyt wysoko, przynajmniej do 2 m w górę. Grube zatem pokłady węgla nie będą zgazowane tą metodą na całej swojej grubości, chyba

że oprócz kanałów po spągu pokładu będą założone również dodatkowe kanały w środku pokładu na jed-



3. Schemat podziemnego gazogeneratora

nym lub kilku poziomach zależnie od grubości pokładu. Konieczne jest przeprowadzenie doświadczeń w tym kierunku. Mało również można powiedzieć o wymiarze poprzecznym strefy ognia. Przypuszczalnie wymiary ściany ognia są ściśle zależne od natężenia dopływu środków utleniających i ich jakości.

Dla podziemnego zgazowania węgla konieczne jest wykonanie pewnych kanałów do przepływu gazów. Do pełnego rozwiązania zagadnienia podziemnego zgazowania węgla należy też zupełne eliminowanie robót podziemnych. Stąd powstają pomysły metod wykonywania podziemnych kanałów z powierzchni.

Do tych metod należą metody filtracyjne:

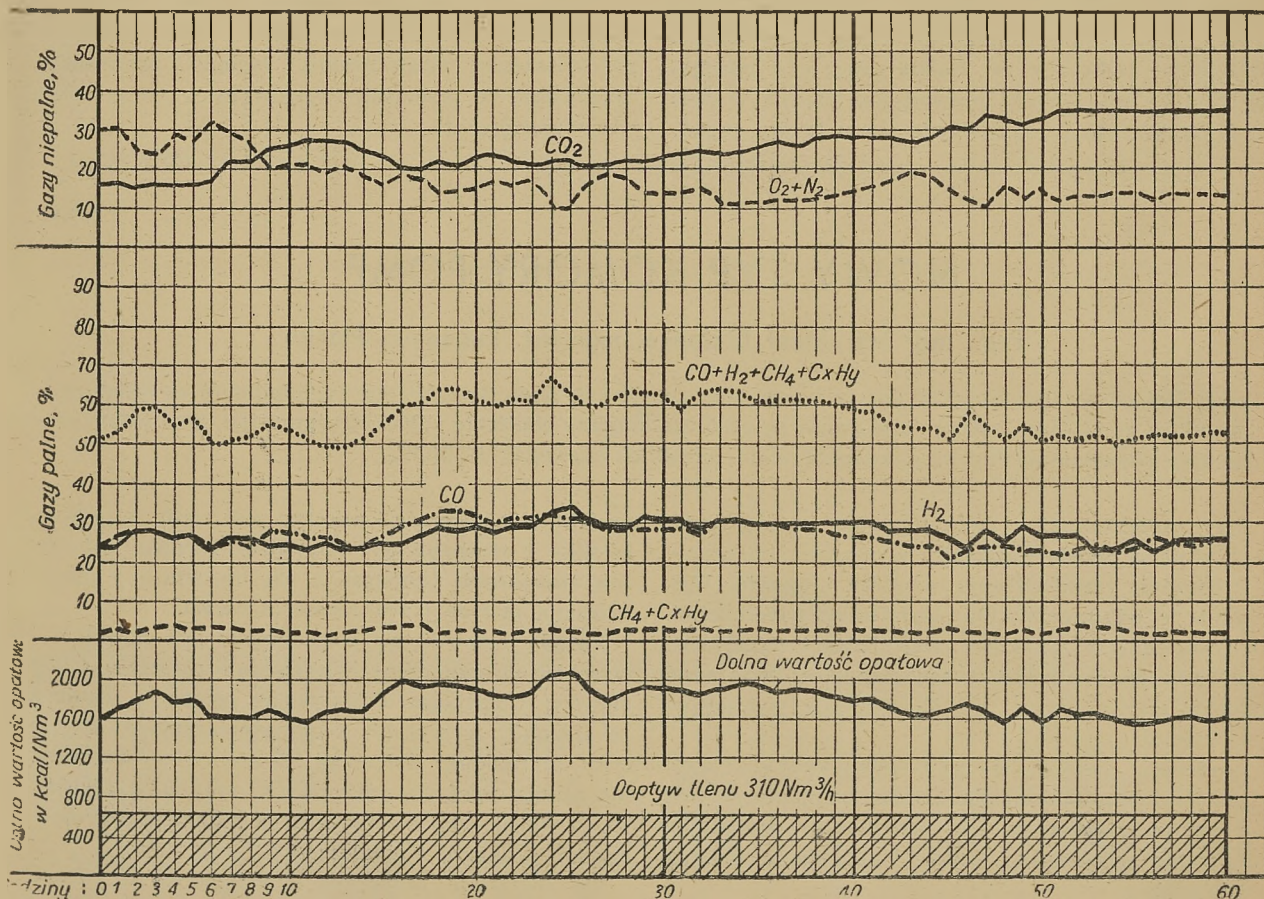
1. metoda perkolacji i
2. metoda elektrokarbonizacji.

Metoda perkolacji polega na łączeniu otworów wiertniczych pionowych ciśnieniem wysoko-sprężonego powietrza. Operacja łączenia otworów obejmuje dwie fazy. W pierwszej fazie tłoczy się powietrze pod ziemię ciśnieniem, które dochodzi do ciśnienia nadkładu na pokład, co powoduje tworzenie się szczelin w pokładzie, ale też i w górotworze.

W drugiej fazie przeprowadza się wypalanie kanałów wysoko-sprężonym powietrzem w celu umożliwienia prowadzenia procesu zgazowania przy ciśnieniu niskim.

Na większą skalę doświadczenia tą metodą prowadzone są w Anglii. Uzyskiwane wyniki na ogół nie są zachęcające.

Trudne jest panowanie nad przebiegiem tłoczonego powietrza w szczelinach górotworu i stąd większa część tłoczonego powietrza była tracona dla procesu. Wyciekanie powietrza na powierzchnię sięgało nawet na



Rys. 4. Skład gazu uzyskanego w pierwszym podziemnym doświadczeniu zgazowania węgla przy stosowaniu tlenu

odległość 90 m od otworu, do którego tłoczono powietrze.

Trudno też zastosować tę metodę dla złóż węgla na większej głębokości. Wydaje się, że ta metoda w skali przemysłowej nie będzie miała wielkiego powodzenia. W Ameryce dla uzyskania szczelin w złożu wtłaczano płyny pod ciśnieniem. Stosowano płyny o dostatecznie wysokiej wiskozie w fazie doświadczenia a możliwie niskiej w fazie ssania w celu rekuperacji płynu. Tę zmianę wiskozy uzyskiwano przez mieszaniny odpowiednich płynów (gazoliny i napalmu).

Metoda elektrokarbonizacji polega na łączeniu otworów wiertniczych sposobem elektrycznym. Pomiędzy elektrodami umieszczonymi na dnach otworów wiertniczych w złożu węglowym przepuszcza się prąd elektryczny. Prąd elektryczny przepływając przez złożo nagrzewa go po linii swego przepływu, wywołuje destylację węgla a przez to tworzy pory w złożu, które w następnej fazie gazowania, tj. we właściwym procesie gazowania wykorzystać można jako drogi przepływowe dla produktów gazowych.

Metoda ta została zapoczątkowana w Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej. GIG prowadzi również doświadczenia tą metodą. Próby idą w kierunku ulepszeń technicznych i w kierunku połączeń otworów na odległości zwiększające się. Przy łączeniu otworów na większą odległość tj. rzędu do 100 m musi się operować wysokimi napięciami prądu elektrycznego. Metoda ta ma pełne widoki powodzenia.

Oprócz przeprowadzanych doświadczeń z łączeniem otworów wspomnianymi metodami są poszukiwania łączenia otworów metodą wiercen wiertarką zdalnie sterowaną. Zasadniczo konstrukcja takiej wiertarki jest opracowana w Belgii przez personel inżynierski belgijski i polski. Przeprowadzono szereg doświadczeń z wynikami zachęcającymi. Dalsze prace nad udoskonaleniem tej wiertarki są prowadzone obecnie w Belgii. Z powyższego przedstawienia stanu badań zagad-

nienia podziemnego zgazowania węgla wynika, że zasadniczo problem ten jest rozwiązany pod warunkiem stosowania tlenu. Potrafiono zgazowywać węgiel w złożu uzyskując wysoko-kaloryczny gaz w sposób ciągły. Również osiągnięty współczynnik sprawności chemicznej procesu zgazowania węgla jest bardzo zadowalający, bo wynosił 0,60 do 0,70 tzn. że 60 % do 70 % wartości opałowej węgla zgazowanego uzyskuje się w postaci wartości opałowej gazu. Bezwzględnie należy uznać, że wykorzystanie to jest duże. Należy nadmienić, że oprócz tego są możliwości wykorzystania ciepła jawnego wyprodukowanych gazów, która również stanowi poważną ilość bo ponad 10 % wartości opałowej węgla.

Jeżeli się weźmie pod uwagę procent strat złoża węglowego przy eksploatacji węgla metodą klasyczną, który zależnie zresztą od systemu eksploatacji jest różny a dochodzi nawet ponad 40 %, to na tym tle strona wykorzystania złoża węgla przy eksploatacji go metodą podziemnego zgazowania przedstawia się bardzo korzystnie.

Zagadnienie podziemnego zgazowania węgla jako zagadnienie stosunkowo nowe spotyka się z niewiarą w jego powodzenie i słyszy się często ludzi nawet o szerokim poglądzie wypowiadających się bardzo sceptycznie co do pozytywnego rozwiązania powyższego zagadnienia.

Obecnie z całą pewnością można twierdzić, że w najbliższych dziesiątkach lat podziemne zgazowanie węgla będzie wprowadzone jako druga metoda eksploatacji złóż węglowych i wpłynie na pewne przeobrażenia życia gospodarczego.

Należy przypuszczać, że zainteresowanie się tym zagadnieniem w świecie wzrośnie a więc i wzrośnie tempo dalszych badań, co pozwoli w następstwie na przyspieszenie wprowadzenia metody podziemnego zgazowania w przemyśle węglowym w coraz więcej wzrastającej skali.

621.656

NOWY TYP KOMORY POMP

Prof. mgr inż. Józef Galanka, mgr inż. Eugeniusz Hanke

Treść: *Dotychczasowe projekty komór pomp oraz sposób ich wykorzystania nie uwzględniały w całej pełni warunków górotworu. Podane rozwiązanie pozwala na znaczne obniżenie kubatury wyrobiska, daje zatem rozwiązanie ekonomiczniejsze przy uwzględnieniu wszelkich wymogów PTEKW.*

Przy projektowaniu i wykonywaniu komór pomp uwzględniano przede wszystkim wymagania mechaników odnośnie rozmieszczenia urządzeń i sprzętu. Wymagania te, odpowiednio dla obiektów na powierzchni, nie uwzględniały zasadniczo warunków i możliwości górniczych, nie brały pod uwagę trudności, jakie musi pokonać górnik celem zadośćuczynienia postulatowi mechaników.

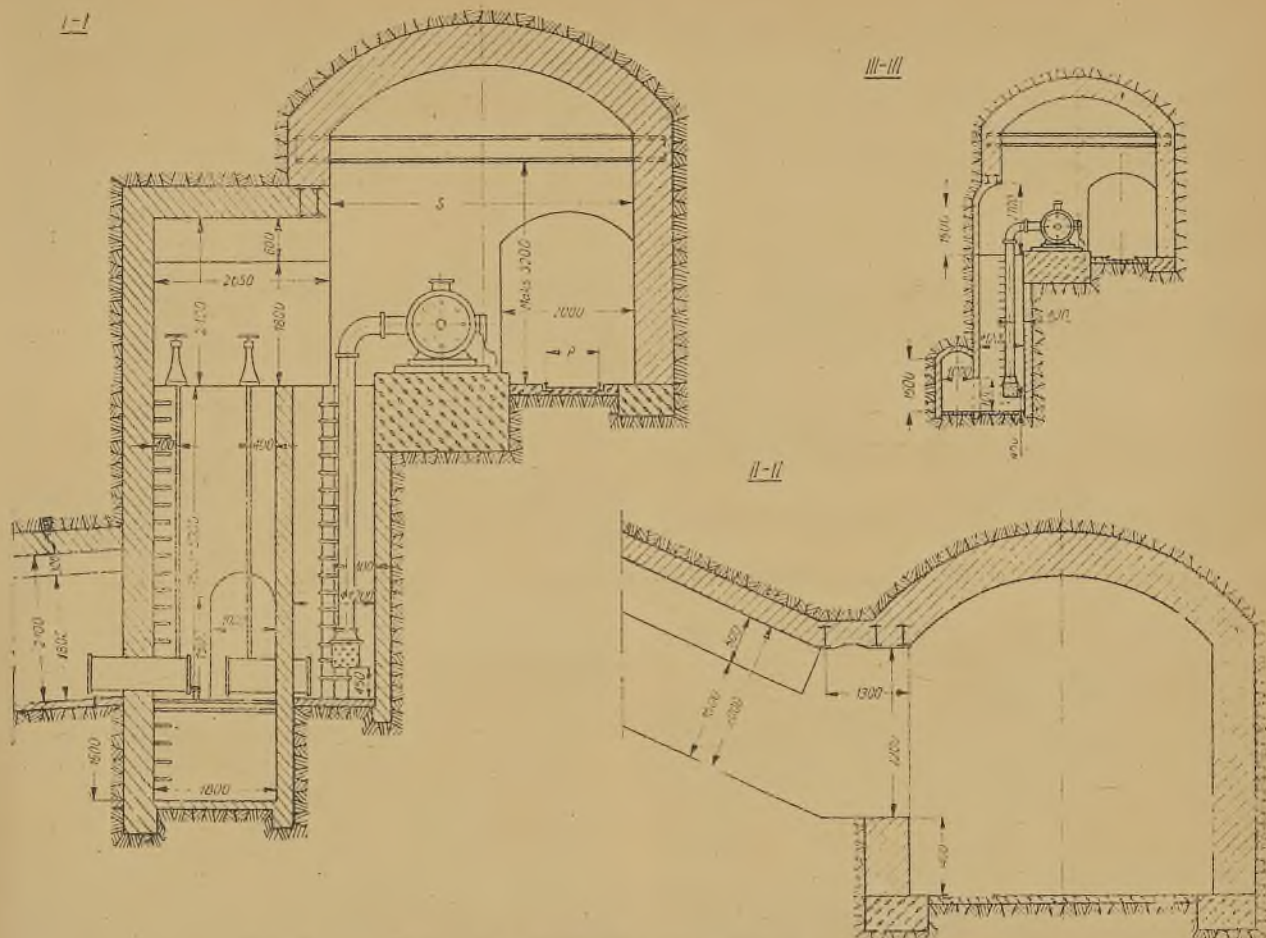
Trudności, napotykane przy wykonawstwie, były często powodem zasadniczych zmian w obudowie komór już po częściowym ich wykonaniu, powodując kilkakrotne zwiększenie kosztów i opóźnienie oddania ich do ruchu.

W warunkach dołowych czynnikiem decydującym jest stan górotworu i jego własności i dlatego przy

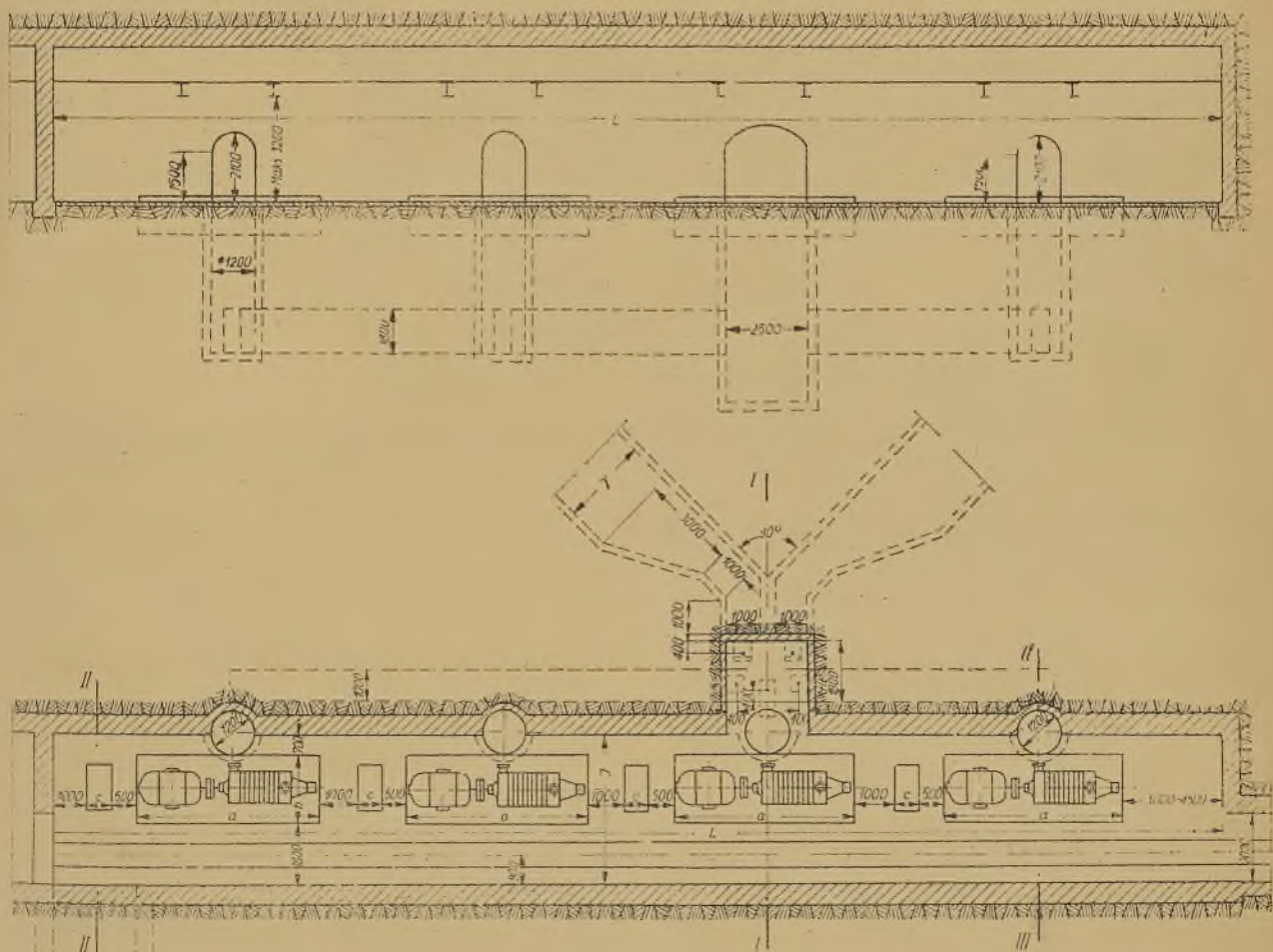
projektowaniu komór konieczna jest ścisła współpraca górnika z mechanikiem. Zadaniem górnika jest analiza stawianych wymagań i ich korekta z punktu widzenia potrzeb i możliwości dołowych.

Zasadą budownictwa podziemnego jest ograniczanie wyrobisk do minimalnych niezbędnie potrzebnych wymiarów. Dotychczas wykonywane komory z reguły są za szerokie, za wysokie i bez powiązania z istniejącymi warunkami dołowymi. Również wykonawstwo nie ocenia należycie naturalnych warunków górotworu, często nie zdając sobie sprawy z błędów przy koordynacji urabiania i obudowy.

Te wszystkie przyczyny, występujące w różnych kombinacjach, powodują w konsekwencji powstawanie zawałów, pęknięć murów, obsuwania się funda-



Rys. 1. Komora pomp głównego odwadniania — przekroje poprzeczne



Rys. 2. Komora pomp głównego odwadniania — przekroje podłużne



mentów i ścian nośnych itp., których można było uniknąć.

Chcąc pogodzić wymagania mechaników z potrzebami wykonawstwa i zapewnić jak największą stateczność i łatwość wykonania komory, podano w niniejszym artykule nowe rozwiązanie projektowe komory pomp łącznie ze zbiornikami wodnymi.

W wyniku uzyskanych doświadczeń stwierdzono, że szereg dotychczasowych wymagań odnośnie komór pomp można znacznie ograniczyć lub nawet zupełnie pominąć. Pozwala to na zmniejszenie poprzecznego przekroju komory (szerokości i wysokości), jak również wyeliminowanie kanałów wodnych pod komorą, co w konsekwencji zmniejsza osłabienie górotworu wykonywanym wyrobiskiem i obniża czas i koszty wykonania.

Charakterystycznymi cechami podanego rozwiązania komory (rys. 1) są:

1. minimalne wymiary poprzeczne (szerokość i wysokość),
2. jednostronne doprowadzenie wody ze zbiorników wodnych do komory,
3. wyeliminowanie suwnicy.

Woda ze zbiorników wodnych zostaje doprowadzona do kolektora 1, umieszczonego mniej więcej w środku długości komory. Kolektor ten o stałych wymiarach, zależnych jedynie od jego wyposażenia, służy do rozdziału wody między poszczególne pompy lub zespoły pomp. W tym celu kolektor wyposażony jest we wszystkie zawory, regulujące dopływ wody. Regulacja ruchu wody następuje więc centralnie z jednego miejsca, co ułatwia pracę maszynisty, jak również zmniejsza ilość wodowskazów.

W kolektorze woda dzieli się na trzy strumienie doprowadzane do pomp. Do pompy środkowej woda dopływa wprost z kolektora przez rurę z zaworem, do pozostałych doprowadzana zostaje kanałami wodnymi o wymiarach $1,0 \times 1,8$ m wzdłuż komory pomp.

Do kanałów wodnych woda dopływa również rurami, zaopatrzonymi w zawory a z kanałów do studzienek otworami $0,6 \times 1$ m w ścianie studzienki.

Każda z trzech pomp ma osobne doprowadzenie wody. Dalsze pompy włączane są kolejno przez przedłużanie kanałów wodnych. Wszystkie pompy włączone do jednego kanału mają wspólny zawór w kolektorze. Każda pompa posiada oddzielną studzienkę dla rury ssącej o przekroju 1,2 m, usytuowaną na wprost kółka rury ssącej pompy. Montaż rur ssących jest łatwy, rury te prowadzone są wprost do studzienki bez dodatkowych kolan. Pompy w komorze ustawione są szeregowo przy zachowaniu stałej minimalnej odległości fundamentów pomp od ściany komory po stronie studzienki.

Rozruszniki mieszczą się między agregatami w linii pomp. Ten sposób lokalizacji rozruszników wydłuża nieco komorę pomp, unika się jednak przez to wyłamywania wnęk w ścianie komory, osłabiających górotwór i niekorzystnych dla obudowy samej komory.

Po przeciwnej stronie od studzienek znajduje się przejście szerokości 1,8 m wzdłuż całej komory dla transportu potrzebnych części pomp i silników. Z jednego końca komory przewiduje się miejsce na warsztat długości $3 \div 4,5$ m. Dla zmniejszenia wysokości komory suwnica została wyeliminowana. Nad każdym agregatem umieszcza się poprzecznie do jego osi po

dwa dźwigary (nad pompą i nad silnikiem). Montaż i demontaż odbywa się za pomocą wózków-krażków. Pozwala to na zmniejszenie wysokości komory z 6 m do 4,5 m.

Rurociągi wodne prowadzone są po obu stronach komory ponad dźwigarami i wyprowadzane kanałem rurowym do szybu. Nie potrzeba więc dodatkowych wsporników dla tych rurociągów. Szerokość komory wynosi $S = (2,5 + b)$ m, gdzie b = szerokość fundamentu agregatów.

Długość komory $L = (a + c + 1,5)n + 3 (\div 4,5)$ m, gdzie

a = długość fundamentu agregatu,

c = szerokość rozrusznika,

n = ilość agregatów.

Chodnik łączący komorę z podszymbiem o wymiarach $2 \times 2,5$ m wyprowadzony jest ze ściany czołowej komory, a następnie łukiem doprowadzony do wyrobisk podszymbia. Wlot chodnika znajduje się na wprost przejścia w komorze pomp. Umożliwia to dogodny dojazd z częściami pomp i silników bez dodatkowych manipulacji.

Zbiorniki wodne usytuowane są po jednej stronie komory, przy czym można stosować dwa sposoby:

1. jednostronne doprowadzenie obu zbiorników wodnych równolegle lub pod kątem
2. doprowadzenie z dwóch stron kolektora (w przypadku dopływu wód z przeciwnych kierunków).

Zbiorniki wodne łączą się z kolektorem za pomocą kanałów o zwężonym przekroju $1,0 \times 1,8$ m doprowadzonych do kolektora pod kątem co najmniej 90° .

Spód zbiorników wodnych w części środkowej znajduje się $0,3 \div 0,5$ m poniżej rury wpustowej kolektora. Czyszczenie kolektora, kanałów wodnych i studzienek jest zmechanizowane.

Podane rozwiązanie pozwala zmniejszyć szerokość komory do $4,2 \div 4,5$ m, a wysokość do 4,5 m. Daie to w stosunku do dotychczas projektowanych i wykonywanych komór zmniejszenie kubatury komory o około 30 % pomimo pewnego jej wydłużenia.

Dla zilustrowania powyższego przytaczamy porównawczo kubaturę dwóch komór pomp: wg wykonanych dotychczas projektów i w nowym rozwiązaniu (patrz tablica 1).

Tablica 1

Ilość pomp	Kubatura		Oszczędność	
	według projektów	nowy typ	m ³	%
4 à 6 m ³ /min	1071	792 m ³	279	26
3 à 6 m ³ /min	1089	702 m ³	307	30

Zmniejszone wymiary poprzeczne komory z wyeliminowaniem chodników wodnych pod komorą pomp pozwalają na zmniejszenie grubości obudowy, zmniejszenie fundamentów i uniknięcie płyt żelbetowych, co oznacza skrócenie czasu budowy i znaczne obniżenie kosztów wykonawstwa w stosunku do obecnych.

Projektowany typ komory zapewnia więc ekonomię kosztów i czasu budowy, dwa zasadnicze czynniki, decydujące o szybkim efekcie inwestycji przy dotrzymaniu wszystkich wymagań PTEKW.

Literatura

S. A. Fiedorow: Kapitalnyje gornyje wyrobotki. Moskwa 1950.

Heise-Herbst: Lehrbuch der Bergbaukunde. Berlin 1938.

W. I. Kisielew: Gornaja mehanika. Moskwa 1952.

K. Kegel: Bergmännische Wasserwirtschaft. Halle 1950.

Przepisy technicznej eksploatacji kopalń węgla. Stalinogród 1951.

550.34:622.831.32

TEKTONICZNE TRZĘSIENIA ZIEMI NA ŚLĄSKU I ICH ZWIĄZEK Z TĄPANIAMI W KOPALNIACH

Mgr inż. Zofia Wierzchowska

Treść: Najnowsze badania prowadzone przez GIG wykazały, że na Śląsku występują trzęsienia ziemi. Nie są one spowodowane robotami górniczymi; przyczyna ich tkwi w budowie tektonicznej Śląska oraz terenów sąsiednich. Trzęsienia te nie wyrządzają większych szkód na powierzchni, ale mogą być przyczyną katastrof w kopalniach.

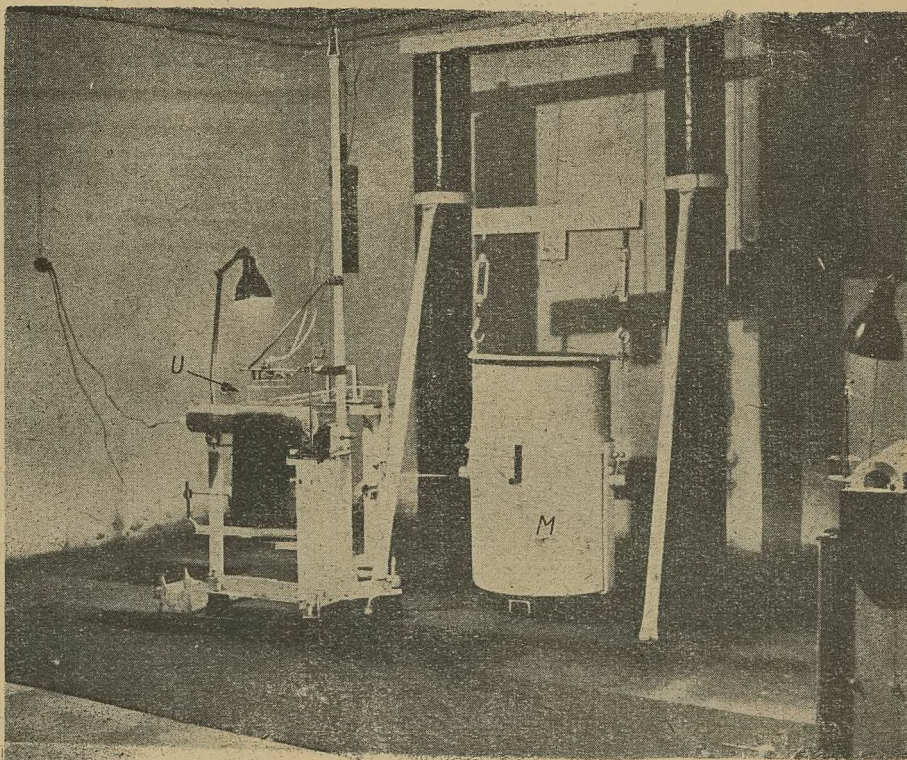
Obszar Polski figuruje na mapie sejsmologicznej świata jako obszar asejsmiczny tj. obszar, na którym nie występują trzęsienia ziemi. Nie występują u nas trzęsienia ziemi w tych rozmiarach jak np. w Japonii, Grecji lub Małej Azji.

Jednak mieszkańcy Śląska odczuwali i odczuwają dość często na powierzchni i w kopalniach wstrząsy terenu objawiające się np. wyraźnym kołysaniem się murów, nagłym otwieraniem się drzwi lub okien, spadaniem obrazów ze ścian, przesuwaniem mebli itp. Natężenie tych wstrząsów jest różne poczynając od ledwo odczuwalnych aż do takich, które wyrządzają nieznaczne szkody w budynkach.

Na zaliczenie tych wstrząsów do naturalnych słabych trzęsień ziemi dotychczas nie mieliśmy dostatecznych dowodów, gdyż istniejące na tym terenie rozległe roboty górnicze czyniły tę sprawę nie łatwą do rozstrzygnięcia. Wiadomo bowiem, że roboty górnicze naruszają w dużym stopniu równowagę ciśnień w górotworze i powodują częste zawały i tąpnięcia. Wyzwolona wówczas nagle znaczna ilość energii sprężystej dociera w postaci fali drgań sejsmicznych do powierzchni i jest odczuwana jako wstrząs terenu. Utarło się więc mniemanie, że wszystkie wstrząsy odczuwane na Śląsku spowodowane są zawałami i tąpnięciami w kopalniach w związku z nagłym załamywaniem się grubych warstw piaszczowca nad wybranymi przestrzeniami. Dopiero bardziej wnikliwa analiza i obserwacje faktów, które zdawały się wykazywać, że na Śląsku duża liczba wstrząsów występuje niezależnie od robót górniczych i wywołana jest jakimiś innymi przyczynami napro-

wadziła badania trzęsień na Śląsku na właściwe tory. Badania te są prowadzone przez Główny Instytut Górnictwa w oparciu o zakładaną przezeń na Śląsku sieć stacji sejsmograficznych.

Główny Instytut Górnictwa posiada dotychczas trzy stacje sejsmograficzne: w Zabrze, Bytomiu i Dąbrowie Górniczej. W stadium budowy znajduje się stacja w Mikołowie. Oprócz tego Główny Instytut Górnictwa korzysta z rejestracji stacji sejsmograficznych w Raciborzu należącej do Polskiej Akademii Nauk oraz z rejestracji czeskich stacji sejsmograficznych, z których największe znaczenie mają dla naszych badań zapisy stacji w Pradze.



Rys. 1. Sejsmograf N-S na stacji sejsmograficznej GIG
M — masa, U — urządzenie rejestrujące i powiększające drgania gruntu

Stacje Głównego Instytutu Górnictwa wyposażone są po dwa sejsmografy poziome typu Mainka. Rejestracja ich jest mechaniczna a otrzymywane powiększenia drgań dochodzą do 140 razy. Tłumienia nie po-

siadają (rys. 1). Zostały one zbudowane całkowicie krajowymi środkami przy pomocy udzielonej Głównemu Instytutowi Górnictwa przez Dział Sejsmologii Polskiej Akademii Nauk należący dawniej do Państwowego Instytutu Geologicznego.

Dokładność czasu rzędu ułamka sekundy, gdyż taka dokładność czasu jest niezbędna dla wykorzystania rejestracji, uzyskuje się przez stosowanie zegarów astronomicznych, sprawdzanych codziennie drogą radiową za pomocą rytmicznych sygnałów czasu nadawanych przez odpowiednie obserwatoria.

Na terenie Śląska napięcia w górotworze mogą powstać z dwu przyczyn. Mogą to być bowiem naturalne napięcia tektoniczne oraz napięcia sztuczne spowodowane ubytkiem mas w niektórych miejscach pod powierzchnią na skutek prowadzonych tam robót górniczych. Zarówno jedne jak i drugie napięcia przy ich nagłym rozładowaniu się stają się źródłem powstania fali sejsmicznej, która może być zarejestrowana jako wstrząs przez stacje sejsmograficzne.

Badania sejsmologiczne w naszym Zagłębiu powinny, jeśli nie każdorazowo to przynajmniej w większej ilości przypadków, rozstrzygnąć, która z dwu przyczyn spowodowała dany wstrząs. Najpewniejszą, ale i najtrudniejszą, bo wymagającą nadzwyczajnej dokładności danych, drogą prowadzącą do osiągnięcia tego celu jest obliczenie na podstawie rejestracji sejsmograficznych głębokości ogniska tzn. obliczenia głębokości miejsca, w którym wstrząs został zapoczątkowany. O ile głębokość ta będzie większa niż największa głębokość robót górniczych, to pewne będzie, że nie roboty górnicze były powodem wstrząsu, tylko że spowodowały je głębiej leżące tektoniczne napięcia panujące na Śląsku.

Dotychczasowe, istniejące w ramach światowej sejsmologii metody obliczenia głębokości ognisk trzęsień ziemi nie osiągały dokładności takiej, która byłaby wystarczająca dla naszych celów, gdyż ich dokładność wynosi ± 5 do ± 10 km. Ostatnio doskonałą metodę dającą znacznie większą dokładność, którą będziemy mogli posługiwać się, opracował polski geofizyk prof. dr E. Janczewski. Metoda ta zostanie wkrótce opublikowana. Posługując się nią dla niektórych rejestracji trzęsień na Śląsku, prof. Janczewski dowiódł, że na Śląsku występują ogniska naturalnych, słabych trzęsień ziemi, gdyż ogniska te znajdują się w głębokościach znacznie większych, niż najgłębsze wyrobiska kopalń. To co było więc dotychczas tylko hipotezą i to hipotezą, która znajdowała nielicznych tylko zwolenników zostało naukowymi metodami dowiedzione.

Badania sejsmiczności Śląska spełniają podwójnie doniosłą rolę a mianowicie:

1. Ogólnonaukową, jako przyczynek do naszej dotychczasowej wiedzy o tektonice głębszego podłoża Śląska. Na podstawie bowiem rejestracji trzęsień ziemi, z przebiegu i refleksów fali sejsmicznej można, podobnie jak to ma miejsce w sejsmice stosowanej (posługującej się sztucznymi wstrząsami), odcyfrowywać niedostępne i niewyjaśnione innymi dotychczasowymi metodami szczegóły wglębnej budowy tektonicznej oraz przebieg dawnych i obecnych procesów tektonicznych.
2. Praktyczną, zwłaszcza w dziedzinie bezpieczeństwa robót górniczych, bowiem trzęsienia osiągające na Śląsku przyśpieszenia drgań $5 \div 10$

cm/sek² nie mogą pozostawać bez wpływu na wyzwalanie naprężeń stworzonych w górotworze kopalnianym przez roboty górnicze, a więc nie mogą być bez wpływu na powstawanie w kopalniach tąpnięć, zawałów, nagłych wyrzutów gazów itp.

Trzęsienia na Śląsku świadczą o działaniu na tym terenie niewygasłych naprężeń tektonicznych. Poza trzęsieniami o tym samym świadczą lokalne obniżenia terenowe stwierdzone na podstawie niwelacji precyzyjnej w okolicach Bytomia, przeprowadzonej w latach 1880 ÷ 1923 przez dr Niemczyka oraz od 1948 r. przez GIG. Obniżenia te wynoszą średnio $4 \div 6$ mm na rok i są większe w środku niecki niż na jej skrajach. Nie można przyczyn osiadania całej Niecki Bytomskiej przypisywać górnictwu, gdyż pomiary Niemczyka dawały prawie zawsze tę samą wielkość na roczną średnią obniżeń, a przecież w tym przeszło czterdziestoletnim okresie wydobywanie węgla wzrosło 43-krotnie. Gdyby górnictwo na skutek wytwarzania pod ziemią pustych przestrzeni było powodem obniżeń powierzchni, to obniżenia te powinny być proporcjonalne do wielkości wybranych przestrzeni. Również obecnie niwelacje przeprowadzone przez GIG wykazują tę samą roczną średnią obniżeń Niecki Bytomskiej, mimo jeszcze znacniejszego wzrostu wydobycia węgla.

Zaznaczyć należy, że ciągi niwelacji prowadzone były również przez tereny położone w odległości kilkunastu km od najbliższych robót górniczych. Poza tym Niemczyk założył reper niwelacyjny w najniższym punkcie kopalni i stwierdził, że ulega on obniżeniom, nie może więc tu być mowy, że przyczyną obniżeń są prace górnicze. Zostało również stwierdzone przez geologów, że zmiana stosunków wodnych w triasie nie może mieć wpływu na tego rodzaju regionalne obniżenia. Stwierdzone obniżenia są więc pochodzenia tektonicznego.

Występowanie na Śląsku naturalnych trzęsień ziemi i obniżeń terenowych świadczy o działających tu wciąż jeszcze siłach tektonicznych tzn. że równowaga w skorupie ziemskiej na tym terenie nie została jeszcze osiągnięta. Źródła tych naprężeń trudno obecnie ustalić. Istnieje na ten temat wiele hipotez, ale brak na ich potwierdzenie wyczerpujących dowodów. Powinny ich dostarczyć badania sejsmologiczne.

Na podstawie badań sejsmologicznych rozstrzygnięte więc zostało, że na Śląsku zachodzą lokalne, słabe trzęsienia ziemi, które wywierają wpływ na podziemne prace górnicze. Stwierdzone bowiem zostało, że w bardzo licznych przypadkach bezpośrednim impulsem, który wywołał tąpnięcie był wstrząs tektoniczny. Fakt ten ma niezmiernie doniosłe znaczenie dla górnictwa, rzuca bowiem na niezupełnie dotąd wyjaśnioną istotę tąpnięć, nieznane dotąd nowe światło. Wiadomo, że w zagadnieniu tąpnięć istnieje wiele teorii i opracowań naświetlających je z różnych stron. Odnoszą się one przede wszystkim do wykrywania praw mechaniki, jakie rządzą naruszonym górotworem oraz do badania własności sprężystych skał skłonnych do tąpnięć. Wiadomo, że ich praktyczne znaczenie dla górnictwa jest olbrzymie. Badania sejsmologiczne wykazują zaś, że wiele tąpnięć w kopalniach spowodowanych jest naturalnymi trzęsieniami ziemi, że często w kopalni nie byłoby tąpnięć, gdyby wstrząs nie zakłócał górotworem i nie naruszył jego już bardzo naru-

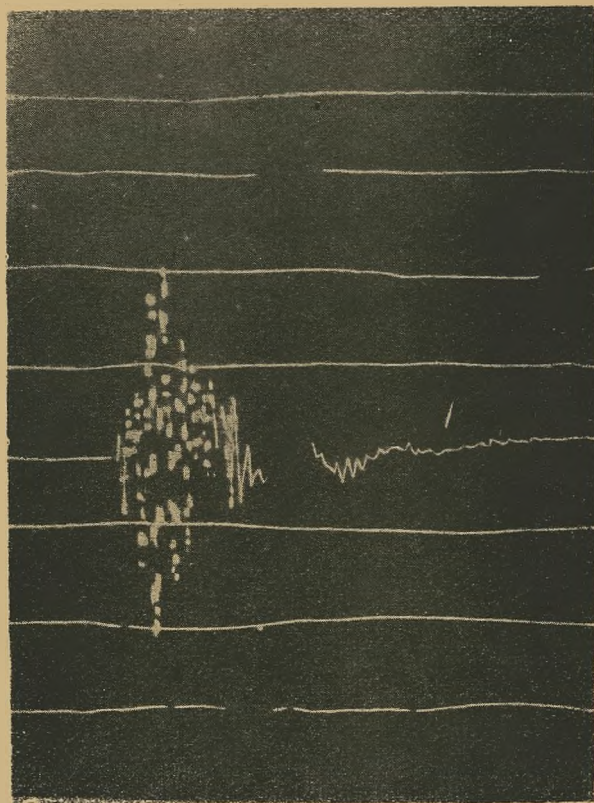
szzonej równowagi. Tym sposobem da się wytłumaczyć przyczyny wielu tąpnięć, których na podstawie innej teorii wytłumaczyć nie było można. Najbardziej narażone na tąpnięcia są miejsca, w których w grę wchodzi naprężenia tektoniczne, a więc miejsca położone w podłożu linii tektonicznych, takich jak nasunięcia, uskoki, załamania się osi niecek, dna i skraje niecek itp. Zauważa się zwłaszcza ścisły związek trzęsień z uskoki. Najczęściej ogniska trzęsień leżą na liniach uskokiowych. Widocznie działające na górotwór naprężenia tektoniczne gromadzą się w nim powoli aż granica sprężystości zostanie przekroczona. Wtedy następuje raptowne przesunięcie się bloków skalnych wzdłuż uskoki, które stają się źródłem wstrząsu.

Wywoływanie tąpnięć przez wstrząsy jest zjawiskiem w istocie swej bardzo zbliżonym do powszechnie znanego faktu, że często po odpale strzałów w kopalni następuje tąpnięcie. Widocznie równowaga w górotworze była przed tym w takim stadium napięcia, że ten bardzo drobny, w porównaniu do sił wchodzących w grę przy tąpnięciu impuls, wystarczył już do jej zachwiania i rozładowania się w postaci tąpnięcia. O ileż większą energię niż eksplozja materiałów wybuchowych posiada naturalny wstrząs, będący w stanie poruszyć na znacznej przestrzeni całym górotworem. W takim razie stanowi on dużą siłę mogącą wyzwolić napięcie w miejscach najbardziej zagrożonych w bez porównania większym stopniu niż eksplozja materiałów wybuchowych.

Poza tym przy rozważaniu wpływu wstrząsów na tąpnięcia musimy wziąć pod uwagę możliwości rezonansu drgań wywołanych wstrząsem i drgań warstw stropowych nad wyrobiskiem. Może to zaistnieć wtedy, gdy okresy własne tych drgań będą równe. W takim przypadku tąpnięcie może nastąpić w momencie, gdy strop daleki jest jeszcze od stanu granicznego napięcia. Przypadki rezonansu drgań znane są z fizyki i sejsmologii ogólnej.

Teraz skoro wiemy, że tąpnięcie może być wywołane wstrząsem tektonicznym zrozumieliśmy stąd się zjawisko, jakie często się zdarza, że tąpnięcia występują w kilku kopalniach równocześnie. Jako przykład przytoczę tu katastrofalny dzień 13 maja 1939 r., w którym tąpnięcia wystąpiły w kopalniach: Grodziec, Wujek, Szczęście Luizy, Piast, Gottwald, Stalinogród, Boże Dary, Wieczorek, Kleofas, Michał, Polska. Na powierzchni odczuto wówczas bardzo silny wstrząs, który uszkodził nawet dość poważnie kilka budynków. Widocznie był to silny wstrząs tektoniczny, i on właśnie spowodował tak liczne katastrofy. Trudno bowiem byłoby sądzić, aby tąpnięcie w jednej kopalni wywołało tąpnięcie w kopalni tak odległej jak np. Wujek — Grodziec, lub aby przypadek ten był tylko specjalnym zbiegiem okoliczności.

Z innych tąpnięć, które możemy zaliczyć do tej grupy wymienię tąpnięcie z 24 lutego 1949 r., 6. IX. 1949 r., 20. X. 1949 r., 2. I. 1950 r., 6. VI. 1951 r., 24. VIII. 1951 r., 20. X. 1951 r., i wiele innych (rys. 2).



Rys. 2. Zapis na sejsmografie E-W naturalnego wstrząsu, który spowodował tąpnięcie w jednej z kopalń w dniu 14. XII. 1951 r. o godz. 6³⁶

Napięcia tektoniczne występujące w naszej niecce węglowej mogą też być powodem i innych zjawisk w górnictwie np. mogą spowodować nagłe wdarcie się wody czy gazu do wyrobisk górniczych. Zjawisko to można wytłumaczyć w ten sposób, że górotwór dąży do wyrównania napięć, co objawia się przede wszystkim w mniej lub więcej gwałtownym przesuwaniu się bloków górotworu, utworzonych przez uskoki wzdłuż płaszczyzn zmniejszonej spójności (np. uskoki, płaszczyzny łupliwości itp.). Przy takich ruchach tworzą się nowe szczeliny, lub otwierają dawniej istniejące i wtenczas może przedrzeć się woda lub gaz do wyrobisk górniczych.

Artykuł niniejszy ma na celu tylko bardzo ogólne wprowadzenie czytelnika do zagadnień centralnych trzęsień ziemi na Śląsku. Szczególne badania i opracowywanie przypadków większych trzęsień oraz ich wpływu na górnictwo są w toku i wkrótce zostaną opublikowane.

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

Komunikat Działu Normalizacji GIG

Do 15. 10. 1954 r. zostały opracowane następujące Polskie Normy dotyczące koksu z węgla kamiennego i brunatnego:

Tytuł normy	Nr normy	Data ustalenia normy
Klasyfikacja koksu z węgla kamiennego. Rodzaje koksu	PN/C-02050	czerwiec 1951
Klasyfikacja koksu z węgla kamiennego. Sortymenty koksu	PN/C-02051*	czerwiec 1951
Analiza techniczna koksu i półkoksu z węgla kamiennego i brunatnego. Oznaczanie wilgoci	PN/C-04300	maj 1952
Analiza techniczna koksu i półkoksu z węgla kamiennego i brunatnego. Oznaczanie popiołu	PN/C-04301*	czerwiec 1951
Analiza techniczna koksu i półkoksu z węgla kamiennego i brunatnego. Oznaczanie części lotnych	PN/C-04303	kwiecień 1952
Analiza techniczna koksu i półkoksu z węgla kamiennego i brunatnego. Oznaczanie wytrzymałości bębnowej koksu wg metody Micum	PN/C-04305*	maj 1952
Analiza techniczna koksu i półkoksu z węgla kamiennego i brunatnego. Pobieranie i przygotowanie próbek koksu do oznaczania wytrzymałości bębnowej wg metody Micum	PN/C-04306*	maj 1952
Analiza techniczna koksu i półkoksu z węgla kamiennego i brunatnego. Oznaczanie gęstości rzeczywistej, gęstości pozornej i porowatości	PN-53/C-04307	kwiecień 1953
Analiza techniczna paliw stałych. Kalorymetryczne oznaczanie ciepła spalania i wartości opałowej	PN/C-04330	grudzień 1952
Analiza techniczna i elementarna paliw stałych. Symbole i wzory przeliczeniowe	PN/C-04334	wrzesień 1952
Analiza elementarna paliw stałych. Oznaczanie siarki	PN/C-04340	październik 1951
Analiza elementarna paliw stałych. Oznaczanie fosforu w popiele	PN/C-04344*	październik 1951
Pobieranie próbek koksu do analizy chemicznej	PN/C-06300*	maj 1952
Analiza techniczna koksu i półkoksu z węgla kamiennego i brunatnego. Przygotowanie próbki analitycznej	PN/C-06301*	kwiecień 1952
Koks wielkopiecowy	PN/C-97952*	czerwiec 1951
Koks odlewniczy	PN/C-97953*	czerwiec 1951
Koks karbidowy	PN/C-97954*	czerwiec 1951
Koks opałowy	PN/C-97955*	czerwiec 1951
Koks generatorowy	PN/C-97956	listopad 1951

*) Normy zatwierdzone przez Przewodniczącego PKPG jako obowiązujące na terenie całego Państwa.

KRONIKA

Konferencje partyjno-ekonomiczno-techniczne w zakładach przemysłu węglowego

W realizacji uchwał II Zjazdu PZPR, we wszystkich kopalniach i zakładach przemysłu górniczego trwają przygotowania do narad partyjno-technicznych mających dokonać analizy kosztów własnych w przedsiębiorstwach w oparciu o produkcję 1953 r. i I kwartału 1954 r.

W tym celu konieczna jest wszechstronna i dokładna analiza dotychczasowej sytuacji ekonomiczno-finansowej nie tylko całego zakładu ale i poszczególnych wydziałów i stanowisk pracy, przeprowadzona przy współudziale personelu technicznego o czym również powin-

na być powiadomiona cała załoga na specjalnie zwołowanych zebraniach.

Analiza taka skoncentruje uwagę załogi na najbardziej istotnych zagadnieniach decydujących o obniżce kosztów własnych.

W szerokim froncie walki o obniżkę kosztów poważny udział powinna wziąć górnicza inteligencja techniczna stanowiąca trzon kierownictwa produkcji, szczególnie ta, która jest zorganizowana w Stowarzyszeniu Naukowo-Technicznym Inżynierów i Techników Górnictwa. Dlatego też Oddziałowe Komisje Postępu Technicznego powinny swoje najbliższe zebrania poświęcić omówieniu znaczenia konferencji partyjno-ekonomicznych, aby na konferencjach wystąpić już

z konkretnym programem walki o obniżkę kosztów własnych.

Członkowie kół zakładowych powinni wejść jako członkowie do wszystkich komisji przygotowawczych konferencji. Koła Zakładowe powinny wytypować swych członków do opracowania na konferencje materiałów i wniosków z dziedziny ruchowej, technicznej, produkcyjnej, materiałowej, organizacyjnej, finansowej oraz wykorzystania rezerw nawet tam, gdzie w tej chwili osiągane są dodatnie wskaźniki ekonomiczno-finansowe.

Szczególną uwagę należy zwrócić na rozwijanie różnych form socjalistycznego współzawodnictwa i ruchu racjonalizatorskiego w zakładach pracy.

Do frontu walki o obniżkę kosztów własnych powinni się włączyć wszyscy inżynierowie i technicy, członkowie Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa, aby przez to wywalczyć wyższą stopę życiową ludziom pracy przy równoległym dalszym rozwoju gospodarki narodowej.

Konferencja naukowo-techniczna na temat walki z pożarami podziemnymi

Stowarzyszenie Naukowo-Techniczne Inżynierów i Techników Górnictwa organizuje konferencję naukowo-techniczną na temat walki z pożarami podziemnymi. Przewidywane są następujące referaty:

1. Zagadnienie pożarów w kopalniach węgla — mgr inż. *T. Lasek*,
2. Zapobieganie pożarom podziemnym — mgr inż. *W. Jabłecki*,
3. Wczesne wykrywanie pożarów i szybka ich likwidacja — mgr inż. *Barczyk*,
4. Podsadzka płynna jako czynnik zapobiegania i gaszenia pożarów — mgr inż. *T. Rumanstorfer*,
5. Gaszenie i likwidacja pól pożarowych — mgr inż. *H. Bystroń*,

6. Gaszenie ogni szczelinowych za pomocą wody — mgr inż. *J. Noskowski*,
7. Gaszenie pożarów środkami chemicznymi — mgr inż. *M. Borecki* i mgr inż. *K. Meissner*,
8. Zagadnienia użycia drużyn ratowniczych w akcji pożarowej — mgr inż. *K. Cehak*,
9. Łączność i sygnalizacja awaryjna — mgr inż. *Busek*.

Konferencja ta przez dokładne zobrazowanie dotychczasowych osiągnięć na polu walki z pożarami podziemnymi przyczyni się niewątpliwie do prawidłowego zapobiegania pożarom i walki z nimi.

Zainteresuje ona szeroki ogół górniczej inteligencji technicznej biorącej w niej bezpośredni udział. Opracowane po zakończeniu konferencji materiały pokonferencyjne zamawiać można w Zarządzie Głównym Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa w Stalinogrodzie, ul. 3 Maja 23.

Komunikat SNTI i TG

Zarząd Główny Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa przejął od Zarządu Głównego Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego Oddział Kopalnictwa Rud Nieżelaznych.

Przejęcie nastąpiło dnia 29 lipca 1954 r. na posiedzeniu Komisji złożonej z przedstawicieli zainteresowanych Zarządów Głównych Stowarzyszeń i Centralnego Zarządu Kopalnictwa Rud Nieżelaznych.

Oddziałowi temu podlegać obecnie będą wszystkie koła zakładowe już zorganizowane a mianowicie: przy Biurze Projektów Przemysłu Metali Nieżelaznych, Centralnym Zarządzie Kopalnictwa Rud Nieżelaznych, Przedsiębiorstwie Budowy Kopalń Rud Nieżelaznych, Przedsiębiorstwie Remontowo-Montażowym, Zakładach Górniczo-Hutniczych oraz jeszcze niezorganizowane w zakładach podległych Centralnemu Zarządowi Kopalnictwa Rud Nieżelaznych.

PRZEGLĄD ZAGRANICZNY

Określenie długości ścian i wymiarów pola eksploatacyjnego przy zmechanizowanej wybiecie pokładów o małym nachyleniu w Zagłębiu Donieckim

Według: *Ugol nr 5, maj 1954, str. 18*

Dotychczas stosowany w kopalniach Zagłębia Donieckiego ścianowy system wybierania pokładów o małym nachyleniu przy kierunku eksploatacji do granic ma być do końca obecnej pięciolatki zastąpiony przez bardziej doskonały ścianowy system wybierania pokładów od granic. Dyrektywy ministerstwa przemysłu węglowego dotyczące planu rozwoju robót podziemnych w latach 1952 ÷ 1955 zalecają, aby pochyła wysokość piętra przy piętrowej przygotowawczej pól eksploatacyjnych o długości skrzydeł powyżej 700 m wynosiła $250 \div 450$ m, a długość jednostronnych pól pochylnianych po rozciągłości 300 m. Głównym celem przeprowadzanej reorganizacji jest osiągnięcie

maksymalnego wydobywania z przodku, pola eksploatacyjnego, pokładu. Zaleca się dalej, by jeden z ważniejszych parametrów systemu wybierania — długość ściany — stosować w maksymalnej wysokości, zależnie od warunków górniczo-geologicznych, stojących do dyspozycji środków mechanizacji i obowiązkowego zamykania w ścianie jednego cyklu na dobę. Celem artykułu jest podanie sposobu określania długości zmechanizowanej ściany i długości pola eksploatacyjnego przy zastosowaniu się do wyżej podanych wskazań ministerstwa. Autor stara się rozwiązać to zagadnienie na przykładzie wybierania pokładów o małym nachyleniu, grubości $0,8 \div 1,3$ m zalegających w skałach o średniej zwięzłości, pokładów należących pod względem gazonośności do III kategorii, bez nagłych wyrzutów węgla i gazu. Konkretnie rozpatrywany jest pokład K_2 Dronowski w kopalni nr 3-bis trustu Czysziakowantracyt. Węgiel urabia się kombajnami Donbass i odstawia w przodkach przenośnikami zgrze-

blowymi, a na drogach przewozowych pola eksploatacyjnego przenośnikami taśmowymi lub w połączeniu z przenośnikami zgrzeblowymi.

Długość ściany kombajnowej ustala się w sposób następujący:

1. określa się długość ściany w zależności od wydajności kombajnu węglowego,

2. określa się długość ściany w zależności od długości i wydajności przenośnika zgrzeblowego,

3. kontroluje się czy długość ściany odpowiada wymaganiom i normom przewietrzania,

4. określa się długość ściany metodą wariantów w stosunku do czynnika wydajności z uwzględnieniem ustalonej pochyłej wysokości piętra.

W końcu wybiera się długość ściany odpowiadającą tym czterem wymaganiom oraz warunkom geologicznym złoża i racjonalnej organizacji pracy.

Określenie długości ściany w zależności od wydajności kombajnu węglowego. Długość ściany określa się z wzoru

$$L = \frac{n(T - T_p)}{\frac{1}{V_p} + \frac{t_{st}}{l_l} + t_z \cdot z \cdot l_w + t_l + t_i} + l_n$$

gdzie

n — ilość zmian wydobywczych, $n = 2$

L — długość ściany, m

T — ustawowy czas pracy, min, $T = 480$ min

T_p — czas zużyty na przygotowanie i zakończenie roboty, min; $T_p = 40$ min

V_p — prędkość posuwu kombajnu, m/min; $V_p = 0,4$ m/min

t_{st} — czas na przenoszenie stojaka rozporowego i rozciąganie liny, min; $t_{st} \div 10$ min

l_l — robocza długość liny, m; $l_l = 23$ m

t_z — czas na wymianę jednego noża, min; $t_z = 0,8 \div 1$ min

z — zużycie noży na 1 m² szczeliny wrębowej. Przy użytecznej głębokości wrębu $r = 1,45$ m i wysokości wrębnika $H = 1$ m, długość szczeliny wrębowej $l_w = 2r + H = 3,9$ m, względnie przy $r = 1,8$ m, $l_w = 4,6$ m. H pierścieniowego wrębownika kombajnu może wynosić $0,71 \div 0,83 \div 1$ m, a wrębownika przegubowo-składanego do 1,6 m

t_t — czas zużywany na zapuszczanie łańcucha wrębnika i ładowarki, min/m; $t_t = 0,35$ min/m

t_i — czas na inne roboty pomocnicze, min/m; $t_i = 0,74 \div 1,1$. Tutaj $t_i = 0,75$

l_n — sumaryczna długość nisz, m; $l_n = 10$ m.

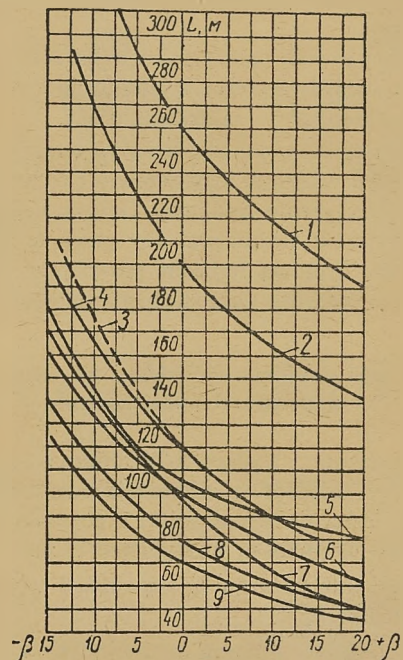
Czas zużywany na czystą pracę kombajnu $l : V_p$ i na prace pomocnicze przy zatrzymanym kombajnie stanowi mianownik wzoru i jest obliczony na jeden metr ściany. Wielkości wskaźników zostały ustalone na podstawie licznych badań chronometrażowych przeprowadzonych przez WUGI i Don UGI i kart chronometrażowych takich mistrzów pracy kombajnowej jak Kuczer i inni. Podstawiając te wartości do wzoru otrzymamy

$$L = \frac{2(480 - 40)}{\frac{1}{0,4} + \frac{10}{23} + 1 \cdot 0,15 \cdot 3,9 + 0,35 + 0,75} + 10 = 200 \text{ m}$$

Określenie długości ściany w zależności od długości i wydajności przenośnika przodkowego. Do potrzebnej

wydajności godzinowej 80t/godz i określonej na podstawie wydajności kombajnu długości ściany 200 m, dobiera się przenośnik przodkowy. W pokładach o nachyleniu $7 \div 10^\circ$ odpowiadają wymienionym wymaganiom przenośniki SK-30 i SKM-2.

Jak widać z rysunku jeden przenośnik SKM-2 zapewnia odstawę węgla ze ściany o długości 290 m przy nachyleniu pokładu 5° i ze ściany o długości 260 m przy poziomym zaleganiu pokładu.



Rys. 1. Krzywe dopuszczalnej długości przenośników zgrzeblowych w ścianach w zależności od ich wydajności, kąta nachylenia i kierunku odstawy

1 — SKM, $Q = 100$ t/h; 2 — SKM, $Q = 150$ t/h; 3 — SK 30, $Q = 100$ t/h; 4 — STR 30, $Q = 100$ t/h; 5 — SKR-1, $Q = 30$ t/h; 6 — SKT₃-6, $Q = 25$ t/h; 7 — STR 30, $Q = 150$ t/h; 8 — SKT₃-6, $Q = 35$ t/h; 9 — SKR-11, $Q = 60$ t/h

Zgodność długości ścian z wymaganiami i normami przewietrzania. Wymaganie przepisów bezpieczeństwa w kopalniach węgla i łupku węglowego co do maksymalnej prędkości prądu powietrza $V_{max} \ll \ll$ m/sek i zawartości metanu w prądzie użytym nie wyżej niż 1%, przy dużej zawartości gazu w pokładzie, mogą również ograniczać długość ściany. Pokład Drownowski ma zawartość gazu $q = 52$ m³/t wydobytego węgla. Badania wykazały, że 60% gazu wydzielą się z otoczenia pokładu, skąd może przenikać do przodków czynnych. Przy prawidłowym systemie przewietrzania ścian i całej kopalni, można dopływ metanu do przodków zmniejszyć do minimum. Wzór do obliczenia ilości powietrza Q_w w m³/min jest następujący

$$Q_w = \frac{\delta \cdot q \cdot 100}{d \cdot 24 \cdot 60} = 1,5 \text{ m}^3/\text{min}, \text{ gdzie } \delta = 0,4$$

wskazuje jaka część gazu wydzielą się wprost z urabianego pokładu, $d = 1\%$ dopuszczalny % metanu w prądzie użytym, 24 i 60 to współczynniki stosowane dla uzyskania Q_w w m³/min. Przy ogólnej grubości pokładu $m_o = 1,2$ m i użytecznej $m = 1,07$ przy pracy jeden cykl na dobę ($\varphi = 1$), długość ściany określa się z wzoru

$$L = \frac{60 \cdot V \cdot b \cdot Cl \cdot m_o}{\varphi \cdot Q_w \cdot r \cdot c \cdot m \cdot \gamma} = 300 \text{ m}$$

gdzie: $V \leq 4$ m/sek, b — szerokość miejsca roboczego w ścianie $= 3 \div 4$ m; C_1 współczynnik zwężenia strumienia powietrza $= 0,9 \div 0,95$ w zależności od rodzaju obudowy, C — współczynnik ekstrakcji złoża $= 0,95$, $\gamma = 1,5$ t/m³. Przy $b_1 = 3$ m, $L' = 225$ m.

Określenie długości ścian z uwzględnieniem czynnika wydajności. Przy pracy jednego kombajnu w ścianie i zachowaniu cyklicznej organizacji pracy racjonalna długość ściany wyniesie 200 m. Względny odstawy i przewietrzania pozwalają zwiększyć ją do 300 m w zależności od kąta nachylenia pokładu. Przy ścianach dłuższych należałoby w ścianie stosować dwa kombajny. Obserwacje wykazały, że maksymalną wydajność osiąga się w ścianie długości 200 m przy pracy jednego kombajnu. Przy zastosowaniu w tej ścianie drugiego kombajnu, spada wydajność przodkowa o 20% z 9 t/rob. na 7,3 t/rob.

Przy zastosowaniu drugiego kombajnu rośnie wydobyte, a spada wydajność i nawet przy 260 m długości ściany jest niższa jak przy 200 m długości ściany i pracy jednego kombajnu. Dużą rolę odgrywa również twardość węgla.

Określenie długości pola eksploatacyjnego. W miarę powiększania długości pola eksploatacyjnego zmniejszają się wydatki na 1 t węgla wyrobisk pochyłych, zmniejszają się straty węgla w caliznach koło pochyłych i wydatki na montowanie i demontowanie urządzeń. Do wad nadmiernie długich pól należy: a. długi czas drażenia i uciążliwe przewietrzanie wyrobisk przygotowawczych; b. ciężki i kosztowny transport ładunków; c. zwiększony koszt utrzymania wyrobisk; d. długi czas wybierania pola może w niektórych pokładach węglowych zwiększyć możliwość samozapalenia węgla. W dłuższych polach trzeba do odstawy używać kilku, lecz nie więcej jak dwóch przenośników ustawionych szeregowo. Ażeby określić najbardziej celową pod względem ekonomicznym długość pola eksploatacyjnego x , stosuje autor metodę analizy matematycznej. W tym celu tworzy wyraz matematyczny sumy wydatków zależnych od wielkości x i dzieli na zapas węgla w polu eksploatacyjnym oraz określa znaczenie x_0 , przy którym iloraz będzie minimum. W rezultacie obliczeń otrzymuje się wartość $x_0 = 855$ m. Przy stosunkowo spokojnym zaleganiu pokładu, bez specjalnych zaburzeń geologicznych, można przyjąć długość dwuskrzydłowego pola eksploatacyjnego $x = 800$ m. Śledząc rozdział prawdopodobnych znaczeń x , można zauważyć, że zbliżają się one do wartości minimalnej, z czego widać, że najbardziej celowa pod względem ekonomicznym wartość x_0 jest w danym przypadku również i wartością najbardziej prawdopodobną. Dlatego też jeśli istniejące środki techniczne i warunki geologiczne czynią pracę przy danej długości pola wybierkowego bliskiej od x_0 zupełnie realną, to na tej wartości x należy się zatrzymać jako na wartości optymalnej w danych warunkach.

Mgr inż. Wł. Marczewski

Dwustopniowe koronki wiertnicze

Według: Dietistow I. E.: Razjomnaja burowaja koronka s opierieżajuszczim lezwijem. Ugol nr 7, lipiec 1954 r.

Wiercenie otworów o dużej średnicy wymaga większego zużycia energii, czasu i środków, aniżeli wier-

cenie otworu o małej średnicy a następnie rozszerzanie go do żądanej wielkości.

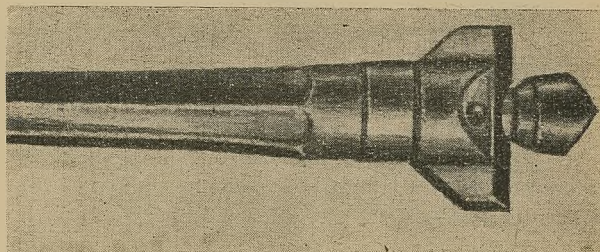
Twórcza myśl radzieckich inżynierów usilnie pracowała nad wykorzystaniem tego faktu przy wierceniu otworów strzałowych w kamieniu.

Stosowanie dwustopniowych koronek prawie dwukrotnie zwiększyło szybkość wiercenia. Tłumaczy się to bardziej dogodnymi warunkami rozkruszania skały na dnie wierconego otworu. Podczas wiercenia zwykłymi koronkami rozkruszanie skały odbywa się przy istnieniu jednej płaszczyzny obnażenia. Przy wierceniu koronkami z wyprzedzającym ostrzem, tylko 20% powierzchni otworu rozkruszane jest w takich samych jak uprzednio warunkach. Pozostałe 80% rozkruszane jest przy istnieniu dwóch płaszczyzn obnażenia, ponieważ ostrze wyprzedzające wykonuje jak gdyby wrąb.

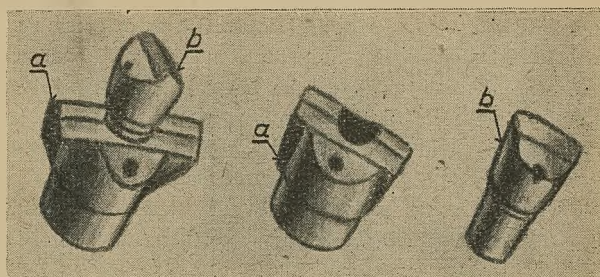
Przy próbnym pracach dwustopniowych koronek wiertniczych wyszły na jaw duże trudności z ponownym ostrzeniem ich po stąpieniu, ze względu na skomplikowany kształt koronek.

W celu uniknięcia tych trudności I. E. Dietistow skonstruował nową dwustopniową koronkę, którą wypróbowano w laboratorium WNIOMSzS.

Cechą charakterystyczną nowej koronki jest jej rozbierność. Składa się ona z głównej koronki o wymaganej średnicy i koronki wyprzedzającej o mniejszej średnicy, połączonych z sobą za pomocą gładkiego stożka. Koronka główna łączy się z żerdzią wiertniczą za pomocą złącza gwintowego (rys. 1). Kształt



Rys. 1. Rozbieralna koronka dwustopniowa na żerdzi wiertniczej



Rys. 2. Jednodłutowa, rozbieralna koronka dwustopniowa

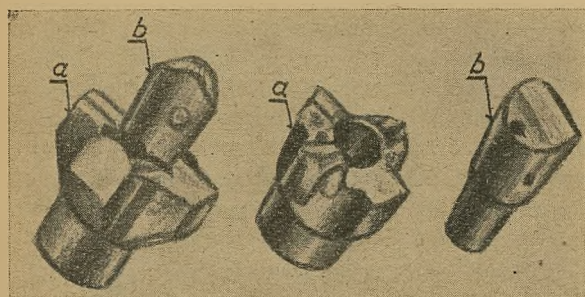
a — koronka główna, b — koronka wyprzedzająca

głównej i wyprzedzającej koronki może być różny, jednak jak wykazały próby, wykonywanie koronki wyprzedzającej wielostrzowej jest niepraktyczne i niecelowe. Dlatego przyjęto jednodłutowe ostrze koronki wyprzedzającej zarówno dla koronki głównej jednodłutowej (rys. 2) jak i krzyżowej (rys. 3). Obydwie koronki zbrojne są węglnikami spiekany WK-15. Rozbieralna konstrukcja koronki znacznie upraszcza jej wykonanie oraz ostrzenie po stąpieniu, ponieważ każdą część można ostrzyć osobno, tak jak zwykłe koronki.

Tablica 4

Typ koronki	Kształt koronki	Średnica koronki mm	Szybkość wiercenia mm/min	
			piaskowce $f = 10 \div 12$	łupki piaszczyste $f = 5 \div 6$
Rozbieralna koronka dwustopniowa	Jednodłutowa	50	202	273
		65	145	238
Zwykła koronka		50	115	195
		65	69	127
Rozbieralna koronka dwustopniowa	Krzyżowa	50	180	220
		65	123	235
Zwykła koronka		50	100	180
		65	65	120

Próby były przeprowadzane w twardych piaskowcach o wskaźniku zwięzłości (wg skali Protodjakonowa) $f = 10 \div 12$ i łupkach piaszczystych o $f =$



Rys. 3. Krzyżowa, rozbieralna koronka dwustopniowa
a — koronka główna, b — koronka wyprzedzająca

$= 5 \div 6$, przy czym próbom zostały poddane rozbieralne koronki dwustopniowe o średnicy 50 i 65 mm.

Wyniki badań szybkości wiercenia przy użyciu koronek dwustopniowych i zwykłych koronek, mających tę samą ilość ostrzy i zbrojonymi węglnikami spiekowymi, zostały zestawione w tablicy 1.

Z danych umieszczonych w tablicy 1 wynika, że szybkość wiercenia jednodłutowymi i krzyżowymi, rozbieralnymi koronkami dwustopniowymi jest znacznie większa ($1,5 \div 2$ razy), niż zwykłymi koronkami tego samego kształtu. Charakterystyczne jest, że zwiększenie szybkości wiercenia bardziej uwydatnia się w twardych skałach, przy większych średnicach koronek.

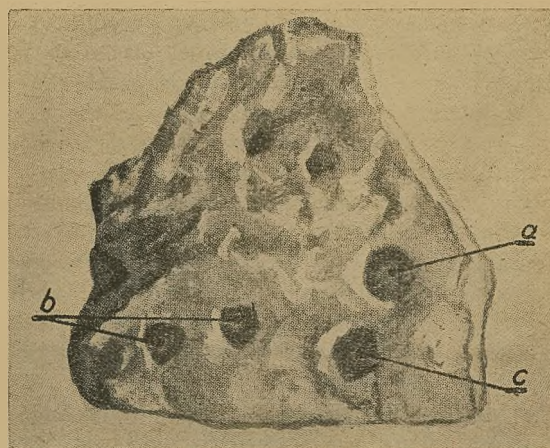
Zwykle koronki wierzą otwory dokładnie cylindryczne tylko do pewnej średnicy, której wielkość zależy od takich czynników, jak moc wiertarki, ciśnienie powietrza, średnica żerdzi wiertniczej itd. Przy przekroczeniu granicznej średnicy kształt otworu zaczyna ulegać zniekształceniu. Przy wierceniu koronkami jednodłutowymi przekrój poprzeczny otworu zamiast okrągłego robi się trójkątny, przy koronce krzyżowej — pięcioboczny itd., przy czym im większa średnica koronki tym bardziej zniekształca się otwór i zmniejsza szybkość wiercenia.

Próby laboratoryjne mające na celu ustalenie granicznych średnic koronek różnych kształtów były przeprowadzane w twardych piaskowcach i wykazały, że zwykle koronki jednodłutowe, trójdłutowe i krzyżowe dają zniekształcenie otworu już przy średnicy 50 do 55 mm. Natomiast przy wierceniu jednodłutowymi i krzyżowymi rozbieralnymi koronkami dwustopnio-

wymi o średnicy 65 mm zniekształcenie otworu nie nastąpiło (rys. 4).

Dalszą korzyścią wynikającą z istnienia ostrza wyprzedzającego jest szybkie i łatwe zawieranie otworu. Podczas gdy zawieranie zwykłą koronką trwa $2 \div 3$ min, to koronką dwustopniową tylko $1,5 \div 2$ min, a prawidłowy kształt otworu prawie całkowicie wyklucza możliwość zaklinowania koronki.

Żywotność rozbieralnych koronek dwustopniowych do następnego ostrzenia wynosi przy wierceniu w piaskowcach 10,8 m a w łupkach piaszczystych 18,2 m bieżących otworu.



Rys. 4. Przekrój poprzeczny otworów wierconych różnymi koronkami

a — rozbieralna koronka dwustopniowa, b — zwykłą koronką jednodłutową oraz zwykłą koronką trzydłutową, c — zwykłą koronką krzyżową

Stosowanie dwustopniowych koronek zwiększa znacznie wydajność wiercenia, co szczególnie uwydatnia się przy wierceniu otworów o większej średnicy.

Inż. Leszek Kozarski

Kombajn chodnikowy PKS-1

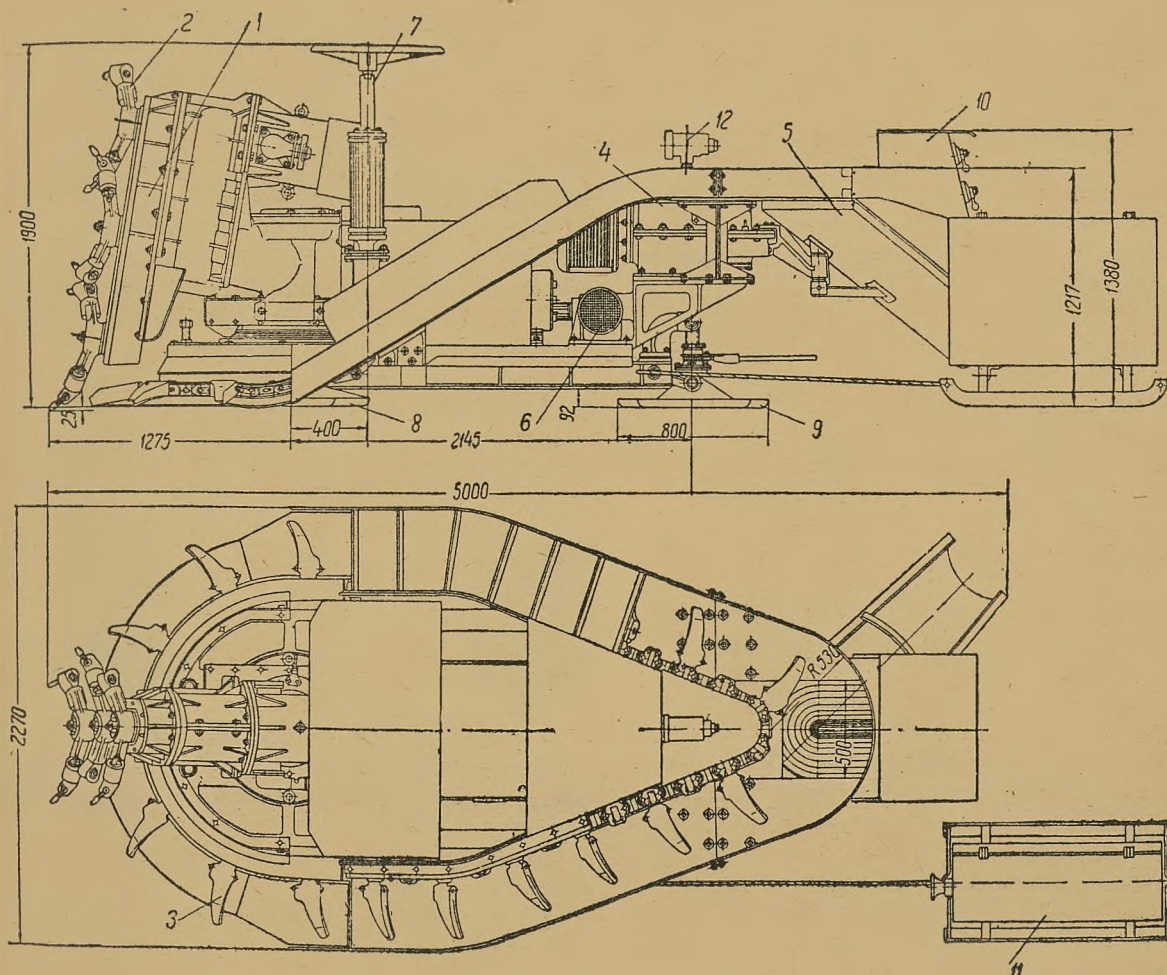
Według: Łochanin K. A., Prochodczeskiej kombajn PKS-1. Mechaniz. trudnoj Rabot., nr 3, kw.-maj 54.

Pomiędzy wieloma nowymi kombajnami zbudowanymi przez techników radzieckich zwraca na siebie uwagę kombajn chodnikowy PKS-1 do drażenia chodników w węglu (rys. 1 i 2).

Kombajn ten zaprojektowany przez biuro projektowe Giprouglemasz służy do drażenia chodników o prze-

kroju trapezoidalnym w węglu czystym, jak i z przeroztami: używać go również można do wykonywania przygotówek dla ścian.

Wskutek pochyłego położenia koronek i ich obrotu w prawo i w lewo około nachylonej osi otrzymuje się trapezoidalny przekrój chodnika. Koronki obracane są



Rys. 1. Kombajn PKS-1

1 — część urabiająca; 2 — koronka części roboczej; 3 — przenośnik zgrzeblowy pierścieniowy; 4 — napęd przenośnika; 5 — zsyp; 6 — boczne cylindry rozporowe; 7 — pionowe cylindry rozporowe części dolnej, przesuwnej kombajnu; 8 — przednie płozy; 9 — tylna płoza z gwintowym urządzeniem do podnoszenia; 10 — stanowisko kierowcy; 11 — skrzynia przyłączeniowa 12 — lampa

Kombajn PKS-1 składa się z dwóch głównych części:

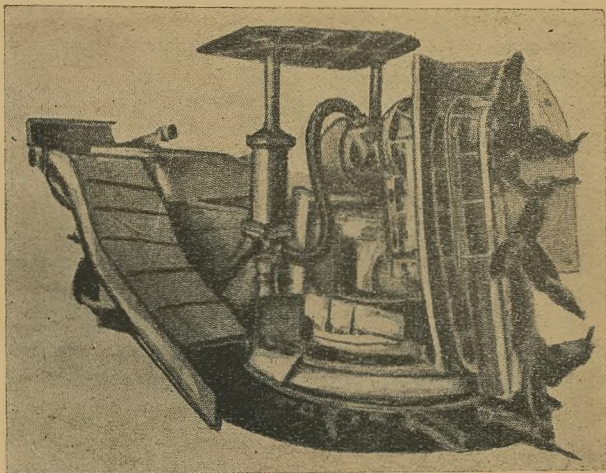
1. część dolna opiera się na spągu za pomocą dwóch przednich i jednej tylnej płozy. Ta część kombajnu wyposażona jest w urządzenie rozporowe pomiędzy stropem i spągami.
2. część górna, urabiająco-ładująca ustawiona jest na części dolnej w prowadnicach.

Część urabiająco-ładującą kombajnu tworzy rama, na której zmontowana jest część urabiająca pracująca na zasadzie odłupywania węgla dużymi kęsami, pierścieniowy przenośnik zgrzeblowy, urządzenie hydrauliczne, boczne hydrauliczne rozpory i stanowisko kierowcy.

Urabianie węgla w przodku wykonywane jest za pomocą trzech obracających się koronek zmontowanych jedna nad drugą z nachyleniem 110° w stosunku do poziomu. Każda koronka ma $1 \div 3$ noży w zależności od zwięzłości i twardości węgla.

Podczas pracy koronki obracają się ze stałą prędkością, a oprócz tego wykonują zwroty boczne $\pm 70^\circ$ w stosunku do osi obrotu. Koronka środkowa obraca się w odwrotnym kierunku aniżeli koronki skrajne,

za pomocą silnika i przekładni. Posuw części urabiającej w kierunku ociosu i jej wahania boczne wykonywane są przez hydrauliczne urządzenia. Przenośnik zgrzeblowy kombajnu ma łańcuch ze zgrzeblami typu wspornikowego.



Rys. 2. Ogólny widok kombajnu PKS-1

Jest to przenośnik typu pierścieniowego, a podawany przez niego węgiel przesypuje się przez koryto umieszczone w tylnej części kombajnu na przenośnik znajdujący się za kombajnem. Posuwanie się kombajnu naprzód odbywa się na zasadzie kroczenia. Boczne rozpory hydrauliczne przeznaczone są do podtrzymania górnej części maszyny podczas podciągania naprzód dolnej jego części.

Te same rozpory służą również do zmiany kierunku kombajnu w płaszczyźnie poziomej.

Dane techniczne.

Zaprojektowana wydajność wydrążonego chodnika na zmianę, m 12.

Wymiary chodnika:

szerokość u dołu, m	2,5
szerokość u góry, m	1,9
wysokość, m	1,9
przekrój chodnika, m ²	4,2

Wymiary kombajnu podczas pracy:

długość, m	5
szerokość, m	2,27
wysokość, m	1,9
waga, t	7,15

Średnica koronek względnie końców noży, m 0,8

Określna prędkość obrotowa końców noży w koronkach, m/sek 2,2

Największa prędkość roboczego posuwu naprzód, m/min 0,15

Moc silnika części urabiającej, KW 20

Prędkość łańcucha zgrzeblowego, m/sek 0,6

Rozstęp zgrzebeł, m 0,413

Moc silnika przenośnika, KW 6

Najwyższe ciśnienie pompy hydraulicznej, atn 65

Wielkość posuwu górnej części kombajnu w stosunku do dolnej, m 0,7

Średnie jednostkowe ciśnienie na spąg podczas przesuwu:

płózy przednie, kg/cm ²	1,1
płóza tylna, kg/cm ²	1,85

podczas pracy:

górna tarcza rozpory, kg/cm ²	1,24
przednie płózy, kg/cm ²	3,78
głowice bocznych cylindrów hydraulicznych, kg/cm ²	1,64
skok tylnej płózy, mm	80
napięcie robocze, V	380
napięcie dla zdalnego sterowania i światła, V	36

Wyposażenie elektryczne kombajnu — ognioszczelne. Podczas urabiania węgla dolna część kombajnu jest zamocowana w miejscu przy użyciu dwóch pionowych hydraulicznych rozpór.

Na początku pracy część roboczą kombajnu ustawia się w położeniu wyjściowym po prawej lub po lewej stronie ociosu, w tym położeniu daje się najpierw posuw części roboczej maszyny o 50 do 60 mm, a dopiero następnie włącza się boczne jej wahanie.

Przy dojściu roboczej części kombajnu do drugiego skrajnego bocznego położenia znów włącza się posuw jej w przód; cykl ten powtarza się na długości całkowitego skoku cylindra posuwu roboczej części kombajnu (700 mm). Przełączenie posuwu roboczej części kombajnu w skrajnych bocznych położeniach odbywa się automatycznie.

Po wykonaniu jednej zabierki, kiedy to wyczerpany zostanie skok hydrauliczny cylindra wykonywującego posuw roboczej części kombajnu w kierunku ociosu, włącza się część roboczą kombajnu i jego przenośnik zgrzeblowy; hydrauliczne rozpory działające pomiędzy stropem i spągami zostają wtedy zluźwane, natomiast poziome boczne hydrauliczne rozpory górnej części maszyny zostają rozparte pomiędzy bocznymi ścianami chodnika.

Wtedy, stosując wsteczny ruch hydraulicznego cylindra roboczego posuwu, osiągnięte zostaje przesunięcie dolnej części kombajnu naprzód o 700 mm.

Następnie część dolna maszyny zostaje znów zamocowana pionowymi hydraulicznymi rozporami, natomiast boczne rozpory górnej części zostają zluźwane i nowy cykl pracy zostaje rozpoczęty.

Regulowanie drażenia chodnika w kierunku pionowym odbywa się przez opuszczanie lub podnoszenie tylnej płózy, a w kierunku poziomym przez skręcanie kombajnu za pomocą prawego lub lewego bocznego hydraulicznego cylindra.

Dla kontrolowania prawidłowego kierunku ruchu kombajnu stosuje się przyrząd optyczny zawieszony na obudowie, który rzuca periodycznie kierunkowy promień światła, padający na ocios.

Dla walki z pyłem węglowym stosuje się zraszanie przodku roboczego wodą włączając urządzenia do zraszania w miarę potrzeby.

Kombajn PKS-1 przeszedł próbę na skalę przemysłową w kopalni im. Woroszyłowa w Zagłębiu Kuźnickim, gdzie został wykonany chodnik długości 500 m.

Największy wykon na dobę wyniósł 16,7 m, a na zmianę 7,1 m chodnika.

W 1954 r. ma być wykonana większa próbna partia tych kombajnów.

Mgr inż. E. Bojemski

Przykład szybkościowego prowadzenia wyrobiska przygotowanego węglowo-kamiennego kombajnem SzBM-1u

Według: Szumiłow WW, Łatauzow A, G.: Opyt raboty prochodczesko kombajna SzBM-1u. Mechaniz. trudof. Rabot., nr 3, marz. 54, s. 17

Eksploracja próbnej partii kombajnów SzBM-1u w kopalniach Zagłębia Donieckiego potwierdziła, że w warunkach odpowiednich zdolne są one pracować trwale, zapewnić wysokie szybkości drażenia wyrobisk górniczych tak w skałach płonnych, jak i w przodku mieszanym. W 1953 r. wydrążono tymi kombajnami w Zagłębiu Donieckim 5191 m wyrobisk górniczych, tzn. każdym kombajnem średnio 866 m za rok. Średnia szybkość drażenia kombajnami SzBM-1u już w okresie ich próbnej eksploatacji dwukrotnie przekraczała średnie szybkości drażenia wyrobisk górniczych sposobem robót wiertniczo-strzelniczych ze zmechanizowanym ładowaniem węgla i kamienia.

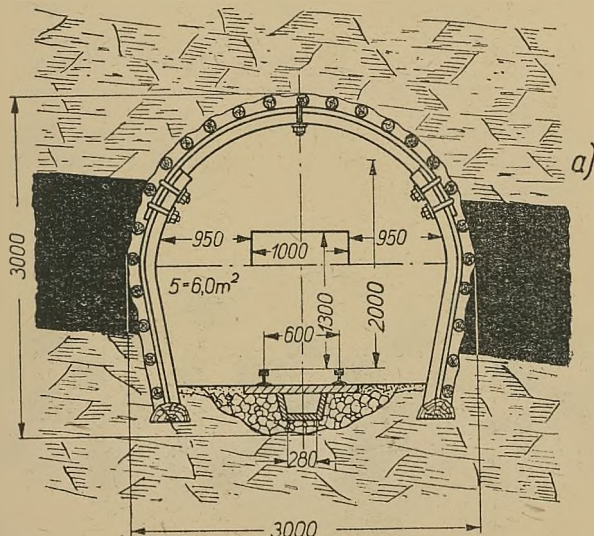
W niektórych wyrobiskach w 1953 r. osiągnięto kombajnami znacznie wyższe szybkości drażenia, jak to podano w tablicy 1.

Przy eksploatacji próbnej partii kombajnów SzBM-1u ujawnione zostały tak dodatnie jak i ujemne strony ich konstrukcji, co pozwoliło na pewne ulepszenia. W końcu 1953 r. zaczęły przychodzić do kopalń

Tablica 1

Kopalnie	Czas pracy kombajnu w miesiącach	Wybrano m	Postęp miesięczny m	
			średni	maksymalny
Nr 1 im. Czeluskincew	5	784	156,0	191 (styczeń)
Nr 10 bis	5	528	105,6	150 (czerwiec)
Nr 7	7	625	89,4	114 (sierpień)

Zagłębia Donieckiego kombajny konstrukcji ulepszonej, modele SzBM-1; w marcu 1954 r. pracowało tam już sześć takich kombajnów.



Rys. 1. Przekrój pierwszego zachodniego chodnika w pokładzie Ałmaznyj kopalni nr 1 im. Czeluskincew. a — przy drażeniu kombajnem Sz BM-1u; b — przy drażeniu kombajnem Sz BM-1 (1 — tymczasowy tor jednoszynowy do zawieszania podawarki)

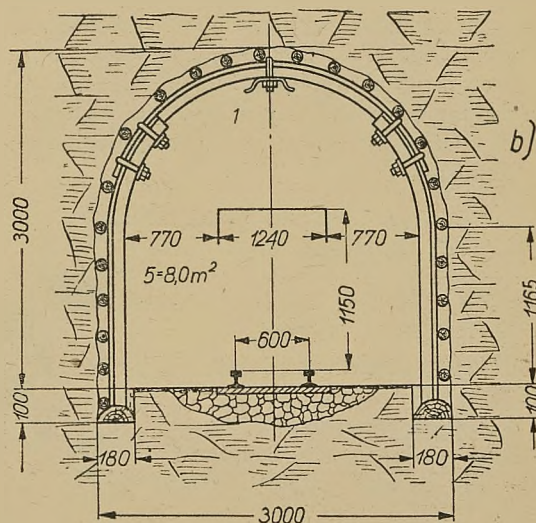
Przy zachowaniu podstawowej zasady działania kombajn SzBM-1 różni się od kombajnu SzBM-1u niektórymi szczegółami konstrukcji, zmienionymi w wyniku dokonanych obserwacji i nabytych doświadczeń podczas pracy maszyn SzBM-1u w ruchu kopalnianym (wyposażenie nowego modelu w jeden wspólny silnik elektryczny i w jedną wspólną przekładnię dla organu roboczego i frezów bocznych, zmniejszenie liczby obrotów organu roboczego z 6,6 do 5,29 obrotów na minutę, zastosowanie w belce rozporowej klinów zabezpieczających maszynę przed przechylaniem się itp.). Obniżenie ilości obrotów organu roboczego poprawiło pracę kombajnu i zmniejszyło ilość tworzącego się pyłu. Osadzenie w kombajnie SzBM-1 frezów bocznych nie na wałach pionowych, lecz na poziomych, pozwoliło uzyskać bardziej racjonalny przekrój poprzeczny wyrobiska (rys 1) i ułatwić stawianie obudowy. Odpadła konieczność wiercenia gniazdek pod stojaki. Oprócz tego do konstrukcji kombajnu wniesiono wiele drobnych usprawnień.

Nie można jeszcze wysunąć wyczerpujących wniosków odnośnie do konstrukcyjnych własności kombajnów SzBM-1, gdyż okres ich dotychczasowej pracy jest jeszcze za mały. Nabyte już doświadczenie świadczy jednakowoż przekonująco o znacznych zaletach tego modelu w porównaniu z poprzednim.

Największe szybkości drażenia kombajnami SzBM-1 osiągnięto w kopalniach nr 1 im. Czeluskincew i im. Abakumowa (tablica 2),

Jak widać, kombajn SzBM-1 pracuje znacznie wydajniej niż kombajn SzBM-1u a w szczególności w kopalni nr 1. Jego średni postęp miesięczny jest o 51,2 m większy od postępu uzyskanego kombajnem SzBM-1u. Średni postęp drażenia chodników sposobem robót wiertniczo-strzelniczych ze zmechanizowanym ładowaniem węgla i kamienia w kopalni nr 1 wyniósł w styczniu 1954 r. 47 m, a w lutym tegoż roku 44,2 m, tzn. był od 4,5 do 4,8 razy niższy niż przy pracy kombajnem SzBM-1.

Kombajn SzBM-1 pracuje obecnie w kopalni nr 1 przy drażeniu pierwszego zachodniego chodnika przewozowego w pokładzie 13 (Ałmaznyj), tzn. tam, gdzie przedtem pracował kombajn SzBM-1u. W stropie i spągu pokładu zalegają łupki gliniaste średniej



zwięzłości, w których napotyka się wtrącenia skał bardziej twardych.

Drużyna górników chodnikowych jest drużyną zespołową i pracuje według harmonogramu obliczonego na trzy zmiany robocze na dobę. Każdy członek drużyny umie wykonywać w przodku wszystkie operacje

Tablica 2

Okres	Miesięczny postęp wyrobisk, m		
	Kopalnia nr 1 im. Czeluskincew	Kopalnia im. Abakumowa	Kopalnia nr 4 ÷ 5 „Nikitowka“
1953 r.			
Listopad	140	—	—
Grudzień	244	159,5	—
1954 r.			
Styczeń	235	163,8	47
Luty	210	110,2	151
Średnio na miesiąc	207,2	144,8	—

łącznie ze sterowaniem kombajnem. Na trzeciej zmianie zajętych jest zazwyczaj sześciu ludzi. Obowiązki rozdzielone są między nich następująco: Maszynista kombajnu, będący zarazem drużynowym zmianowym

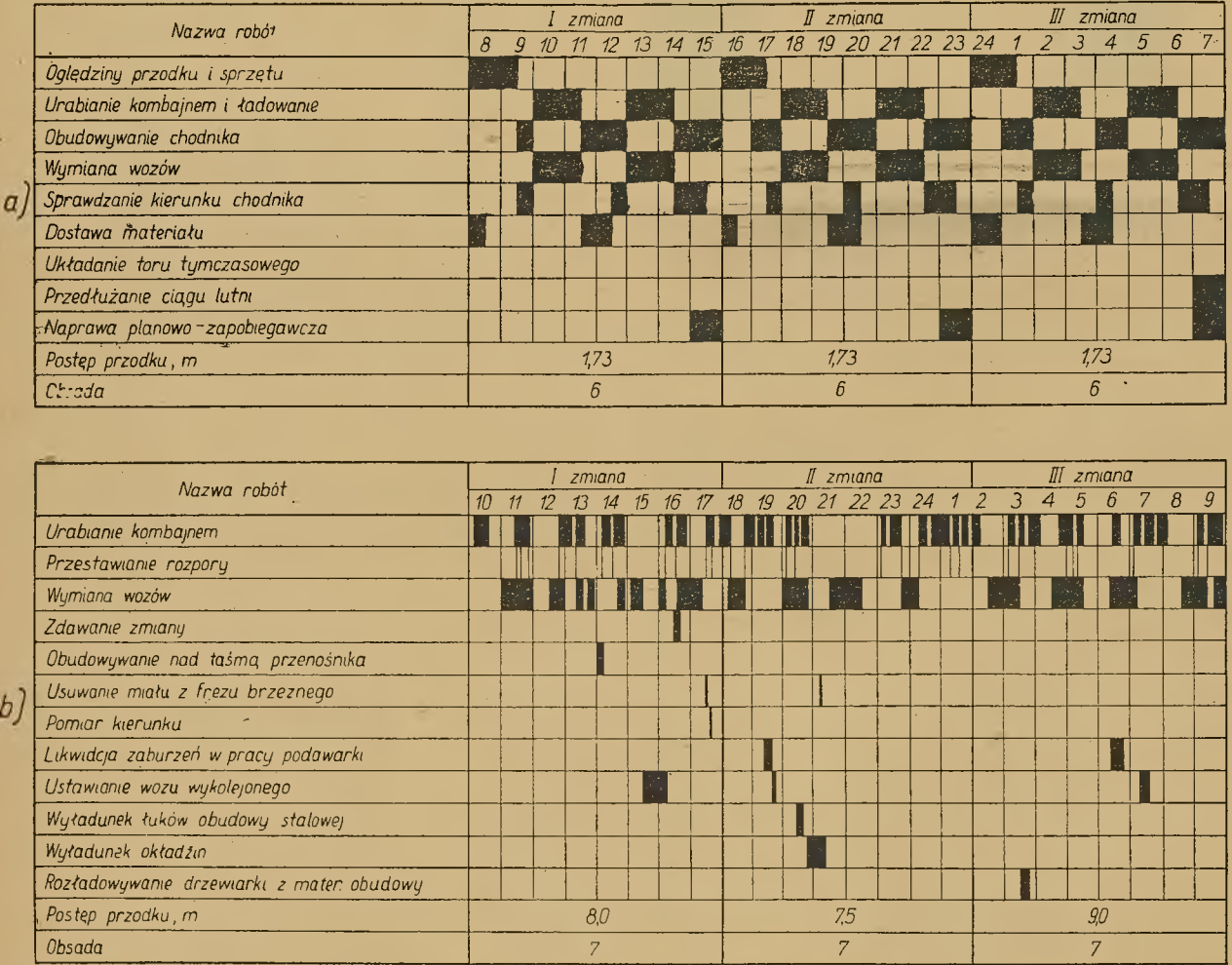
kieruje wspólnie z pomocnikiem kombajnem, przegląda i smaruje go, wymienia noże, sprawdza kierunek drażenia i czuwa nad zachowaniem zadanego profilu wyrobiska. Pozostali członkowie drużyny zajęci są przy ładowaniu, odstawianiu wozów i przy budowaniu. Wozy podstawiane są pod kombajn partiami (po 12 sztuk). Partię wozów ustawia się pod wysięgnikiem przenośnika przeładunkowego kombajnu. Odstawianie wozów do mijanki odbywa się elektrowozem. Ponieważ odległość do mijanki wynosi 1,5 km, przeto wymiana partii wozów ładownych na próżne trwa zazwyczaj od 40 do 50 minut. Ta przymusowa przerwa w pracy kombajnu wykorzystywana jest na obudowywanie wyrobiska przez drużynę i w miarę możliwości na przesuwanie belki rozporowej kombajnu.

Harmonogram pracy (rys. 2a) obliczony jest na drażenie 5 m chodnika w ciągu doby, jednakże postęp przekracza częstokroć 10 m na dobę. W dniu 31 grudnia 1953 r. drużyna wydrążyła 24,5 m (rys. 2b), co stanowi rekordową wielkość wskaźnika w Zagłębiu Donieckim, ułożyła 25 m toru i wydała 244 jednotonnowe wozy kamienia.

Tablica 3

Operacje	Czas trwania operacji	
	min	Procent całkowitego czasu obserwacji
Praca kombajnu	593	40,5
Przesuwanie belki rozporowej (nie połączone z operacjami innymi)	78	5,3
Wymiana wozów (połączona była z budowaniem)	667	45,5
Wyładunek materiałów	38	2,6
Przestoje spowodowane różnymi usterkami	88	6,1
Razem	1464	100,0

Jak widać, wymiana wozów zajmowała faktycznie znacznie więcej czasu w porównaniu z czasem przewidzianym w harmonogramie planowanym (rys. 2a).



Rys. 2. Harmonogram pracy drużyny kombajnowej Sierbinowicza za dzień 31. XII. 1953 r., a — planowany, b — wykonawczy

Wydajność przodkowa robotnika wyniosła 1,17 m gotowego chodnika. Na każdą zmianę tej doby zjeżdżało siedmiu górników. Wyniki obserwacji chronometrażowych pracy drużyny w dniu 31 grudnia przedstawione są w tablicy 3.

Wobec tego, drogą skrócenia czasu zużywanego na wymianę wozów (przy równoczesnym usprawnieniu organizacji pracy przy budowaniu) można znacznie podnieść wydajność kombajnu. O ekonomicznej efektywności stosowania kombajnów SzBM-1 można są-

dzić z danych przytoczonych w tablicy 4. Rozpatrując te dane należy wziąć pod uwagę, że łuki metalowe stawiane są w dwudziestym piątym chodniku przewo-

Tablica 4

Wskaźnik	Pierwszy chodnik przewozowy pokładu (drażony kombajnem SzBM-1)	Dwudziesty piąty chodnik przewozowy pokładu (przebijany za pomocą robót wiertniczo-strzelniczych przy zastosowaniu ładowarki UMP-1)
Przekrój chodnika, m ²	6,0	5,9
Rodzaj obudowy	łukistałowe	łuki stalowe
Przebito w I i II 1954 r., m	445,0	65,0
Średnia przodkowa wydajność górnika, m	0,42	0,149
Wydatki na 1 m chodnika w rublach:		
płace zarobkowe	337,0	554,0
materiały	254,0	300,0
materiały wybuchowe	—	23,0
energia elektryczna	15,5	7,0
noże	109,5	—
Razem	716,0	884,0

zowym częściej, niż w pierwszym przewozowym i dlatego koszt drażenia jednego metra tego chodnika należy pomniejszyć o 46 rubli (na materiałach). Jednakże i bez uwzględnienia tego koszt drażenia 1 m chodnika wypada o 82 ruble taniej. Wydajność pracy drużyny kombajnowej jest 2,8 razy wyższa, niż drużyny pracującej w dwudziestym piątym chodniku. Rozchód noży podnosi w istotny sposób koszt drażenia chodnika kombajnem SzBM-1: ich koszt stanowi 14,5 % wszystkich nakładów na drażenie.

Za podstawowe źródło obniżki kosztów drażenia chodnika kombajnem posłużyło obniżenie wydatków na płace zarobkowe (217 rubli na 1 m). Mimo to, zarobki członków drużyny kombajnowej przekroczyły znacznie zarobki górników chodnika dwudziestego

Tablica 5

Nazwisko	Zawód	Zarobek za luty 1954 r., rubli			
		Ogółem (bez dodatku za pracę nocną)	w tej liczbie		
Kołomojcew	maszynista kombajnu	4041	2209	1102	730
Rudienko		4342	2703	1189	450
Fomienkow		5100	2300	1200	1900
Stowpienko	pomocnik maszynisty kombajnu	3165	1846	959	360
Gajdar		3165	1846	959	360
Parchajew		3165	1846	959	360

piątego. Udział zarobku przypadającego na dodatki progresywne i premie jest większy w chodniku kombajnowym. Dane o zarobkach członków drużyny kombajnowej za luty 1954 r. przytoczono w tablicy 5.

Przy pracy kombajnów SzBM-1u w szeregu przypadków otrzymywany był na poszczególnych odcinkach niezadowolający profil wyrobiska i trzeba było poprawiać go przez przybieranie lub podsypywanie.

Przy pracy kombajnu SzBM-1 w kopalni nr 1 profil wyrobiska utrzymywany był w sposób zadowolający zgodnie z zadaniem upadem (0,004). Uzyskane to zostało w wyniku ulepszenia systemu sterowania kombajnem SzBM-1 i należytego jego opanowania. Pod względem dokładności profil otrzymany nie ustępował profilowi wyrobisk, które drażono w tejże kopalni sposobem zwykłym.

Zużycie noży wzrastało w sposób szczególnie gwałtowny podczas pracy kombajnu w takich skałach jak piaszczyste twarde łupki, piaskowce i wapienie. Tak na przykład w okresie próbnego stosowania kombajnu SzBM-1 w kopalni nr 4÷5 Nikitowka kombajn odchylił się od wymaganego kierunku i wyszedł ze strefy skał miękkich w piaskowce. Podczas pracy w piaskowcach postęp drażenia wynosił tylko od 0,5 do 0,8 m na zmianę, przy czym trzeba było wymienić po 120 do 140 noży. Przy takich warunkach pracy i koszcie każdego noża w wysokości 32 rubli, nie można oczekiwać, stosując kombajn, poważnego efektu ekonomicznego.

Tablica 6

Charakterystyka skał otaczających pokłady węgla	Kombinat Stalinugol		Kombinat Woroszyłowgradugol		Kombinat Rostowugol	
	ilość pokładów	%	ilość pokładów	%	ilość pokładów	%
I. Pomyślne dla pracy kombajnu	14	19,7	8	16,3	7	18,9
II. Pomyślne dla pracy kombajnu tylko na poszczególnych odcinkach	9	12,7	10	20,4	7	18,9
III. Skały przestudiowane niedostatecznie (otaczające pokłady eksploatowane w 1953 roku w pojedynczych kopalniach)	22	31,0	18	36,7	9	24,4
IV. Nieprzydatne dla pracy kombajnu	26	36,6	13	26,6	14	37,8
Razem	71	100,0	49	100,0	37	100,0

cznego. Zasadniczą przyczyną konieczności wymiany noży było kruszenie się płytek z węgla spiekanego i ich wyłamywanie się w miejscu spawania.

W ten sposób prawidłowy wybór miejsca zastosowania kombajnu jest nadzwyczaj ważny. Przy istniejącym organie roboczym kombajnu SzBM-1 najbardziej sprzyjającymi dla jego zastosowania są łupki gliniaste i węglowe o twardości średniej i poniżej średniej.

Jak wykazuje uprzednia eksploatacja kombajnów SzBM-1u i SzBM-1, miąższość takich skał, otaczających pokład węgla, powinna być dostateczna (mniej więcej od 4,5 do 5 m) dla manewrowania kombajnem. W takich warunkach najprawdopodobniej w roboczej strefie kombajnu nie napotyka się skał twardych.

Studium skał otaczających pokłady węgla, które eksploatowane były w kopalniach Zagłębia Donieckiego w 1953 r., pozwala w pierwszym przybliżeniu podzielić pokłady na cztery grupy według cech ich przydatności do zastosowania kombajnu SzBM-1 (tablica 6).

Pierwsza grupa skał określa w zasadzie możliwy obszar zastosowania kombajnu SzBM-1 w Zagłębiu Donieckim. Skały drugiej i trzeciej grupy stanowią pewnego rodzaju rezerwę dla rozszerzenia obszaru stosowania kombajnu. Skały grupy czwartej nie nadają się do skutecznego wykorzystania kombajnu. Jak widać z tablicy, obszar zastosowania kombajnu SzBM-1 w Zagłębiu Donieckim jest dość szeroki. Kombajny te mogą znaleźć szerokie rozpowszechnienie w kopalniach Zagłębia.

Na równi z dalszym studiowaniem i ulepszaniem konstrukcji kombajnu SzBM-1 bardzo ważnymi przesłankami dla skutecznego jego przyjęcia się w praktyce i rozszerzenia obszaru jego zastosowania w chwili obecnej są: opracowanie efektywnych reżimów pracy kombajnu w rozmaitych warunkach, obniżenie ceny noży węglowych i podwyższenie ich trwałości, opracowanie skutecznych i pewnych sposobów walki z tworzeniem się pyłu podczas pracy kombajnu.

Mgr inż. Zdzisław Neulinger

Nowe rozwiązanie konstrukcyjne przenośników taśmowych

Według: Mining Journal, nr 4, 1953, Iron Coal Tr. Rev. nr 8, 51 i 52.

Mimo uznanych zalet masowej odstawy ciągłej przenośnikami taśmowymi i wyraźnych korzyści technicznych, ekonomicznych i bezpieczeństwa pracy w porównaniu z przewozem nawet największymi wozami (jak również ciągnięcia szymbem), przenośniki taśmowe, w ich obecnej ogólnie znanej i powszechnie stosowanej konstrukcji, wykazują jeszcze ciągle pewne niedomagania ruchowe i wysokie koszty eksploatacyjne; dla usunięcia ich szuka się więc nowych, lepszych rozwiązań.

Długość ciągu przenośnika taśmowego w jego obecnej formie jest w całości zależna jedynie od taśmy nośnej, której wytrzymałość zależy od ilości wkładek bawełnianych, dla których przyjęte trwałe natężenie jednostkowe na rozerwanie 5,5 kg/cm zezwala na maksymalne obciążenie taśmy, np. 0,75 m szerokości z pięcioma wkładkami bawełnianymi, 2060 kg. To obciążenie z kolei mówi o dopuszczalnej mocy silnika maszyny napędzającej przenośnik i jego maksymalnej

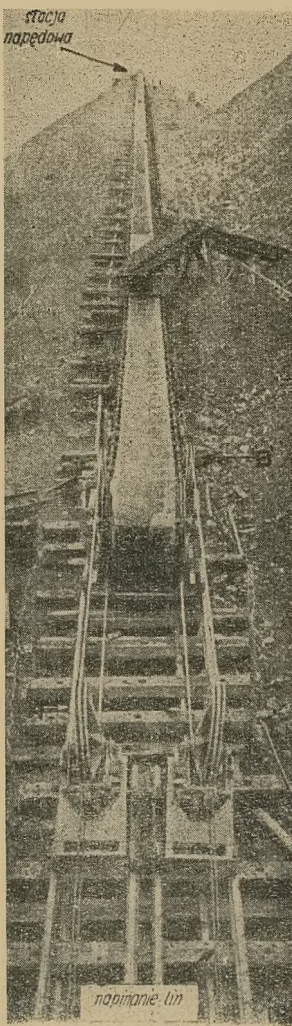
długości, która dla przewozu 150 t/godz. przy prędkości taśmy 1,5 m/sek wyniesie w poziomie około 650 m, a przy transporcie pod górę 18° już tylko 150 m.

Długość tę można by zwiększyć kosztem większej liczby wkładek, ale większa liczba wkładek, usztywniając taśmę, wpływa bardzo niekorzystnie na jej trwałość i żywot, a tym samym koszty eksploatacji, które przy obecnie stosowanych liczbach wkładek, zatem lepszej elastyczności taśmy, w ponad 50 % (bez robocizny), idą na konto samej taśmy.

Aby temu zaradzić, szuka się takich rozwiązań konstrukcyjnych, które by pozwoliły zdjąć z taśmy wszystkie niszczące ją natężenia, a więc: siły ciągnięcia wynikające z oporów tarcia części ruchomych oraz z własnego ciężaru i obciążenia materiałem transportowanym, z konieczności podnoszenia w czasie ruchu tak

taśmy, jak i materiału z zagłębień podłużnych między kołami krążnikowymi oraz, o ile możliwości, wyeliminowania sił gięcia na bębnach i między kołami i przenieść je na inny dodatkowy element.

Jednym z takich rozwiązań jest wypróbowana w kilkuletnim ruchu konstrukcja linowych przenośników taśmowych usuwająca te wady, a równocześnie zezwalająca na zwiększenie długości ciągu przenośnika przez to, że natężenie siły ciągnięcia przerzuca się na liny, a zadanie taśmy ogranicza się jedynie do niesienia materiału transportowego, co w konsekwencji pozwala na stosowanie lżejszych taśm z mniejszą, a właściwie tylko jedną wkładką bawełnianą dla każdej szerokości, długości, prędkości i przekroju załadowania taśmy. Taśma biegnąc spokojnie bez unoszenia się na każdym koźle, jak w zwykłych przenośnikach krążnikowych, pozwala na transport materiału w górę pod większym kątem. Kąt ten może być poważnie powiększony i przez to, że zewnętrzną stroną taśmy można uzbroić w po-

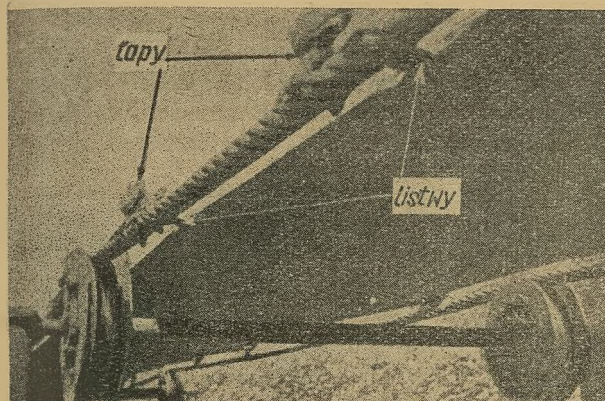


Rys. 1. Układ kół pozwalający na wolne przejście lin

przeczeki, gdyż taśma przy rozwiązaniu konstrukcyjnym nigdzie nie dotyka „trasy“ i opina bębny pojedyncze przedni i tylny, tylko jedną wewnętrzną stroną.

Zasadą budowy linowych przenośników taśmowych jest umieszczenie taśmy między dwiema stalowymi liniami nośnymi (rys. 1). W taśmę o jednej w zasadzie wkładce bawełnianej wtopione są poprzeczne sprężyste listwy stalowe w odstępach około 1,0 m od siebie, wystające poza brzozy taśmy z jednej i drugiej strony.

Końce listew zaopatrzone są w łapy stalowe, wyłożone gumą, dla lepszego przylegania do lin, skierowane w dół i w górę (rys. 2). Łapy opierają się o liny biegnące obok taśmy i w ten sposób ją podtrzymują. Materiał transportowany obciążając taśmę nadaje jej



Rys. 2. Łapy wsporcze dla lin nośnych

kształt koryta, przy czym cały ciężar taśmy i materiału biorą na siebie liny.

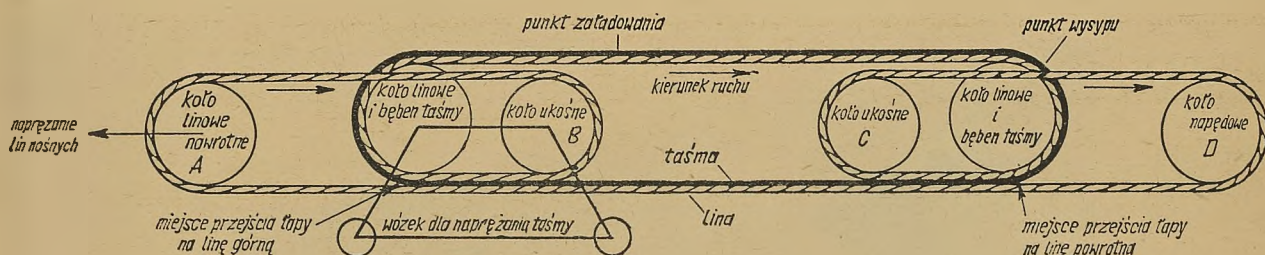
Praktyka wykazała, że współczynnik tarcia łap o liny jest wystarczająco duży, by zapobiec wszelkim ruchom taśmy i lin względem siebie tak, że taśma i liny będą razem jako jedna całość. Liny otrzymują napęd przez dwa koła pędne zamontowane na dwu od-

zycznym na rysunku i biegnąc dalej niosą taśmę na całej długości przenośnika aż do bębna nawrotnego, skąd liny biegną dalej prosto na koła linowe nawrotne A, podczas gdy łapy, po odwróceniu, biegną wokół bębna taśmy i bezpośrednio zaczepiają o liny powrotne schodzące z ukośnych kół B (rys. 4). Wszystkie te czynności powtarzają się w punkcie wysypu.

Koła A i B, jak to widać na rys. 1, są lekko odchyłone tak, aby liny miały wolne przejście dla siebie. Liny wspierają się wzdłuż całego przenośnika na krążkach z łożyskami kulkowymi, ustawionych w odległościach co 5 ÷ 10 m (rys. 2) zależnie od warunków pracy przenośnika.

Taśma, nie biegnąc po krążnikach, nie tworzy zagłębień między kozłami i wobec tego, że nie zachodzi konieczność stałego podnoszenia materiału transportowanego z tych zagłębień ponad krążniki, moc silnika napędowego może być mniejsza. Poza tym taśma nie jest narażona na ugięcie pod ciężarem własnym i materiału między kozłami i niszczenie wskutek tarcia, gdyż styka się ona tylko z dwiema powierzchniami, na których może ulegać ścieraniu, tj. z dwoma bębnami, a nie z setkami krążników jak w przenośnikach zwykłych i, o czym już wspomniano, taśma opinając pojedyncze bębny jest zginana tylko w jednym kierunku; usuwa to jeden z głównych powodów niszczenia taśm.

Średnica lin dla przykładu tu omawianego wynosi 25 mm, przy czym liny wykonane są ze stali o wy-



Rys. 3. Schemat układu podłużnego przenośnika

dzielnych połówkach wału, napędzanych za pośrednictwem dyferencjału, który nadaje obu liniom dokładnie tę samą prędkość we wszystkich możliwych warunkach ruchu i załadunku taśmy. Poza tym dyferencjał ten



Rys. 4. Dołączenie taśmy nośnej do lin

wyrównuje różnice w średnicach kół napędowych, jakie mogą zaistnieć wskutek nierównomiernego zużycia się kół.

Według załączonego schematu układu podłużnego linowego przenośnika taśmowego (rys. 3) taśma obiega dwa końcowe bębny, a liny po zejściu z kół napędowych D biorą na siebie łapy wsporcze w punkcie wska-

trzymałości 160 ÷ 175 kg/mm². Liny napina się kołem nawrotnym A, a taśmę za pomocą wózka do napinania, w którym zmontowany jest bęben nawrotny taśmy, przy czym ruch wózka może nie mieć żadnego wpływu na regulację napięcia lin.

Ilość gumy potrzebna dla taśmy w tej konstrukcji przenośników nie jest wprawdzie dużo mniejsza w porównaniu z przenośnikami krążnikowymi, ale żywot taśmy w tych przenośnikach jest o wiele dłuższy. Taśma opina bębny pojedyncze i jest wobec tego zginana tylko w jednym zawsze tym samym kierunku, przy czym, ponieważ jest cieńsza i ma tylko jedną wkładkę bawełnianą, niszczące działanie naprężeń zginających występujące wewnątrz taśmy właściwie nie istnieje. Taśma nie jest narażona na rozciąganie wskutek napinania jej dla wytworzenia odpowiedniego przylegania na bębnach w celu unikania poślizgu i wobec tego nie ściera się wskutek tarcia o bębny jak również o krążniki, zwłaszcza nieruchome, co z takich czy innych względów zdarza się aż nadto często. Dla tych taśm potrzeba około 5-krotnie mniej bawełny niż dla taśm w przenośnikach krążnikowych.

Ilość łożysk kulkowych w przenośnikach linowych jest przeszło dwukrotnie mniejsza niż w przenośnikach krążnikowych, przy czym krążki linowe znajdujące się na zewnątrz pozwalają na łatwą obserwację ich ruchu

jak również są bardzo łatwo dostępne dla smarowania.

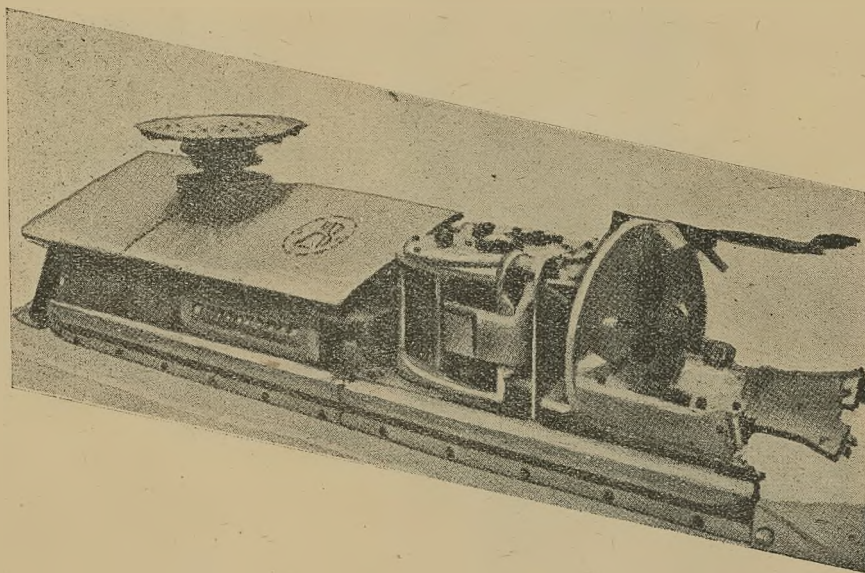
Ilość silników, reduktorów i sprzętu instalacyjnego dla dłuższych przewozów tymi przenośnikami może być wielokrotnie mniejsza niż przy zwykłych przenośnikach taśmowych i zapotrzebowanie energii napędowej również mniejsze. Przykładem możliwości transportowych tego rodzaju przenośnikami jest instalacja linowego przenośnika taśmowego w jednym ciągu na długości 1800 m w upadowej o wzniosie 10° podnoszącego urobek na wysokość 324 m.

Inż. Eugeniusz Kaliciński

Nowa maszyna zespołowa

Według: Ann. Min. Belg., t. 53, nr 2, marz. 54, s. 229

Firma Anderson Boyes przeprowadza obecnie próby z prototypem maszyny zespołowej pokazanej na rysunku. Część urabiającą tworzy obracająca się tarcza. Na jej obwodzie są osadzone trzy ramiona prostopadłe do tarczy. Końce ramion są uzbrojone w noże z węglików spiekanych. U nasady ramion umocowano dodatkowe kliny ścinające węgiel. Podobne kliny osadzone są także na powierzchni tarczy. Maszyna posuwa się wzdłuż przenośnika w ścianie urabiając węgiel cylindrycznie. Ramiona urabiające kruszą i odrzucają



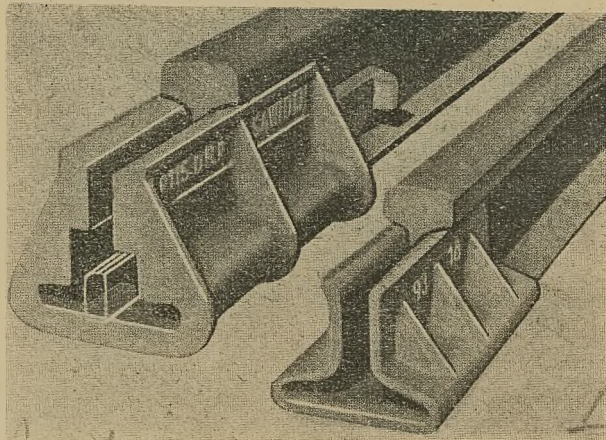
Rys. 1. Maszyna zespołowa Anderson Boyes

węgiel na przenośnik. Oprócz tarczy urabiającej czołowo przewidziano dodatkową tarczę poziomą w tyle maszyny dla urabiania węgla górnej łąty. Węgiel ten spada na górną pokrywę kadłuba maszyny. Pokrywa nachylona w stronę przenośnika powoduje staczanie się urobionego węgla na przenośnik. Wysokość tarczy poziomej może być regulowana. Maszyna w jej obecnym wykonaniu może być użyta w pokładach grubości 0,75 do 1,05 m.

Szytywne złącza szynowe

Według: Bergbau Rundschau, kw 54, s. 192

Jakość wykonania złączy szynowych w torach kopalnianych ma duży wpływ na zużycie mocy elektrowozów i wielkość prądów błądzących. Ruchy górotworu, wyciskanie spągów nie pozwalają na spawanie szyn kopalnianych na większych długościach. Dla uzyskania pewnego połączenia bez łubków i śrub zastosowano złącza typu „Sawido” podane na rysunku. Dla szyn o profilu 115 mm stosuje się złącza z klinem, dla szyn



Rys. 1. Złącza szyn typu „Sawido”

lżejszych złącza bezklinowe. Układanie szyn przy zastosowaniu tych złączy jest szybsze bez stosowania śrub itp. części ulegających łatwo zagubieniu. Połączenie styków szyn jest pewne, chroni szyny przed zużyciem i zmniejsza siłę uderzeń kół wozów i lokomotyw. Nie wymaga ono szczególnej pielęgnacji w ruchu w porównaniu ze złączem łubkowym, w którym śruby należy regularnie dokręcać.

Mgr inż. J. Zyzak

Redaguje Komitet Redakcyjny powołany przez Departament Techniki Ministerstwa Górnictwa

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

Wskazówki dla autorów

W celu przyspieszenia prac redakcyjnych związanych z przygotowaniem do druku nadesłanych artykułów Redakcja „Przeglądu Górniczego” zwraca się do autorów z prośbą o przestrzeganie niżej podanych wskazówek.

1. Objętość artykułów nie powinna przekraczać 8—10 stron (po 29 wierszy) pisma maszynowego, pisanego jednostronnie na dwa odstępy o długości wiersza na 54 uderzeń klawisza maszyny.
Po obu stronach należy pozostawić równe marginesy.
2. Przy pisaniu artykułów należy przestrzegać Dekretu z 26/X. 1949 (Dz.U.R.P. Nr 55, poz. 437 z 2/XI. 1949 r.).
3. Artykuły powinny omawiać możliwie wąskie tematy; zagadnienia obszerniejsze należy dzielić na kilka artykułów pod różnymi tytułami względnie tak opracowywać, aby podział na części drukowane w oddzielnych zeszytach obejmował fragment zamknięty.
Artykuły powinny zawierać krótkie wnioski streszczające przytoczony materiał. Artykuły przekraczające rozmiarem 1 stronę druku formatu A4 powinny być poprzedzane krótkim streszczeniem obejmującym najwyżej 15 wierszy maszynopisu.
4. W artykułach należy posługiwać się pisownią według zasad Polskiej Akademii Umiejętności z 1936 r. oraz używać terminologii, skrótów i oznaczeń przyjętych przez Polskie Normy, Polski Komitet Normalizacyjny, Główny Urząd Miar oraz przez Polską Akademię Nauk Technicznych.
5. Artykuły należy nadsyłać w dwóch egzemplarzach (oryginał i kopię) pisanych na gładkim papierze maszynowym.
6. Maszynopis powinien być bezwarunkowo przejrzany i poprawiony przez autora.
Na końcu artykułu (u dołu ostatniej strony) należy umieszczać dokładny adres oraz Nr konta PKO autora.
7. Stronice maszynopisu należy numerować u góry, pośrodku strony (np. — 2 —, — 3 — itd.).
8. Wzory matematyczne należy podawać w oddzielnych wierszach tekstu, przy czym wzory proste powinny być pisane na maszynie, wzory zaś złożone odręcznie lecz czytelnie. Litery greckie, których nie należy nadużywać, wpisywać bardzo wyraźnie.
Przestrzegać poprawnego pisania wskaźników, tj. niżej liter i wykładników potęg wyżej liter.
9. W tekście artykułu należy powoływać się na rysunki i tablice. Na marginesie tekstu zaznaczać miejsca, w których powinny być umieszczone rysunki lub tablice.
10. Artykuły mogą być ilustrowane rysunkami i fotografiami, jednak ilość ich należy ograniczać do niezbędnych.
11. Rysunki i wykresy wykonywać zgodnie z Polskimi Normami czarnym tuszem na białym i gładkim papierze rysunkowym lub na kalce rysunkowej, bez ramek. Wszelkie napisy na rysunkach powinny być wykonane starannie czarnym tuszem.
Wielkość rysunków i wykresów oraz grubość wyciąganych linii powinna uwzględniać 2- do 3-krotne zmniejszenie przy wykonywaniu klisz na szerokość łamu (8 cm) lub kolumny (16 cm), wyjątkowo zaś na wysokość kolumny (24 cm).
12. Przesłane fotografie powinny być wyraźne i kontrastowe i muszą być wykonane na białym, gładkim i błyszczącym papierze fotograficznym o wymiarach 9×12 cm lub mniej.
13. Wszelkie rysunki, wykresy i fotografie należy nazywać w tekście rysunkami (skrót rys.) i nie używać określeń, jak figura, szkic, fotografia, rycina itp. Numerować należy je bieżącymi liczbami arabskimi.
14. Nie należy wykonywać tuszem pod lub nad rysunkami napisów objaśniających rysunek, które będą złożone drukiem. W tym celu należy dołączać do artykułu oddzielne spisy objaśnień do rysunków w 2 egzemplarzach. Nie umieszczać również na rysunkach oznaczeń, linii, elementów rysunku itp., lecz podawać je w spisie objaśnień, poniżej zasadniczego napisu. Zwracać uwagę na zgodność numeracji rysunków w tekście i na rysunkach.
15. U samego dołu rysunku a przy fotografiach na odwrocie należy wpisać czytelnie atramentem: numer rysunku, nazwisko autora i tytuł artykułu w skrócie. Napisy te u dołu rysunku należy umieszczać w odległości co najmniej 1 cm od najniższej linii lub napisu na rysunku.
16. Wszelkie zestawienia i tablice należy nazywać tablicami, a nie tabelami, numerować je bieżąco liczbami arabskimi. U góry każdej tablicy powinien być umieszczony tytuł (napis) objaśniający. Nie umieszczać tablic w tekście, lecz załączać je na oddzielnych arkuszach w 2 egzemplarzach, podając u góry nazwisko autora.
Unikać podawania dużych zestawień i tablic.
17. Rysunki i fotografie należy nadsyłać w jednym egzemplarzu. Nie wklejać ich do tekstu, lecz załączać oddzielnie.
18. Przy końcu artykułów należy podawać wykaz literatury, wymieniając nazwisko autora z inicjałami, pełny tytuł dzieła lub czasopisma, tom lub numer zeszytu, rok wydania oraz numer strony.
Przy tłumaczeniach podawać zawsze źródło, z którego dokonano przekładu lub przeróbki.

UWAGI.

- a. O przyjęciu artykułu decyduje Komitet Redakcyjny.
- b. Redakcja nie zwraca maszynopisów nadesłanych artykułów.
- c. Przesłane szpalty artykułów do korekty autorskiej należy zwracać do 2 dni listem „Exprès” pod adresem Redakcji: Stalinogród, ul. 3-Maja 36, IIp.

REDAKCJA CZASOPISMA „PRZEGLĄD GÓRNICZY”

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze

NOWOŚCI WYDAWNICZE

- ALEKSIEJEW G. P.: **Sprawdzanie rysunków.** Tłum. z ros. J. Orłowski. S. 144, zł 11.—
- Bezpieczeństwo pracy przy urządzeniach elektrycznych.** Praca zbiorowa. Stow. Elektr. Polskich. Wyd. 2 popraw. i uzup. S. 178, zł 17.—
- BORKOWSKI W.: **Praca na automatach tokarskich.** Seria „Będę Fachowcem”. S. 68, zł 2,50.
- GROCHOWSKI S.: **Walka o jakość w zakładach przemysłu maszynowego.** S. 96, zł 9.—
- KAHL T.: **Zasady projektowania sieci elektroenergetycznych niskich i średnich napięć.** S. 376, zł 17.— Zatwierdzono do użytku szkolnego przez CUSZ.
- KONORSKI B., STARCZAKOW W., WOJCIECHOWSKI S.: **Równania i układy jednostek w elektrotechnice.** S. 156, zł 12.—
- KSIĄŻKIEWICZ S.: **Drewno jako materiał do budowy aparatury chemicznej.** S. 178, zł 14.—
- LIDMANOWSKI W.: **Technika wysokich napięć.** Wyd. 2, S. 212, zł 10.—
- PAC W.: **Próby mechaniczne w spawalnictwie.** S. 168, zł 14.— (opraw.)
- PIETROW L. P.: **Sterowanie przekątnikowo-stycznikowe napędu elektrycznego.** Tłum. z ros. J. Siwiński. S. 156, zł 11.—
- SIWICKI J.: **Podstawy technologii paliwa i wody.** S. 40, zł 5.— Zatwierdzono do użytku szkolnego przez CUSZ.
- SZKULTECKI W.: **Linie kablowe elektroenergetyczne.** Budowa i eksploatacja. S. 339, zł 17.— (opraw.). Zatwierdzono do użytku szkolnego przez CUSZ.
- Technika wysokich napięć.** Tom I. Praca zbiorowa. Tłum. z ros. Z. Hasterman, J. L. Maksiejewski. S. 252, zł 44.—
- VOELLNAGEL A.: **O warsztatowych urządzeniach mierniczych.** Seria „Będę Fachowcem”. S. 56, zł 2.—
- WALENTYNOWICZ B., ŻMIGRODZKI W.: **Aparaty elektryczne niskiego napięcia.** Wyd. 3 niezmienione. S. 391, zł 13.— Zatwierdzono do użytku szkolnego przez CUSZ.
- WOLFF T.: **Ogólne zasady wentylacji.** Biblioteka Wykładowcy BHP. S. 39, zł 2.—
- WRÓBLEWSKI W.: **Odlewnictwo i obróbka plastyczna.** Część 2. Obróbka plastyczna. S. 105, zł 5.— Zatwierdzono do użytku szkolnego przez CUSZ.
- ŻEREBOW I. P.: **Elektrotechnika elementarna.** Tłum. z ros. J. Baranowski. Biblioteka Radiomechanika. S. 132, zł 6.—
- ŻYCKI Z.: **Obsługa silnika synchronicznego.** S. 61, zł 3,50.

Do nabycia w księgarniach technicznych Domu Książki i u kolporterów zakładowych

