

PRZEGŁAD GÓRNICZY

ČZASOPISMO NAUKOWO TECHNICZNE
POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM GÓRNICCTWA

M I E S I Ę C Z N I K

Nr. 3 (686)

MARZEC 1955

Tom XI (XLII)



WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE
STALINOGRÓD

TREŚĆ

1. Prof. dr inż. Witold Budryk: Osiągnięcia nauki polskiej w dziedzinie badania wpływów podziemnej eksploatacji na powierzchnię	89
2. Prof. mgr inż. Feliks Zalewski i mgr inż. Tadeusz Kaczmarczyk: Ścisłość materiałów podszadzkowych	97
3. Mgr inż. Jerzy Wyszomirski: Praca monitora podszadzkowego	102
4. Mgr inż. Stanisław Kempński i mgr inż. Jerzy Kozłowski: Ściany o wielokrotnym kombinowanym zabiorze	105
5. Dr Jan Kuhl, mgr inż. Kazimierz Pawłowicz i mgr Józef Szczerbiński: Uwagi o powstawaniu spekań w skałach	111
6. PRZEGLĄD ZAGRANICZNY	118
7. BIULETYN GIG	
8. PRZEGLĄD DOKUMENTACYJNY GÓR-NICTWA	

CONTENTS

1. W. Budryk Prof. Dr Min. Eng.: Achievements of Polish science in the field of research on the influence of underground exploitation upon the surface	89
2. F. Zalewski Prof. Min. Eng., T. Kaczmarczyk Min. Eng.: Compressibility of stowing materials :	97
3. J. Wyszomirski Min. Eng.: The work of hydraulic giant	102
4. S. Kempński Min. Eng., J. Kozłowski Min. Eng.: Longwalls with multiple combined web	105
5. J. Kuhl Dr, K. Pawłowicz Min. Eng., J. Szczerbiński Bc. Sc.: Notes on formation of fissures in rocks	111
6. FOREIGN REVIEW	118
7. BULLETIN OF THE POLISH MINING IN-STITUTE	
8. MINING ABSTRACTS	

СОДЕРЖАНИЕ

1. Проф. др инж. В. Будрык: Достижения польской науки в области влияния подземной эксплуатации на поверхность	89
2. Проф. mgr инж. Ф. Залевски и mgr инж. Т. Качмарчик: Усадка закладочных материалов	97
3. Мгр инж. Ю. Вышомирски: Работа закладочного гидромонитора	102
4. Мгр инж. С. Кемпински, мгр инж. Ю. Козловски: Лавы с многократным комбинированным шагом выемки	105
5. Др Я. Куль, мгр инж. К. Павлович, мгр Ю. Щербински: Замечания по вопросу возникновения трещин в горных породах	111
6. ИНОСТРАННОЕ ОБОЗРЕНИЕ	118
7. БЮЛЛЕТЕНЬ ГЛАВНОГО ИНСТИТУТА ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ	
8. ОБЗОР ДОКУМЕНТАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	

SOMMAIRE

1. W. Budryk Pr. Dr Ing.: Réalisations de la science polonaise dans le domaine de recherches sur l'influence de l'exploitation souterraine sur la surface	89
2. F. Zalewski Prof. Ing., T. Kaczmarczyk Ing.: Compressibilité des matériaux de remblayage	97
3. J. Wyszomirski Ing.: Travail de la lance à remblayage	102
4. S. Kempński Ing., J. Kozłowski Ing.: Longues tailles à découpe multiple combinée	105
5. J. Kuhl Dr, K. Pawłowicz, Ing., J. Szczerbiński: Notes sur la formation des fissures dans les roches	111
6. INFORMATIONS DU MONDE MINIER	118
7. BULLETIN DE L'INSTITUT POLONAIS DES MINES	
8. 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 865 z dnia 8. II. 1955 r. Druk zakończono w marcu 1955 r.

Drukarnia: Robotnicza Spółdzielnia Wydawnicza „Prasa“, Stalinogród, ul. Opolska 22 R-6-3113

PRZEGLĄD GÓRNICZY

MIESIĘCZNIK

Nr 3 (686)

Marzec 1955 r.

Tom XI (XLII)

622.884.53

OSIĄGNIĘCIA NAUKI POLSKIEJ W DZIEDZINIE BADANIA WPŁYWÓW PODZIEMNEJ EKSPLOATACJI GÓRNICZEJ NA POWIERZCHNIĘ

Prof. dr inż. Witold Budryk

Treść: Dotychczasowe wyprowadzenie równań dla profilu niecki osiadania odnoszące się do przypadku pokładów poziomych oraz porównanie równań. Warunki prowadzenia eksploatacji górniczej wpływające na zmniejszenie jej wpływu na powierzchnię. Propozycje wprowadzenia kategorii ochron obiektów na powierzchni. Możliwość zmniejszenia wymiarów filarów ochronnych. Wpływ ścianki na wielkość filaru ochronnego.

Przed górnictwem polskim postawione zostało wielkie zadanie podniesienia wydobywania do niebywałych u nas rozmiarów. Jedną z najważniejszych trudności, jaka w związku z tym musi być pokonana, jest konieczność uzyskania odpowiednio dużego frontu eksploatacji, co wymaga albo budowy ogromnym kosztem nowych kopalń, albo też zdecydowania się na wybieranie przez kopalnie istniejące olbrzymich zamrożonych zasobów węgla i rud pod miastami i zakładami przemysłowymi. Wystarczy tu nadmienić, że zamrożone zasoby węgla w filarach ochronnych, dostępnych z istniejących poziomów wydobywczych, wynoszą setki milionów, a nawet miliardy tonn. Zagadnienie wyeksploatowania tych zasobów może być rozwiązane tylko przy ścisłej współpracy nauki i praktyki.

Zadaniem nauki w tym przypadku jest wyjaśnienie wielkości odkształceń, jakie mogą wystąpić na powierzchni przy takim lub innym sposobie podziemnej eksploatacji, jak również wielkości odkształceń dopuszczalnych, przy których znajdujące się na powierzchni obiekty nie ulegną zniszczeniu. Innymi słowami nauka powinna odpowiedzieć na pytanie, przy zachowaniu jakich warunków możliwa jest bezpieczna dla budowl i eksploatacja pod miastami i zakładami przemysłowymi.

Stawiając sobie zadanie możliwie największego wykorzystania złóż, powinniśmy jednocześnie mieć na uwadze, ażeby w przypadku, gdy eksploatacja pod zabudowaniami nie będzie możliwa i gdy zajdzie potrzeba pozostawienia pod nimi nie wybranego filaru ochronnego, filar ten rzeczywiście zabezpieczał chronione obiekty. Powinniśmy poza tym starać się, by straty złoża w filarze ochronnym były jak najmniejsze, a dla ich zmniejszenia wykorzystać wszelkie technicznie możliwe i ekonomicznie opłacalne środki.

Równanie profilu niecki osiadania

Pierwsze próby w kierunku rozwiązania tego zagadnienia zostały rozpoczęte w ZSRR przez S. G. Awierszyna jeszcze przed wojną, a mianowicie w latach 1935÷1936, a następnie kontynuowane na szeroką skalę po wojnie. W okresie 1945÷1951 w wykonaniu tej pracy brali udział wybitni matematycy oraz szereg pracowników Naukowo-Badawczego Instytutu Marksajderskiego.

Próby oparcia tej teorii na ogólnych zasadach mechaniki ośrodków ciągłych, jak również na matematycznym aparacie teorii sprężystości i plastyczności, nie doprowadziły jednak do teoretycznego rozwiązania zagadnienia przemieszczenia skał, a wskutek tego S. G. Awierszyn zmuszony był przy wyprowadzeniu równania pójść drogą empiryczną w oparciu na bogatym materiale pomiarowym (rys. 1): Równanie jego dla poziomego zalegania pokładu opublikowane w 1948 r. [1, 2] przedstawia się w następującej postaci

$$w = w_{max} \left(1 - \frac{x}{2,13l}\right)^{4,58} \cdot l^{2,13} \frac{\pi}{b} \quad (1)$$

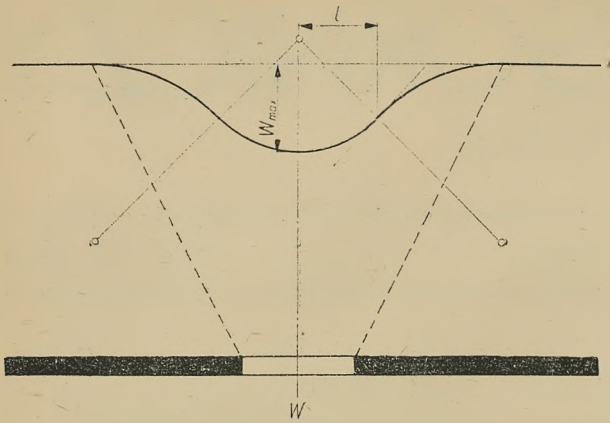
gdzie

w — osiadanie punktu o odciętej x ,

w_{max} — największe osiadanie,

l — odcięta punktu przegięcia krzywej osiadania.

O istnieniu równania Awierszyna dowiedzieliśmy się u nas dopiero w r. 1952. W 1949 r. nie znając jeszcze podanego na tym miejscu równania Awierszyna, zainteresowałem zagadnieniem teorii odkształceń powierzchni na początku St. Knothego, a w następnych latach również J. Litwiniuszyna i A. Sałustowicza. Blisko trzyletnia nasza praca zespołowa dała podstawy do gruntowniejszego ujęcia matematycznego zjawisk odkształceń terenu oraz pozwoliła przewi-



Rys. 1. Krzywa profilu niecki osiadania według Awierszyna

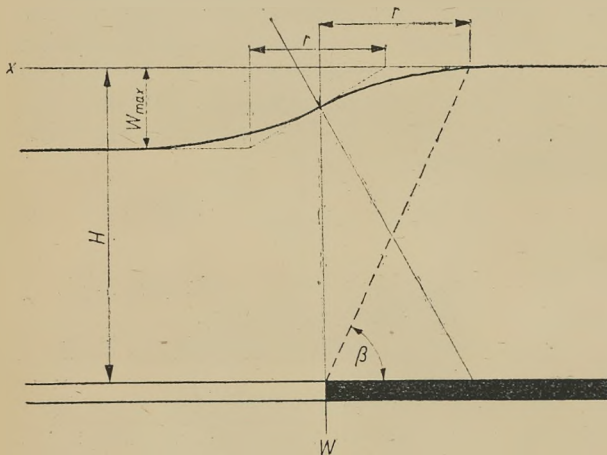
dywać z dużym prawdopodobieństwem skutki eksploatacji górniczej, jakie występują na powierzchni [8]. Przy wyprowadzeniu równania profilu niecki osiadania, każdy z naszego zespołu poszedł inną drogą.

St. Knothe, któremu przysługuje na naszym terenie pierwszeństwo w podaniu równania, zastosował do tego celu metodę geometryczną, wprowadzając w swej pracy doktorskiej pojęcie „krzywej wpływów“, przy czym opierając się na będącym do dyspozycji bogatym materiale niwelacyjnym wykazał on, że krzywa wpływów jest krzywą Gaussa. W oparciu na tej krzywej (rys. 2) otrzymał równanie profilu niecki w postaci

$$w = \frac{w_{\max}}{r} \int_{-\infty}^{\infty} e^{-\pi \frac{x^2}{r^2}} dx \quad (2)$$

gdzie

$r = \frac{H}{\tan \beta}$ tzw. zasięg wpływów głównych,
 H — głębokość eksploatacji,
 β — kąt zasięgu zależny od charakteru górotworu.



Rys. 2. Krzywa profilu niecki osiadania według „krzywej wpływów“

J. Litwiniszyn przy wyprowadzaniu swego równania różniczkowego przemieszczeń górotworu zastosował metody mechaniki ośrodków ciągłych. Teorię swoją oparł z jednej strony na zasadzie zachowania masy, z drugiej zaś na

cennym spostrzeżeniu S. G. Awierszyna [1], że przemieszczenia poziome u są proporcjonalne do pierwszej pochodnej przemieszczeń pionowych w .

$$u = B \cdot \frac{dw}{dx} \quad (3)$$

przy czym dla uogólnienia przyjął, że B jest funkcją głębokości z .

Równanie Litwiniszyna ma dość skomplikowany kształt

$$w = \frac{w_{\max}}{\sqrt{\pi}} \int_{-\infty}^{\infty} e^{-\lambda^2} d\lambda \quad (4)$$

$$- \frac{1}{2} x \left[\int_0^z B(s) ds \right]^{-\frac{1}{2}}$$

niemniej jednak bliższa jego analiza wykazuje, że jest ono w szczególnych warunkach identyczne z równaniem Knothe'go.

A. Sałustowicz poszedł odmienną drogą opierając się na teorii sprężystości i przyjmując, że profil niecki osiadania odpowiada swym kształtem ugięciu się warstwy na sprężystym podłożu. Równanie Sałustowicza jest następujące

$$w = \frac{w_{\max}}{2} e^{-\frac{x}{L}} \cos\left(\pi \frac{x}{L}\right) \quad (5)$$

gdzie $2L$ — długość fali osiadania.

Porównanie ze sobą podanych równań nastręcza tę trudność, że w każdym z nich wchodzi inne wielkości, a mianowicie l , r i L . Trudność ta jest jednak łatwa do pokonania, jeżeli z każdego równania obliczymy wielkość podstępczej $\frac{r}{2}$ (rys. 2) w punkcie przegięcia. W ten sposób otrzymujemy następujące zależności

$$l = 0,9r \quad \text{i} \quad L = \frac{4}{\sqrt{2\pi}} r \quad (6)$$

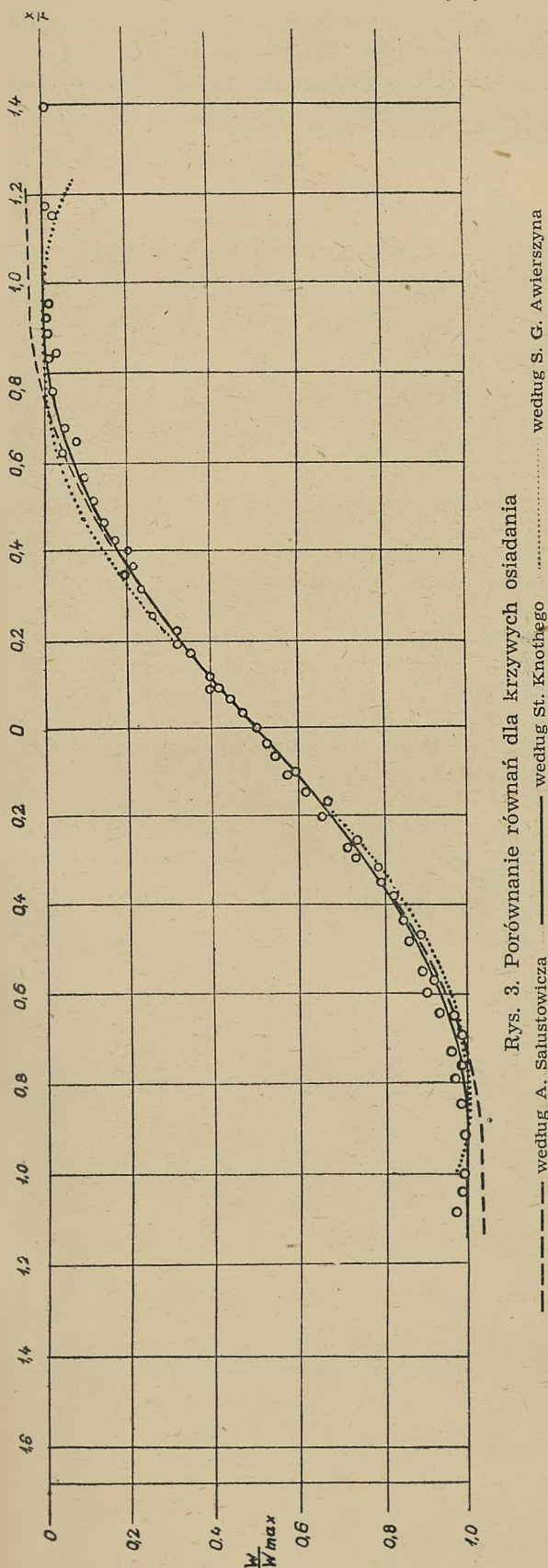
Zależności te pozwalają wykreślić krzywe odpowiadające podanym wzorom na jednym wykresie, co zostało przedstawione na rys. 3 w bezwymiarowych współrzędnych $\left(\frac{x}{r}, \frac{w}{w_{\max}}\right)$.

Jak z rys. 3 wynika, wszystkie te krzywe w znacznej mierze pokrywają się ze sobą. Pokrywanie się krzywych teoretycznych Knothe'go oraz Sałustowicza z krzywą empiryczną Awierszyna opartą na bardzo bogatym materiale doświadczalnym jest doskonałym dowodem, że na drodze czysto teoretycznej udało się w tym przypadku uzyskać pomyślne wyniki.

Zestawienie tych krzywych z wynikami niwelacji, oznaczonymi kółkami na rys. 3, wykazuje, że najbardziej zbliżoną do tych wyników krzywą jest krzywa Knothe'go. Krzywa Awierszyna ma tę wadę, że odnosi się do skończonych wymiarów niecki i nie uwzględnia obniżen poza jej granicami. Krzywa Sałustowicza daje ugięcie powierzchni z postaci zanikającej fali, a więc wykazuje podniesienie terenu na brzegach niecki. Jakkolwiek podniesienie takie jest

niekiedy obserwowane, to jednak nie jest ono zjawiskiem powszechnym.

Tak więc najdokładniejsze wyniki daje równanie Knothego. Można nawet zaryzykować



Rys. 3. Porównanie równań dla krzywych osiadania

według S. G. Awierszyna

według St. Knothego

według A. Salustowicza

T. Kochmański, który opierając się na danych niwelacyjnych twierdzi, że równanie Knothego daje za małe wartości obniżen na dużych odległościach od brzegu niecki i stara się podać wzór, który uwzględniłby tę okoliczność. Spór ten uważam jednak za czysto akademicki i nie mający żadnego znaczenia dla praktyki. Poza tym, jak wykazują niwelacje, teren całego naszego zagłębia stale obniża się (tak np. Bytom już przynajmniej od 70 lat wykazuje obniżenie $3 \div 4$ mm rocznie), i to nawet w takich miejscach, gdzie eksploatacja górnicza nie jest prowadzona.

Wyprowadzone równania profilu niecki osiadania odnoszą się do przypadku pokładów poziomych i mogą być rozszerzone jedynie na pokłady o małym upadzie. Jeżeli chodzi o pokłady nachylone, a zwłaszcza strome, to dotychczas w ogóle nie mamy ani teoretycznych, ani empirycznych równań osiadania.

Eksploatacja pod obiektami na powierzchni

Podane równania umożliwiają obliczenie wielkości osiadania terenu w różnych punktach, jeżeli tylko znane jest największe osiadanie w_{max} , głębokość eksploatacji H oraz kąt β zasięgu wpływów. Wartość H jest z góry zadana; w_{max} przyjmuje się na podstawie znanych z praktyki obniżen terenu. Tak np. przy wybieraniu z zawałem wartość w_{max} nie przekracza zwykle w naszych warunkach 70 % grubości pokładu, przy wybieraniu z podsadzka płynną 10 ÷ 20 % zależnie od staranności podsadzania i jakości materiału podsadzkowego.

Jeżeli chodzi o wartość $\tan \beta$, to może ona być wyznaczona na podstawie wyników niwelacji przeprowadzonych w trakcie eksploatacji tego lub innego pokładu na danym lub sąsiednim terenie. Wartość ta waha się w naszych kopalniach w bardzo szerokich granicach, a mianowicie przynajmniej od $\tan \beta = 1,2$ do $\tan \beta = 3,2$. Na większości terenów Dolnego Śląska $\tan \beta = 1,2 \div 1,7$, na Górnym Śląsku mamy przeważnie $\tan \beta = 2,0 \div 2,5$.

Sama tylko wielkość osiadania za nielicznymi wyjątkami (np. eksploatacja pod siecią kanalizacyjną) nie decyduje o tym, czy wybranie pokładu pociągnie za sobą uszkodzenie obiektów, czy też nie. Znamy bowiem z naszej praktyki przypadki, gdy duże domy obniżyły się kilkanaście metrów bez jakichkolwiek uszkodzeń. W innych natomiast przypadkach wystarcza obniżenie 20 ÷ 30 cm, by w obiektach wystąpiły bardzo poważne uszkodzenia. Decydującymi czynnikami są powstałe nachylenia terenu, jego krzywizny i odkształcenia poziome, a więc rozciągania i ściskania, przy czym musimy tu brać pod uwagę największe wartości odkształceń, jakie mogą wystąpić na danym terenie.

Jeżeli chodzi o nachylenie terenu i jego krzywizny, to wielkości te mogą być określone bezpośrednio z równania profilu niecki jako pierwsza $\left(\frac{dw}{dx}\right)$ względnie druga $\left(\frac{d^2w}{dx^2}\right)$ pochodna. Trud-

twierdzenie, że trudno jest spodziewać się, aby jakakolwiek inna teoria dała wyniki dokładniejsze. Przeciwnikiem takiego poglądu jest

niejsza jest sprawa z wyznaczeniem odkształcenia poziomego ε . S. C. Awierszyn [1] podał wprowadzić ogólny wzór na wielkość odkształcenia poziomego w postaci

$$\varepsilon = B \frac{d^2 w}{dx^2} \quad (7)$$

to jednak wartość współczynnika B nie została przez niego dokładniej sprecyzowana. Mianowicie podaje on, że wartość B waha się w granicach od 5 do 20 m i w większości przypadków jest równa $10 \div 12$ m. Przez wprowadzenie pewnych dodatkowych założeń udało się nam wyznaczyć wartość B z dość dużą dokładnością.

Na podstawie powyższego możemy już podać wzory do obliczania największego nachylenia terenu T , największej jego krzywizny K oraz największego odkształcenia poziomego ε_{max} , przy czym dla łatwości porównania tych wzorów ze sobą w poniższej tablicy uwzględnione zostały zależności l i L od r [6].

Tablica 1
Wartości największych odkształceń

	Awierszyn	Knothe	Sałustowicz	Budryk
T	$\frac{w_{max}}{r}$	$\frac{w_{max}}{r}$	$0,98 \frac{w_{max}}{r}$	
K	$1,72 \frac{w_{max}}{r^2}$	$1,52 \frac{w_{max}}{r^2}$	$1,25 \frac{w_{max}}{r^2}$	
ε_{max}	BK		BK	$0,6 T$
B	$5 \div 20$			$0,4 r$

Jak z tablicy tej widzimy, im większe jest r , tzn. im większa jest głębokość eksploatacji H i im mniejszą wartość ma $\tan \beta$, tym większe występują odkształcenia. Warunki takie mamy przede wszystkim na Dolnym Śląsku, a wskutek tego możemy liczyć się z tym, że na Dolnym Śląsku można będzie bezpiecznie wybierać pokłady pod miastami.

W tablicy 1 podane są największe wartości odkształceń, jakie występują na brzegach ostatecznie sformowanej niecki w przypadku, gdy przy wybieraniu pokładu nie pozostawia się resztek w postaci wysp lub półwyspów. Można łatwo udowodnić, że zarówno największe krzywizny, jak i odkształcenia poziome, mogą znacznie przekroczyć podane tu wartości jeżeli szerokość pozostawionego filaru mieści się w granicach od $0,25 r$ do $1,5 r$. Najbardziej szkodliwa szerokość filaru wynosi $0,8 r$, przy której to wartości podane odkształcenia powierzchni są dwa razy większe, aniżeli przy zatrzymaniu frontu eksploatacji.

Tak więc dla zmniejszenia ujemnego wpływu eksploatacji górniczej na powierzchnię należy pokład wybierać możliwie czysto.

Poza tym należy mieć na uwadze, ażeby przy dwuskrzydłowej eksploatacji fronty nie zbliżały się ku sobie, gdyż wówczas nieunikniony jest okres, gdy ujemne wpływy obu frontów będą się szkodliwie sumowały. Eksploatację pod

chronionymi obiektami należy prowadzić albo jednoskrzydłowo albo też dwuskrzydłowo zaczynając od środka chronionego obiektu.

Ogromny wpływ na wielkość odkształceń terenu ma prędkość wybierania pokładu. Jeżeli przez ε nazwiemy poziome odkształcenie rozciągające lub ściskające, a przez ε' odkształcenia przy wybieraniu z postępowaniem v metrów rocznie, wówczas

$$\frac{\varepsilon'}{\varepsilon} = 1 - e^{-c \frac{r}{v}} \quad (8)$$

gdzie c — współczynnik zależny od charakteru górotworu; w naszych warunkach waha się on od 0,5 do 5. Wzór ten został po raz pierwszy wyprowadzony przez St. Knothe'go w 1950 r. [7, 8].

Analiza tego wzoru wykazuje, że korzystny wpływ prędkości wybierania przejawia się przede wszystkim przy eksploatacji płytkich pokładów, jak również w tym przypadku, gdy wartość $\tan \beta$ jest duża. Decydującym czynnikiem jest tu prędkość obniżania się powierzchni nad wybranym pokładem, czego wyrazem jest w podanym wzorze współczynnik c . Przy $c = 0,5$ obniżenie powierzchni trwa całymi latami, a wobec tego przy dostatecznej prędkości wybierania niecka nie zdąży się sformować i odkształcenia powierzchni będą bardzo małe. Tak np. przy $H = 60$ m, $\tan \beta = 3$, $c = 0,5$ i $v = 300$ m/rok odkształcenia stanowią zaledwie $1/30$ odkształceń końcowych. Jeżeli powierzchnia obniża się szybko (duża wartość c) i jeżeli eksploatacja prowadzona jest na dużej głębokości, wpływ prędkości wybierania może być znikomy. Tak np. przy $H = 600$, $\tan \beta = 1,5$, $c = 5$ i $v = 300$ otrzymamy, że ε' stanowi 99,9% w stosunku do ε , a więc szybkość wybierania w takich warunkach nie odgrywa praktycznie żadnej roli.

Jak z powyższego wynika, przy eksploatacji na niedużej głębokości, musi być zwrócona duża uwaga na planową, czystą i możliwie szybką eksploatację, jeżeli chodzi nam o uniknięcie uszkodzeń obiektów na powierzchni. W miarę przechodzenia z eksploatacją do coraz większych głębokości mamy znacznie korzystniejsze warunki ochrony powierzchni i to nawet bez skrupulatnego przestrzegania wspomnianych zasad.

Jak wynika z wzorów podanych w powyższej tablicy, czynnikiem, który ma istotny wpływ na wielkość odkształceń, jest obniżenie powierzchni w_{max} . Obniżenie to możemy zredukować do minimum przez zastosowanie możliwie szczelnej, a więc dokładnie wykonanej podsadzki płynnej oraz przez wybieranie pokładów grubych warstwami, utrzymując między frontami w poszczególnych warstwach dostatecznie dużą odległość, by wpływy ich na powierzchnię nie sumowały się ze sobą szkodliwie.

Jeżeli przyjmujemy założenie, że warstwa nie powinna być grubsza od 3 m i, że przy dokładnym podsadzaniu dobrym piaskiem obniżenie

powierzchni nie przekroczy w żadnym przypadku 10 ‰ wybranej grubości pokładu, otrzymamy każdorazowo dla każdej warstwy $w_{max} = 0,3$ m. Jeżeli przyjmujemy poza tym dopuszczalne odkształcenia poziome (rozciągania) nawet dla bardzo wrażliwych obiektów $\varepsilon_{dop} = 2$ mm/m = 0,002, wówczas uwzględniając, że $r = \frac{H}{\operatorname{tg} \beta}$ otrzymamy warunek bezpiecznego prowadzenia eksploatacji

$$\varepsilon_{dop} > \varepsilon_{max} = 0,6 \frac{w_{max}}{r} = 0,6 \cdot w_{max} \cdot \frac{\operatorname{tg} \beta}{H_{bezp}}$$

$$H_{bezp} > 90 \operatorname{tg} \beta$$

Przyjmując największą wartość $\operatorname{tg} \beta = 3,2$ z którą tylko w bardzo rzadkich przypadkach spotykamy się na Górnym Śląsku, otrzymamy, że przy głębokości $H > 288$ metrów możemy bezpiecznie prowadzić eksploatację z podsadzką płynną pod bardzo nawet wrażliwymi obiektami. W większości przypadków wartość $\operatorname{tg} \beta$ na Górnym Śląsku wynosi około 2,0, a wobec tego w większości przypadków bezpieczna głębokość jest mniejsza i wynosi $H_{bezp} = 180$ metrów.

Jeżeli zwrócimy jeszcze większą uwagę na podsadzanie i zastosujemy np. sposób podsadzania pod ciśnieniem, który nie powinien dać większego obniżenia niż 5 ‰ grubości wybranej warstwy, przyjdziemy do wniosku, że bezpieczna głębokość eksploatacji w warunkach Zagłębia Górno-śląskiego wynosi około 120 m, a nawet i mniej, jeżeli zastosujemy długi front, szybki jego postęp, czyste wybieranie i staranne podsadzanie.

Na Dolnym Śląsku mamy jeszcze korzystniejsze warunki, gdyż $\operatorname{tg} \beta$ nie przekracza tam zwykle wartości 1,7, głębokość zaś eksploatacji jest duża, a pokłady węgla cienkie. Dla warunków takich otrzymamy

$$H_{bezp} > 500 w_{max}$$

Ponieważ przy eksploatacji pokładów z zawałem obniżenie powierzchni nie przekracza 70 ‰ grubości pokładu, przeto wybieranie pokładów grubości 1 m nawet bez zastosowania podsadzki nie powinno tu wywołać szkodliwych wpływów na powierzchni przy głębokości eksploatacji większej od 350 m, pokładów zaś grubości 1,5 przy głębokości 525 metrów. Zastosowanie podsadzki przyczyni się niewątpliwie do stworzenia jeszcze korzystniejszych warunków.

Jak z powyższego wynika, wybranie naszych pokładów węgla pod miastami i zakładami przemysłowymi jest w większości przypadków możliwe i nie będzie zagrażało uszkodzeniem obiektów, jeżeli tylko kopalnie ściśle dostosują się do przytoczonych wyżej zasad racjonalnego prowadzenia eksploatacji pod wartościowymi obiektami.

Niezależnie od tego konieczne jest, ażeby nowoczesne budowle na terenach naszych zagłębi posiadały odpowiednio wzmocnioną konstrukcję, która by zapobiegała poważniejszym ich uszkodzeniom. Zdaniem moim konstrukcja ta powinna być obliczona na odkształcenia poziome rzędu 5 mm/m i promienie krzywizny $6 \div 8$ km.

Filary ochronne

W tych przypadkach, gdy eksploatacja pokładów pod wartościowymi obiektami nie jest możliwa ze względu na nieuniknione uszkodzenia, konieczne jest pozostawienie filarów ochronnych.

Opierając się na podanej przez nas teorii można udowodnić, że kąt dopuszczalnego zasięgu wpływów eksploatacji, pod którym należy wyznaczać filar ochronny, zależy od głębokości eksploatacji, spodziewanego największego obniżenia powierzchni, od właściwego dla danego terenu $\operatorname{tg} \beta$ oraz od dopuszczalnej wielkości odkształceń, tzn. od kategorii ochrony obiektu.

Im większa jest głębokość eksploatacji i im mniejsze jest obniżenie terenu, tym mniej szkodliwy jest wpływ eksploatacji i tym mniejszy jest jego zasięg, a wobec tego przy eksploatacji pokładów grubych, a zwłaszcza większej ilości pokładów, dopuszczalny kąt zasięgu powinien być mniejszy, niż przy wybieraniu mniejszej ilości pokładów cienkich. Kąt ten może być większy przy wybieraniu pokładów z podsadzką w porównaniu z tym, jaki powinien być zastosowany przy eksploatacji z zawałem.

Dotychczasowe instrukcje nie uwzględniają tych czynników i przyjmują taki sam zasięg wpływów zarówno w przypadku wybierania pokładów cienkich jak i grubych, taki sam kąt przy wybieraniu jednego jak i dziesięciu pokładów, nie uwzględniają okoliczności, czy pokłady są wybierane z zawałem, czy też z podsadzką, nie uwzględniają wreszcie zaniku szkodliwych wpływów w miarę zwiększenia się głębokości eksploatacji.

Nieuwzględnienie tych czynników przyczynia się do tego, że w niektórych przypadkach filary wyznacza się niepotrzebnie duże, w innych natomiast nie chronią one należycie obiektów na powierzchni. Dążeniem naszym powinno być unikanie w miarę możliwości filarów ochronnych, ale za to w przypadkach, gdy je pozostawiamy, muszą one być takiej wielkości, by rzeczywiście zabezpieczyły chroniony obiekt.

W przyszłej instrukcji wszystkie wymienione wyżej czynniki powinny być uwzględnione. Jeżeli dookoła chronionego terenu ma być w przyszłości wybranych kilka pokładów, nie można projektować filaru ochronnego tylko dla jednego pokładu, lecz dla wszystkich razem, uwzględniając sumaryczne obniżenie terenu. Przy wyznaczaniu kąta dopuszczalnego zasięgu wpływów nie potrzeba jednak brać pod uwagę obniżenia wywołanego pokładami, które będą wybrane pod chronionym obiektem i w których nie przewiduje się pozostawienia filaru. Dla zmniejszenia wymiarów filaru ochronnego wskazane jest wybranie pewnej szerokości pasa pokładu dookoła chronionego obiektu z zastosowaniem podsadzki nawet wtedy, gdy w innych miejscach wybierany on jest z zawałem.

Opierając się na tych założeniach został przez nas opracowany przed paru laty projekt nowej instrukcji wyznaczania filarów ochronnych [10].

Projekt ten przewiduje wprowadzenie trzech kategorii ochrony obiektów zależnie od ich wrażliwości oraz znaczenia, a mianowicie:

Ochronę kategorii I zastosować w odniesieniu do najważniejszych obiektów przemysłowych oraz do szczególnie wartościowych budynków monumentalnych, przyjmując dla tej kategorii dopuszczalne odkształcenia poziome na granicy filaru $\varepsilon = 2$ mm na metr.

Ochronę kategorii II zastosować przy ochronie miast oraz mniej ważnych obiektów przemysłowych, przyjmując $\varepsilon = 4$ mm na metr. Przy takim stopniu ochrony nieznaczne uszkodzenia mogą powstać na terenie chronionym tylko w pobliżu granicy chronionego obszaru.

Ochronę kategorii III zastosować dla głównych kolei oraz innych ważnych dróg komunikacyjnych, jak również rzek i zbiorników wodnych, przyjmując $\varepsilon = 8$ mm na metr. Przy takiej wartości odkształceń poziomych nie tworzą się jeszcze szczeliny na powierzchni ziemi, toteż jeżeli szczeliny powstaną na powierzchni, to jedynie poza chronionym obszarem.

W dotychczasowych instrukcjach przyjmuje się różne kąty zasięgu wpływów w skałach należących do różnych formacji geologicznych. Komplikuje to wyznaczanie filarów ochronnych, nie dając w zamian żadnych korzyści, gdyż nawet w skałach jednej i tej samej formacji widzimy taką szeroką rozpiętość wielkości kątów wpływów, że wzięcie pod uwagę lub pominięcie wpływu nadkładu nie ma tu prawie żadnego znaczenia. Dlatego też w projekcie nowej instrukcji rozpatruje się całość górotworu zalegającego nad wyeksploatowanymi pokładami i przyjmuje się wartość $\tan \beta$ na podstawie bezpośrednich obserwacji w danej kopalni, bądź też w kopalniach sąsiednich.

W związku z tym, że wartość $\tan \beta$ waha się w naszych kopalniach w bardzo szerokich granicach, a mianowicie przynajmniej od $\tan \beta = 1,2$ do $\tan \beta = 3,2$, projekt instrukcji przewiduje wyróżnienie 5 klas terenów:

klasa A przy $1 < \tan \beta < 1,5$

klasa B przy $1,5 < \tan \beta < 2$

klasa C przy $2 < \tan \beta < 2,5$

klasa D przy $2,5 < \tan \beta < 3$

klasa E przy $3 < \tan \beta$

Na Dolnym Śląsku większość terenów będzie musiała być zaliczona do klas A i B, natomiast na Górnym Śląsku do klas C i D.

Wyznaczanie filaru ochronnego przeprowadza się dla każdej klasy terenów na podstawie stosunku głębokości eksploatacji H do spodziewanej wielkości obniżenia w_{max} wywołanej wybraniem tego pokładu, a więc

$$\kappa = \frac{H}{w_{max}}$$

W przypadku, gdy ma być wyeksploatowanych kilka pokładów, wypadkową wartość współczynnika κ oblicza się na podstawie wzoru

$$\kappa = \frac{1}{\frac{1}{\kappa_1} + \frac{1}{\kappa_2} + \dots + \frac{1}{\kappa_n}}$$

gdzie

$\kappa_1, \kappa_2, \dots, \kappa_n$ — odpowiednie wartości tego współczynnika dla poszczególnych pokładów.

Wielkość kąta ψ dopuszczalnego zasięgu wpływów eksploatacji, pod którym wyznacza się filar ochronny, bez dodatkowego pasa ochronnego, określają tablice 2, 3 i 4.

Tablica 2
Kąty ψ (w stopniach) dopuszczalnego zasięgu wpływów eksploatacji przy ochronie kategorii I

κ	Klasa terenu				
	A	B	C	D	E
0 ÷ 50	40	50	58	63	67
50 ÷ 100	45	54	61	65	69
100 ÷ 150	49	57	63	67	70
150 ÷ 200	53	60	65	69	71
200 ÷ 250	56	62	67	70	72
250 ÷ 300	60	64	68	71	73
300 ÷ 400	66	66	69	72	74
400 ÷ 500		70	71	73	75
500 ÷ 600			73	75	76
600 ÷ 700			77	77	77
700 ÷ 800				78	78
800 ÷ 900					80
powyżej 900					81

Tablica 3
Kąty ψ (w stopniach) dopuszczalnego zasięgu wpływów eksploatacji przy ochronie kategorii II

κ	Klasa terenu				
	A	B	C	D	E
0 ÷ 50	42	53	60	65	69
50 ÷ 100	49	57	63	67	70
100 ÷ 150	56	62	67	70	72
150 ÷ 200	66	66	69	72	74
200 ÷ 250		70	71	73	75
250 ÷ 300			73	75	76
300 ÷ 400			77	77	77
powyżej 400					80

Tablica 4
Kąty ψ (w stopniach) dopuszczalnego zasięgu wpływów eksploatacji przy ochronie kategorii III

κ	Klasa terenu				
	A	B	C	D	E
0 ÷ 50	44	55	63	67	71
50 ÷ 100	56	62	67	70	72
100 ÷ 150		70	71	73	75
150 ÷ 200			77	77	77
powyżej 200					80

Tablica 5
Wartości κ , po przekroczeniu których nie jest konieczne pozostawianie filarów ochronnych

Kategoria ochrony powierzchni	Klasa terenu				
	A	B	C	D	E
I	460	610	760	920	1060
II	230	310	380	460	530
III	120	160	190	230	270

Nie jest konieczne pozostawianie filarów ochronnych w tych pokładach, dla których współczynnik κ przekracza wartości podane w tablicy 5.

Jak z tablic tych wynika, tereny o małej wartości $\operatorname{tg} \beta$, a więc tereny A i B, są bardzo niekorzystne dla podstawiania na nich filarów ochronnych, które wypadają tu bardzo duże, natomiast, jak to widzieliśmy wyżej, znacznie łatwiej jest tu wyeksploatować pokłady pod chronionymi obiektami bez ich uszkodzenia. Odwrotnie, w terenach o dużej wartości $\operatorname{tg} \beta$ filary ochronne wypadają znacznie mniejszych wymiarów, natomiast wybranie pokładów pod obiektami wywołuje tu większe odkształcenia powierzchni. Podany tu projekt instrukcji odnosi się tylko do pokładów poziomych i o małym nachyleniu, nie dotyczy natomiast pokładów stromych, do których brak nam na razie gruntowniejszych podstaw teoretycznych.

Wielkość filarów według nowego projektu wypada na ogół większa, niż według instrukcji dawniejszych niemniej jednak ponieważ projekt ten przewiduje wybranie niektórych pokładów, sumaryczne straty węgla w filarach wypadają tu mniejsze.

Możliwość zmniejszenia wymiarów filarów ochronnych

W ostatnich miesiącach wyłoniła się w oparciu na naszej teorii zupełnie nowa i dotychczas nigdzie nie stosowana metoda kierowania ruchami górotworu za pomocą niektórych urządzeń wykonanych na powierzchni. Metoda ta umożliwia w wielu przypadkach znaczne zmniejszenie wymiarów pozostawionych pod obiektami filarów ochronnych. Na tym miejscu zatrzymamy się pokrótce nad zasadami tej nowej metody ochrony powierzchni.

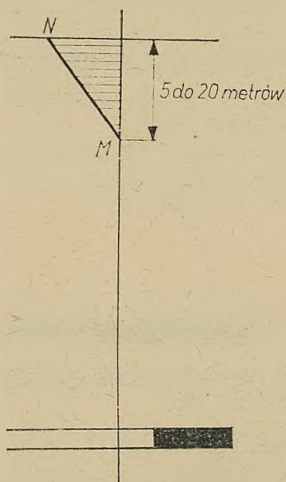
Już w r. 1947 na podstawie wywodów teoretycznych oraz na drodze doświadczalnej przyszedł S. G. Awierszyn do wniosku, że poziome przemieszczenia górotworu występują tylko w górnej jego warstwie tuż pod powierzchnią o grubości 5 do 20 metrów zależnie od głębokości eksploatacji, przy czym przemieszczenia te rozkładają się wzdłuż linii prostej MN (rys. 4). W warstwach głębszych zdaniem Awierszyna przemieszczenia górotworu zachodzą głównie w kierunku pionowym. Twierdzenie to odnosi się do wszystkich rodzajów skał, włączając również i skały sypkie, np. piaski.

Nasze rozważania teoretyczne [8] dają podstawy do przypuszczenia, że poziome przemieszczenia występują w niedużym stopniu również i głębiej, na całej grubości warstw stropowych i rozkładają się według krzywej o przebiegu zbliżonym do paraboli wyższego stopnia (rys. 5).

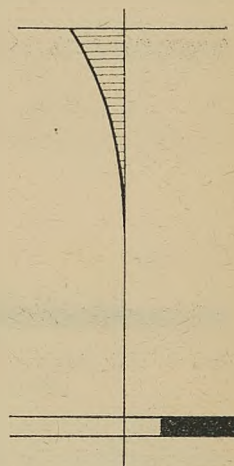
Opierając się na powyższym należy przyjąć do wniosku, że nad wyrobiskiem górniczym górotwór nie obsuwa się wzdłuż płaszczyzn ABC i DEF (rys. 6), jak to powszechnie przyjmuje się, lecz do pewnego stopnia „wlewa się” do wyrobiska wzdłuż krzywych AKC i DLF, przy czym na powierzchni powstaje odpowiednio szeroka niecka osiadania CMF.

Jeżeli na powierzchni zostanie zabita na pewną głębokość ścianka S (rys. 7), to na zew-

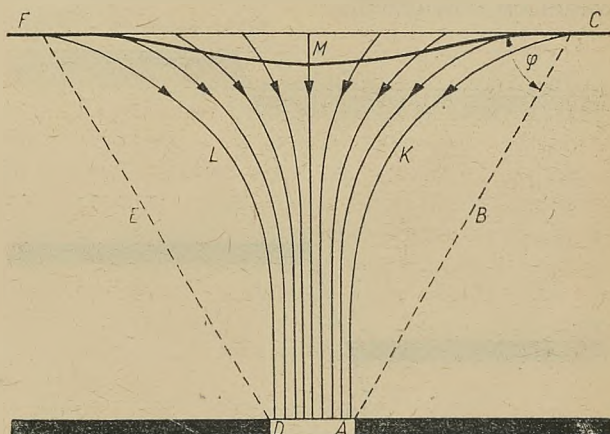
nątrz od tej ścianki punkty terenu praktycznie nie ulegną przemieszczaniu, a wskutek tego część SC terenu okaże się poza strefą zagrożoną robotami górniczymi. W ten sposób obecność



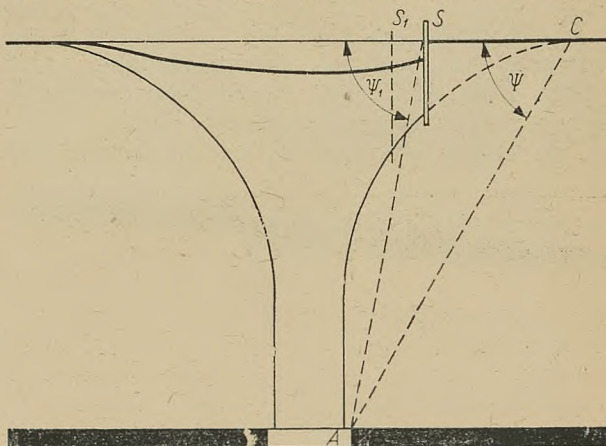
Rys. 4. Linia przemieszczeń poziomych



Rys. 5. Krzywa przemieszczeń poziomych



Rys. 6. Linie „wlewania się” górotworu do wyrobiska

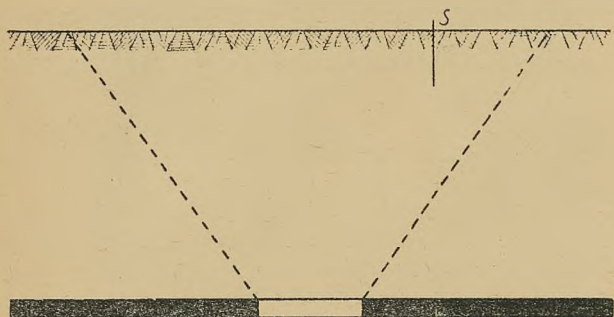


Rys. 7. Wpływ ścianki na wielkość filaru ochronnego

wbitej ścianki zmniejsza zasięg wpływów i przyczynia się do zwiększenia dopuszczalnego kąta zasięgu z ψ na ψ_1 , a tym samym i do zmniejszenia wymiarów filaru ochronnego.

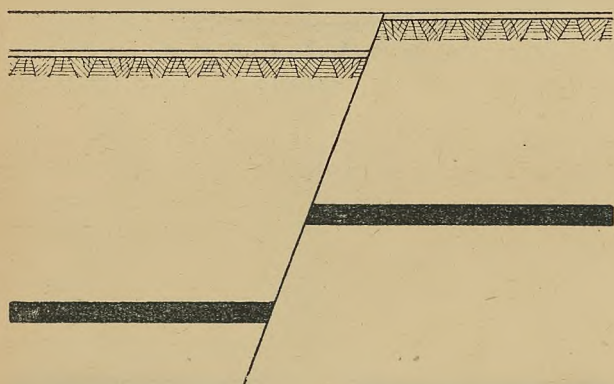
Im bliżej do wyrobiska zostanie zabita ścianka (np. S_1) tym większy obszar terenu okaże się poza strefą zagrożoną, ale tym głębsza będzie musiała być ścianka.

Przypuszczam, że w takim naświetleniu rola ścianki jest dostatecznie zrozumiała, jakkolwiek nie zgadza się może ona całkowicie z naszą intuicją, zasugerowani bowiem jesteśmy powszechnie panującym poglądem, że teren ob-



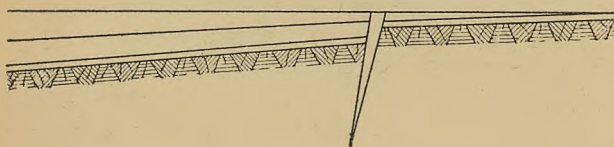
Rys. 8. Dotychczasowy pogląd na zasięg wpływu eksploatacji na powierzchnię

suwa się pod pewnym kątem (rys. 8.) Przy takim nastawieniu może się wydawać na pierwszy rzut oka, że stosunkowo płytka ścianka nie powinna wyrzucić istotnego wpływu na zachowanie się powierzchni.



Rys. 9. Uskok granicą wpływu eksploatacji na powierzchnię

W rzeczywistości zjawiska zachodzące w górotworze są bardziej skomplikowane, gdyż i poza linią AKC (rys. 6) górotwór wykazuje pewne przemieszczenia poziome, bardzo nieduże, ale wpływ ich odbić się musi na powierzchni



Rys. 10. Szczelina na powierzchni granicą wpływu eksploatacji na powierzchnię

również i poza ścianką. Wpływ ten będzie tym mniejszy, im głębiej zabita jest ścianka, niemniej jednak zabicie ścianki nawet na małą głębokość może w wielu przypadkach wybitnie poprawić sytuację, gdyż występujące za nią od-

kształcenia powierzchni mogą okazać się niegroźne dla obiektów.

Dla sprawdzenia wniosków wypływających z tych rozważań przeprowadzono na Akademii Górniczo-Hutniczej prace doświadczalne na modelu piaskowym, które dały wyniki bardzo zadowalające. Strona naukowa tego zagadnienia została rozwiązana przez J. Litwinyżynę [11] a jego wywody pokrywają się z wynikami doświadczeń na modelu. W dalszym ciągu konieczne jest przeprowadzenie odpowiednich doświadczeń w terenie.

Obecność ścianki przyczynia się przede wszystkim do wybitnego złagodzenia poziomych ruchów terenu, co ze swej strony prowadzi również i do zmniejszenia przemieszczeń pionowych poza ścianką. Podobne zjawiska są obserwowane również i w terenie naruszonym robotami górniczymi. Mianowicie, jeżeli eksploatacja podziemna prowadzona jest do uskoku (rys. 9) to wpływ jej na powierzchnię praktycznie nie przenosi się poza uskok.

Jeżeli uskoku nie ma, przemieszczenia i odkształcenia poziome sięgają znacznie dalej, ale tylko do chwili powstania szczeliny na powierzchni (rys. 10). Od tego momentu odkształceniom ulega tylko powierzchnia przed szczeliną.

Rolę uskoku lub szczeliny na powierzchni odgrywa w naszym przypadku zabita ścianka, która nie może przenosić odkształceń rozciągających, a które wobec tego muszą na niej zatrzymać się.

W przypadku gdy na powierzchni występują skały twarde i zwarte nie jest konieczne zabicie ścianki i wystarczy wytworzenie sztucznej szczeliny w skałach, np. przez wywiercenie szeregu otworów i odstrzelanie w nich materiału wybuchowego.

Zastosowanie ścianki jako dodatkowego środka dla ochrony obiektów na powierzchni umożliwi znaczne zmniejszenie wymiarów filarów ochronnych, a tym samym i zmniejszenie strat kopaliny. Ale i w tych przypadkach, gdy nie zamierzamy zmniejszyć wymiarów filaru, zabicie ścianki będzie bardzo korzystne, gdyż przyczyni się do lepszego zabezpieczenia obiektów przed wpływami podziemnych robót górniczych. Odnosi się to przede wszystkim do przypadku eksploatacji złóż na małej głębokości, kiedy na powierzchni powstają zapadliska. Obecność ścianki może zlokalizować skutki tego zapadliska i zabezpieczyć teren poza ścianką.

Literatura

1. S. G. Awierszyn: Sdwiżenie gornych porod pri podziemnych razrobotkach. Ugletiechizdat, 1947 r.
2. S. G. Awierszyn i M. A. Kuzniecowa: Rasczot elementow sdwiżenia powierchnosti w usłowiach razrobotok połogopadajuszczich płastow. Trudy WNIMI, wypusk XV, 1948 r.
3. W. Budryk i St. Knothe: Wpływ eksploatacji podziemnej na powierzchnię z punktu widzenia zabezpieczenia obiektów. Przegląd Górniczy 1950 r.

4. W. Budryk: Nowa metoda wyznaczania filarów ochronnych przy małym upadzie pokładów. Przegląd Górniczy, 1951 r.

5. St. Knothe: Zmniejszenie wpływów eksploatacji podziemnej na powierzchnię. Przegląd Górniczy, 1951 r.

6. W. Budryk: Obliczanie sposobu podziemnej eksploatacji pod obiektami na powierzchni. Przegląd Górniczy, 1952 r.

7. St. Knothe: Prędkość wybierania pokładów a odkształcenia powierzchni. Przegląd Górniczy, 1952 r.

8. W. Budryk, St. Knothe, J. Litwiniszyn i A. Sa-

łustowicz: Obliczanie elementów nieckii osiadania nad poziomymi wyrobiskami górniczymi. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa, 1953 r.

9. W. Budryk: Zasady wyznaczania filarów ochronnych. Przegląd Geodezyjny, 1953 r.

10. W. Budryk: Obliczanie kąta dopuszczalnego zasięgu wpływów eksploatacji górniczej na powierzchnię. Przegląd Geodezyjny, 1954 r.

11. W. Budryk, St. Knothe, J. Litwiniszyn i J. Mączyński: Kierowanie ruchami górotworu. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa, 1954 r.

622.273.2.04

ŚCIŚLIWOŚĆ MATERIAŁÓW PODSADZKOWYCH

Prof. dr inż. Feliks Zalewski, mgr inż. Tadeusz Kaczmarczyk

Treść: Przeprowadzone laboratoryjne badania wykazały zgodnie z pracami poprzedników, że żużel wielkopiecowy może być użyty na podsadzkę płynną w postaci domieszki ziarna o odpowiedniej wielkości do piasku w granicach do 50 %, że żużel i popiół spod palenisk kotłowych można użyć jako domieszki do piasku w ilości nie większej jak 10 %. Zużycie materiału ze zwalów kopalnianych zależy od jakości zwalowanych materiałów. Proponuje się zużywanie żużla wielkopiecowego z hut odległych od kopalń węgla dla potrzeb budownictwa a z hut pobliskich dla kopalń jako domieszki do piasku podsadzkowego.

Dokładne ustalenie wielkości osiadania materiałów podsadzkowych oraz wskazanie sposobów zmniejszania ich ściśliwości jest zagadnieniem dużej wagi. W specjalnie ważnych przypadkach należy dokonać prób laboratoryjnych.

Badania w laboratorium wskażą także najwłaściwszy sposób przygotowania materiału podsadzkowego przed wprowadzeniem go do wyrobiska kopalni. Badania te należy wykonać szczególnie wtedy, gdy ważne powody natury gospodarczej i technicznej nakazują użycie w zastępstwie piasku albo mieszanki innego materiału podsadzkowego. Często bowiem zebranie zwału, znajdującego się obok czynnej huty, elektrowni, kopalni czy innego zakładu przemysłowego, zwolni olbrzymią powierzchnię pod rozbudowę tych zakładów. Ma to podstawowe znaczenie w okresie czynionych inwestycji, szczególnie dla tak uprzemysłowionego i zaludnionego okręgu, jakim jest Górno-śląskie Zagłębie Węglowe.

Badanie ściśliwości podsadzki

Każdy materiał podsadzkowy, w większym lub mniejszym stopniu, zmniejsza swoją objętość skutkiem działania sił ciskających zewnętrznych. Przebieg tego zjawiska jest bardzo złożony i zależy tak od samego materiału, jak również od sposobu podsadzania. Inaczej osiada podsadzka ręczna, inaczej płynna lub miotana. Na stopień bowiem ściśliwości duży wpływ ma wstępne zagęszczenie materiału, które uzyskuje się już po wprowadzeniu podsadzki do wyrobiska. Wybór sposobu podsadzania ma więc duży wpływ na dalsze zachowanie się podsadzki. Już odpływająca woda z podsadzki płynnej ułatwia wzajemne ułożenie się ziarn podsadzki równocześnie przyczyniając się do powstawania pustek niewypełnionych podsadzką. Podsadzanie pod ciśnieniem w dużym stopniu umożliwia wyeliminowanie pustki pod stropem.

Pod wpływem ciśnienia stropu ziarna materiału podsadzkowego zmieniają swoje pierwotne położenie i przesuwają się w kierunku najmniejszego oporu. Równocześnie następuje dalsze odfiltrowanie wody. Szybkość filtracji wody przez warstwy podsadzki zależy od przyrostu ciśnienia i własności fizycznych podsadzki. W przypadku użycia materiału o znacznej zawartości drobnych części pylastych lub nawet ilastych, odfiltrowanie (a następnie wytłaczanie) wody następuje powoli i w takim przypadku woda przejmuje część działających ciśnień i w dalszym ciągu odpływa już pod znacznie zwiększonym ciśnieniem. Wobec dużej przepuszczalności materiału opisane zjawisko nie wystąpi wyraźnie.

Wpływ ilości wody na szczelność ułożenia się materiału podsadzkowego zbadano doświadczalnie jedynie dla czystego piasku kwarcowego (w przypadku użycia piasku jako podsadzki suchej). Już niewielkie ilości wody wpływają, że piasek nie układa się tak ściśle, jak w przypadku użycia do doświadczeń piasku suchego. Wpływ wilgotności na zwiększenie objętości, a tym samym porowatości, zaobserwować można wyraźnie wobec zawartości 5 do 10 % wody w materiale. Znaczniejsza jednak zawartość wody w piasku, dochodząca do 15 a nawet 20 % wywiera już inny skutek. Piasek o tej zawartości wody zajmuje tylko nieco mniejszą objętość od piasku suchego.

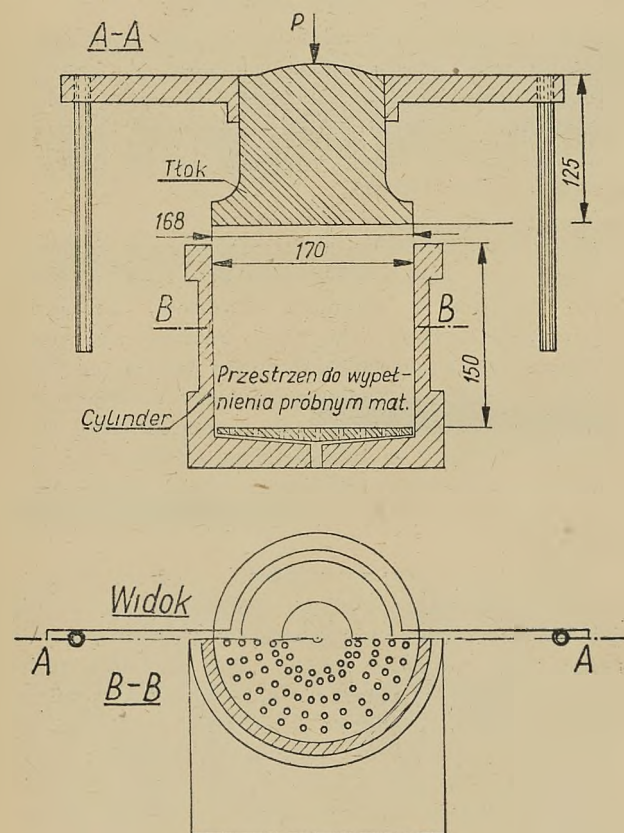
Niekorzystny wpływ wody (5 ÷ 10 %) tłumaczyć należy powstaniem menisków w każdym miejscu zetknięcia się sąsiednich ziarn. Napięcia powierzchniowe błonek wody przyciągają mocno drobne ziarna materiału i utrudniają tym sposobem wzajemne poruszanie się ich i przyjmowanie najdogodniejszych pozycji, niezbędnych do ścisłego ułożenia się. Przy zwiększeniu ilości wody, zwiększa się promień krzywizny menisków, błonka wody między ziarnami staje się cieńsza, przyciąganie kapilarne ziarenek maleje i następuje ściślejszy układ ziarn. Doświadczenia wykonano dla piasku luźno nasypywanego i dla mocno ubijanego. W obu przypadkach wyniki były zgodne.

Nie zaobserwowano natomiast, żeby piasek ściśle ułożony, przy wilgotności 15 ÷ 20 % zwiększał swoją objętość na skutek odpłynięcia części wody. Również

pierwotny stan skupienia zachowywał piasek ściśle ułożony w stanie suchym, przy doprowadzeniu niekorzystnej ilości wody (tj. $5 \div 10\%$).

Stosując materiał złożony z grubych ziarn (żwir, tłuczeń, otoczaki, żużel) wilgotność materiału nie ma żadnego wpływu na ułożenie się wzajemne cząstek. Zasadniczą rolę spełnia w takim przypadku energia kinetyczna nadana materiałowi wprowadzanemu do wyrobiska oraz sam kształt ziaren.

Materiał złożony z ziaren o ostrych krawędziach uzyska mniejszą szczelność od materiału, którego ziarna zbliżone są do kul. Decydującym czynnikiem szczelnego ułożenia się ziarn i wyeliminowania wolnych przestrzeni, jest również wzajemny stosunek wielkości poszczególnych ziarn materiału. Najmniej szczelnym ułożeniem charakteryzuje się zawsze materiał złożony z ziarn jedynie jednej wielkości.



Rys. 1. Aparat do badania wielkości osiadania materiałów podsadzkowych

Dla bezpośredniego zmierzenia wartości ściśliwości, dla ustalenia optymalnego składu materiału oraz zbadania tych warunków, w których ściśliwość materiału jest największa, dokonaliśmy zgniatania próbek w warunkach laboratoryjnych, stosując prasę hydrauliczną.

Badanie przeprowadzono w specjalnym aparacie (wykonanym przez Zakład Górnictwa II, na wzór aparatu zaleconego przez ITB do badań wytrzymałości żużla), w którym dno zaprojektowano tak, by umożliwiała odprowadzenie wody w przypadkach badania materiałów przeznaczonych dla wprowadzenia do wyrobisk w formie podsadzki płynnej (pomysł inż. T. Kaczmarczyka).

Aparat, w którym dokonano doświadczeń, przedstawia rys. 1. Końcową wielkość osiadania mierzono zamontowanymi dwoma czujnikami. Dla ustalenia jednak

postępu osiadania w miarę wywieranego ciśnienia, wskazania aparatu przenoszono na obracający się bęben „kinografu“, poruszanego urządzeniem zegarowym. Ruch tłoka aparatu, w którym umieszczono próbkę, znaczone był na bębnie piórem zamocowanym do tłoka. Wynik zgniatania otrzymywano więc w formie wykresu, zdjętego samoczynnie w czasie pomiaru na papierze milimetrowym, nawiniętym na bęben.

Próbki podsadzek stosowanych do podsadzania wyrobisk w postaci podsadzki płynnej zalewano wodą i razem z nią wprowadzono do aparatu. Badane próby z materiału wprowadzonego na sucho i razem z wodą wykazały różnice w wielkości osiadania (materiał o tym samym uziarnieniu). Różnice te najwyraźniej można było zauważyć przy badaniu piasku. Mniej osiadał piasek wprowadzony z wodą. Badając żużel, złożony szczególnie z ziarn grubszych (powyżej 2 mm), różnice osiadania poszczególnych prób nie były już widoczne.

Pobieranie próbek

Na pobieranie próby materiału podsadzkowego do badań laboratoryjnych musimy zwracać szczególną uwagę, ponieważ tutaj możemy zrobić największe błędy, które będą się powtarzać w ciągu trwania badań. Błędy te możemy zmniejszyć przez bardzo staranne pobieranie próbek, co musimy zawsze czynić, choćby to miało być połączone z pewnymi kosztami

Piasek kwarcowy

Najlepszym materiałem podsadzkowym jest piasek kwarcowy w stanie czystym bez domieszek pyłu, łu, próchnicy itp. części. Piasek tworzy z wodą mieszaninę łatwą do transportu w rurach, po przybyciu zaś na miejsce prędko osiada, pozbywając się wody. Woda ociekając z piasku odpływa do chodników wodnych zwykle w stanie czystym, nie zanieczyszczając i nie psując pomp.

Piaski składają się z ziarn różnej wielkości. W naturze nie ma piasków o jednakowym uziarnieniu, dwie próbki wzięte obok siebie wykażą z pewnością pewne różnice krzywej uziarnienia.

Klasyfikację piasków z punktu widzenia przydatności do podsadzki płynnej opracował R. Adamek (Prace Głównego Instytutu Górnictwa. Komunikat nr 105).

Mając rozległy materiał porównawczy zgromadzony w laboratorium Katedry Górnictwa II, przebadano szereg prób piasku o różnym uziarnieniu, określając przede wszystkim wielkość ściśliwości jako podstawowe badanie materiału podsadzkowego (między innymi przebadano piasek używany jako materiał podsadzkowy z miejscowości Dąbrówka Mała i Brzezinka).

Badania wykazały, że różnice w wielkości ściśliwości dla czystego piasku kwarcowego o uziarnieniu od 2 do 0,05 mm są niewielkie i mieszczą się w granicach do 3 %. Znaczne natomiast różnice w ściśliwości można zaobserwować dla tych materiałów wobec różnych sposobów przygotowania próbek do badań.

Poniżej w tabelkach zestawiono średnie wyniki wielkości osiadania dla czystego piasku kwarcowego, dla próbek przygotowanych następująco:

1. piasek zmieszany z wodą w stosunku 1 : 2 wprowadzony do aparatu (badanie ściśliwości po odsączeniu wody),

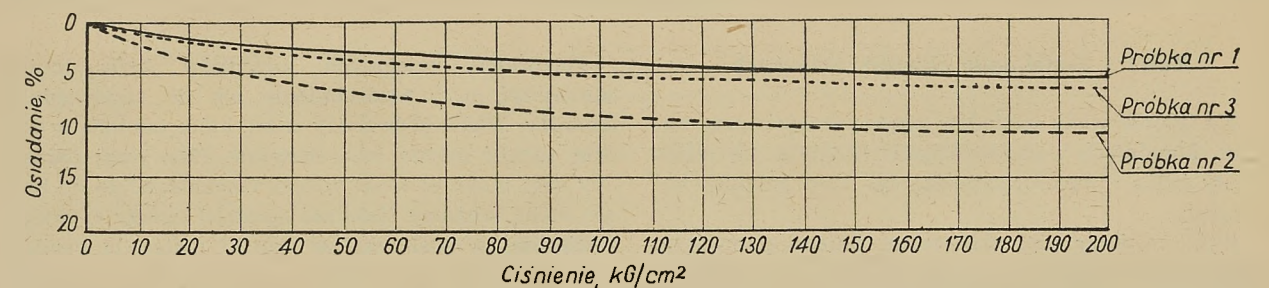
2. luźno nasypyany (piasek suchy),
3. utrząsany w czasie nasypywania (piasek suchy).

Tablica 1

Wyniki badań ścisłości czystego piasku kwarcowego
(Średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

Ciśnienie na próbkę kg/cm²	Procentowe osiadanie		
	nr 1 po wpro- wadzeniu z wodą	nr 2 luźno na- sypyany (pia- sek suchy)	nr 3 silnie utrzą- sany (piasek suchy)
10	0,8	2,5	1,0
20	1,5	4,2	1,8
50	2,7	6,8	3,2
100	3,0	8,5	5,0
200	5,5	10,5	6,8

Załączony wykres (rys. 2) obrazuje wyniki badań ścisłości.



Rys. 2. Wyniki badań ścisłości czystego piasku kwarcowego (średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

Żużel wielkopiecowy

Przemysł hutniczy w Polsce produkuje rocznie ponad milion tonn żużla wielkopiecowego częściowo traktowanego jako odpad i wyrzucanego na zwalę. Zaledwie część tego żużla wykorzystana jest dla potrzeb przemysłowych. Stan ten nie jest normalny, gdyż za granicą żużel jest od dawna uznany za cenne tworzywo i używany w wielu gałęziach przemysłu.

W warunkach polskich, gdzie gospodarka planowa prowadzi do rozbudowy przemysłu, problem żużla staje się wyjątkowo pilny do rozwiązania, gdyż wspomniane zwalę zajmują poważne powierzchnie, które można przeznaczyć na rozbudowę zakładów hutniczych. Problemu żużla nie można rozwiązać, przynajmniej w najbliższych latach, przez użycie żużla tylko w budownictwie. Tymczasem w najbliższych latach zaczną produkcję nowe zakłady hutnicze, a przede wszystkim zaczną produkcję surówki Nowa Huta. Już dziś jest oczywiste, z uwagi na koszty transportu, że należy nastawić produkcję Nowej Huty i hut odległych od obszarów zajętych przez kopalnie, na oddanie żużla dla potrzeb budownictwa, natomiast produkcję żużla hut Zagłębia Węglowego przeznaczyć na zużytkowanie w kopalniach.

Aby więc rozwiązać pozytywnie problem żużla w Polsce, wydaje się konieczne nie tylko dokonywanie systematycznych badań laboratoryjnych nad zastosowaniem żużla w budownictwie przez ITB w Warszawie, ale również przez inne zakłady badawcze dla zastosowania go w górnictwie; będzie można ustalić, a nawet znormalizować cechy chemiczne i fizyczne produkowanego żużla wielkopiecowego oraz określić jego przydatność dla budownictwa i zastosowania w kopal-

niach. Wymaganiom tym sprostą niewątpliwie hutnictwo, oczywiście bez naruszenia swego podstawowego zadania, jakim jest produkcja surówki, o ile tylko określi się jasno ilość rocznego, stałego zapotrzebowania poszczególnych gatunków żużla.

Badania żużla wielkopiecowego (blokowego) nad przydatnością użycia go (w zastępstwie piasku) jako materiału podsadzkowego wykazały, że ścisłość jego jest znaczna i w dużym stopniu zależy od wielkości i ilości zmieszanych ze sobą frakcji ziarn. Ujemną stroną żużla wielkopiecowego jest twardość i ostrość cząstek, które są przyczyną większej ścieralności rur podsadzkowych.

W tablicy 2 zestawiono najbardziej charakterystyczne wyniki badań ścisłości w zależności od składu ziarnowego.

Wykres rys. 3 obrazuje wyniki ścisłości. Z zestawionych wyników widać, że użycie żużla jako materiału podsadzkowego o niewłaściwym uziarnieniu (uży-

Tablica 2

Wyniki badań ścisłości (żużel wielkopiecowy — blokowy)

(średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

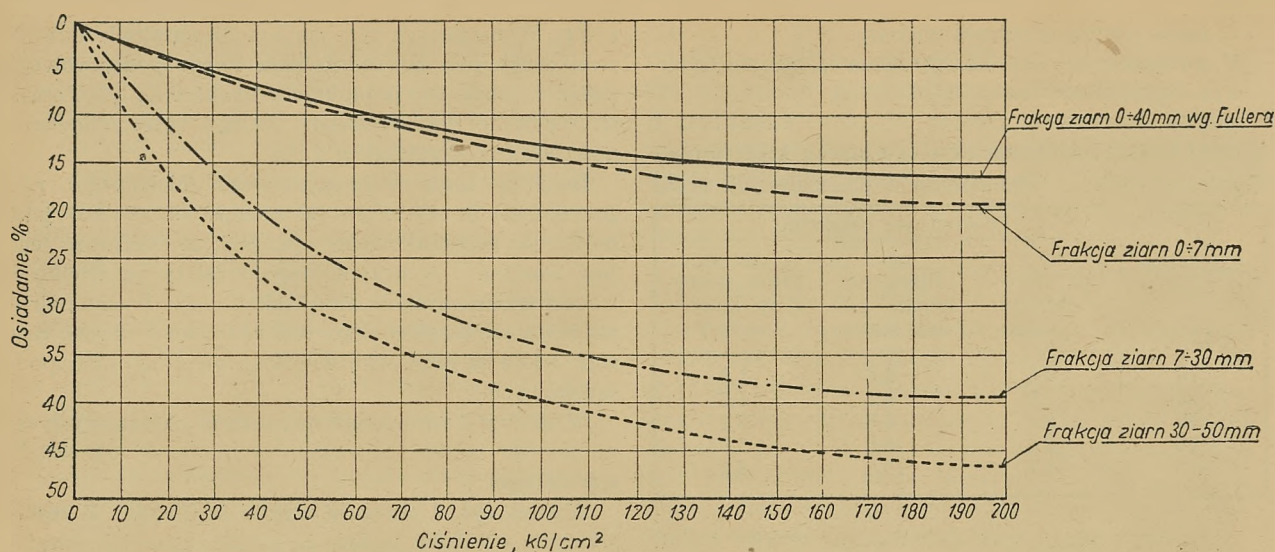
Ciśnienie na cm² próbki kg	Procentowe osiadanie			
	frakcja ziarn 0 ÷ 7 mm	frakcja ziarn 7 ÷ 30 mm	frakcja ziarn 30 ÷ 50 mm	frakcja ziarn wg Fullera
10	2,4	6,8	10,0	2,2
20	4,8	12,0	18,0	4,5
50	9,0	24,0	30,0	8,5
100	14,5	34,0	40,0	13,2
200	19,0	40,0	47,0	17,0

cie wyłącznie ziarn grubych) przyczynia się do największego osiadania.

Dalsze badania przygotowanych prób o uziarnieniu od 0 do 40 mm w założeniu, że każdej frakcji ziarn będzie odpowiedni procent (próbę przygotowuje się jak kruszywo do betonów według zaleceń Fullera) wykazały, że ścisłość tej frakcji jest jeszcze nieco mniejsza niż frakcji ziarn od 0 do 7 mm

Najbardziej jednak racjonalnym zmniejszeniem ścisłości jest dodanie do żużla odpowiedniej ilości piasku i tak:

1. próbka złożona z 25 % żużla i 75 % piasku, osiada prawie tak samo jak czysty piasek, tj. około 4 do 6 % pod ciśnieniem na próbkę 150 do 200 kg/cm²,
2. próbka złożona z 50 % żużla i 50 % piasku osiada od 7 do 9 % pod ciśnieniem 150 do 200 kg/cm²,
3. próbka złożona z 75 % żużla i 25 % piasku osiada 12 do 15 % pod ciśnieniem 150 do 200 kg/cm².



Rys. 3. Wyniki badań ścisłości żużla wielkopieczowego-blokowego (średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

Żużel i popiół spod palenisk kotłowych

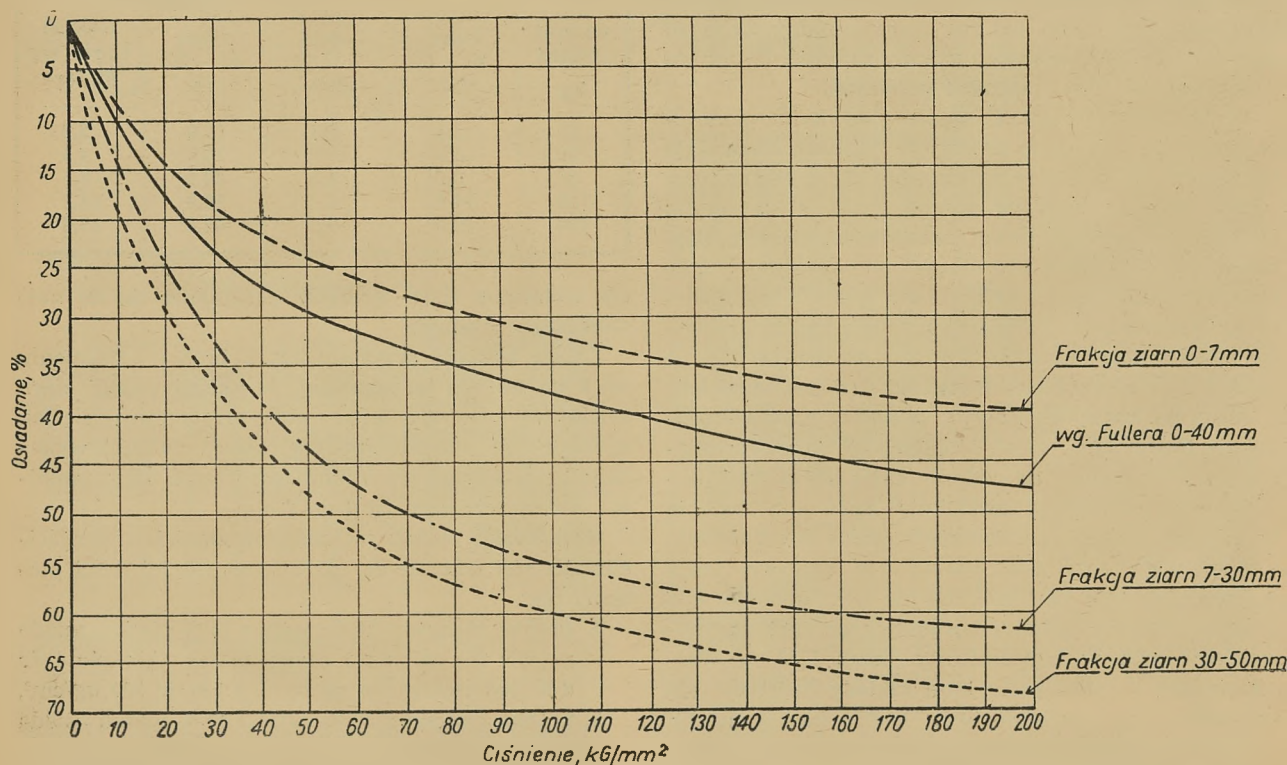
Na terenie wielu zakładów przemysłowych przy hutach, kopalniach i elektrowniach znajdują się często zwały żużla i popiołu pochodzącego spod palenisk kotłowych.

Żużel kotłowy jest materiałem bardzo porowatym (porowatość większych kawałków dochodzi do 90 %); taki materiał będzie całkowicie osiadał w podsadzanych zabierkach, lecz pewna część materiału będzie pływać na powierzchni wody. Pływające części materiału nie osiadają również w osadnikach, lecz dostaną się do zbiorników, a następnie będą zassane przez rury do pomp, które ulegać będą zniszczeniu. Z tej przyczyny materiał taki nie może być wprowadzony do wyrobisk bez uprzedniej przeróbki.

Porowatość większych kawałków żużla można zmniejszyć przez rozdrobnienie ich do odpowiedniej średnicy. Wielkość średnicy ziarn, które już toną w wodzie, ustalić można laboratoryjnie. Zazwyczaj jednak, aby cały materiał tonął, należy rozdrabniać go do bardzo małej średnicy. Taki zaś materiał tworzy w wodzie zawiesinę, a poszczególne cząstki materiału opadają wolno na dno.

Innym sposobem poprawienia właściwości żużla kotłowego jest stosowanie go w mieszance z piaskiem. Piasek mieszając się z żużlem w czasie transportu w rurach wypełni częściowo pory i będzie przyczyną tonięcia przynajmniej pewnej części materiału.

Niezależnie od wspomnianych wyżej właściwości żużla, materiał ten charakteryzuje się jeszcze dalszymi ujemnymi cechami, do których należy zaliczyć ostrość



Rys. 4. Wyniki badań ścisłości żużla kotłowego (średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

i twardość cząstek. Są one przyczyną dużej ścieralności rur wprowadzających podsadzkę.

Ścisłość tego materiału jest bardzo duża, a wobec nieodpowiedniego przygotowania materiału dochodzi do 70 %. W tablicach 3 i 4 zestawiono wyniki badań ścisłości żużli i popiołów spod palenisk.

Tablica 3

Wyniki badań ścisłości żużla spod palenisk kotłowych

(średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

Ciśnienie na cm ² próbki kg	Procentowe osiadanie			
	frakcja ziarn 0 ÷ 7 mm	frakcja ziarn 7 ÷ 30 mm	frakcja ziarn 30 ÷ 50 mm	próba wg Fullera 0 ÷ 40 mm
10	5,0	12,0	15,0	6,0
20	9,0	20,0	25,0	12,0
50	16,0	32,0	40,0	20,0
100	22,0	44,0	55,0	28,0
200	30,0	55,0	65,0	35,0

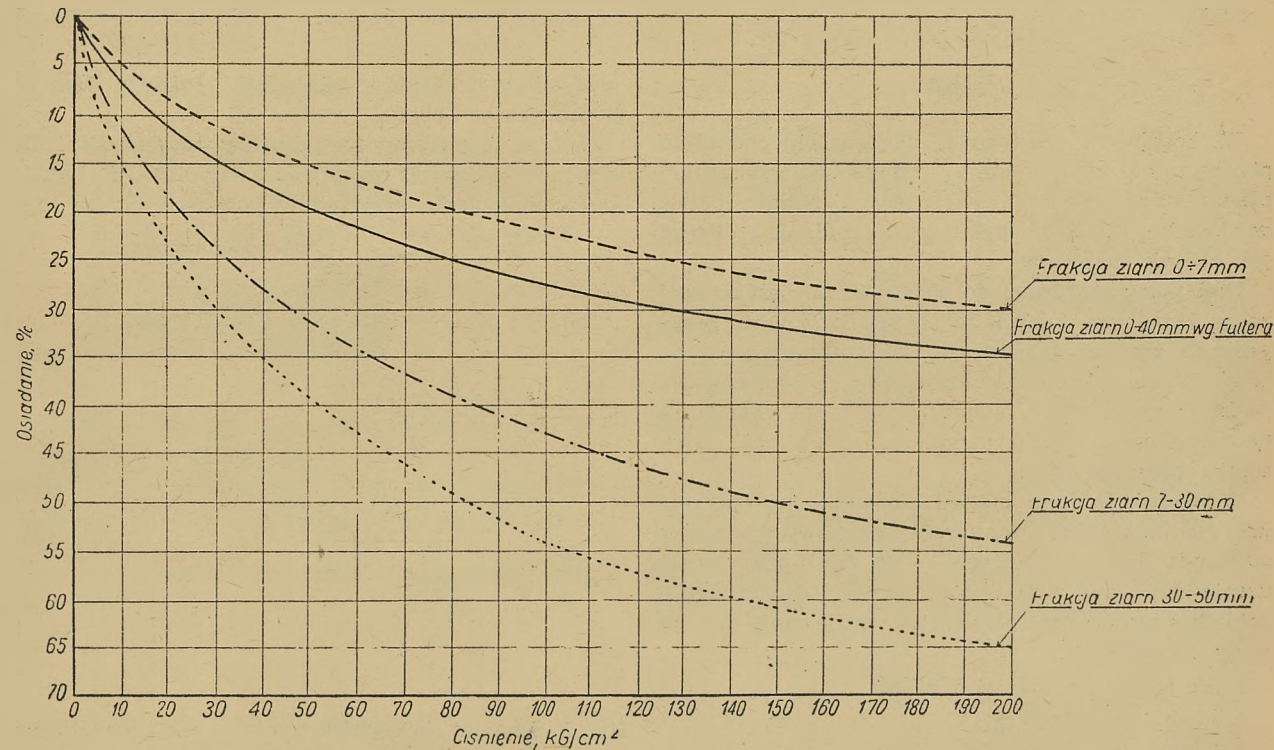
Wyniki ścisłości żużla obrazuje rys. 4.

Rys. 5 obrazuje wyniki ścisłości popiołu.

Mała wytrzymałość na ciśnienie dużych ziarn materiału sprawia, że próby złożone według wymagań Fullera wykazują również bardzo duże osiadanie i w tym przypadku zabieg stosowany z dużym powodzeniem dla innych materiałów nie daje spodziewanego rezultatu.

Zestawione badania wskazują, że żużel i popiół spod palenisk kotłowych jest złym materiałem podsadzkowym. Znacznym utrudnieniem w pracach podsadzania jest duża procentowa ilość części pływających w wodzie. Popiół trudno utrzymać za tamami i w dużym procencie przedostaje się on do osadników i pomp.

W przypadku okoliczności nakazujących odbieranie żużla i popiołu, należy ten materiał wprowadzać jako dodatek do innego materiału podsadzkowego w ilości nie przekraczającej 10 % (wpływ 10 % popiołu w materiale podsadzkowym prawie że nie obniża wartości ścisłości).



Rys. 5. Wyniki badań ścisłości popiołu kotłowego (średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

Tablica 4

Wyniki badań ścisłości popiołu spod palenisk kotłowych

(średnie wyniki z kilkudziesięciu przebadanych prób)

Ciśnienie na cm ² próbki kg	Procentowe osiadanie			
	frakcja ziarn 0 ÷ 7 mm	frakcja ziarn 7 ÷ 30 mm	frakcja ziarn 30 ÷ 50 mm	próba wg Fullera 0 ÷ 40 mm
10	8,0	15,0	20,0	10,0
20	16,0	25,0	30,0	18,0
50	25,0	45,0	50,0	30,0
100	32,0	56,0	60,0	38,0
200	40,0	62,0	70,0	48,0

Zwały kopalniane

W skład zwałów kopalnianych wchodzi bardzo różnorodny materiał, jak kamień pochodzący z przebijania szybów, przecznice i przybierek różnego rodzaju (piaskowce, łupki, łupki ilaste, łupki pęczniące w wodzie itd.) a następnie osad z czyszczenia zbiorników i osadników oraz odpadki płuczek, sortowni i kopalnianych warsztatów.

Charakter materiału, który znajduje się w zwałach będzie przyczyną częstego zatykania się rurociągów podsadzkowych. W razie użycia tego materiału jako podsadzki należy dokonać selekcji materiału, usunąć wszelkie odpadki metali i drewna, a większe bryły ka-

mieni pokruszyć. Dodatkowy ten zabieg podroży koszt podsadzki, ale zmniejszy liczbę zatkan rurociągu i umożliwi ciągłą pracę.

Zarządy kopalń powinny stale zwracać uwagę na zwały, a nie tylko w chwili przystępowania do ich eksploatacji. Na zwał nie można wywozić kawałków drewna, odpadków z warsztatów mechanicznych oraz szlamu wydobytego w czasie oczyszczania płuczek i osadników. Podczas eksploatacji zwałów nie można zapominać o pośrednich korzyściach, które często wyłączenie decydują o podjęciu prac dla likwidacji zwału.

Ścisłość materiałów znajdujących się w zwałach jest zależna od sposobu przygotowania i rodzaju przetwarzanego materiału (w różnych okresach czasu do zwału dostają się różne materiały, tak że skład ich jak w kierunku pionowym, tak i poziomym jest różny).

Wyniki dotychczas przebadanych materiałów pozwalają wyprowadzić ogólny wniosek, że każdy materiał charakteryzuje się innymi własnościami i różnym stopniem przydatności dla podsadzania. Dlatego w przyszłości należy każdy zwał lub jego część poddać badaniom laboratoryjnym.

622.273.3.043/.042

PRACA MONITORA PODSADZKOWEGO

Mgr inż. Jerzy Wyszomirski

Treść: Omówiono na przykładzie monitora niskociśnieniowego MP80 pracę tego typu podsadzkowych urządzeń zmywczych. Na podstawie wykonanych pomiarów opracowano najważniejszą charakterystykę monitora, co z kolei pozwala w prosty i dostatecznie dokładny sposób kontrolować i regulować zużycie wody do podsadzki.

Wstęp

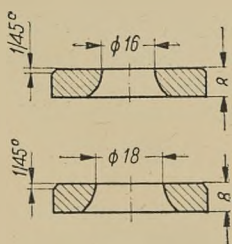
W kopalniach węglowych stosujących podsadzkę płynną używa się monitorów wodnych do spłukiwania piasku. Urządzenie to prostej i mocnej budowy, łatwe w obsłudze, należycie spełnia swoje zadanie i dlatego jest chętnie stosowane.

Ilość wody zużywanej do podsadzki nie jest na ogół znana kopalniom. Zużycie to na pewno w wielu przypadkach znacznie przewyższa ilość wystarczającą do ciągłego transportowania mieszaniny w rurociągach. Nadmiar zużytej wody niepotrzebnie podwyższa koszty odwadniania kopalń i zmniejsza wydajność rurociągów podsadzkowych.

W opracowaniu niniejszym omówiono na przykładzie monitora MP80 (Monitor Podsadzkowy o średnicy rurociągu doprowadzającego — 80 mm) pracę urządzenia zmywczego oraz podano prosty i wystarczająco dokładny sposób kontrolowania i regulowania zużycia wody do podsadzki.

Dane techniczne monitora MP80:

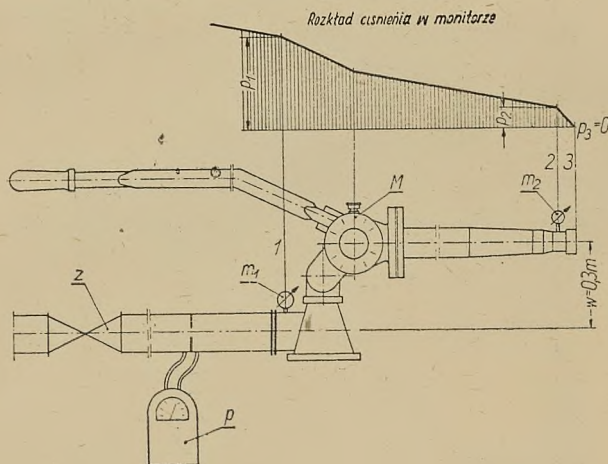
Ciśnienie maksymalne	— 16 atn
Średnica rury dolotowej	— 80 mm
Średnica rury wylotowej (bez dyszy)	— 30 mm
Ciężar	— 190 kG
Komplet dysz (rys. 1)	26 mm > ϕ > 16 mm
Kąt obrotu w płaszczyźnie poziomej	— 360°
Kąt obrotu od poziomu do góry	— 45°
Kąt obrotu od poziomu do dół	— 80°



Rys. 1. Dysze monitora MP80. Rysunek przedstawia dwie dysze z kompletu (6 sztuk) należące do monitora MP80

Monitory produkuje Zabrzeńska Fabryka Maszyn Górniczych w Zabrzu.

Na rys. 2 pokazano przybliżony rozkład ciśnienia w monitorze podczas przepływu wody oraz ilość i miejsce zamontowania przyrządów pomiarowych, za któ-



Rys. 2. Schemat stanowiska pomiarowego i przybliżony rozkład ciśnienia w monitorze

M — monitor, z — zawór, m_1 , m_2 — manometry p — przepływomierz

rych pomocą pomierzono charakterystyki monitora. Za poziom porównawczy ciśnienia przyjęto ciśnienie atmosferyczne ($p_3 = 0$).

Monitor MP80 badano w czasie jego pracy w kopalni w zakresie $10 \text{ atn} > p_1 > 2,5 \text{ atn}$. Straty wody wypływającej przez uszczelki pominięto jako bardzo małe w porównaniu z wydatkiem monitora.

Pomiary wykonywano z założonymi dyszami i bez dyszy, wydatek monitora Q zmieniono za pomocą zaworu z, odczytywano nadciśnienia p_1 i p_2 .

Zależność pomiędzy wydatkiem monitora a nadciśnieniem p_1

Przez wydatek monitora rozumie się ilość wody, którą on w jednostce czasu przepuszcza w określonych

warunkach. Weźmiemy pod uwagę charakterystyczne wielkości strumienia dopływającego i wypływającego z monitora. Wielkościami zmiennymi będą: ciśnienie p_1 oraz prędkość v_1 i v_3 .

Wielkość nadciśnienia przed monitorem jest równa spadkowi ciśnienia na drodze przepływu przez monitor.

Na wielkość tego spadku składają się:

1. przyrost energii kinetycznej strumienia wypływającego w porównaniu z energią kinetyczną w przekroju 1;
2. straty tarcia cieczy w monitorze;
3. pokonanie różnicy wysokości między poziomem osi przewodu doprowadzającego i prądownicy monitora. Różnica ta wynosi 0,3.

Prędkość rzeczywistą przepływającej cieczy otrzymano dzieląc wydatek przez powierzchnię przekroju strumienia.

$$v = \frac{Q}{F} \quad (1)$$

Wychodzimy z równania Bernoulliego jako zasady zachowania energii przy przepływie strumienia cieczy rzeczywistej. Równanie to wygląda następująco

$$\frac{P_1}{\gamma} + \frac{v_1^2}{2g} - \frac{v_3^2}{2g} - 0,3 = S_{13} \quad (2)$$

$\frac{v^2}{2g}$ — energia kinetyczna jednostki wagowej cieczy,

S — energia stracona na skutek tarcia cieczy, odniesiona do jej jednostki wagowej, liczona od przekroju 1 (w którym przyjmuje się $S=0$) do przekroju 3. Przyjmując, że straty są wprost proporcjonalne do kwadratu prędkości strumienia wypływającego

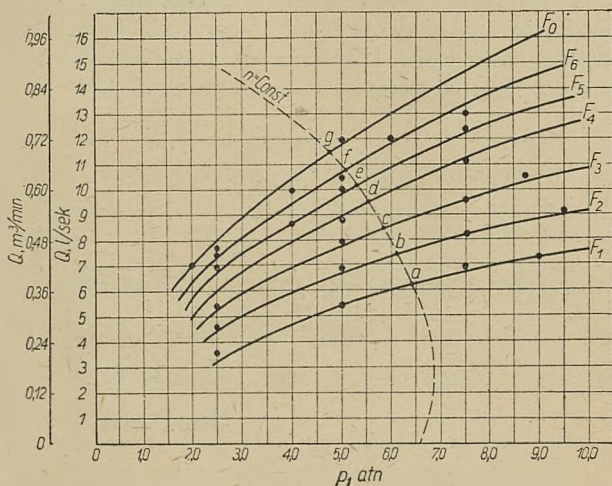
$$S = A v_3^2 \quad (3)$$

Energię kinetyczną strumienia dopływającego pomijamy nie popełniając przy tym dużego błędu, ponieważ może ona stanowić w rozważanym przykładzie, jak wyliczono, maksimum 2 % energii strumienia wypływającego.

Po przekształceniu równania Bernoulliego otrzymuje się następujące wzory na prędkość wypływającego strumienia v_3 i wydatek monitora Q

$$v_3 = \sqrt{C_1 p_1 - C_2} \quad (4)$$

$$Q = F \sqrt{C_1 p_1 - C_2} \quad (5)$$



Rys. 3. Zależność wydatku monitora MP80 od ciśnienia przed monitorem

Zależność ta to najważniejsza charakterystyka monitora, wiąże bowiem dwie najważniejsze dla użytkownika wielkości zmienne: ciśnienie i wydatek. Charakterystykę taką, dla monitora MP80 wykreśloną na podstawie pomiarów przedstawia rysunek 3.

Wynika z niej, że przy tym samym nadciśnieniu p_1 wydatek monitora jest większy dla dyszy o większej średnicy.

Sposób kontroli i regulowania ilości wypływającej wody z monitora

Z charakterystyki $Q = f(p_1)$ wynika, że ciśnienie przed monitorem jednoznacznie określa jego wydatek. Zależność tę można wykorzystać do wprowadzenia stałego i prostego odczytywania ilości wypływającej z monitora wody za pomocą manometru, zamontowanego na przewodzie doprowadzającym.

Manometr ten będzie pokazywał ciśnienia panujące przed monitorem p_1 , co wystarcza do określenia za pomocą charakterystyki (rys. 3) ilości przepływającej przez monitor wody. Znajomość tego wydatku pozwala na kontrolę zużycia wody do podsadzki.

Wydatek przepływu można regulować przez odpowiednie domykanie lub otwieranie zaworu umieszczonego przed monitorem specjalnie w tym celu (rys. 2).

Drugim sposobem regulowania ilości wypływającej z monitora wody, bez posługiwania się dodatkowym zaworem, jest zmiana dysz. W celu jaśniejszego przedstawienia tego sposobu rozpatrzmy pracę zespołu pompa-monitor (rozpatrujemy pompę wirnikową ponieważ u pompy łukowej wydatek nie zależy od ciśnienia). Załóżmy, że charakterystyka monitora $Q = f(p_1)$ jest charakterystyką sieci, tzn. że pompa pracuje tylko na jeden monitor i nie jest od niego znacznie oddalona.

Nanosząc na rys. 3 charakterystykę pompy (przypuśćmy, że jest nią zaznaczona na rysunku linia przerywana) otrzymamy wówczas punkty przecięcia się obydwu charakterystyk, które są punktami pracy monitora i pompy (zaznaczono literami a.... g). Z rysunku wynika, że przy stałej charakterystyce pomp, zmieniając w monitorze dyszę na inną o średnicy mniejszej, przesuwamy się po charakterystyce pompy w dół, zwiększamy zatem ciśnienie p_1 , a wydatek monitora zmniejszamy. Stąd widać, że sposób ten daje możliwość zmiany wydatku monitora tylko skokami.

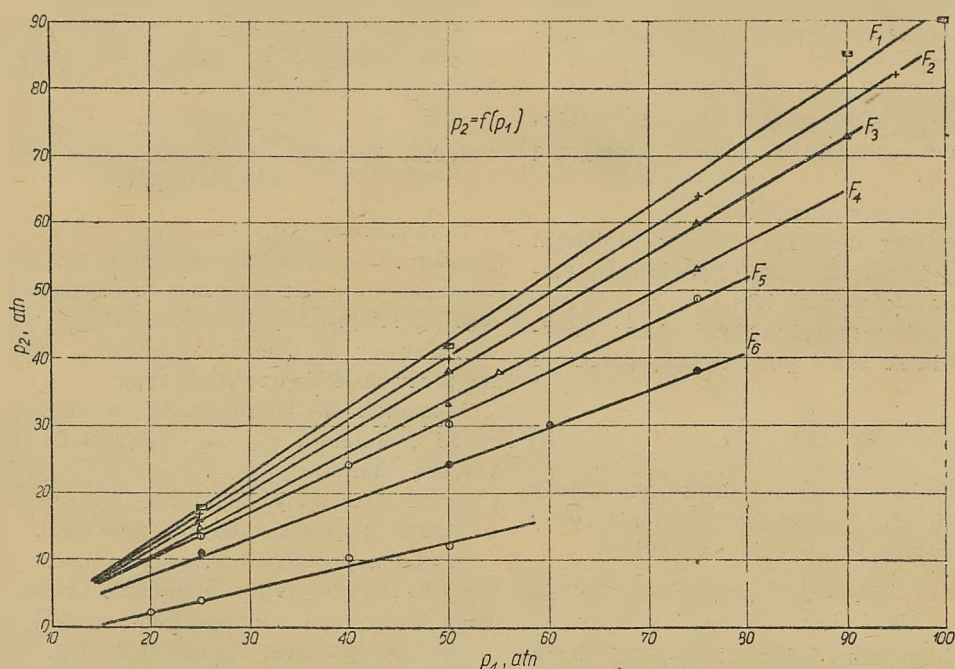
Często pompa pracuje nie na jeden, lecz na kilka monitorów, niejednokrotnie różnych typów, z różnymi dyszami. W tym przypadku zmiana dyszy w jednym monitorze powoduje zmianę wydatku pozostałych monitorów. Ilość wypływającej wody z monitora może więc zmieniać się nawet wówczas, gdy nie zmienia się dyszy tego monitora i nie reguluje jego wydatku pomocniczym zaworem.

Manometry umieszczone przed monitorami wykażą w każdym przypadku zmiany ciśnienia i pozwolą na kontrolę i regulowanie wydatku monitorów.

Umieszczenie manometru przed monitorem nie jest konieczne. Ilość wypływającej wody z monitora można kontrolować również za pomocą manometru m_2 (rys. 2). Wynika to z połączenia zależności $Q = f(p_1)$ i $p_1 = f(p_2)$ w jedną funkcję $Q = f(p_2)$. Zależność nadciśnienia przed dyszą od nadciśnienia przed monitorem przedstawia rys. 4.

Ilość zużywanej wody przepływającej monitorem można również rejestrować w czasie za pomocą manometru rejestrującego. Omawiany sposób kontroli zużycia wody ujmijemy teraz krótko i praktycznie.

nego piasku (drugi czynnik) obliczoną z ilości dostarczonych wagonów w pewnym okresie czasu, możemy regulować wskaźnik zużycia wody do podsadzki. Nie chodzi tu oczywiście o przygotowywanie mieszanki



Rys. 4. Zależność ciśnienia przed dyszą od ciśnienia przed monitorem

Kontrola i regulowanie zużycia wody do podsadzki może odbywać się za pomocą jednego manometru (dla monitora MP80 o zakresie $0 \div 20$ ATK) oraz kompletu dysz. Ciągła regulacja wymaga jeszcze dodatkowego zaworu. Obsługujący monitor powinien mieć podany limit jednostkowego zużycia wody dla danego materiału oraz charakterystykę $Q = f(p_1)$. Pozwoli im to na racjonalne przygotowanie mieszanki podsadzkowej.

Ponieważ posługiwanie się wykresową charakterystyką monitora może sprawiać trudności niektórym pracownikom ruchowym, dlatego lepiej jest zaopatrzyć ich w tablicę sporządzoną na podstawie charakterystyki.

Tablicę taką dla monitora MP80 podano poniżej. Wydatek wody wyrażony jest w jednostkach m^3/min .

Suma wydatków wody monitorów splukujących materiał podsadzkowy do tego samego rurociągu jest rzeczywistym zużyciem wody do podsadzki płynącej tym rurociągiem.

Znając ilość wody (jeden z dwóch czynników mieszanki podsadzkowej) oraz przybliżoną ilość spluka-

Tablica 1

Wydatek monitora MP80

Ciśnienie na manometrze atn	Nr dyszy						Bez dyszy
	1	2	3	4	5	6	
	m ³ /mm						
4	0,29	0,36	0,42	0,48	0,52	0,57	0,63
5	0,34	0,42	0,48	0,54	0,60	0,65	0,72
6	0,36	0,45	0,50	0,60	0,66	0,72	0,78
7	0,40	0,48	0,56	0,66	0,71	0,78	0,84
8	0,42	0,50	0,60	0,71	0,76	0,83	0,91
9	0,45	0,54	0,63	0,73	0,79	0,88	0,98
10	0,47	0,55	0,66	0,78	0,84	0,90	1,00

ze ściśle stałą gęstością, ale o to, ażeby stosunek ilości wody do splukiwanego piasku w pewnym okresie czasu np. tygodnia nie był o wiele wyższy od tej ilości, która normalnie wystarcza do transportowania podsadzki, co leży w granicach 2:1 czy 3:1. Dotychczas bowiem ilość wody zużywana do podsadzki nie jest w ogóle kontrolowana.

„Dopiero wyższa technika umożliwi wysoką wydajność pracy człowieka i stwarza warunki dla wydatnego wzrostu dobrobytu i kultury całego narodu, dobrobytu i kultury mas pracujących, bez czego nie ma socjalizmu“.

B. Bierut

ŚCIANY O WIELOKROTNYM KOMBINOWANYM ZABIORZE

Mgr inż. Stanisław Kempański, mgr inż. Jerzy Kozłowski

Treść: Podano warunki geologiczne, odstawę, transport materiałów i wyposażenie ścian prowadzonych metodą sukcesywnego wybierania dwóch zabiorów w jednym cyklu, przy użyciu kombajnu i wrębiarki oraz dwóch wrębiarek. Opisano organizację pracy na wszystkich trzech zmianach, ze szczególnym uwzględnieniem prac związanych z wybieraniem wąskiego zabioru i wyciąg ięto wnioski. Załączono plany sytuacyjne, harmonogramy i zestawienia obrazujące przebieg pracy w ścianach.

W jednej z kopalń w naszym przemyśle węglowym eksploatowany jest pokład 407/3 systemem ścianowym. Obecnie prowadzone są w tym pokładzie dwie ściany do granic metodą kombinowanych zabiorów, przez stosowanie w ścianie górnej współpracy wrębiarki z kombajnem i w dolnej współpracy dwóch wrębiarek.

Konstrukcja wrębniaka kombajnów ścianowych stosowanych w naszym PW zezwala w niedużym zasięgu na jego podwyższanie lub obniżanie, co wykorzystuje się w zależności od grubości pokładu, nie pozwala natomiast na jego wydłużanie lub skracanie i tym samym uniemożliwia dostosowanie szerokości zabioru w ramach jednego cyklu do warunków naturalnych wyrobisk ścianowych.

Na podstawie dotychczasowych doświadczeń wynika, że w ścianach o dobrych warunkach stropowych i wybieranych jednocyklicznie przy użyciu kombajnów, wzrasta wydajność i maleje pracochłonność robót ręcznych na węglu, lecz zarazem ograniczona szerokość zabioru w tych ścianach wynosząca około 1,5 m nie pozwala na pełne wykorzystanie ich zdolności produkcyjnej. W ścianach o takich warunkach stropowych i zastosowaniu urabiania przy użyciu wrębiarki, osiągnięta szerokość zabioru może wynosić dwa metry.

W celu wykorzystania zalet pracy kombajnów i jednocześnie umożliwienia zwiększenia wydobywania w pokładzie 407/3, bez wydłużania frontu produkcyjnego kopalnia przy współpracy z Instytutem Mechanizacji Górnictwa wprowadziła nową metodę o wielokrotnym kombinowanym zabiorze w dwóch ścianach, kombajnowej i wrębiarkowej.

Opis warunków naturalnych, technicznych, organizacji pracy z podaniem harmonogramów i dotychczas uzyskiwanych wyników, pozwoli na bliższe zapoznanie się z wyżej wymienioną metodą i wyciągnięcie odpowiednich wniosków.

Warunki naturalne i techniczne

Pokład 407/3 średniej grubości 1,5 m i nachyleniu od 6 do 8° eksploatowany jest systemem ścianowym podłużnym do granic. Urabialność węgla, w którym występują cienkie przerosty miękkiego łupku, jest dobra (według skali Protodiakonowa poniżej 1,2) i węgiel nie jest przypieczony ani do stropu, ani do spągu. W stropie i w spągu pokładu zalegają twarde łupki. Ściana górna o wybiegu około 600 m ma pochyłą długość 117 m, ściana dolna ma wybieg krótszy około 550 m i pochyłą długość 120 m.

Obudowa w obydwu ścianach stalowa poprzeczna. Stropnice profilowe o długości 2,2 zakłada się prostopadle do frontu ściany w odstępach od 0,8 do 1,2 m i podpira dwoma stojakami typu Gerlach.

Odstawa w ścianach do chodników podścianowych odbywa się w dół przenośnikami zgrzeblowymi PZP-1. W chodnikach podścianowych zainstalowane są przenośniki taśmowe szerokości 800 mm z napędami TND-32, które przenoszą urobek ze ścian i robót przygotowawczych do pochylni zbiorczej. Urobek w pochylni zbiorczej przenoszą przenośniki taśmowe o taśmie szerokości 800 mm do szybiku pionowego z zainstalowaną zsuwnią śrubową, w którym urobek zsuwa się 13 m w dół do podstawianych wozów o pojemności 3000 l. Załadowane wozy zestawia się w pociągi i odwozi elektrowozami przewodowymi do szybku wydobywczego, odległego od załadowni 2350 m. Do odstawy urobku ze ścian jest czynnych sześć przenośników taśmowych o łącznej długości trasy 1050 m. Prawidłowe zabudowanie przenośników i ich dobre utrzymywanie oraz zapewniona dostateczna krężność wozów między szybem a załadownią nie powoduje przerw wywołanych brakiem wozów i umożliwia ciągłość odstawy.

Kierowanie stropem w obydwu ścianach odbywa się pasami podsadzkowymi. Pasy podsadzkowe szerokości 6 m układa się ręcznie w poprzek frontu ściany z kamienia zestrzeliwanego w stropie chodników ślepych, 3 m szerokości.

Odległość czoła pasów podsadzkowych od frontu ściany zależy od sytuacji robót w ścianie i waha się w granicach od 2 do 4 m.

Transport materiałów do ścian odbywa się wozami i drzewiarkami. Materiał opuszcza się szybem i dowozi elektrowozami przewodowymi do głównej pochylni transportowej, w której za pomocą kołowrotów jest wyciągany do chodnika nadścianowego ściany górnej i opuszczany do chodnika nadścianowego ściany dolnej. W chodnikach nadścianowych wozy i drzewiarki podciągane są kołowrotami blisko przodku ścianowego. Drewno układa się niedaleko od ściany a w miarę potrzeb załadowuje na przenośnik pancerny i rozprowadza wzdłuż frontu ściany.

Przewietrzanie ścian jest dobre. Świeży prąd powietrza płynie od szybku wdechowego przekopem do pochylni głównej, w której rozdziela się na dwa prądy oddzielne dla przewietrzania ścian górnej i dolnej. Prądy te dopływają chodnikami podścianowymi do ścian, opływają je i jako zużyte uchodzą chodnikami nadścianowymi i pochylnią transportową do szybiku wentylacyjnego.

Chodniki nadścianowe i podścianowe szerokości 3,2 m i wysokości 2,8 m drążone są z przybierką stropu. Przybierka stropu przebiega równolegle z postępowaniem ściany a otrzymywany kamień z przybierki zużywa się do układania pasów podsadzkowych w ścianie, chroniące chodniki przed ich zagniataniem. W chodnikach podczas drążenia w węglu stosuje się obudowę tymczasową

drewnianą a po przybierze zakłada obudowę stałą ŁF profil A.

Ściana kombajnowa

Współpraca wrębiarki z dwoma kombajnami

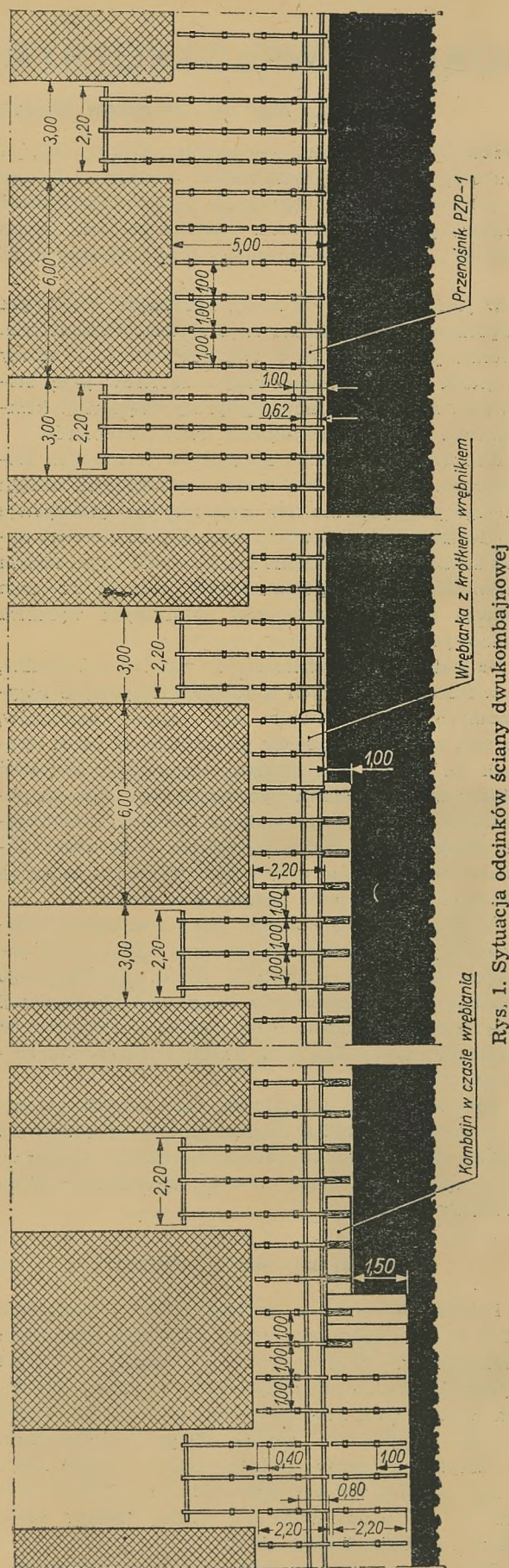
Przed wprowadzeniem nowej metody pracowały w ścianie kombajnowej (górnej) równocześnie dwa kombajny Donbass-52, z których jeden urabiał po wzniosie dolny odcinek ściany poruszając się w kierunku od wnęki dolnej do środkowej obok przenośnika pancernego zabudowanego w drugim polu, drugi natomiast pracował w górnym odcinku ściany rozpoczynając pracę od wnęki środkowej w kierunku chodnika nadścianowego. Wybierane odcinki ścian były równe i wynosiły 53 m każdy. W wyżej podanym układzie kombajnów ściana była wybierana jednocyklicznie; jej postęp na dobę wynosił około 1,5 m. Organizacja pracy w ścianie z grubsza przedstawiała się w ten sposób, że na jednej zmianie odbywało się urabianie, obudowa za kombajnem i wykonywanie wnęk. Na następnej zmianie przeprowadzano zjazd do wnęk kombajnów, tam ich montaż i przygotowanie do pracy oraz czyszczenie ściany przed przekładką, przekładka przenośnika i rur sprężonego powietrza.

Rabowanie obudowy i strzelanie w stropie ślepych chodników oraz układanie pasów podsadzkowych odbywało się na zmianie trzeciej. Wszystkie czynności w ramach jednego cyklu wykonywano bez dużego pośpiechu, co dawało korzystną rezerwę czasu potrzebną do pokrycia przerw w przypadkach zakłóceń normalnego przebiegu robót w ścianie. W powyższej ścianie wprowadzono nową metodę współpracy wrębiarki z kombajnami polegającej na zwiększeniu postępu ściany z 1,5 na 2,5 m o szerokość wybranego wąskiego zaboru przy użyciu wrębiarki wykonującej wrąb na głębokość 1 m z przenośnika zgrzeblowego PZP-1 zabudowanego w pierwszym polu (rys. 1).

Przy zabudowanym przenośniku PZP-1 w pierwszym polu, umożliwiającym dużą samoładowność urobku, wszystkie czynności związane z wybieraniem wąskiego zaboru w odniesieniu do ściany tylko kombajnowej należy uważać za dodatkowe, które jednak nie zakłócają cyklicznego biegu ściany a zwiększają jej postęp o 1 m na dobę.

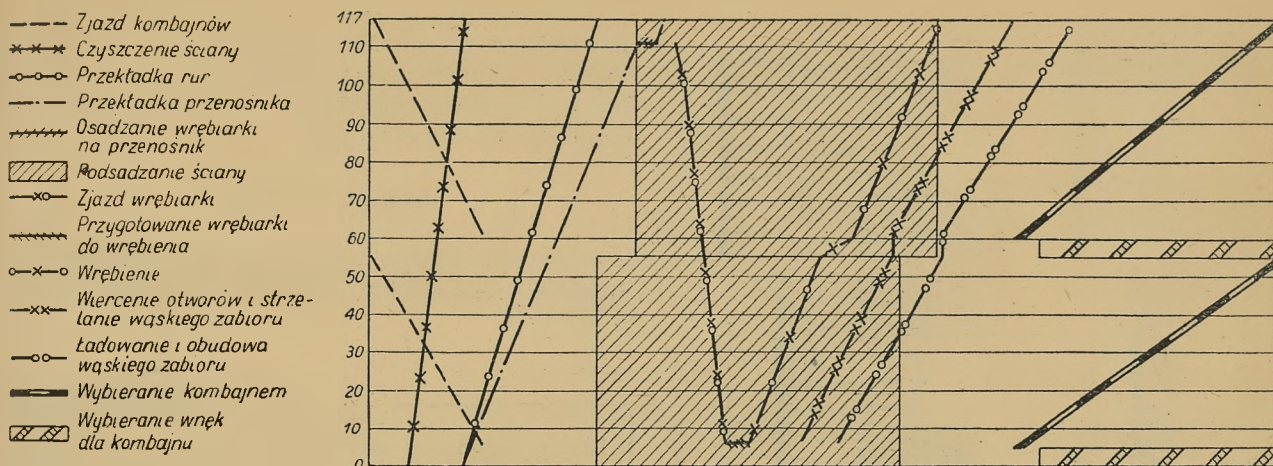
Organizacja pracy w podanej metodzie wybierania ściany (rys. 2) jest następująca: Wybieranie zaboru szerokości 1,5 m przy użyciu dwóch kombajnów rozpoczynających o godzinie 23,00 pracę z wnęki dolnej i środkowej wykonuje się w czasie około sześciu godzin; przy tych czynnościach zatrudnionych jest 14 ludzi.

Na tej samej zmianie czterech ludzi z godzinnym opóźnieniem rozpoczyna wykonywanie dwóch wnęk szerokości 4 m i głębokości 1,8 m każda, co trwa do godziny 6,00. Od godziny 6,00 do 9,00 czterech ludzi (po dwóch dla każdego kombajnu) zjeżdża maszynami do wnęk, montuje i przygotowuje kombajny do pracy dla następnego cyklu. Przekładkę przenośnika zgrzeblowego PZP-1 częściami pod czoło ściany wraz z czyszczeniem ściany z urobku, przekładaniem rur powietrza sprężonego i osadzaniem wrębiarki w chodniku nadścianowym na przenośnik zgrzeblowy wykonuje jedenastoosobowa drużyna w czasie siedmiu godzin (od



Rys. 1. Sytuacja odcinków ściany dwukombajnowej

7,00 do 19,00). Do obowiązków tej drużyny należy również przedłużanie przenośnika taśmowego w chodniku podścianowym.



Nr. poz.	Opis czynności	Obsada nadobę	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
1	Zjazd kombajnów	4																									
2	Czyszczenie ściany																										
3	Przekładka rur																										
4	Przekładka przenośnika	11																									
5	Osadzanie wręb. na przenośnik																										
6	Podosadzanie ściany	28																									
7	Zjazd wrębiarki																										
8	Przygotowanie do wrębienia	2																									
9	Wrębienie																										
10	Wiercenie otworów i strzelanie	2																									
11	Ładowanie i obudowa	8																									
12	Wybieranie kombajnem	14																									
13	Wybieranie wnętrza dla kombajnu	4																									
	Razem	73																									

Rys. 2. Harmonogram czynności w ścianie o postępie 2,5 m na dobę przy współpracy wrębiarki z dwoma kombajnami

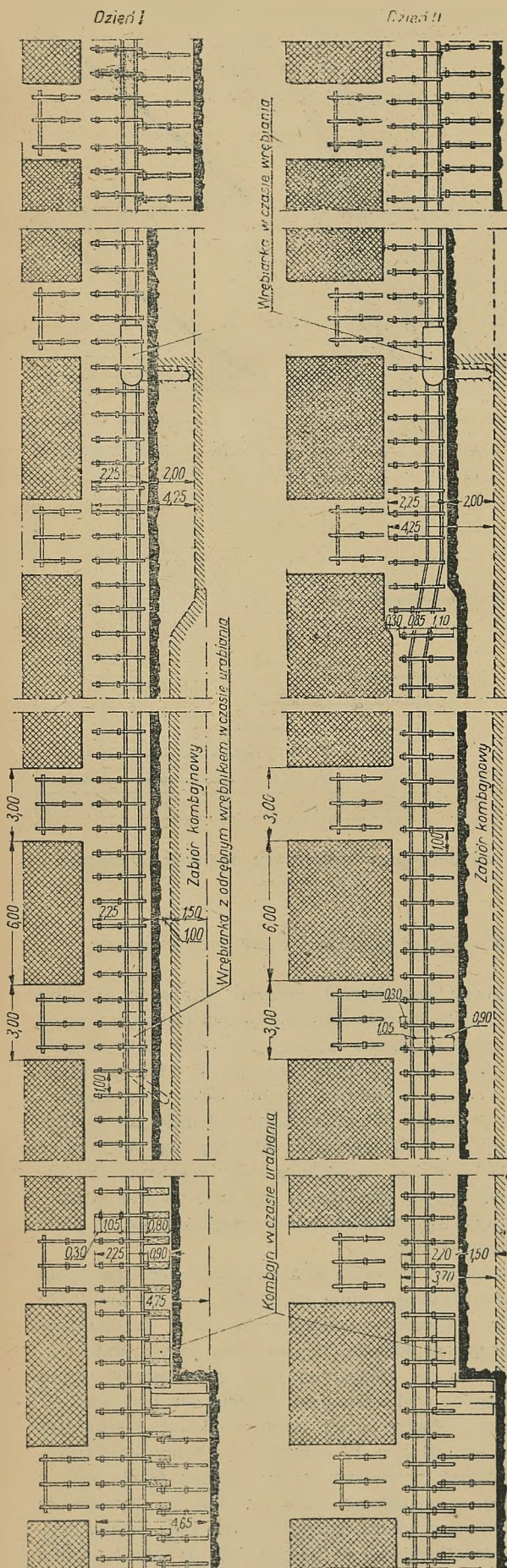
Po ukończeniu przekładki następuje opuszczanie wrębiarki po przenośniku do chodnika podścianowego, przygotowanie jej do wrębienia, uruchomienie i wrębienie z przenośnika na głębokość około 1 m. Powyższe czynności wykonuje wrębiarz i pomocnik w czasie około siedmiu godzin (od 14,00 do 21,00). Za posuwającą się wrębiarką, po podwrębieniu calizny i oberwaniu luźnych brył węgla z ociosu, wierce się krótkie otwory, załadunkuje metanitem D-2, łączy równolegle z zapalarką i odstrzeliwuje odcinkami szerokości od 6 do 8 m, w odległości do 20 m za wrębiarką. Około 40 % odstrzelonego urobku załadunkuje się samoczynnie, a pozostała ilość ładuje się ręcznie łopatami na przenośnik. Strop wąskiego zaboru do chwili założenia obudowy ostatecznej, tj. stalowych stropnic podpartych dwoma stojakami, zabezpiecza się krótkimi dębowymi klockami z wycięciem, które wbija się do czoła stropnic stalowych. Wybieranie wąskiego zaboru wraz z wrębieniem, strzelaniem i tymczasową obudową trwa około ośmiu godzin; przy tych czynnościach zatrudnionych jest dziesięciu ludzi. Wąski zabiór stanowi pole potrzebne dla przejazdu kombajnów obok przenośnika. Po wybraniu tego pola kombajny rozpoczynają pracę, którego przebieg opisano powyżej.

Od godziny 12,00 do 21,00 odbywa się rabowanie obudowy, strzelanie w stropie ślepych chodników i układanie pasów podszkawkowych; do robót tych wyznacza się 28 ludzi.

Współpraca wrębiarki z jednym kombajnem

Wskutek wypadnięcia jednego kombajnu z ruchu i wydania go na powierzchnię do remontu zastosowano kombinowany sposób wybierania ściany przy współpracy wrębiarki z kombajnem (rys. 3) z tym, że kombajn pracuje w dolnym odcinku ściany na długości 60 m, pozostały natomiast górny odcinek jest wybierany przy użyciu wrębiarki. Sposób polega na tym, że przenośnik PZP-1 na odcinku pracy kombajnu jest zabudowywany na przemian w pierwszym i drugim polu, w górnym zaś odcinku ściany przekłada się go stale pod czoło ściany.

W dniu zabudowania przenośnika w pierwszym polu wybiera się wąski zabiór szerokości 1 m dla przejazdu kombajnu sposobem podanym dla ściany dwukombajnowej; postęp dolnego odcinka ściany w tym dniu wynosi 2,5 m. W następnym dniu, przy zabudowanym przenośniku w drugim polu, przodek ten przesuwa się o 1,5 m. Dzienny postęp górnego odcinka ściany jest stały i wynosi 2 m. W jednym dniu dolny (kombajnowy) odcinek wyprzedza górny odcinek frontu ściany o 0,5 m, w następnym dniu przodek się wyrównuje i uzyskiwany średni dzienny postęp całej ściany wynosi 2 m. Wrębiarka w jednym dniu wykonuje wzdłuż całej ściany wręb płytki z odchylonym wrębnikiem na odcinku pracy kombajnu oraz robi wręb normalny w pozostałym odcinku ściany, w drugim natomiast dniu



Rys. 3. Sytuacja odcinków ściany o postępie 2 m przy współpracy wrębiarki z kombajnem

Organizacja pracy (rys. 4) w dolnym odcinku ściany jest podobna do opisanej organizacji dla dwóch kombajnów, w górnym odcinku prace przebiegają podobnie jak w ścianach wrębiarkowych z zabudowanym przenośnikiem w pierwszym polu.

Wypożyczenie ściany

Ściana kombajnowa wyposażona jest w następujące urządzenia mechaniczne i narzędzia, które zestawiono w tablicy 1.

Tablica 1

Rodzaj urządzenia mechanicznego i narzędzia	Liczba w sztukach przy postępie		
	1,5 m	2,0 m	2,5 m
Kombajn Donbass 52 wraz z osprzętem	2	1	2
Wrębiarka WLE-40S wraz z osprzętem	—	1	1
Przenośnik PZP-1	1	1	1
Rurociąg powietrza sprężonego o średnicy 100 mm i długości 120 m	1	1	1
Ciągarki rabunkowe CRG (BKS)	3	3	3
Młotki mechaniczne MP-9 z węzami	5	5	5
Wiertarki udarowe ŁUP-18 z węzami	8	8	8
Wiertarki obrotowe WP-7 z węzami	4	4	4
Łopaty	40	60	50
Kilofy	28	38	38
Młoty górnicze	20	20	20
Piły do drewna	15	15	15
Siekiery	4	4	4
Gracki do kamienia	13	13	13

Wyniki pracy

Uzyskiwane wyniki przez stosowanie opisanej metody wybierania w ścianie kombajnowej w odniesieniu do ściany czysto kombajnowej należy ocenić jako dobre.

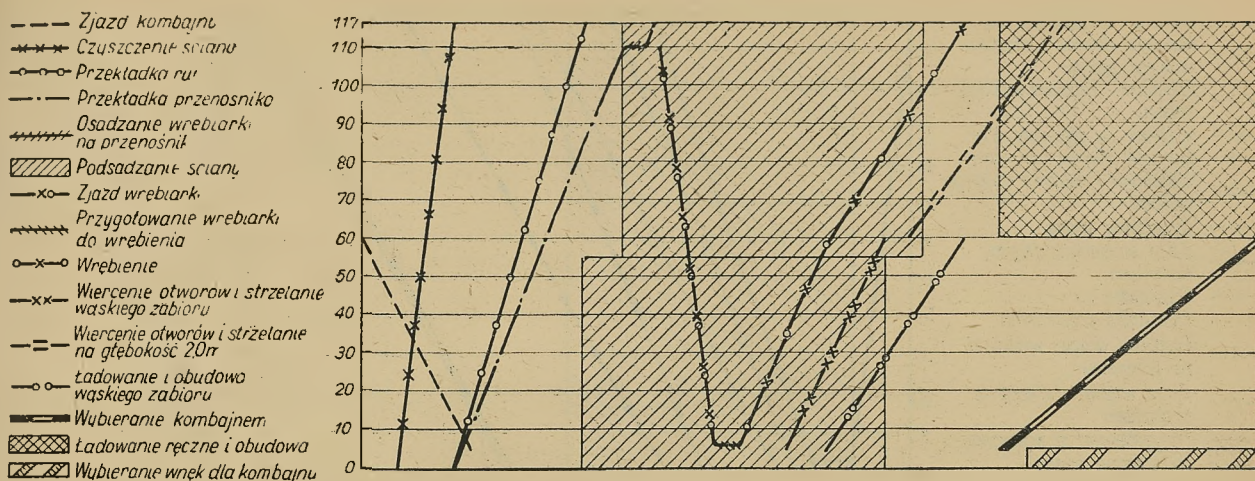
Kopalnia przez dołożenie 12 ludzi na węgiel do ściany dwukombajnowej dla wybierania wąskiego zabioru zyskała metr postępu przodku ścianowego na dobę, co daje:

1. wzrost wydobywania z 342 na 570 t/cykl,
2. wzrost wydajności na węglu z 15,5 na 16,7 t/rob. dn.,
3. duży wzrost wydajności przodkowej z 4,62 na 6,52 t/rob. dn.

Ściana o średnim postępie 2,0 m na dobę przy współpracy wrębiarki z jednym kombajnem ma tę samą obsadę co ściana o postępie 2,5 m. Zwiększony postęp tej ściany o 0,5 m na dobę w odniesieniu do ściany czysto kombajnowej przynosi wzrost:

1. wydobywania z 342 na 456 t/rob. dn., przy tej samej wydajności na węglu,
2. wydajności ogólnej z 4,62 na 5,23 t/rob. dn.

pracuje tylko w górnym odcinku wrębiąc z przenośnika na głębokość 2 m.



Nr. poz.	Opis czynności	Obsada na dobę	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
1	Zjazd kombajnu	2																									
2	Czyszczenie ściany																										
3	Przekładka rur	11																									
4	Przekładka przenośnika																										
5	Osadzanie wrębiarki na przenośnik																										
6	Podosadzanie ściany	28																									
7	Zjazd wrębiarki	2																									
8	Przygotowanie do wrębień	2																									
9	Wiercenie na głębokość 10m	2																									
10	Wrębień na głębokość 20m	2																									
11	Wiercenie otworów i strzel. 10m	4																									
12	Wiercenie otworów i strzel. 20m																										
13	Ładowanie i obudowa wąskiego zaboru.	5																									
14	Ładowanie i obudowa	10																									
15	Wybieranie kombajnem	7																									
16	Wybieranie wnek dla kombajnu	2																									
	Razem	73																									

Rys. 4. Harmonogram czynności w ścianie o postępie 2.0 m na dobę przy współpracy wrębiarki z jednym kombajnem

Ściana dwuwrębiarkowa

Metoda wybierania ściany dwoma współpracującymi z sobą wrębiarkami przez postępujące wybieranie dwóch zabiorów dla osiągnięcia postępu 2,5 m na dobę jest stosowana w ścianie dolnej, prowadzonej w pokładzie 407/3. Ściana ta była wybierana ręcznie przy użyciu jednej wrębiarki wykonującej wrąb na głębokość około 2 m z przenośnika PZP-1 zabudowanego w pierwszym polu.

Reorganizacja robót związana z nową metodą polega w zasadzie na tym, że wprowadzono do ruchu drugą wrębiarkę, która wykonuje wrąb na głębokość 1 m z przenośnika PZP-1, w miarę zaś wybierania wąskiego jednometrowego zaboru druga wrębiarka porusza się po spagu i podwrębia przodek ścianowy na głębokość 1,5 m. Sumaryczny postęp ściany uzyskiwany z dwóch wrębów wynosi 2,5 m. Chwilowe zabezpieczenie stropu odbywa się, jak podano w sposobie przy współpracy wrębiarki z kombajnami.

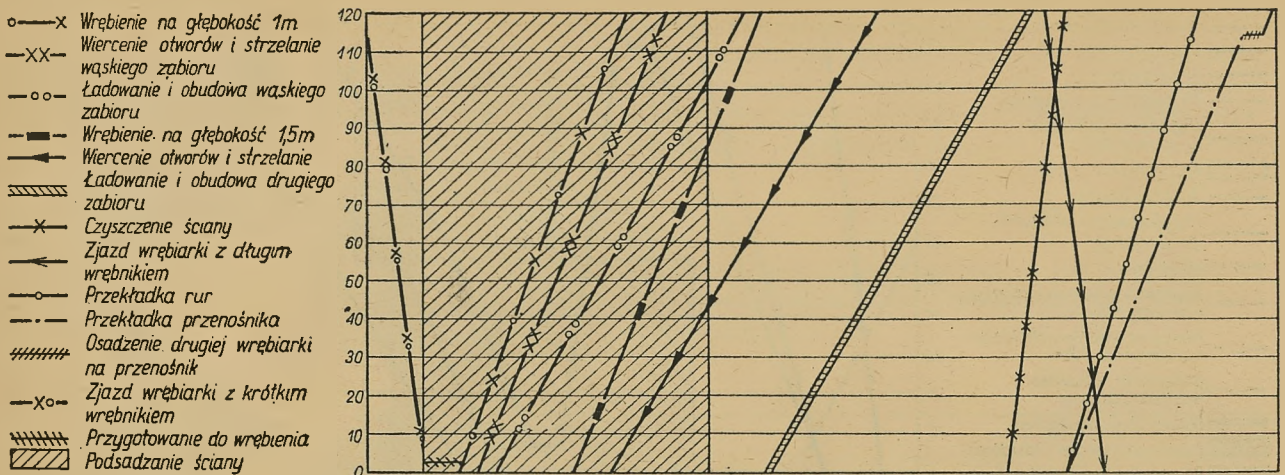
Organizacja pracy w ramach jednego cyklu (rys. 5) jest następująca: Po przekładce przenośnika pod ocios, opuszczeniu w dół wrębiarki z krótkim wrębkiem po przenośniku i po przygotowaniu wrębiarki do wrębień, rozpoczyna się wrębień przodka ścianowego na

głębokość około 1 m. Przy wykonywaniu wrębu zatrudnionych jest dwóch ludzi i czynność ta trwa około 4,5 godzin (od 8,30 do 13,00). Za posuwającą się wrębiarką wierci się otwory, strzela, ładuje urobek i chwilowo zabezpiecza strop dębowymi wspornikami. W robotach wybierkowych wąskiego zaboru, których przebieg jest ten sam jak w ścianie kombajnowej, zatrudnionych jest ośmiu ludzi. Łączny czas wszystkich czynności wybierania wąskiego zaboru wynosi około ośmiu godzin (od 8,30 do 16,30).

Sukcesywnie z postępowaniem wybierania wąskiego zaboru następuje wybieranie zaboru drugiego o szerokości 1,5 m. Podwrębianie przodka ścianowego drugą wrębiarką poruszającą się po spagu, wykonuje wrębiarz z pomocnikami w czasie około pięciu godzin (od 11,30 do 16,30).

Wybieranie drugiego zaboru (strzelanie, ładowanie i zakładanie obudowy stalowej) trwa około 7 godzin (od 16,30 do 23,30); czynności te wykonuje 20 ludzi.

Przekładka przenośnika PZP-1 z jego rozbieraniem wraz z czyszczeniem ściany i przekładaniem rurociągu powietrza sprężonego odbywa się od godziny 23,00 do 6,00. Wszystkie roboty związane z przekładką przenośnika i samo przekładanie wykonuje jedenastoosobowa drużyna. Na zmianie przekładkowej wrębiarz



Nr. poz.	Opis czynności	Obsada na dobę	Godziny
1	Zjazd wrębiarki po przenośniku	2	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
2	Przygotowanie do wrębień	2	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
3	Wrębień na głębokość 1m	2	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
4	Wiercenie otworów i strzelanie wąskiego zaboru	2	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
5	Ładowanie i obudowa wąsk. zab.	8	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
6	Wrębień na głębokość 1,5 m	2	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
7	Wiercenie otworów i strzelanie	3	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
8	Ładowanie i obudowa 2 zaboru	20	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
9	Zjazd wrębiarki z długim wręb.	2	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
10	Czyszczenie ściany	11	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
11	Przekładka rur		6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
12	Przekładka przenośnika		6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
13	Osadzenie wręb. na przenośnik		6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
14	Podsadzanie ściany	34	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6
	Razem	84	6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 1 2 3 4 5 6

Rys. 5. Harmonogram czynności w ścianie o postępie 2,5 m na dobę przy współpracy dwóch wrębiarek

Tablica 2

	Ściana o postępie	
	2,0 m	2,5 m
1. Obsada		
urabianie	38	39
podszadzka	32	34
przekładka	11	11
drażnienie chodników	10	10
przybierka chodników	3	3
transport materiałów	10	10
obsługa przenośnika PZP-1 i inne	3	3
Razem: obłożenie przodku roboty pomocnicze	107 34	110 34
Ogółem	141	148
2. Wydobywanie w tonnach		
ściana	458	560
chodniki	36	45
Razem	494	605
3. Wydajność w tonnach/rob. dn.		
węglowa bez chodników	12,05	14,36
węglowa z chodnikami	10,28	11,63
przodkowa bez chodników	4,87	5,77
przodkowa z chodnikami	4,62	5,50
Wydajność ogólna	3,5	4,09

z pomocnikiem opuszcza wrębiarkę z długim wrębni-kiem z chodnika nadścianowego po spągu w dół do wnęki przy chodniku podścianowym. Po przekładce przenośnika następuje zjazd wrębiarki z krótkim wrębni-kiem po przenośniku w dół, jej przygotowanie do wrębień i wrębień. Zjazd wrębiarki po przenośniku i jej przygotowanie do wrębień trwa około 2,5 godz.

Do wszystkich robót związanych z podsadzaniem ściany przeznacza się 34 ludzi. Układanie pasów pod-sadzkowych odbywa się w czasie około siedmiu i pół godzin (od 7,30 do 15,00).

Obsada robót i wyniki pracy. Obsada i dotychczas uzyskane wyniki w ścianie o postępie 2,5 m na dobę przez sukcesywne wybieranie dwóch zabiorów przy użyciu dwóch wrębiarek w porównaniu z obłożeniem i uzyskanymi wynikami w tej samej ścianie o postępie 2 m, przedstawia tab. 2.

Z powyższego zestawienia wynika, że zwiększenie postępu ściany ma wybitny wpływ na podwyższenie wydajności na węglu, przodkowej i ogólnej. Uzyskanie 605 zamiast 494 tonn na dobę przy równoczesnym wzro-ście wydajności ogólnej z 3,5 na 4,09 t/rob. dn. daje tym samym oszczędność 24 dniówek, które mogą być wy-korzystane do innych robót.

Wnioski

1. Metoda sukcesywnego wybierania dwóch zabio-rów w jednym cyklu przy użyciu kombajnu i wrę-

biarki lub dwóch wrębiarek w dotychczasowym sposobie prowadzenia obudowy może być stosowana w ścianach o *dobrych* warunkach stropowych.

2. Z uwagi na duże zalety powyższej metody wydaje się celowe jej szersze wprowadzenie w ścianach z podsadzką suchą i poczynienie prób w ścianach zawałowych.

3. Dobór szerokości zabiorów jest w zasadzie dowolny i reguluje się długością wrębników, w zależności

od warunków naturalnych i technicznych w ścianie.

4. Metodę opisaną należy w obecnym etapie uważać za wstępną do przygotowania doświadczeń dla metody wielozabiorowej, której celem ostatecznym jest zwiększenie koncentracji produkcji bez wydłużania frontu robót, a więc zwiększenie wydajności zarówno przodkowej jak i wszelkich robót pomocniczych, a głównie transportu dołowego.

551.252

UWAGI O POWSTAWANIU SPĘKAŃ W SKAŁACH

Dr Jan Kuhl, mgr inż. Kazimierz Pawłowicz, mgr Józef Szczerbiński

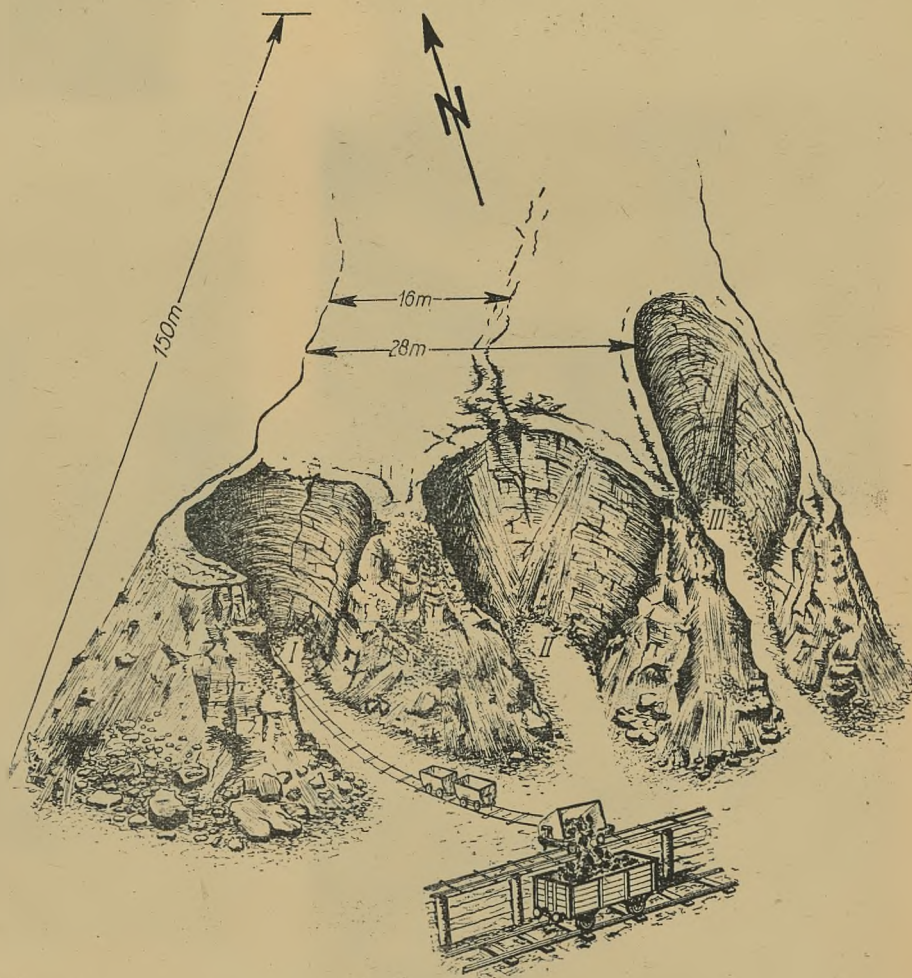
Treść: W zwale złożonym przed 50 laty, materiał odpadowy ulega petryfikacji przy jednoczesnym tworzeniu się nowych minerałów. W zwałach stwierdzono istnienie spękań. Ugrupowanie kierunków spękań materiału zwałowego odpowiada ugrupowaniu kierunków spękań skał triasowych i karbońskich. Różnice spękań w skałach typu ilastego i w skałach gruboziarnistych. Możliwe przyczyny spękań. Spękania w skałach typu ilastego z ubiegłych epok geologicznych nie muszą być spowodowane siłami tektoniczno-orogennymi.

W związku z badaniami struktury górotworu w niektórych kopalniach rud cynkowo-ołowianych Niecki Bytomskiej, wyłoniła się konieczność przeprowadzenia na powierzchni obserwacji zjawisk osiadania zachodzących w tym obszarze.

Obserwacjom poddano tereny położone po lewej stronie szosy prowadzącej z Bytomia do Piekar Śląskich. W kierunku północnym od dworca kolejowego Piekary Śląskie, w odległości od niego około 800 m, wzdłuż kolejki wąskotorowej, znajdują się zwały zawierające odpadowy materiał kopalń i zakładów przerobczych rud cynkowo-ołowianych. Według uprzejmie udzielonych przez prof. W. Stępińskiego informacji, zwały te powstały przed około 50 laty. Ze względu na stosunkowo znaczne ilości cynku, zawartego w tym materiale, niektóre partie zwałów brane są z powrotem do zakładów przerobczych.

Na jednym ze zwałów odkryte zostały, właśnie na skutek wybrania materiału w głębszych partiach, profile o charakterze ciekawym, ze względu na zaszłe tutaj zjawiska, odpowiadające zjawiskom geologicznym w skałach naturalnych. Na te profile zwrócił uwagę pierwszy z autorów artykułu i po porozumieniu się z pozostałymi dwoma, postanowiono zjawisko opisać i poddać analizie. Rys. 1 przedstawia z grubsza wyidealizowane zarysy zwał;

rzeczywiste fragmenty uwidocznione są na załączonych fotografiach. Długość zwał wynosi ponad 100 m, najmniejsza szerokość zwał o płaskiej, górnej



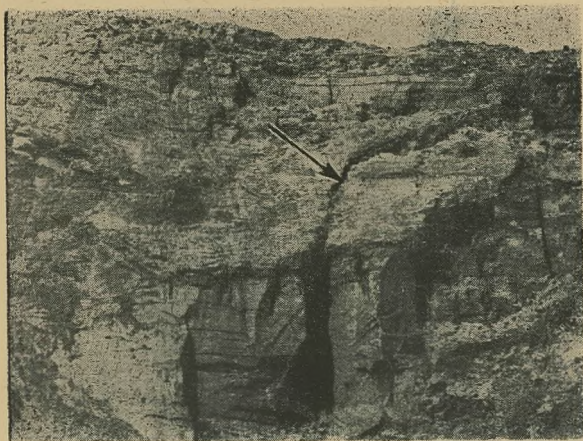
Rys. 1. Ogólny widok zwał z trzema odkrywkami

powierzchni nie przekracza 28 m a wysokość ocenia się na około 15 m. W punktach I, II i III zaznaczonych na rys. 1 prowadzone jest dorywczo wspomniane wybie-

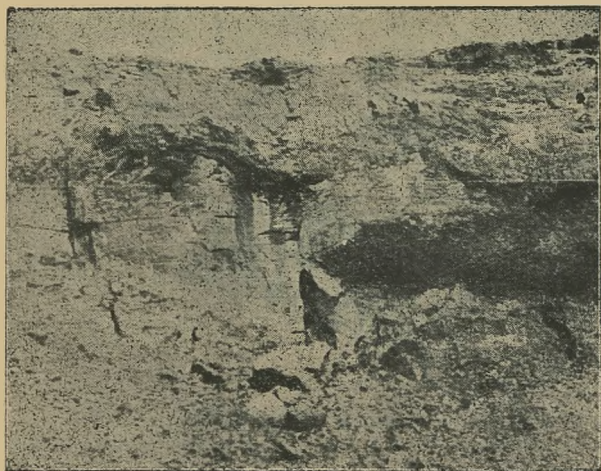
ranie materiałów dla wtórnej przeróbki. Zwał przecięty jest mniej więcej w połowie szerokości parą (miejscami nieciągłych) szczelin, biegnących zygzakiem w przybliżeniu równolegle do krawędzi odkrywki III, rys. 2. Obejmowany szczelinami pas szerokości 0,5 do 1,0 m wykazuje w pewnych partiach wyraźne obniżenie o kilka cm w porównaniu z zewnętrznymi częściami zwału, co widoczne jest także na rys. 2.



Rys. 2. Górna powierzchnia zwałów przecięta szczelinami



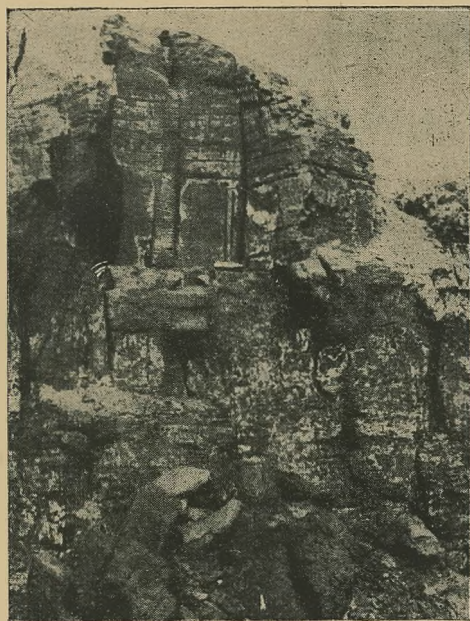
Rys. 3. Odkrywka I. Część zwału z wyraźną szczeliną osuwiskową



Rys. 4. Odkrywka I. Kontakt materiału grubo- i drobnziarnistego zwałów

Również w pobliżu odkrywek I i II powierzchnia zwału poprzecinana jest dość szerokimi szczelinami o łukowym, także równoległym do krawędzi odkrywki, zarysie (rys. 3). Powstanie omówionych szczelin należy wiązać z ruchami osuwania się materiału, spowodowanymi wybieraniem pewnych części zwału.

Rysunki 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 przedstawiają ociosy względnie profile odkrywek. Z fotografii 2, 3, 5, 8, 9



Rys. 5. Odkrywka II. Uławienie i spękania w materiale mułowym



Rys. 6. Odkrywka I. Widok ogólny ociosów zwału

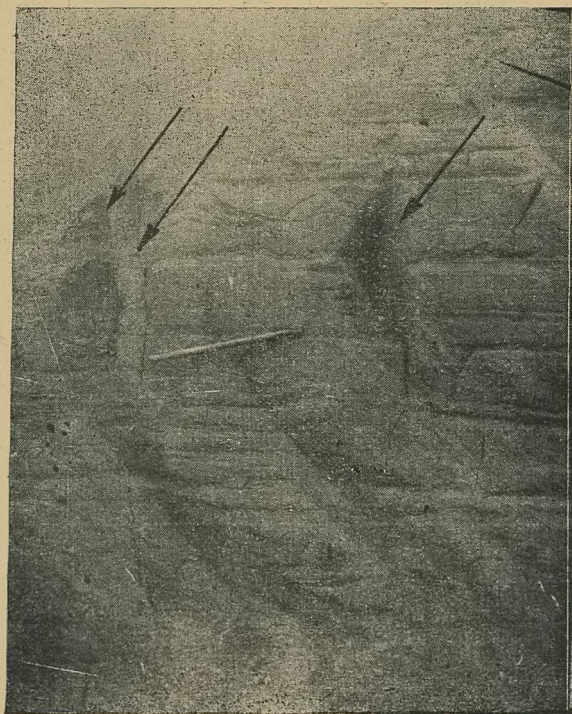
widoczne jest, że zwały utworzone są z materiału o różnej granulacji, a mianowicie z materiału mułowego o ziarnie mniejszym od 0,1 mm i żwirowego o wielkości ziaren $0,2 \div 4$ cm.

Rozmieszczenie tych materiałów jest nieregularne; w pewnych partiach muły przykryte są żwirami lub odwrotnie.

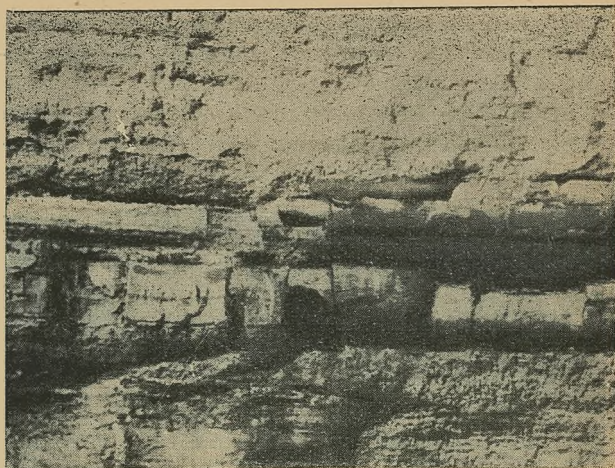
Materiał mułowy wyraźnie różni się swym układem od materiału o grubszym ziarnie. Przede wszystkim zwraca uwagę odrębny sposób ułożenia materiału mułowego, który z reguły występuje w wyraźnie odcinających się ławicach grubości do 40 cm i o bardzo widocznym uwarstwieniu. Ilustrują to rysunki od 3 do 9. Materiały żwirowe nie wykazują uławicenia w ogóle lub jest ono w nich bardzo nieregularne. Najbardziej jednak charakterystyczną cechą warstw mułowych są ich spękania w przybliżeniu prostopadłe do powierzchni uławicenia. Szczegółowy opis spękań ciosowych podamy niżej.



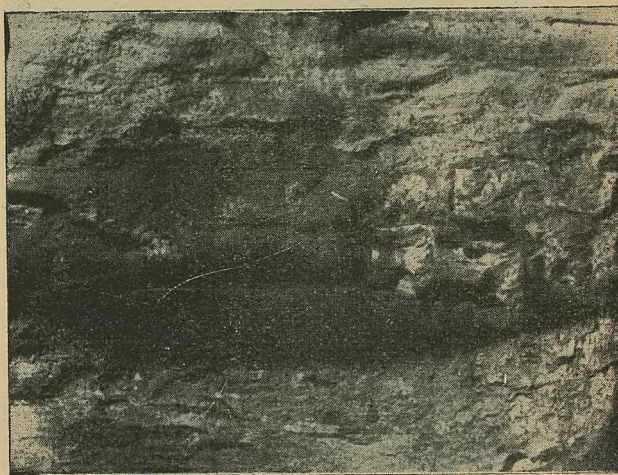
Rys. 7. Odkrywka III. Uławicenie i warstewkowanie w materiale mułowym



Rys. 8. Spękany ocios zwału w pobliżu odkrywki I



Rys. 9. Odkrywka III. Uławicenie i spękania w materiale mułowym



Rys. 10. Odkrywka III. Kontakt materiału mułowego i gruboziarnistego; widoczne mikrofałdowe ułożenie materiału mułowego

Charakterystyka petrograficzna materiału mułowego

Muły mają barwę szarozółtawą zbliżoną do barwy żółtych dolomitów. Jak nadmieniono występują one w zwartych ławicach, które podebrane rozpadają się na bryły wzdłuż powierzchni uławicenia (rys. 11). Możemy wobec tego mówić, stosując termin geologiczny, że muły znajdują się w stadium diagenety tzn. zestalania się czyli petryfikacji. Twardość tych nowych skał jest nieznaczna, a w pewnych partiach są one jeszcze tak miękkie, że przy uderzeniu wgłębia się w nie młotek (podobnie jak w glinę), jednak wykazują już one pewną wytrzymałość na ściskanie. Przykładowo wykonano z nich sześć kostek, które poddane badaniu wykazały następujące wytrzymałości na ściskanie:

Próba	kg/cm ²	Próba	kg/cm ²
1	18,5	4	15,00
2	25	5	11,00
3	9,4	6	16,00

Wytrzymałość średnia na ściskanie wynosi więc około 15 kg/cm².

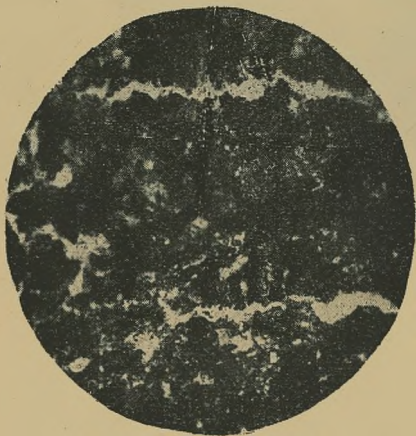
Próbki mułu pod działaniem wody rozmiękają, ale dopiero po dłuższym okresie ich moczenia (około 48 godzin). Pod mikroskopem w cienkich płytkach z mate-

riałów mułowych stwierdza się warstewkowe rozmieszczenie składników nowopowstałej skały (tekstura równoległa) (rys. 12).

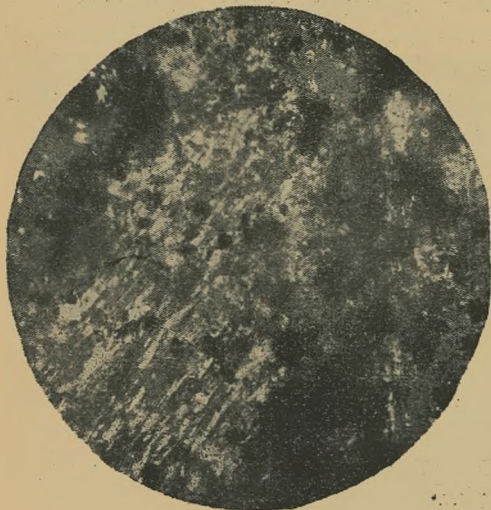
Wśród składników mineralnych odróżnia się przede wszystkim ziarenka dolomitu; obok dolomitu stwierdza się blendę cynkową i markazyt przeważnie zlimo-



Rys. 11. Spekania warstw zewnętrznych powstałe w wyniku wypychania mułów

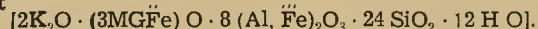


Rys. 12. Materiał mułowy; cienka płytka w przekroju prostopadłym do uwarstwienia. Wzdłuż poziomych szczelin nagromadzenie minerałów wtórnych. Światło spolaryzowane, powiększenie 90 X



Rys. 13. Nowopowstały minerał (chryzotyl-serpentyn włóknisty) o budowie pręcikowatej. Światło spolaryzowane, nikole skrzyżowane, powiększenie 160 X

nitzowany. Substancją spajającą jest częściowo minerał ilasty, podobny pod względem barw interferencyjnych do serycytu, lecz o budowie bardziej drobnoziarnistej, o wielkości ziaren poniżej 0,01 mm. Minerał ten tworzy w wodzie utrzymującą się zawiesinę, której koagulacja zachodzi z trudnością. Minerałem tym jest ilit



Najbardziej jednak interesującymi składnikami mineralnymi w tej nowotworzącej się skale, są minerały o budowie pręcikowatej (rys. 13) lub promienistej. Dwójłomność ich jest nieco wyższa od dwójłomności kwarcu, ściemnianie światła proste, a charakter optyczny dodatni. Wysokość współczynników załamania zbliżona jest do współczynnika załamania balsamu kanadyjskiego. Podane wyżej własności cechują chryzotyl (serpentyn włóknisty) $Mg_6(OH)_4Si_4O_{11} \cdot H_2O$.

Niektóre indywidua tego minerału posiadają znaczne wymiary dochodzące do 0,4 mm, a nawet do 1 mm. Sposób jego występowania i jego przerastanie się z ziarenkami dolomitu wskazują na wtórne pochodzenie tego minerału, tzn. na jego tworzenie się współcześnie z petryfikacją skały. Za nowotwory należy uznać także i większe, zupełnie świeże kryształki kalcytu.

Skład chemiczny mułów przedstawiają analizy nr 1 i 2¹⁾

	Analiza nr 1		Analiza nr 2	
	% wagowe	stosunki molekularne $\times 10\ 000$	% wagowe	stosunki molekularne $\times 10\ 000$
SiO ₂	25,44	4230	18,72	3082
Al ₂ O ₃	0,65	64	3,31	324
Fe ₂ O ₃	—	—	5,37	336
FeO	9,45	1315	3,32	460
CaO	13,10	2336	13,50	2472
MgO	9,31	2309	8,52	2113
ZnO	7,09	872	8,81	1082
	(Zn — 5,7 %)		(Zn — 7,7 %)	
K ₂ O	—	—	1,28	135
SO ₃	9,06	1131	7,38	921
CO ₂	19,30	4385	18,84	4280
-- 110° H ₂ O	3,75	2099	4,38	2427
+ 110° H ₂ O	3,08	1711	6,25	3472
	100,23	20452	99,68	21104

¹⁾ Analizy chemiczne w niniejszej pracy wykonała technik Wanda Ścigaj.

Skład mineralny w % molekularnych

	Analiza nr 1	Analiza nr 2
ilit	—	13,6
galman	—	1,6
blenda cynkowa	8,7	8,7
markazyt	2,0	—
dolomit	42,6	39,0
serpentyn	36,4	24,5
limonit	—	4,8
woda niezwiązana	10,3	7,8
	100,0	100,0

Z podanych analiz wynika, że tworząca się skała odbiega swym składem chemicznym i mineralnym od składu dolomitów kruszczonośnych materiału wyjściowego dla przeróbki, w których zawartość krzemionki oraz tlenków glinu jest bardzo niewielka i nie przekracza w sumie paru procent. Wynikałoby z tego, że w czasie procesów przerobczych tzw. szlamy odpadowe wzbogacają się widocznie w krzemionkę. W szlamach znajdują się połączenia alkaliczne zawierające K_2O oraz połączenia ziem alkalicznych zawierających wapń i magnez. Związki alkaliczne ziem alkalicznych niewątpliwie rozpuszczają glinokrzemiany powodując wydzielanie się z nich wolnej krzemionki, która w postaci kwasu krzemowego działa na węglany bądź też węglanotlenki magnezowo-żelazawe i z kolei przyczynia się do powstawania uwodnionych krzemianów żelazowo-magnezowych, czyli minerałów serpentynowych.

Nowopowstająca skała różni się zatem zasadniczo od skały pierwotnej tj. dolomitów przede wszystkim zawartością minerałów grupy serpentynów, wynoszącą od około 24 % do około 36 %.

Spękania

Powstawanie powierzchni ciosu (łupliwości) w skałach było i jest przedmiotem rozważań wielu, zarówno polskich jak i zagranicznych badaczy. Spośród nich można wymienić *Bolesława Krupińskiego*, *Józefa Cisa*, *H. Cloosa*, *Oberste Brinka*, *Antoniusa Kubuschoka*, *Rolfa Hoepfenera*.

Powstawanie płaszczyzn ciosu w skałach związane jest przez jednych autorów *B. Krupiński* [1], *J. Cis* [2], *A. Kubuschok* [3], *K. O. Berste-Brink* i *F. Heine* [4] z kompresją spowodowaną przez siły tektoniczne i ciężar warstw skalnych. Towarzyszący temu trójwymiarowy stan naprężeń prowadzi do powstania maksymalnych naprężeń ścinających w płaszczyznach wyznaczonych dwusiecznymi kąta między największym i najmniejszym z naprężeń głównych oraz kierunkiem średniego naprężenia głównego. Przekroczenie w tych płaszczyznach wytrzymałości na ścinanie przyczynia się do wytworzenia się w skałach spękań ciosowych, czyli łupliwości w nomenklaturze górniczej. Jednocześnie z ciśnieniem może występować także działanie wywołane parą sił (zjawisko to ma miejsce w skrzydłach fałdów, w których poszczególne warstwy przesuwają się względem siebie w kierunkach przeciwnych). Powstające w takich okolicznościach powierzchnie spękań mają kierunek wypadkowy pomiędzy płaszczyznami ciosu kompresyjnego, a płaszczyznami wynikłymi z działania pary sił. Normalnie przy takiej interpretacji zagadnienia powołuje się na powstawanie w próbkach metali pod wpływem naprężeń rozciągających lub ciskających tzw. linii *Lüdersa*.

Inni autorowie *H. Cloos* [6] sądzą, że cios tworzy się jako system pęknięć prostopadłych i równoległych do kierunku działania ciśnienia. Przy tym powstają także i pęknięcia odchylone o niewielki kąt od kierunku działania siły.

Spękania ciosowe mogą mieć także swe źródło w naprężeniach ciągnących lub być wynikiem działania par sił przeciwnie skierowanych.

Tektoniczne tło genezy powierzchni spękań ciosowych (łupliwości) znajduje potwierdzenie głównie w symetrii pomiędzy kierunkiem osi fałdu, który to fałd

jest niewątpliwie wynikiem sił tektonicznych, a kierunkami omawianych powierzchni.

Literatura na ten temat jest bardzo bogata. Przedstawia ona wyniki wielu tysięcy pomiarów kierunków powierzchni spękań, w oparciu o które, drogą analizy statystycznej, wykazuje się wspomniany związek symetrii układu (*J. D. Gofsztejn* [6] *R. Hoepfener* [7]).

Przechodząc do opisu spękań w omawianych zwałach można powiedzieć, że już najbardziej powierzchowna obserwacja spękanych ociosów odkrywek prowadzi na myśl analogicznie wyglądające ociosy chodników czy przekopów na dole kopalń. I tutaj i tam mamy to samo zjawisko przerwania ciągłości warstw przez omawiane spękania, przecinające warstwy w różnych odległościach i stopniach wyrazistości. Podobieństwo to jest miejscami zwiększone wykwitami, barwiącymi powierzchnie skał wzdłuż spękań. Na jednych powierzchniach spękań nowotworzących się skał obserwować można białawe wykwyty najprawdopodobniej siarczanów magnezu, czy cynku, odpowiadające warstewkom węglanów pokrywających powierzchnie wzdłuż spękań skał karbońskich. Inne powierzchnie pokryte są czerwonymi nalotami związków żelaza lub niebieskawymi nieokreślonych substancji chemicznych. Dalej analogiczne jest ukształtowanie powierzchni skał wzdłuż spękań. Powierzchnie te są gładkie i chropowate, tak jak powierzchnie w skałach karbońskich. I tu i tam mamy pewne nieregularności w przebiegu powierzchni, być może zwiększone w skałach odkrywki tym, że niektóre z nich w głębi mają tendencję do łukowego przechodzenia w kierunku zbliżający się do równoległego do ociosu. Większość powierzchni nie wykazuje jednak tych tendencji. Podobieństwo przebiegu kierunków spękań zobrazowane jest rysunkami 14, 15, 16 romboedrycznych brył, z których mniejsza pochodzi z karbońskich mułowców, a większa z nowotworzącej się skały, opisanej w części petrograficznej. Rys. 14 przedstawia romboedr ze skały karbonu (mniejszy) leżący na romboedrze z nowopowstałej skały; na rys. 15 romboedry umieszczone są obok siebie. Powierzchnie spękań nowopowstających skał charakteryzują się tak samo jak powierzchnie spękań ciosowych (łupliwości) skał karbonu czy triasu określonym przebiegiem, tak że można ich azymuty i upady łatwo pomierzyć.



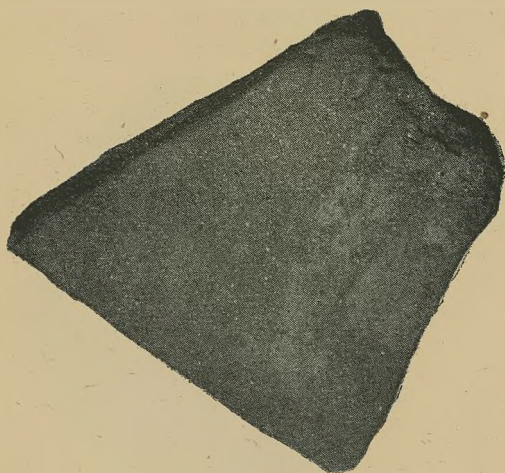
Rys. 14. Romboedr z nowopowstałej skały (większy), romboedr ze skały karbonu (mniejszy). Widoczna zgodność kątów między krawędziami romboedrów.
¼ wielkości naturalnej

Rys. 17a i 17b przedstawiają kierunki rozciągłości powierzchni spękań pomierzone w dwu omawianych odkrywkach zwałów; rys. 18a, b, c przykładowo obrazują kierunki powierzchni łupliwości skał karbońskich:

róża kierunków rys. 19 podaje azymuty spękań kruszonośnych dolomitów triasu w kopalni przykładowej. Pomiary w kopalni przykładowej wykonano w kilku różnych jej punktach, natomiast róże pochodzące z kopalni węgla przedstawiają pomiary uzyskane na niewielkich odcinkach chodników czy przekopów, można



Rys. 15. Romboedr z nowopowstałej skały (większy) i fragment romboedru z skały węglowej (mniejszy)



Rys. 16. Fragment romboedru z nowopowstałej skały

je więc traktować jako pomiary punktowe. Pomiary wykonane w jednym punkcie są zazwyczaj bardziej skupione niż pomiary zebrane z szeregu punktów oddalonych od siebie czasami nawet nieznacznie.

Przy wyborze róż kierunków powierzchni łupliwości skał karbońskich kierowano się jedynie liczbą pomiarów, tak by ona była zbliżona do liczby pomierzonych powierzchni na zwałach. Nadmienić należy, że azymuty powierzchni łupliwości z kopalni Radzionków, najbliższej zwałom, przedstawione są przez J. Cisa [2]. Kierunki główne w tej kopalni wynoszą około 10° i około 190° .

Upady powierzchni o podanych wykreślone azymutach zawarte są w badanych odkrywkach prawie bez wyjątku w granicach od 80° do 90° ; upad powierzchni o kierunkach przedstawionych na rys. 18a waha się między 75° a 95° , na rys. 18b między 70° a 90° (kilka powierzchni ma upad mniejszy od 70°), na rys. 18c i 18d głównie między 75° a 90° oraz 60° do 80° . Złoże kopalni przykładowej zalega prawie poziomo; upad przecinających je, a przedstawionych azymutami, powierzchni spękań leży w granicach 75° do 90° (kilkanaście powierzchni ma upad około 60°). Powierzchnie

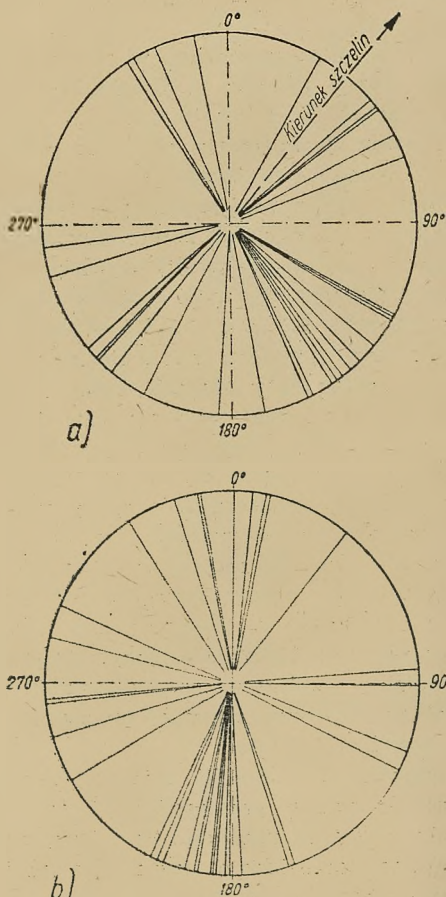
ciosu (łupliwości) skał karbonu (przedstawione wykreślone kierunkami i ogólnie upadami) nie zostały wprowadzone w położenie jakie zajmowałyby przy poziomym zaleganiu przecinanych przez nie warstw, ponieważ sprowadzenie nie powoduje zasadniczych zmian w ugrupowaniu kierunków poszczególnych róż, a celem naszej pracy nie jest rozpatrywanie zagadnienia symetrii pomiędzy kierunkami spękań, a kierunkami osi fałdowania.

W przebiegu powierzchni spękań, przedstawionych poszczególnymi różami kierunków nie widać różnicy, której należałoby się spodziewać z uwagi na różne okresy geologiczne pochodzenia osadów i przy założeniu, że powierzchnie spękań (łupliwości) utworów karbońskich są pochodzenia tektonicznego, z racji przyczyn powstania. Nie może być bowiem mowy o działaniu na zwały jakichkolwiek sił tektonicznych, chyba że za takowe przyjmujemy przyczyny ruchu osiadania, obejmujące niewątpliwie tereny Niecki Bytomskiej.

Owszem, możemy się dopatrywać pewnego podobieństwa przebiegu pęku promieni, a mianowicie kierunków zawierających między sobą kąt około 90° .

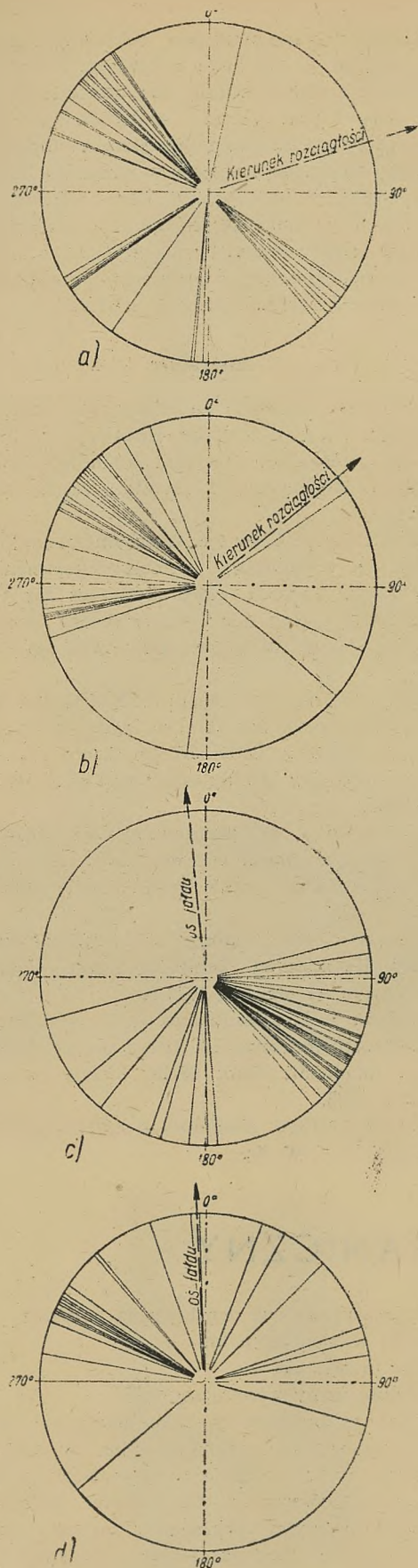
Charakterystyczne jest to, że kierunki z odkrywek wyraźnie odpowiadają potwierdzanym przez naturę prawom:

1. Jeżeli występują powierzchnie o azymucie α , to występują również powierzchnie o azymucie $180^\circ + \alpha$.



Rys. 17. Kierunki powierzchni spękań (łupliwości)
a — odkrywka I, b — odkrywka II

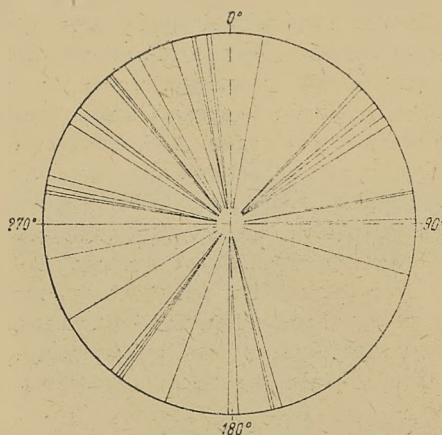
2. Jeżeli istnieją powierzchnie o kierunku α , to istnieją również o kierunku $90^\circ + \alpha$ (B. Krupiński). Z przedstawionych róż kierunków widać nawet



Rys. 18. Kierunki powierzchni spękań

a — kopalnia Makoszowy, poziom 400 m, pkt. 8, pokład 405/2, strop — płaskowiec, nachylenie warstw 7° , rozciągłość 7° ; b — kopalnia Sośnica, poziom 550 m, pkt. 2, pokład 509/1, strop — mułkowiec, nachylenie warstw 30° , rozciągłość w przybliżeniu 50° ; c — kopalnia Gliwice, poziom 305 m, pokład 152, nachylenie 45° , strop i spąg — łupki i mułkowce, pkt. 3a, azymut osi fałdu 354° , nachylenie około 95° w kierunku północnym; d — kopalnia Gliwice, poziom 185 m, pokład 123, nachylenie 32° , strop — mułkowce, spąg — ły, pkt. 8, azymut osi fałdu 358° , nachylenie około 75° w kierunku północnym

większą zgodność między wyszczególnionymi prawami, a kierunkami powierzchni spękań zwałów niż między nimi a kierunkami powierzchni przecinających karbon.



Rys. 19. Kierunki powierzchni spękań. Kopalnia przykładowa, poziom około 90 m, dolomity triasu

W naszym przypadku odnoszenie kierunków do trzeciego prawa — zależności łupliwości od sił tektonicznych, nie może mieć miejsca, chyba że, jak wspomniano, ogólne osiadanie niecki potraktowalibyśmy jako ruchy zbliżone do tektonicznych, ale i w tym przypadku pęki kierunków odkrywki I i II powinny być bardzo zbliżone.

Zachodzi więc teraz pytanie, jakim działaniom należy przypisać powstanie spękań w omówionym materiale zwałów?

1. Materiał zwałów wykazujący uwarstwienie i powierzchnie ciosowe powstał z płynnych mułów. W płynnym środowisku, pod wpływem sił grawitacyjnych, następowała selekcja materiałów wedle ciężaru i wielkości ziarna, w wyniku której powstało uwarstwienie skały. Część wody została związana przez nowotworzące się minerały, część pozostała jako woda kapilarna ewentualnie związana siłami międzymolekularnymi według praw Van der Waalsa, wreszcie część wody pozostała w skale jako wilgoć przemijająca, a największa jej ilość odpłynęła lub wyparowała. Z ostatnimi dwoma procesami wiąże się zjawisko zmniejszania objętości (skurczu) powodujące zawsze powstanie pewnych spękań. Czy spękania tego typu przebiegają w jakichś usystematyzowanych kierunkach trudno powiedzieć, jakkolwiek niektórzy autorzy np. P. E. Offman i A. S. Nowikowa [8], na podstawie obserwacji spękań cienkich, wysychających warstw materiałów ilastych dopatrują się pewnych prawidłowości w ich przebiegu. Hugo Steinhaus [9] jako matematyk wyraża swój pogląd na spękania mułów następująco: „Spękania mułu na brzegu rzeki, gdy go wysuszy słońce lub glazury na kaflach wydają się zupełnie przypadkowe. Przy bliższym obejrzeniu widać, że kąty są zbliżone do prostych. To da się wytłumaczyć, jeżeli przyjmiemy, że spękania są wynikiem kurczenia się warstwy mułu. Linia pęknięcia musi być według zasad mechaniki taka, żeby praca potrzebna do rozerwania warstwy była możliwie mała. Ta praca jest proporcjonalna do wielkości przekrojów, które powstają przez rozerwanie i linie pęknięć muszą mieć taki przebieg, który możliwie zmniejsza wielkość przekrojów.

W materiale jednorodnym ten warunek daje kąty proste. Zmienna grubość warstwy tłumaczy zakrzywienie linii". Autor popiera swoje wywody fotografią spękań glazury na kaflach.

Wydaje się jednak, że tego rodzaju spękań nie można paralelizować z opisanymi spękaniami występującymi w omawianych zwałach, które to spękania wykazują wyraźne kierunki przebiegu.

Nie znaczy to jednak, że spękań, które przedstawiają w swej pracy P. E. Offman, A. S. Nowikowa i Hugo Steinhans nie da się zaobserwować w materiale zwału. Przypowierzchniowe cienkie (około 3 ÷ 4 cm) warstwy łów wykazują rodzaje spękań odpowiadające spękanom, które opisują wymienieni autorzy. Po dokładniejszych obserwacjach i w ich przebiegu można dopatrzeć się pewnych prawidłowości. Rys. 11 uwidacznia bryły, których zewnętrzna warstwa wykazuje spękania tego typu, będące wynikiem normalnego wysychania.

2. Powierzchnie spękań w zwałach można by również przypisać procesom lokalnego osiadania terenu, wywołanego eksploatacją złoża, o którym świadczą uszkodzenia niektórych pobliskich budynków, deformacje mostu ponad torami i wreszcie miejscowe obniżenia szosy.

Lokalne obniżenia powodować mogą w materiale, charakteryzującym się już niewielką zwięzłością, jaką wykazują materiały mułowe zwałów, powstawanie naprężeń i w ich wyniku spękania.

3. Możliwa jest także kombinacja wymienionych przyczyn. Spękania kontrakcyjne zostały wykorzystane przy osiadaniu terenu i skutkiem tego zaznaczyła się pewna regularność kierunków przebiegu i zbliżonego do pionu upadu powierzchni spękań. Która z wymienionych tez jest słuszna, nie można z całą pewnością powiedzieć.

Mogą być jeszcze inne nieznane przyczyny. Jest jednak oczywistym faktem, że zjawisko spękań ciosowych może zaistnieć bez udziału sił tektonicznych w skali geologicznej.

Z tego wnioszek, że i spękania w skałach typu ilastego z ubiegłych epok geologicznych nie musiały mieć źródła w siłach tektonicznych-orogenetycznych.

Należałoby zastanowić się jeszcze nad przyczyną braku spękań w materiale zwirowym. Dotychczasowe nasze obserwacje skłaniają nas do wyrażenia przypuszczenia, że brak spękań w grubszym materiale można by przypisać znacznie mniejszemu stopniowi jego diagenety na skutek mniejszej w nim zawartości składników wiążących (mułowych), które najłatwiej ulegają procesom petryfikacji. Brak spękań w gruboziarnistym materiale zwałów można by także wiązać z mniejszymi w nim siłami kohezji, w porównaniu z siłami kohezji w materiale o bardzo drobnych ziarnach.

Literatura

1. Krupiński B.: Linie najmniejszego oporu w złożu węglowym. Przegląd Górniczo-Hutniczy str. 522, 1932 r.
2. Cis J.: Biuletyn Instytutu Naukowo-Badawczego Przemysłu Węglowego. Komunikat nr 22, Katowice 1947 r.
3. Kuboszok A.: Über die Arten, Entstehung und Bedeutung der Rissbildung in oberschlesischen Steinkohlenflözen. Versuch eines Beitrages zur Gebirgsdruckfragen. Verlag der Zeitschrift des Oberschlesischen Berg- und Hüttenmännischen Vereins, Katowice 1931.
4. Oberste-Brink K. i Heine F.: Klüfte und Schlechten in ihren Beziehung zum geologischen Aufbau des Ruhrkohlenbeckens. Glückauf nr 43, str. 1021, 1934 r.
5. Cloos H.: Der Mechanismus tiefvulkanischer Vorgänge 1921.
6. Gofsztiejn J. D.: Tiektoniczeskaja treszczinowatost osadocznych porad w średnim teczennii Dniestra Izwiestija Akademii Nauk SSSR, Sierija geologiczskaja nr 6, 1952 r.
7. Hoepfner Rolf.: Faltung und Klüftung im Nordteil des Rheinischen Schiefergebirges. Geologische Rundschau nr 41, str. 128, 1953 r.
8. Offman P. E. i Nowikowa A. S.: Niekotoryje zakonomiernosti obrazowanija trieszczin usychanija. Izwiestija Akademii Nauk SSSR. Sierija geologiczskaja nr 3, 1953.
9. Steinhans Hugo: Kalejdoskop matematyczny. Warszawa 1954. P. Z. W. Sz.

PRZEGLĄD ZAGRANICZNY

Głębień szybu przy zastosowaniu specjalnego urządzenia wiertniczego

Według: Abramsona H.: Prochodka kletiewego stwola moszcznoy burowoj ustanowkoj. Mastier Ugla, nr 11, list. 54, s. 8.

W kopalni nr 5 Nowo-Wołyńskaja trustu Zapad-szachtostroj wykonano właśnie po raz pierwszy głębień szybu wyciągowego o średnicy 5,5 m przy zastosowaniu wyłącznie wiercenia. Do wykonania tej pracy użyto nowego urządzenia wiertniczego, którego dane techniczne są następujące:

Największa średnica odwiercanego szybu, m	6,2
Największa głębokość szybu, m	400,0
Ogólna moc silników urządzenia, kW	1570,0
Ilość obrotów wiertła na minutę	10 — 60

Największy moment obrotowy na poziomie stołu wiertniczego, tm

20

Ciężar urządzenia, t

1200

Wysokość wieży wiertniczej, m

28

Sterowanie urządzeniem półautomatyczne. Wszelkie prace związane z odwiercaniem szybu, jak montowanie rur wiertniczych, osadzanie części roboczej urządzenia (dłuta lub rozszerzacza) jak również wykonywanie opuszczania do szybu i wyciągania narzędzi i obudowy były całkowicie zmechanizowane. Wiercenie otworu odbywało się w ten sposób, że gryzaki przy obrocie dłuta lub rozszerzaczy rozkruszały dno otworu, a zwierciny wpływały z otworu przez ciągle wtłaczanie doń roztworu gliny z wodą, który równocześnie tworzył wzmocnienie ścianek odwiercanego otworu przez ich naglinienie. Oprócz tego roztwór gliny działał ochładzająco na pracujące części dłuta lub rozszerzaczy.

Z obu stron wieży wiertniczej umieszczone są na torach dwie platformy o nośności 100 t każda. Na tych platformach montowane są rozszerzacze do odwiercania

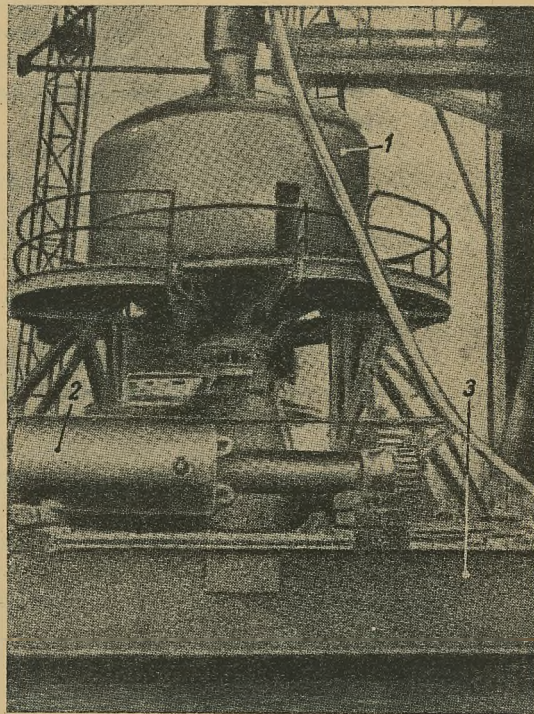
się pod wieżę wiertniczą narzędzia wiertnicze i sekcje obudowy.

Praca odwiercania szybów przy zastosowaniu tej metody prowadzona jest całkowicie z powierzchni, a wiercenie wykonywane jest dłutami gryzakowymi i rozszerzaczami odpowiedniej średnicy.

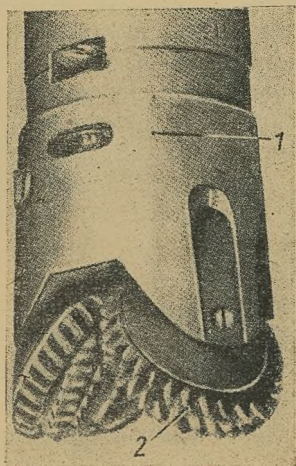
Rys. 2 przedstawia dłuto z trzema gryzakami o prostych zębach, natomiast na rys. 3 widoczne są dłuto i rozszerzacz.



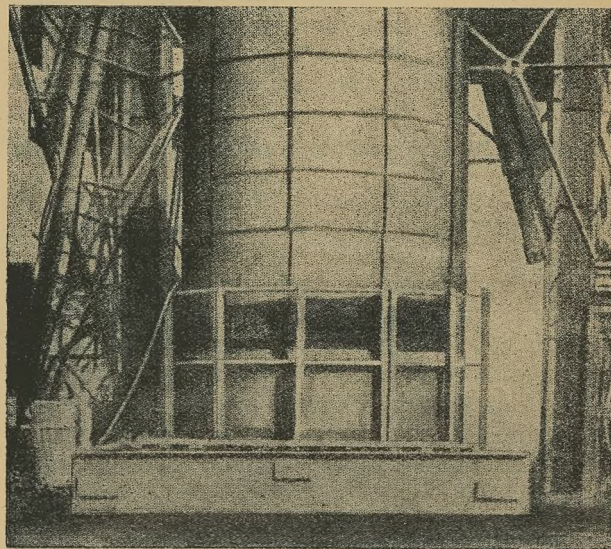
Rys. 1. Ogólny widok urządzenia wiertniczego wykonanego przez Uralską Wytwórníę Ciężkiego Przemysłu Maszynowego im. Ordżonikidze



Rys. 3. Rozszerzacz w stanie zmontowanym i świder z gryzakami, stosowane w pierwszej fazie wiercenia



Rys. 2. Świder z trzema gryzakami
1 — świder, 2 — gryzak



Rys. 4. Pierwsza sekcja obudowy tubingowej (pięć kręgów z żelazo-betonowym dnem)

szybu, jak również przesła opuszczanej do szybu obudowy żeliwnej. Na wspomnianych platformach podwozi

Średnica otworu odwierconego wyżej wspomnianym dłutem wynosiła 1200 mm, a wiercenie tym narzędziem prowadzono do głębokości 262 m. Następnie, w drugiej fazie wiercenia, otwór został poszerzony do średnicy 3,6 m rozszerzaczem o trzech rzędach gryzaków z zę-

bami śrubowymi; łączna ilość gryzaków wynosiła 8 sztuk. Po odwierceniu otworu o średnicy 3,6 m do głębokości 262 m zastosowano w tej trzeciej fazie wiercenia rozszerzacz o średnicy 6,2 m z 14 gryzakami.

Gryzaki wykonywane były ze stali manganowej bez obróbki. Po rozszerzeniu otworu do średnicy 6,2 m ctwór szybowy zabezpieczono obudową tubingową, której pierwsza sekcja składała się z pięciu pierścieni z żelazobetonowym dnem. Ta pierwsza sekcja przedstawiona jest na rys. 4. Następne sekcje tubingowej obudowy składały się z czterech pierścieni, a montowanie sekcji było wykonywane na wyżej wspomnianych przesuwanych pomostach, na których następnie podwożono każdą sekcję pod wieżę wiertniczą i osadzano na sekcji poprzedniej.

Opuszczanie obudowy było wykonywane przy równoczesnym napełnianiu wodą zmontowanych i opuszczanych prześel obudowy i wypompowywaniem roztworu gliny z odstępu pomiędzy ściankami otworu i przesłami obudowy.

Po opuszczeniu obudowy zapełniano odstęp roztworem cementu z piaskiem gliniastym.

W miarę zapełniania odstępu podnoszono w górę rury doprowadzające roztwór cementu z piaskiem. Przy wierceniu otworu pracowała brygada składająca się z 5 do 6 ludzi. Prędkość wiercenia otworu szybowego tym sposobem znacznie przewyższała prędkość głębienia szybu zwykłym sposobem. Zużycie czasu na odwiercenie jednego metra otworu szybowego skrócone zostało do 4,4 maszyno-godzin, odpowiednio do tego zmniejszyła się i pracochłonność robót jak również ilość robotników.

Doświadczenie zdobyte przy odwiercaniu otworu szybowego w kopalni nr 5 Nowo-Wołyńska wykazało, że sposób ten ma duże zalety w stosunku do wszystkich innych sposobów głębienia szybów.

Ze względu na potrzebny duży moment obrotowy wynoszący 20 tm głębokość odwiercanego tym sposobem otworu szybowego nie będzie mogła być zbyt zwiększana ponad 400 m.

Mgr inż. Eugeniusz Bojemski

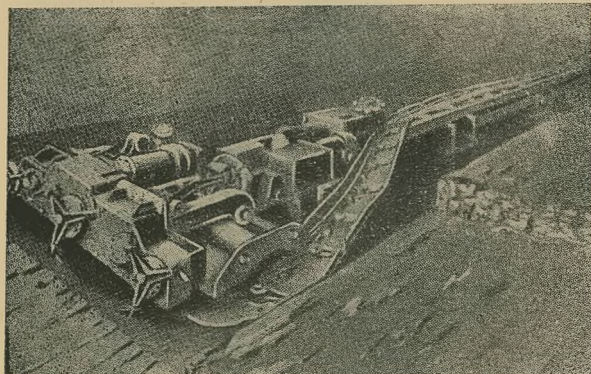
Kombajn NK-1 dla robót przygotowawczych w węglu

Według: Pocienkow J., Sapietij K.: Kombajn NK-1 na narezkie law. Mastier Ugla nr 9, wrzes. 54, s. 8.

Drażenie chodników w węglu wykonywane jest dotychczas w warunkach Zagłębia Donieckiego za pomocą materiałów wybuchowych, przy czym pozostałe operacje przodkowe wykonuje się ręcznie. Celem zmechanizowania tych pracochłonnych operacji, w pokładach grubości od 0,3 do 1,5 m, zbudowano w Małachowskiej Fabryce Eksperymentalnej kombajn NK-1 dla robót przygotowawczych polowych, który zaprojektowany został przez Giprougłomasz (rys. 1).

Maszyna przeznaczona jest do przebijania wyrobisk poziomych i nachylonych o szerokości 3 m i wysokości do 1,5 m.

Organ roboczy kombajnu składa się z trzech koronek wyposażonych w noże i pracujących na zasadzie odłupywania węgla z powierzchni przodku. Koronki te umieszczone są na specjalnym supercie ruchomym, wskutek czego otrzymują one ruch nie tylko obrotowy, lecz i posuwisto-zwrotny od jednego ociosu wyrobiska do drugiego.



Rys. 1. Ogólny widok kombajnu NK-1

Odlupany węgiel spada na dół, gdzie podchwytywany jest przez zgrzebla pierścieniowej części przenośnika kombajnu. Na dalszej swej drodze węgiel dostaje się na część prostoliniową tego przenośnika, a następnie na przenośnik ustawiony w wyrobisku.

Badania kombajnu NK-1 na skalę przemysłową prowadzono w następujących warunkach: grubość pokładu od 1 do 1,1 m, strop — wapień, spąg — łupek gliniasty. Podczas przebijania dowiezchni polowej uzyskano postęp 13,3 m na dobę.

Do przebicia dowiezchni kombajn wykorzystano przy drażeniu innego chodnika w węglu. Postęp przodku wyniósł tu 6,5 m na zmianę. Stosowany dalej przy przebijaniu upadowej obchodowej i pracując na upadzie, kombajn ten wykonywał do 6,7 m wyrobiska na zmianę, przy częstych przestojach z powodu niedomagań systemu hydraulicznego i przenośnika.

Kombajn obsługiwany był podczas badań przez obsadę przodkową w sile: 3 maszynistów, 3 pomocników maszynistów, 3 elektrykarzy, 3 nasypywaczy, 1 budowacza i 2 robotników zastępczych. Obsada ta pracowała na 3 zmiany. Na każdej z nich pracowali maszynista kombajnu z pracownikiem, nasypywacz i elektrykarz. Budowacz pracował tylko na jednej zmianie. Po zastosowaniu zmechanizowanej metody do rozcinania pól ścianowych wydajność pracy wzrosła w sposób widoczny. Podczas gdy postęp robót przygotowawczych przy użyciu materiałów wybuchowych wynosił od 0,41 do 0,46 m na zmianę, to przy użyciu kombajnu NK-1 wyniósł on od 0,76 do 1,26 m/zmianę.

W miarę opanowywania kombajnu i usuwania jego niektórych braków konstrukcyjnych wykrywanych w czasie prób poprawiały się nieustannie wskaźniki techniczno-ekonomiczne tej maszyny.

Mgr inż. Zdzisław Neulinger

KONKURS

Wydawnictwa Górniczo-Hutniczego na recenzje o książkach treści technicznej

Zachęcone pierwszym konkursem na recenzje o książkach treści technicznej wydanych przez Państwowe Wydawnictwa Techniczne, który wpłynął niewątpliwie dodatnio na pobudzenie ruchu recenzyjnego jako szczególnie ważnej postaci krytycznej informacji naukowo-technicznej, jak również na wzmożenie pracy twórczej w tym zakresie, Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze w Stalinogrodzie, ul. Stawowa 19 (skrót WGH) ogłasza niniejszym konkurs na najlepiej napisane recenzje o książkach treści technicznej wydane przez WGH w 1955 r.

Warunki konkursu

1. Recenzje mają dotyczyć wydanych przez WGH książek treści technicznej oryginalnych lub tłumaczonych.
2. Przedmiotem konkursu będą podpisane nazwiskiem recenzje ogłoszone w czasopismach wydanych w 1955 r., mianowicie:
 - 2.1. w czasopismach technicznych górniczych i hutniczych WGH wszystkie wydrukowane recenzje bez specjalnych zgłoszeń,
 - 2.2. w innych czasopismach — po zgłoszeniu do WGH egzemplarza czasopisma z wydrukowaną recenzją i zaznaczeniu na egzemplarzu: „Konkurs na recenzje” — do dnia 31. I. 1956 r.
3. Przy ocenie recenzji będą brane pod uwagę następujące kryteria:
 - 3.1. sposób ujęcia twórczej oceny treści książki, a zwłaszcza:
 - 3.1.1. dokładny formalny opis bibliograficzny książki,
 - 3.1.2. wystarczająco szczegółowe wypowiedzenie się o cechach książki,
 - 3.1.3. dowód troski o przyczynienie się do ulepszenia książki w następnym jej wydaniu,
 - 3.2. zwrócenie przez recenzenta uwagi na:
 - 3.2.1. walory ideologiczne książki i powiązanie jej treści z zagadnieniami bezpieczeństwa pracy,
 - 3.2.2. przydatność, aktualność i dostosowanie tematu książki do potrzeb gospodarki narodowej,

- 3.2.3. sposób ujęcia i opracowania tematu,
 - 3.2.4. poprawność opracowania tematu (zgodność z osiągnięciami współczesnej nauki, jasność w sposobie przedstawienia tematu i wyczerpanie go, układ treści itp.),
 - 3.2.5. dostosowanie ujęcia tematu do poziomu czytelnika, dla którego książkę przeznaczono, szczególnie w odniesieniu do książek przeznaczonych dla robotników.
 - 3.2.6. poprawność słownictwa technicznego,
 - 3.2.7. poprawność językowa (gramatyczna i stylistyczna),
 - 3.2.8. celowość, trafność i poprawność zilustrowania treści rysunkami, fotografiami i wykresami,
 - 3.3. ocena wykonania edytorskiego recenzowanej książki, a w szczególności następujące jego elementy:
 - 3.3.1. układ typograficzny,
 - 3.3.2. szata zewnętrzna,
 - 3.3.3. poprawność wykonania drukarskiego,
 - 3.4. poprawność opracowania samej recenzji,
 - 3.5. okres czasu, który dzieli ukazanie się książki od ogłoszenia recenzji.
4. W skład Sądu Konkursowego wchodzi przedstawiciele: Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Górniczego, Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Przemysłu Hutniczego, Redakcji górniczych i hutniczych czasopism technicznych, Departamentów Techniki Ministerstwa Górnictwa i Ministerstwa Hutnictwa, Wydawnictwa Górniczo-Hutniczego.
 5. Wyniki konkursu będą ogłoszone do dnia 1 marca 1956 r.
 6. Autorom najlepszych recenzji zostaną przyznane następujące nagrody:

nagroda pierwsza	2000.— zł
dwie nagrody drugie	po 1000.— zł
trzy nagrody trzecie	po 500.— zł
 7. Jeśli na podstawie oceny Sądu Konkursowego zajdzie potrzeba podziału przewidzianych nagród lub zmniejszenia ogólnej ich liczby, WGH zastrzega sobie prawo dokonania takiej zmiany.

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze

W 1954 r. ukazały się następujące książki opracowane przez Redakcję Górniczą

- ANTONOW W. J.: Suszenie i zbieranie torfu kawałkowego, 1954 (tłum. z ros. dr J. Dubois). str. 102, zł 5,50
- APT I., LASKOWSKI T., OLCZAKOWSKI W.: Muł węglowy jako paliwo przemysłowe, 1954, str. 83, zł 5,50
- BADAK A.: Wiertnica Trauzl, BN ¹⁾ 1954, str. 67, zł 4,80
- BLADOWSKI S.: Zabezpieczenie przed porażeniami w urządzeniach elektrycznych w górnictwie, 1954, str. 147, zł 10,80
- BLASCHKE S.: Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalin użytecznych. Tom I, 1954, str. 644, zł 60.—
- BŁOCKI B.: Pomocnik wiertacza, BN 1954, str. 61, zł 3,20
- CHOJNACKI S.: Książeczka budowacza ścianowego, 1954, str. 43, zł 2.—
- CZEŻOWSKI A.: Przewóz samochodami w kamieniołomach, 1954, str. 86, zł 4,70
- DUDEK J.: Książeczka strzałowego w kopalni, 1954, str. 47, zł 2.—
- JURKIEWICZ J.: Sól i jej produkcja, 1954, str. 126, zł 4,80
- JASIEŃSKI W.: Nasycanie drewna w kopalniach węgla, 1954, str. 82, zł 6.—
- JANKOWSKI F.: Wiadomości dla współzawodniczących w kopalniach węgla, BG ²⁾ 1954, str. 95, zł 5.—
- KANCZUCKI A. i KANCZUCKI A.: Systematyka robót w górnictwie, 1954, str. 211, zł 30.—
- KARLIC S.: Maszynoznawstwo dla wiertaczy, BN 1954, str. 103, zł 5,50
- KRUCZEK R.: Wydobywanie ropy samoczynne oraz przy użyciu gazu sprężonego, BN 1954, str. 66, zł 3,50
- KRZENEK L.: Nowoczesne urządzenia do przeróbki ropy naftowej, 1954, str. 95, zł 7,50
- KRUPA L.: Wrębiarki ścianowe, BG 1954, str. 111, zł 7,50
- KOTARBA J.: Maszynista wyciągowy, 1954, str. 152, zł 11,20
- KLOTT M.: Pouczenia dla nowozatrudnionych w kopalni, 1954, str. 74, zł 2,50
- LIDIN G. D.: Walka z wydzielaniem się gazów w kopalniach węgla, (tłum. z ros. K. Izdebski), 1954, str. 58, zł 4.—
- MIELECKI T.: Węgiel. Wiadomości o własnościach i badaniach, 1954, str. 64, zł 4.—
- MRAZEK M., WALIDUDA A.: Wiertnica SM, BN 1954, str. 42, zł 2.—
- MACIEJASZ Z.: Eksploatacja złóż rudnych, 1954, str. 122, zł 6,70
- MAROSZEK H.: Elektrotechnika górnicza, 1954, str. 378, zł 19,50
- NATURSKI A., URBAN J.: Górnik na robotach w kamieniu, 1954, str. 83, zł 4.—
- OBRAPALSKI J.: Elektryczne maszyny wyciągowe, 1954, str. 194, zł 19.—
- OLSZEWSKI J.: Książeczka górnika ścianowego, 1954, str. 70, zł 2.—
- ORŁOWSKI L.: Pierwsze kroki i roboty w kopalniach węgla, BG 1954, str. 75, zł 4,50
- ORŁOWSKI L.: Pomocnik cieśli górniczego, 1954, str. 55, zł 2,40
- PARASZCZAK W.: Wiercenia naftowe, BN 1954, str. 70, zł 4,50
- POGODA W.: Młodszy podsadzkarz, BG 1954, str. 48, zł 2.—
- PAWLIKOWSKI T.: Analiza składników gazowych powietrza kopalnianego, 1954, str. 188, zł 14,30
- POKROWSKI N. M.: Głębinie szybów pionowych zwykłymi sposobami (tłum. z ros. J. Olszewski i T. Piaseczny) 1954, str. 347, zł 25,50
- ROGA B.: Węgiel kamienny, przeróbki i użytkowanie, 1954, str. 349, zł 42.—
- ROMANOWICZ E.: Pomiarowy kopalniany, BG 1954, str. 59, zł 2,40
- SZKLARSKI L.: Trakcja elektryczna w kopalni, 1954, str. 411, zł 45.—
- SZPILEWICZ A.: Poradnik koksochemika. T. III, 1954, str. 611, zł 55.—
- URBAN J.: Wozak i konwojent w kopalniach, BG 1954, str. 38, zł 2.—
- WOŁKOW J. S.: Zasady kopalnictwa rud żelaza, 1954, str. 307, zł 25.—
- WOJNAR J.: Ostrzenie i napawanie utwardzające świdrów wiertniczych, BN 1954, str. 71, zł 4,30
- GISMAN S. i TRZOSKA I.: Przekładka przenośników zgrzebłowych, BG 1955, str. 82, zł 4,40
- KALENDARZ GÓRNICZY 1955: str. 320, zł 6.—
- KOZUBSKI F.: Miernictwo górniczne, 1955, str. 326, zł 13,20

¹⁾ Skrót BN oznacza tomiki Biblioteczki Naftowca.

²⁾ Skrót BG oznacza tomiki Biblioteczki Górniczej,

Do nabycia w księgarniach technicznych Domu Książki i u kolporterów zakładowych

