



1977 2


sitg

przegląd górnictwy

WSKAZÓWKI DLA AUTORÓW WSPÓŁPRACUJĄCYCH Z PRZEGŁĄDEM GÓRNICZYM

W celu zaoszczędzenia autorom trudu ponownego przygotowania nadesłanych do opublikowania w PG oraz dla usprawnienia redagowania i drukowania artykułów redakcja PG prosi o bezwzględne przestrzeganie poniższych wskazówek:

1. Treść artykułów i sposób ich ujęcia powinny odpowiadać poziomowi i profilowi tematycznemu publikacji w PG.

2. Każdy artykuł powinien stanowić sam dla siebie zamkniętą całość i ujmować w zasadzie jedno tylko zagadnienie czy też przegląd stanu i perspektyw rozwojowych jakiegoś działu nauki bądź techniki górniczej.

3. Objętość artykułów powinna się ograniczać tylko do 12÷15 stron maszynopisu.

4. Każdy artykuł powinno poprzedzać krótkie streszczenie (treść) o objętości 15÷20 wierszy tak opracowane, aby stanowiło równocześnie notkę informacyjną do celów dokumentacji bibliograficznej. Artykuł powinien się kończyć wnioskami wiążącymi opracowanie autorskie z praktyką górniczą.

5. Artykuły powinny być napisane czytelnie na maszynie na papierze formatu A4 i dostarczane w dwóch egzemplarzach.

6. Rysunki do artykułu (tylko integralnie związane z treścią) powinny być wykonane starannie na kalce lub na białym papierze tuszem lub ołówkiem w formacie dwukrotnie większym. Oznaczenia części i detali na rysunkach powinny być liczbowe (cyfrowe), a nie literowe, wykonane ołówkiem. Należy dołączyć spis rysunków w dwóch egzemplarzach z podaniem treści oznaczeń. Fotografie powinny być wyraźne, średnio-kontrastowe i tak wykonane, aby nie wymagały retuszu; papier biały błyszczący lub półmatowy; format 6X9 lub większy. Rysunki maszyn i urządzeń powinny być uproszczone (najlepiej schematy); to samo dotyczy wycinków map i przekrojów geologicznych.

7. Tablice powinny być napisane na oddzielnych arkuszach, a nie w tekście; nad tablicą tytuł i jej numer.

8. W tekście artykułu należy powoływać się na rysunki i tablice, umieszczać powołania w nawiasach, np. (rys. 1); (tabl. 2). Na marginesie należy „wyrzucać” kolejne numery rysunków czy tablic.

9. Powołania się na literaturę (co jest bezwzględnie wymagane przy wykorzystywaniu prac innych autorów) należy podawać w tekście w klamrach kwadratowych, np. [4], a kolejność wzorów matematycznych zaznaczać po prawej stronie arkusza numerami w nawiasach okrągłych, np. (2).

10. Wzory matematyczne należy pisać w oddzielnych wierszach tekstu. Szczególnie dokładnie i wyraźnie należy pisać litery alfabetu greckiego oraz wskaźniki (indeksy) i wykładniki potęg.

11. Artykuły powinny być pisane zwięźlim, jasnym i ścisłym językiem z zachowaniem terminologii tech-

nicznej oraz ogólnie obowiązujących skrótów, oznaczeń i symboli.

12. W związku z obowiązującym od dnia 24 V 1976 r. Zarządzeniem nr 65 Prezesa PKNiM we wszystkich opracowaniach nadsyłanych do PG powinny być stosowane jednostki systemu SI (System International) i inne legalne jednostki miar.

13. Literaturę, której wykaz podaje autor na końcu artykułu, cytuje się w następujący sposób:

— Książki: nazwisko i inicjały imion autora w pisowni oryginału (rosyjskie — w transkrypcji według „Zasad pisowni” S. Jodłowskiego i W. Taszyckiego) — dwukropek — tytuł pracy (pełny) w pisowni oryginału (rosyjski według „Zasad pisowni”) i ew. tłumaczenie na język polski w nawiasie — kropka — kolejność wydania (np. wyd. 3) — ewent. tom — t, część — cz., volumen — vol. itd. — przecinek — miejsce (w języku i pisowni oryginału) oraz rok wydania — wydawca (można podać skrót) — przecinek — stronica — s. Przykład: Agte G., Vacek I., Goetzel G. G.: Wolf-ram a Molybden. Wyd. 1, Praha 1954 SNTL, s. 75. — Czasopisma: nazwisko i inicjały imion autora — dwukropek, — tytuł pracy — kropka — nazwa czasopisma ewent. obowiązujący skrót oraz rok wydania i ewent. tom — przecinek — numer zeszytu: Przykład: Masdon H. M., Terington J. S.: The layout in integrated iron and steel works. Journal of the Iron Steel Institute 1949, nr 4, s. 327. Tych zasad cytowania literatury należy bezwzględnie przestrzegać.

14. Autor powinien bezwzględnie dokładnie przeczytać i sprawdzić tekst, skontrolować tablice, rysunki, literaturę oraz podać czytelnie swe imię, nazwisko i tytuły naukowe oraz dokładny adres i ew. nr konta PKO.

15. Redakcja PG zastrzega sobie prawo dokonywania niezbędnych poprawek redakcyjnych, skreśleń lub uzupełnień, nie zmieniających zasadniczych myśli i tez czy poglądów autora. W przypadku większych zmian redaktor działowy uzgadnia poprawki z autorem a autor obowiązany jest na własny koszt przepisać artykuł oraz przesłać go do redakcji PG najpóźniej w ciągu miesiąca.

16. Przesłane do korekty autorskiej szpalty artykułów należy zwrócić najpóźniej do 2 dni (listem ekspresowym) Redakcji PG na adres: Katowice, GIG, Plac Gwarków 1, Pawilon, pok. 148.

Uwagi

O przyjęciu do druku artykułu decyduje Komitet Redakcyjny PG. W razie nieprzyjęcia artykułu do druku autor otrzymuje pisemne zawiadomienie. Redakcja zasadniczo nie zwraca nadesłanych artykułów.

Autor otrzymuje bezpłatnie jeden egzemplarz numeru PG, w którym wydrukowano jego artykuł.

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA

Nr 2 (942)

Luty 1977 r.

Tom XXXIII (LXIV)

Komitet redakcyjny

Redaktor naczelny — mgr inż. Jerzy Malara

Zastępca redaktora naczelnego — doc. dr inż. Leonard Pluta, sekretarz redakcji — mgr Maria Suboczowa, redaktorzy działowi: prof. dr hab. inż. Henryk Gil, mgr inż. Jan Leśkiewicz, prof. dr hab. inż. Andrzej Lisowski, prof. dr inż. Włodzimierz Sikora, dr inż. Adam Szczurowski

Redakcja: Główny Instytut Górnictwa, 40-951 Katowice, Plac Gwarków 1, Pawilon, pok. 148, tel.: 59-26-93

Wydawca: Wydawnictwo „Śląsk”, 40-161 Katowice, ul. A. Czerwonej 51, tel.: 58-32-21
Indeks 37092

TREŚĆ

Prof. dr inż. Włodzimierz Sikora, mgr inż. Zbigniew Bogucki, mgr inż. Włodzimierz Rago: Światowe wydobywanie węgla

43

Dr Andrzej Kijko: Wykorzystanie regionalnej sieci stacji sejsmicznych o pojedynczych skladowych rejestracji do lokalizacji wstrząsów górotworu

48

Mgr Stanisław Lasocki: Zastosowanie maszyn cyfrowych do analizy aktywności sejsmoakustycznej

52

Doc. dr inż. Alfons Krawiec, mgr inż. Julian Domżał, mgr inż. Paweł Ożana: Odprężanie pokładów tąpniących przez rozwiercanie calizny węglowej

60

Prof. dr hab. inż. Andrzej Frycz, mgr inż. Jan

Szlązak: Wpływ sposobu rozcięcia pokładów silnie metanowych na występowanie CH_4 w rejonie ścian

65

Dr inż. Jerzy Muzyczuk, doc. dr inż. Jan Borowski, mgr Anna Daszek, techn. Zdzisława Borowska: Metoda odgazowania próbek węgla dla określenia gazonośności pokładów

71

Doc. dr hab. inż. Bronisław Skinderowicz: Równanie pełnej nie ustalonej niecki osiadania

75

Doc. dr inż. Ryszard Lach, dr inż. Jerzy Średniawa, mgr inż. Zygmunt Szarafiński: Możliwości wzbogacania polskich miałow energetycznych o podwyższonej zawartości siarki

80

Przegląd Zagraniczny

84

СОДЕРЖАНИЕ

Сикора В., Богуцки З., Раго В.: Мировая добыча угля. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 2, с. 6, рис. 1, табл. 5

43

Представлен исторический процесс добычи угля в 1950—1975 г.г. на фоне мирового роста выработки первичной энергии во всех ее видах. Оценивается добыча угля с учетом тенденции замены угля другими носителями первичной энергии, в первую очередь углеводородным топливом.

С целью наиболее комплексного освещения настоящей тематики даны общие данные относительно некоторых экономических аспектов добычи угля. Все приведенные в статье числовые данные относятся к микроэкономическому масштабу и представлены по сравнению с данными основных угледобывающих стран, промышленных районов и всего мира.

Кийко А.: Использование районной сети сейсмостанций с отдельными составляющими регистрации для локализации толчков в горном массиве. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 2, с. 4, рис. 10, табл. 1, библи. 6 назв.

48

Приводятся и оцениваются достоинства реконструкции Верхнесилезской районной сети сейсмостанций с тремя составляющими регистрации, станции которых после модернизации будут иметь отдельные составляющие. Даны карты точности установления времени, координат x , y , z и эпицентра толчков для предлагаемой сети станций. Даны также карты улучшения качества локализации искомых параметров очагов по отношению к точности получаемых параметров в настоящее время. Установлено, что предлагаемое расширение се-

ти гарантирует в среднем трехкратное повышение качества локализации.

Ласоцки С.: Применение вычислительных машин для анализа сейсмоакустической активности. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 2, с. 7, рис. 2, табл. 5, библи. 10 назв. 52

Представлена попытка применения ЭВТ для исследования состояний резкого повышения сейсмоакустической активности на основании анализа измерений выполненных на шахтных геофизических станциях. Дан алгоритм метода и приведены результаты анализа сейсмоакустических данных, полученных для лавы. Рассмотрены результаты анализа и охарактеризованы возможности использования данного метода.

Кравец А., Домжал Ю., Ожана П.: Разгрузка удароопасных пластов путем разбуривания угольного массива. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 2, с. 6, рис. 3, библи. 12 назв. 60

Кроме известных и применяемых в польской горной промышленности активных средств борьбы с горными ударами, таких как: увлажнение пластов, сотрясательное взрывание, все чаще имеет место бурение разгрузочных скважин. В статье в общих чертах представлено развитие метода бурения разгрузочных скважин в мировой угледобывающей промышленности, подробно рассматриваются основные принципы промышленной разгрузки угольных пластов при помощи буровых работ.

Фрыч А., Шлензак Я.: Влияние способа раскройки весьма метаноносных пластов на выделение CH_4 в районе лавы. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 2, с. 5, рис. 6, табл. 5, библи. 11 назв. 65

Выполнен анализ метаноопасности в районе лав, проветриваемых от границ и до границ, диагонально и по системе Н. Установлено, что наибольшим преимуществом для пласта с высокой метаноносностью обладает раскройка, позволяющая проветривать по системе Н. Наименее эффективна раскройка при таком расположении выработок, при котором необходимо применять диагональное проветривание.

Музычук Е., Боровски Я., Дашек А., Боровска З.: Метод дегазации проб угля для определения газоносности пластов. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 2, с. 5, рис. 3, библи. 5 назв. 71

Разработан метод и сконструирован аппарат для дегазации проб угля с целью определения газоносности пластов. Дегазация проб производится непосредственно в контейнерах, в которых уголь предварительно размельчается стальными шарами. Выделяющийся из угля газ подается при помощи ртутного насоса в стеклянный контейнер значительного объема, из которого ранее был удален воздух. Массу полученного газа подсчитывают по величине его давления в контейнере с учетом температуры окружающей среды и атмосферного давления. Пробы газа, предназначенного для химического анализа отбираются из контейнера вакуумным методом стеклянными пипетками.

Скиндерович Б.: Уравнение неустойчивой мульды оседания. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 2, с. 5, рис. 5, табл. 1, библи. 14 назв. 75

Установлено, что профиль полных неустойчивых мульд оседания и кривая оседания точки территории по времени соответствует интегральной кривой Гаусса. Точка перегиба профиля этой мульды смещена на какой-то отрезок „d” по направлению отработанного пласта. Принимая кривую влияния С. Кнотте для определения устойчивых мульд, дано уравнение для полных неустойчивых мульд и их характерные параметры (наклон, кривизна неустойчивой мульды и изменение наклона касательной по времени, а также скорость и ускорение оседания точки поверхности).

Лях Р., Сьреднява Е., Шарафиньски З.: Возможности обогащения польского энергетического штыба с повышенным содержанием серы. Пш. гурн. 1977, т. 33, И 2, с. 5, табл. 2, библи. 20 назв. 80

Рассматривается возможность улучшения качества польских энергетических углей с повышенным содержанием серы, встречающихся в районе шахт „Серша”, „Комуна Парыска”, „Явжно” и „Лнина” методом механического обогащения. Даны виды образования серы в углях, особенно в районе указанных шахт. Описываются известные технологии уменьшения содержания серы в каменных углях. Даны предложения относительно программы улучшения качества сернистого штыба.

Зарубежный обзор 84

CONTENTS

Sikora W., Bogucki Z., Rago W.: World production of coal. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 2, pp. 6, fig. 1, tabl. 5. 43

The history of coal production during the years 1950—1975 is presented on the background of the world increase in recovery of primary energy in all its forms. The coal production is assessed with respect to the influence exerted by the tendency to replace coal by other primary energy carriers, particularly by hydrocarbon fuels.

In order to explain in an integrated way the presented subject field, general information concerning some economic aspects of coal production is given. All figures contained in the paper are referred to the microeconomical scale and presented in relation to more important countries, economic regions and the whole world.

Kijko A.: Utilization of the regional network of seismic stations with single components of

recording to localization of quakes in the rock mass. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 2, pp. 4, fig. 10, tabl. 1, ref. 6

Advantages of reconstruction of the existing in the Upper Silesia, regional network of seismic stations with three components of recording into stations with single components are presented and assessed. Charts of accuracies of determination of time, co-ordinates x , y , z are given together with the epicentre of quakes for the proposed network of stations. Charts of improvement in the quality of location of searched parameters of centres with respect to the accuracies actually attained are also given. It was shown that the proposed reconstruction of the network guarantees a threefold increase in the quality of localization, on the average.

Lasocki S.: Use of computers to the analysis of seismoacoustic activity. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 2, pp. 7, fig. 2, tabl. 5, ref. 10

An attempt at using the electronic calculation technique for investigation of states of a high increase in seismoacoustic activity is presented on the basis of the analysis of measurements carried out in mine geophysical stations. The algorithm of the method is given including the results of the analysis of the seismoacoustic material taken at the longwall face. The results of the analysis are discussed and the feasibility of the method is characterized.

Krawiec A., Domżał J., Ożana P.: Destressing of seams liable to rock bursts by drilling the solid coal. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 2, pp. 6, fig. 3, ref. 12

In addition to active measure for fighting the rock bursts, such as: water infusion, concussion blasting used in Polish mines, destressing drilling is more and more commonly used. The paper presents the development of the method for destressing drilling used in the world mining and largely discusses the fundamental principles of destressing coal seams by drilling method.

Frycz A., Szlązak J.: Effect of the method of opening highly gassy seams on CH_4 occurrence in the area of the longwall face. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 2, pp. 5, fig. 6, tabl. 5, ref. 11

The firedamp hazard in the area of longwall faces ventilated outbye and inbye, diagonally and by the system of H is analyzed. It was found that for a highly gassy seam the most advantageous is the opening allowing the ventilation in the system of H. Less advantageous proved to be the system of openings compelling to the diagonal ventilation.

Sikora W., Bogucki Z., Rago W.: Production mondiale du charbon. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, Nr 2, pp. 6, fig. 1, tabl. 5

On a présenté l'histoire de la production du charbon dans les années 1950—1975 sur le fond de l'accroissement de la récupération de l'éner-

Muzyczuk J., Borowski J., Daszek A., Borowska Z.: A method for outgassing the coal samples for the determination of gas content of seams. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 2, pp. 5, fig. 3, ref. 5

A method was developed and an apparatus was designed for outgassing the coal seams in order to determine the gas content of seams. The samples are outgassed directly from containers in which the coal was previously comminuted by steel balls. The gas evolving from coal is forced by mercury pumps to a glass container with a considerable volume from which the air was previously evacuated. The volume of gas obtained is calculated according to its pressure in the container, taking into account the ambient temperature and the atmospheric pressure. The samples of gas intended for the chemical analysis are taken from the container by vacuum method to glass pipettes.

Skinderowicz B.: Equation of a full non stabilized subsidence trough. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 2, pp. 5, fig. 5, tabl. 1, ref. 14

It was found that the profile of full non stabilized subsidence troughs and the curve of subsidence of a ground point in time corresponds to the Gaussian integral curve. The point of inflexion of the profile of this trough is displaced by a certain length „d” towards the extracted seam. Admitting the curve of effects of St. Knothe for the determination of stabilized troughs, an equation is given for full non stabilized troughs and also their parameters (dip, curvature and variation of the dip of the tangent, in time, and also the rate and acceleration of subsidence of a point of the surface.

Lach R., Średniawa J., Szarafiński Z.: Possibilities of cleaning Polish power coal fines with increased sulphur content. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 2, pp. 5, tabl. 2, ref. 20

Consideration of the possibility of improvement in the quality of Polish power coals with increased sulphur content occurring in the area of the following collieries: Siersza, Komuna Paryska, Jaworzno and Janina, with the use of coal preparation method. Types of occurrence of sulphur in coal are given, particularly in the area of above mentioned collieries. The known technologies of reducing the sulphur content of coal are described. Conclusions are suggested as relating to the program of improvement in the quality of sulphur- coal fines.

Foreign review

SOMMAIRE

gie primaire dans toutes ses formes. On a apprécié la production du charbon au point de vue de l'influence exercée par la tendance à l'échangeabilité du charbon par autres porteurs d'énergie primaire, et en particulier par les combustibles d'hydrocarbures.

Pour expliquer le sujet d'une manière intégrale, autant que possible, on a donné des informations générales concernant certains aspects économiques de la production du charbon.

Toutes les données chiffrées contenues dans la communication sont rapportées à l'échelle micro-économique et présentées en relation pour les plus importants pays, régions économiques et le monde entier.

Kijko A.: Utilisation du réseau régional des stations sismiques à simples composantes d'enregistrement, à la localisation des secousses dans le massif. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, Nr 2, pp. 4, fig. 10, tabl. 1, réf. 6

On a présenté et apprécié les avantages de la reconstruction du réseau régional des stations sismiques à trois composantes d'enregistrement, existant en Haute Silésie, en stations à simples composantes. On a donné la carte de précision de détermination du temps, coordonnées x , y , z et de l'épicentre des secousses pour le réseau des stations. On a donné aussi les cartes de l'amélioration de la qualité de localisation des paramètres recherchés des hypocentres par rapport à la précision obtenue actuellement. On a démontré que la reconstruction proposée du réseau garantit un triple accroissement de la qualité de localisation, en moyenne.

Lasocki S.: Emploi des ordinateurs à l'analyse de l'activité sismoacoustique. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, Nr 2, pp. 7, fig. 2, tabl. 5, réf. 10

On a présenté la tentative de l'emploi de la technique électronique du calcul à la recherche des états de l'accroissement important de l'activité sismoacoustique sur la base de l'analyse des mesures effectuées aux stations géophysiques des mines. On a donné l'algorithme de la méthode et les résultats de l'analyse du matériau sismoacoustique pris en une longue taille. On a caractérisé les résultats de l'analyse et les possibilités de la méthode.

Krawiec A., Domżał J., Głana P.: Détente des couches, sujettes à coups de toit par forage du massif de charbon. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, Nr 2, pp. 6, fig. 3, réf. 12

Outre les mesures actives de la lutte contre les coups de toit telles que: infusion des couches, tir d'ébranlement, on introduit de plus en plus généralement les forages de détente. On a présenté le développement de la méthode de forages de détente dans les mines du monde, en esquissant les principes fondamentaux de la détente des couches de charbon par la méthode de forage.

Frycz A., Szłazak J.: Influence de la méthode de traçage des couches franchement grisouteuses sur la présence de CH_4 dans la zone de longues tailles. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, Nr 2, pp. 5, fig. 6, tabl. 5, réf. 11

On a analysé le risque du grisou dans la zone de longues tailles aérées par le courant rabattant

et avançant, diagonal et en système H. On a constaté que le traçage avec l'aérage en système H est le plus avantageux pour les couches franchement grisouteuses. Moins avantageux est le traçage qui exige l'aérage diagonal.

Muzyczuk J., Borowski J., Daszek A., Borowska Z.: Méthode de dégazage des échantillons de charbon pour la détermination de la teneur en gaz dans les couches. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, pp. 5, fig. 3, réf. 5

On a élaboré la méthode et construit l'appareil pour le dégazage des échantillons de charbon pour la détermination de la teneur en gaz dans les couches. Le dégazage des échantillons se fait directement à partir des récipients dans lesquels le charbon a été broyé par les boulets en acier. Le gaz dégagé du charbon est forcé par la pompe à mercure au récipient en verre à volume considérable dont l'air a été évacué auparavant. Le volume de gaz obtenu est calculé d'après sa pression dans le récipient, compte tenu de la température ambiante et de la pression atmosphérique. Les échantillons de gaz destinés à l'analyse chimique sont prélevés à partir du récipient, par la méthode sous vide, aux pipettes en verre.

Skinderowicz B.: Equation de la pleine cuvette d'affaissement non stabilisée. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, pp. 5, tabl. 1, réf. 14

On a trouvé que le profil des pleines cuvettes d'affaissement non stabilisées, ainsi que la courbe d'affaissement du point de terrain en temps correspond à la courbe intégrale de Gauss. Le point d'inflexion du profil de cette cuvette est déplacé d'une certaine longueur „ d ” vers la couche exploitée. En admettant la courbe d'influences de St. Knothe pour la détermination des cuvettes stabilisées, on a donné l'équation pour les pleines cuvettes non stabilisées ainsi que leur paramètres caractéristiques (inclinaison, courbure de la cuvette non stabilisée et variation d'inclinaison de la tangente en temps, ainsi que le taux et accélération de l'affaissement d'un point à la surface.

Lach R., Średniawa J., Szarafiński Z.: Possibilités d'épuration des fines de charbons vapeur polonais à teneur en soufre élevée. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, Nr 2, pp. 5, tabl. 2, réf. 20

Considérations sur la possibilité de l'amélioration de la qualité de charbons vapeur polonais à teneur en soufre élevée des mines de Siersza, Komuna Paryska, Jaworzno et Janina, par la méthode de préparation mécanique. On a donné les types du soufre présents dans les charbons, particulièrement dans la région des mines mentionnées. On a décrit les technologies de réduction du soufre dans les charbons. On a présenté les suggestions relatives au programme de l'amélioration de la qualité des fines à haute teneur en soufre.

INHALT

Sikora W., Bogucki Z., Rago W.: Weltkohlenförderung. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 6, 1 Abb., 5 Tab., Lit.

43

Dargestellt wird der historische Verlauf der Kohlenförderung in den Jahren 1950—1975 anhand des Weltwachstums an Gewinnung von Primärenergie in allen Formen. Durchgeführt wurde eine Bewertung der Kohlenförderung hinsichtlich des Einflusses, welche die Tendenz einer Kohlenersetzung durch andere Primärenergieträger, hauptsächlich Kohlenwasserstoffe, mitsichbringt. Angeführt werden Allgemeininformationen, die gewisse wirtschaftliche Aspekte der Kohlenförderung betreffen, mit dem Ziel einer komplexen Erörterung der Thematik. Sämtliche Zahlenangaben, die dieser Bericht enthält, beziehen sich auf ein kleinwirtschaftliches Ausmass und werden im Verhältnis zu bedeutenden Staaten, wirtschaftlichen Regionen und der ganzen Welt dargestellt.

Kijko A.: Die Nutzung des Regionalnetzes seismischer Warten bei einer Einzelkomponent-Aufzeichnung zur Ortung von Gebirgsschlägen. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 4, 10 Abb., 1 Tab., 6 Lit.

48

Dargestellt und beurteilt werden Vorteile der Umgestaltung des in Oberschlesien existierenden Regionalnetzes seismischer Warten mit Dreikomponent-Aufzeichnung auf Warten mit Einzelkomponent-Aufzeichnung. Angeführt werden Karten zur Bestimmung der Zeitgenauigkeit, der Koordinanten x, y, z sowie des Gebirgsschlags-Epizentrums des gewählten Wartennetzes. Vermittelt werden auch Karten zur Verbesserung der Ortungsgenauigkeit der gesuchten Herdparameter hinsichtlich der jetzt erreichten Genauigkeit. Erwiesen wird, dass der vorgeschlagene Ausbau des Netzes durchschnittlich eine dreifache Erhöhung der Ortungsgenauigkeit gewährleistet.

Lasocki S.: Die Anwendung von Digitalrechnern zur Analyse seismoakustischer Aktivität. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 7, 2 Abb., 5 Tab., 10 Lit.

52

Dargestellt wird ein Versuch zur Anwendung der elektronischen Datenverarbeitung bei Untersuchungen von Zuständen eines starken Anwuchs seismoakustischer Aktivitäten anhand von Vermessungsanalysen, die auf geophysischen Grubenwarten durchgeführt wurden. Angegeben wird der Verfahrensalgorithmus sowie Ergebnisse der Analyse seismoakustischer Materialien vermessen für den Streb. Besprochen werden Analyseergebnisse und charakterisiert werden Möglichkeiten dieses Verfahrens.

Krawiec A., Domżał I., Ożana P.: Entlastung schlagender Flöze durch Aufbohrung des Kohlenstosses. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 6, 3 Abb., Tab., 12 Lit.

60

Neben bekannter und angewandter im polnischen Bergbau aktiver Mittel zur Bekämpfung von Gebirgsschlägen, solche wie die Bedüsung

von Flözen oder Erschütterungsschiessen — immer häufiger werden Entlastungsbohrungen eingeführt. Vermittelt wird in diesem Bericht ein Abriss der Entwicklung von Entlastungsbohrungen im Weltbergbau bei weitgehender Besprechung der Betriebsgrundsätze für die eine gross-angelegte Entlastung von Kohlenflözen mittels Bohrtechnik, existiert.

Frycz A., Szlęzak J.: Über den Einfluss des Verfahrens zur Auffahrung von stark methanhaltigen Verfahren beim Auftritt von CH₄ im Strebraum. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 5, 11 Lit.

65

Durchgeführt wurde eine Gefährdungsanalyse im Raum der bewetterten Strebe von Abbaukante zur Abbaukante, diagonal und im H — System. Festgestellt wurde, dass das meistvorteilhafteste Verfahren eines stark methanhaltigen Flözes ein Abbau, der die Bewetterung im H System zulässt, ist. Als das unvorteilhafteste Auffahren in dieser Situation wird ein Abbauraumsystem mit diagonalen Bewetterung bezeichnet.

Muzyczuk J., Borowski J., Daszek A., Borowska Z.: Verfahren zur Entgasung von Kohlenproben bei Bestimmung der Gasführung in Flözen. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 5, Tab., 5 Lit.

71

Erarbeitet wurde ein Verfahren und projiziert ein Apparat zur Entgasung von Kohlenproben zwecks Bestimmung in Kohlenflözen. Die Entgasung wird direkt aus den Behältern, wo die Kohle vorerst durch Zerkleinerung mittels Stahlkugeln erfolgt, durchgeführt. Das aus der Kohle ausscheidende Gas wird mittels einer Quecksilberpumpe in einen mit grossem Volumen ausgestatteten — aus dem vorher schon die Luft entfernt wurde — Glasbehälter gepumpt. Die Masse des gewonnenen Gases wird nach der Grösse des Druckes im Behälter unter Berücksichtigung der Raumtemperatur und des Atmosphärendrucks errechnet. Gasproben, die man für die chemische Analyse verwendet, können mittels Pipette durch ein Vakuumverfahren entnommen werden.

Skinderowicz B.: Die volle Ausgleichung der Absenkungsmulde. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 5, 5 Abb., 1 Tab., 14 Lit.

75

Angeführt wird, dass das Profil der nichtfestgestellten Absenkungsmulden und die Entwicklungskurve des Terrains in der Zeit dem Gausschen Krümmungsintegral entsprechen. Der Biegungspunkt des Profils dieser Absenkungsmulde ist um einen gewissen Abschnitt „d“ in Richtung des abgebauten Flözes verschoben. Bei Annahme der Knothekurve für bestimmte Mulden, wird die Gleichung für volle undefinierte Mulden nebst ihrer charakteristischen Parameter wie Fallrichtung, Krümmung der undefinierten Mulde und Änderung der Neigungstangente in der Zeit sowie die Geschwindigkeit und Beschleunigung der Senkung des Oberflächenpunktes angegeben.

Lach R., Średniawa J., Szarafiński Z.: Możliwości der Aufbereitung von polischen Feinkohlen mit erhöhtem Schwefelinhalt. Prz. Górn. 1977, Bd. 33, Nr 2, S. 5, Abb., 2 Tab., 20 Lit. . . . 80

Der Gegenstand dieses Berichts ist die Möglichkeit der Qualitätsaufbesserung von polnischen Kesselkohlen mit erhöhtem Schwefelgehalt, die in Regionen folgender Zechen auftreten: Siersza, Komuna Paryska, Jaworzno und Janina — mit-

tels mechanischer Aufbereitung. Angeführt werden das Schwefelaufreten in Kohlen, besonders in Regionen dieser Kohlenbergwerke. Beschrieben werden Technologien zur Herabsetzung des Schwefelinhalts in Steinkohlen. Vorschläge werden gemacht zum Verbesserungsprogramm der Schwefelqualität in Feinkohlen.

Auslandsrundschau 84

Prenumeratę krajową przyjmują Oddziały RSW „Prasa-Książka-Ruch” oraz urzędy pocztowe i listonosze

- do dnia 25 listopada na styczeń, I kwartał, I półrocze roku następnego i na cały rok następny,
- do dnia 10 każdego miesiąca, poprzedzającego okres prenumeraty na pozostałe okresy roku bieżącego.

Jednostki gospodarki uspołecznionej, instytucje i organizacje społeczno-polityczne składają zamówienia w miejscowych Oddziałach RSW „Prasa-Książka-Ruch”.

Zakłady pracy i instytucje w miejscowościach, w których nie ma Oddziałów RSW oraz prenumeratorki indywidualni, zamawiają prenumeratę w urzędach pocztowych lub u listonoszy.

Prenumeratę ze zleceniem wysyłki za granicę, która jest o 50% droższa od prenumeraty krajowej, przyjmuje RSW „Prasa-Książka-Ruch”, Centrala Kolportażu Prasy i Wydawnictw, ul. Towarowa 28, 00-958 Warszawa, konto PKO nr 1531-71 — w terminach podanych dla prenumeraty krajowej.

Cena prenumeraty kwartalnej zł 36,—, półrocznej zł 72, rocznej zł 144,—.

Cena pojedynczego egzemplarza zł 12,—.

Adres redakcji: Katowice, Plac Gwarków 1, Główny Instytut Górnictwa, Pawilon pok. 148, tel. 59-26-93; Sekretariat Red. tel. 580-836 w godz. 15—20

Nakład 3200 egz. Nr zam. 10. Oddano do składania w grudniu 1976 r. Ark. druk. 6,5. Papier sat. kl. III, 80 g, 61×86 cm.

Druk ukończono w marcu 1977 r.

Światowe wydobycie węgla

Prof. dr inż. Włodzimierz Sikora, mgr inż. Zbigniew Bogucki, mgr inż. Włodzimierz Rago

Treść: Przedstawiono historyczny przebieg wydobycia węgla w latach 1950÷1975 na tle światowego wzrostu pozyskania energii pierwotnej we wszystkich jej postaciach. Dokonano oceny wydobycia węgla pod względem wpływu, jaki wywiera tendencja zamienności węgla innymi nośnikami energii pierwotnej, zwłaszcza paliwami węglowodorowymi.

W celu możliwie kompleksowego naświetlenia prezentowanej tematyki podano ogólne informacje dotyczące niektórych ekonomicznych aspektów wydobycia węgla. Wszystkie dane liczbowe zawarte w artykule odniesiono do skali mikroekonomicznej i przedstawiono w relacji dla ważniejszych państw, rejonów gospodarczych i całego świata.

1. Dotychczasowy przebieg i struktura wydobycia paliw kopalnych w świecie

W historii świata człowiek od niepamiętnych czasów pozyskuje dla celów użytecznych energię pierwotną w różnych jej postaciach. Dopiero jednak w ciągu ubiegłych stu lat przebieg wydobycia, zwłaszcza paliw kopalnych, wykazuje silną tendencję wzrostu, czego wyrazem jest pozyskanie w okresie minionego dwudziestolecia większej ilości tych paliw niż na przestrzeni całego okresu istnienia ludzkości.

Jako podstawową przyczynę tego zjawiska przyjmuje się ścisłą zależność pomiędzy rozwojem populacji i poziomem życia ludności a zapotrzebowaniem na energię, której towarzyszy dynamiczny postęp w zakresie geologii i wdrażania nowych metod techniki i technologii górniczej.

Na rysunku 1 przedstawiono relacje pomiędzy wydobyciem i zużyciem energii pierwotnej w świecie w głównych ośrodkach jej pozyskania i konsumpcji w 1974 roku [1].

W porównaniu z pozostałymi nośnikami energii pierwotnej węgiel przez długi okres rozwoju ludności stanowił podstawę bilansu energetycznego świata, umożliwiając ukształtowanie nowoczesnego społeczeństwa na obecnym poziomie. Od połowy XIX wieku do lat trzydziestych naszego stulecia daje się zaobserwować systematyczne umacnianie pozycji węgla, wyrażające się w okresie szczytowej koniunktury 60-procentowym udziałem w światowym wydobyciu wszystkich nośników energii pierwotnej. Dopiero w połowie lat sześćdziesiątych, w wyniku silnej konkurencji ze strony ropy naftowej i gazu, a ostatnio także i paliw rozszczepialnych, następują istotne zmiany w strukturze bilansu energetycznego świata na niekorzyść węgla. W wyniku tej sytuacji, pomimo zasadniczo rosnącego trendu wydobycia, udział węgla w pozyskaniu wszystkich nośników energii pierwotnej spada w 1975 r. do poziomu około 30%.

Wielkości pozyskania poszczególnych nośników energii pierwotnej w świecie w latach 1950÷1975 przedstawiono w tablicy 1.

Przyjmując za 100% łączną ilość pozyskanej energii pierwotnej w świecie w 1975 r. (8,534 mld t p.u. wg tabl. 1), udziały poszczególnych nośników energii kształtowały się następująco:

— węgiel kamienny i brunatny	30,5%
— ropa naftowa	47,2%
— gaz ziemny	19,8%
— inne postacie energii pierwotnej (paliwa rozszczepialne, energia wodna i geotermiczna)	ok. 2,5%

Jak stąd wynika, udział paliw węglowodorowych w ogólnym wydobyciu energii pierwotnej w świecie osiągnął w 1975 r. poziom 67%, a wraz z paliwami rozszczepialnymi, energią wodną i geotermiczną — blisko 70%.

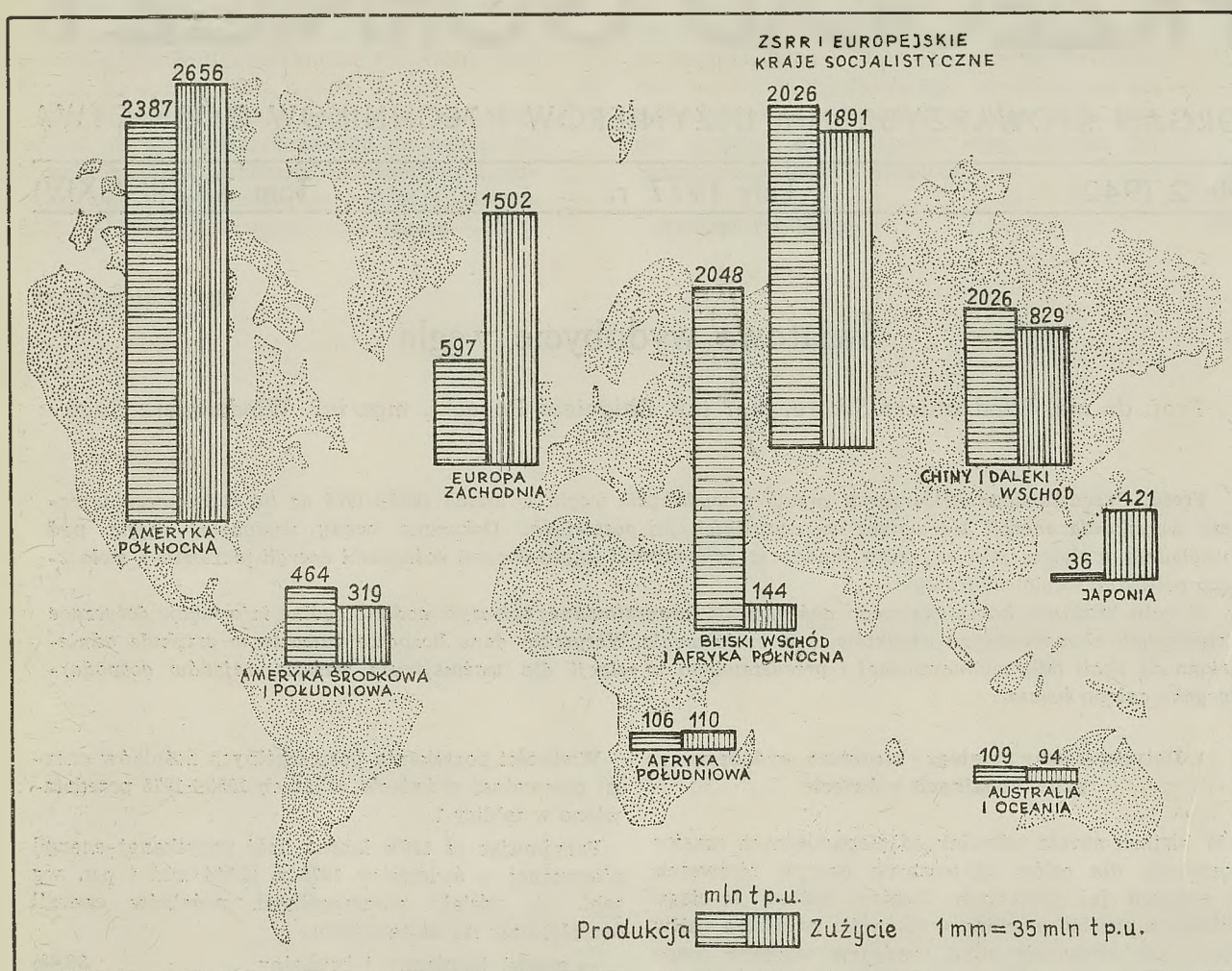
Dynamika wzrostu pozyskania energii pierwotnej w świecie w latach 1950÷1975 wynosiła 320%, co odpowiada średniorocznemu przyrostowi o 4,76%.

Dynamika wzrostu pozyskania poszczególnych paliw w tym okresie kształtowała się następująco:

— węgiel kamienny i brunatny	270%, średnio rocznie o 4,05%,
— paliwa ciekłe	507%, średnio rocznie o 6,71%,
— gaz ziemny	685%, średnio rocznie o 8,00%,
— paliwa rozszczepialne, energia wodna i geotermiczna	495%, średnio rocznie o 6,61%.

Dynamika wzrostu wydobycia węgla kamiennego i brunatnego w poszczególnych pięcioleciach w latach 1950÷1975 była następująca:

1950÷1955	— 114%
1955÷1960	— 121%
1960÷1965	— 104%
1965÷1970	— 107%
1970÷1975	— 107%



Rys. 1. Światowe ośrodki produkcji i zużycia energii pierwotnej w 1974 r.

Tablica 1

POZYSKANIE NOŚNIKÓW ENERGII PIERWOTNEJ W ŚWIECIE W LATACH 1950-1975

Nośniki energii pierwotnej	1950		1955		1960		1965		1970		1975	
	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%
Węgle: kamienny i brunatny	1,580	59,3	1,807	52,8	2,191	49,0	2,268	40,6	2,420	32,6	2,605	30,5
Paliwa ciekłe	0,794	29,8	1,177	34,3	1,603	35,8	2,302	41,2	3,459	46,7	4,031	47,2
Gaz ziemny	0,247	9,3	0,383	11,2	0,598	13,3	0,900	16,1	1,385	18,6	1,690	19,8
Paliwa rozszczepialne, energia wodna i geotermiczna	0,042	1,6	0,058	1,7	0,085	1,9	0,116	2,1	0,154	2,1	0,208 ¹⁾	2,5
Razem	2,663	100,0	3,425	100,0	4,477	100,0	5,586	100,0	7,418	100,0	8,534 ¹⁾	100,0

Uwaga: 1) wartości przybliżone, ustalone na podstawie szacunku.

Największą dynamikę wzrostu wydobywania osiągnęły paliwa węglowodorowe, następnie paliwa rozszczepialne, a najmniejszą dynamikę paliwa stałe.

W tablicy 2 przedstawiono strukturę produkcji energii pierwotnej w 1974 r. w ważniejszych ośrodkach i rejonach świata.

2. Światowe wydobywanie węgla w latach 1950-1975

Wielkości wydobywania węgla kamiennego w latach 1950-1975 dla ważniejszych jego producentów i dla całego świata przedstawiono w tablicy 3. Z tablicy 3 wynika: wydobywanie węgla kamiennego w całym prze-

Tablica 2

STRUKTURA POZYSKANIA ENERGII PIERWOTNEJ W 1974 R. W WAŻNIEJSZYCH PAŃSTWACH
I REJONACH ŚWIATA [2], [3]

Lp.	Rejony	Węgle: ka- mienny i bru- natny		Ropa naftowa		Gaz ziemny		Paliwa rozszczep., energia wodna i geotermiczna		Razem	
		mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%	mln t.p.u.	%
1	Ameryka Północna	562	22,5	868	20,7	878	52,5	79	38,5	2387	27,6
2	ZSRR i europejskie kraje socj.	878	34,8	709	17,0	416	24,9	23	11,3	2026	23,5
3	Bliski Wschód i część Afryki Północnej	8	0,3	1977	47,5	62	3,7	1	0,5	2048	23,7
4	Chiny i Daleki Wschód	593	23,6	229	5,5	33	2,0	13	6,4	868	10,0
5	Europa Zachodnia	299	12,0	26	0,6	218	13,0	54	26,5	597	6,9
6	Ameryka Środkowa i Południowa	13	0,5	380	9,1	56	3,3	15	7,4	464	5,4
7	Afryka Południowa	71	2,8	31	0,7	—	—	4	2,0	106	1,2
8	Australia i Oceania	69	2,7	29	0,7	7	0,4	4	2,0	109	1,3
9	Japonia	20	0,8	1	0,0	4	0,2	11	5,4	36	0,4
Razem		2513	100,0	4250	100,0	1674	100,0	204	100,0	8641	100,0

Objaśnienia: Lp.: 1 — USA i Kanada; 2 — łącznie z Jugosławią; 3 — z Afryki Płn.; Algieria, Libia, Tunis, Egipt, Nigeria;
4 — bez Japonii; 6 — poza USA i Kanada; 7 — poza Algierią, Libią, Tunisem, Egiptem i Nigerią.

Tablica 3

WYDOBYCIE WĘGLA KAMIENNEGO W ŚWIECIE W LATACH 1950÷1975 W MLN T [2]

Nazwa kraju	Rok									
	1950	1955	1960	1965	1970	1971	1972	1973	1974	1975
<i>Europa</i>										
ZSRR	185,2	276,6	355,9	397,6	432,7	441,4	451,1	461,2	471,4	476,8
Polska	78,0	94,5	104,4	118,8	140,1	145,5	150,7	156,6	162,0	171,6
Czechosłowacja	18,5	20,6	26,2	27,7	28,2	28,8	27,9	27,8	28,2	28,0
Rumunia	2,0	2,5	3,4	4,7	6,4	6,8	6,6	7,2	7,1	7,0
Wielka Brytania	219,5	225,6	197,8	191,6	147,1	149,4	121,8	132,0	110,2	127,7
RFN	126,2	149,1	143,3	135,5	111,4	111,0	102,7	97,6	95,2	92,4
Francja	50,8	55,3	56,0	51,9	37,8	33,9	30,6	36,4	24,0	22,4
Holandia	12,2	11,9	12,5	11,4	4,3	3,6	2,8	1,7	0,8	0,6
Belgia	27,3	30,0	22,5	19,8	11,4	11,0	10,5	8,8	8,1	7,5
Hiszpania	11,0	12,4	13,8	12,9	10,7	10,7	11,1	10,0	10,4	11,0
<i>Kraje pozaeuropejskie</i>										
USA	505,3	442,4	391,5	475,3	550,4	503,0	536,6	530,2	539,1	584,8
Chiny	42,9	98,3	420,0	299,0	382,8	391,9	401,0	428,0	444,5	462,0
Indie	32,8	38,8	52,6	67,2	73,7	71,8	75,7	77,2	83,9	94,9
Południowa Afryka	26,5	32,1	38,2	48,5	54,7	58,8	58,6	62,5	65,2	70,8
Australia	16,8	19,4	21,9	30,1	45,2	43,9	54,6	55,5	57,9	63,3
Korea Północna	0,1	0,0	6,8	14,5	21,8	24,3	27,3	30,0	33,9	34,0
Japonia	38,4	42,4	51,1	49,5	39,7	33,4	28,1	22,4	20,3	19,0
Kanada	15,4	11,4	8,0	8,5	11,6	13,7	15,8	16,8	17,4	22,1
Korea Południowa	0,6	1,3	5,3	10,2	12,4	12,8	12,4	13,6	15,3	17,5
Razem	1409,5	1566,6	1934,2	1974,7	2122,4	2095,7	2125,6	2175,5	2194,9	2313,4
Pozostałe kraje świata	25,2	31,6	32,0	39,9	37,4	38,1	36,9	27,3	41,6	39,9
Łącznie świat	1434,7	1598,2	1966,2	2014,6	2159,8	2133,8	2162,5	2202,8	2236,5	2353,3

dziale czasowym 1950÷1975 wzrastało średnio rocznie o około 2%. Dynamika wzrostu wydobywania w poszczególnych pięcioleciach omawianego okresu kształtowała się następująco:

1950÷1955	— 111%
1955÷1960	— 123%
1960÷1965	— 102%
1965÷1970	— 107%
1970÷1975	— 109%

Jak już wspomniano, wyraźny spadek tempa wzrostu wydobywania węgla w połowie lat sześćdziesiątych należy przypisać rosnącej w tym okresie pozycji ropy i gazu w bilansie energetycznym świata.

W tablicy 4 przedstawiono wielkości wydobywania węgla kamiennego w 1975 r. dla 10 państw, największych producentów węgla w świecie. Przyjmując za 100% wydobywanie z 1950 r., obliczono dla omawianych państw dynamikę wydobywania za okres 1950÷1975.

Tablica 4
WIELKOŚCI WYDOBYCIA W 1975 R. I DYNAMIKA
WYDOBYCIA WĘGLA KAMIENNEGO W LATACH
1950÷1975 W DZIESIĘCIU PAŃSTWACH —
NAJWIĘKSZYCH PRODUCENTACH WĘGLA
KAMIENNEGO W ŚWIECIE

Nazwa kraju	Wydobycie węglu w 1975 r. mln t	Dynamika wzrostu wy- dobywania węgla (1950 r. — 100%) %
USA	584,8	116
ZSRR	476,8	258
Chiny	462,0	1080
Polska	171,6	220
Wielka Brytania	127,7	58
Indie	94,9	290
RFN	92,4	73
Południowa Afryka	70,8	270
Australia	63,3	377
Korea Północna	34,0	3400
Razem	2178,3	178

Z porównania odpowiednich wielkości zawartych w tablicach 3 i 4 wynika, że w 1975 r. wydobywanie w 10 państwach będących największymi producentami osiągnęło poziom ok. 93% światowej produkcji węgla kamiennego. Również dynamika wydobywania w tych państwach wykazywała w okresie lat 1950÷1975 znacznie szybsze tempo wzrostu niż w pozostałych krajach świata eksploatujących węgiel. Najwyższy poziom wzrostu osiągnęły KRLD i ChRL, co przypisać należy temu, że prawie całą wielkość obecnej produkcji osiągnęły te kraje w okresie 1950÷1975. Pozostałe państwa omawianej dziesiątki podwoiły przeciętnie swe wydobywanie w tym okresie, poza Wielką Brytanią i RFN, gdzie nastąpiło zmniejszenie produkcji węgla.

Główny udział we wzroście wydobywania węgla kamiennego w latach 1971÷1975 przypadła na cztery państwa będące największymi producentami, których dynamika wzrostu wydobywania w tym okresie wynosiła:

USA	— 106%
ZSRR	— 110%
Chiny	— 120%
Polska	— 122%

Udział tych państw w produkcji światowej węgla kamiennego w 1975 r. wyniósł 72%, w tym:

USA	— 24,8%	584,8 mln t
ZSRR	— 20,3%	476,8 mln t
Chiny	— 19,6%	462,0 mln t
Polska	— 7,3%	171,6 mln t
Razem	72,0%	1695,2 mln t

3. Ekonomiczne aspekty produkcji węgla w świecie

Wydobywanie i rozwój wydobywania węgla, będące elementami strategii energetycznej państw i rejonów świata, inspirowane są bardzo dużą liczbą rozmaitych czynników, do których m.in. należą:

- zasobność złóż i warunki geologiczne ich zalegania,
- rynki zbytu węgla na tle specyfiki bilansu paliwo-energetycznego (chłonność głównych użytkowników, konkurencyjność węgla w stosunku do innych nośników energii pierwotnej itp.),
- wymagania związane z ochroną naturalnego środowiska człowieka.

Ekonomicznym wyrazem tych czynników w przypadku określonych państw bądź rejonów gospodarczych jest poziom nakładów inwestycyjnych i kosztów własnych pozyskania węgla.

O ile jednak informacje o danych fizykalnych gospodarki węglem są w zasadzie wyczerpujące i ogólnie dostępne, o tyle — gdy idzie o dane ekonomiczne, odczuwa się brak wiarygodnych źródeł. Wynikiem tego są często spotykane rozbieżności w ocenach ekonomicznych gospodarki węglem, zwłaszcza w badaniach perspektywicznych o charakterze kompleksowym. Dodatkowe utrudnienie stwarzają równorzędnie: fluktuacja cen na rynku światowym i płynne kursy walutowe.

Celem złagodzenia bądź ominięcia wymienionych trudności wielu autorów posługuje się uogólnieniami i uproszczeniami w prezentowanych ocenach ekonomicznych gospodarki węglem. Podobne założenia przyjęto z konieczności w niniejszym rozdziale.

W ostatnich latach średnie nakłady inwestycyjne w przemyśle węgla kamiennego odniesione do 1 tony wydobywania wynosiły odpowiednio [7]:

- kraje socjalistyczne 2,30÷2,80 dol. USA/t
- kraje kapitalistyczne 1,30÷1,90 dol. USA/t
(w tym: Wielka Brytania — 1,59 dol. USA/t, RFN — 1,48 dol. USA/t, Francja — 1,07 dol. USA/t, Belgia — 0,60 dol. USA/t).

Z tych danych wynika, że poniesione w ostatnich latach środki inwestycyjne w przemyśle węglowym były w krajach socjalistycznych wyższe średnio o prawie 63% (0,95 dol. USA/t) niż w krajach kapitalistycznych. Porównanie przyrostów wydobywania w omawianych państwach na przestrzeni poprzednich lat prowadzi ponadto do wniosku, że kierunki inwestowania w krajach kapitalistycznych dotyczyły w większości utrzymania dotychczasowych zdolności produkcyjnych, podczas gdy w krajach socjalistycznych obejmowały przede wszystkim tworzenie nowych.

Pomimo wspomnianych rozbieżności w wydatkowaniu nakładów przez kraje będące głównymi producentami węgla należy zauważyć, że środki na inwestycje w przemyśle węglowym są ogromne. Na przestrzeni ostatnich

lat wynosiły one średnio rocznie około 5 mld dol. USA w skali światowej, przy czym najwyższą wartość osiągnęły w 1971 r. (blisko 7 mld dol. USA) [7], [8].

4. Ocena światowego wydobycia węgla

Podobnie jak w odniesieniu do zasobów paliw kopalnych [9] główne ośrodki pozyskania są nierównomiernie rozłożone w świecie. Jak wynika z rysunku 1 i tablicy 2 największymi w kolejności producentami paliw kopalnych są następujące państwa i rejony świata:

- Ameryka Północna (największy poziom pozyskania energii pierwotnej w świecie, największy udział w wydobyciu gazu ziemnego, drugie miejsce w świecie pod względem wydobycia ropy naftowej i trzecie pod względem wydobycia węgla);
- ZSRR i europejskie kraje socjalistyczne (trzecie miejsce w świecie pod względem pozyskania energii pierwotnej, największy udział w wydobyciu węgla, drugie miejsce w świecie pod względem wydobycia gazu ziemnego i trzecie pod względem wydobycia ropy naftowej);
- Bliski Wschód i Afryka Północna (drugie miejsce w świecie pod względem pozyskania energii pierwotnej, największe wydobycie ropy naftowej);
- Chiny i Daleki Wschód (drugie miejsce w świecie pod względem wydobycia węgla);
- Europa Zachodnia (piąte miejsce w świecie pod względem pozyskania energii pierwotnej, trzecie miejsce pod względem wydobycia gazu ziemnego i czwarte pod względem wydobycia węgla).

W tablicy 5 podano relacje pomiędzy wielkością wydobycia węgla kamiennego w 1974 r. a powierzchnią i ludnością całego świata oraz dla sześciu krajów będących największymi producentami węgla.

Jak wynika z tablicy 5, największe wydobycie węgla kamiennego w odniesieniu do zajmowanego obszaru przypada na Polskę — 523 t/km². W dalszej kolejności plasują się: Wielka Brytania — 461 t/km², RFN — 380 t/km², USA — 58 t/km², Chiny — 45 t/km² i ZSRR — 21 t/km². Wydobycie węgla kamiennego w świecie

w odniesieniu do obszaru wszystkich kontynentów wynosi zaledwie 16 t/km².

Pod względem wydobycia przypadającego na mieszkańca również na pierwszym miejscu znajduje się Polska ze wskaźnikiem 4,71 t/M. Na drugiej pozycji znajduje się USA ze wskaźnikiem o 47% mniejszym — 2,56 t/M; w dalszej kolejności plasują się: Wielka Brytania — 1,98 t/M, ZSRR — 1,88 t/M, RFN — 1,58 t/M i Chiny — 0,52 t/M. Światowe wydobycie węgla na mieszkańca ziemi wynosiło 0,56 t/M.

W tablicy 5 przedstawiono także dodatkowy wskaźnik syntetyczny wielkości wydobycia węgla kamiennego, w stosunku do gęstości zaludnienia. Najwyższą wartość tego wskaźnika przypada na ZSRR — 43,10 mln t/M/km², a najniższa na RFN — 0,38 mln t/M/km². W Polsce wskaźnik ten wynosi 1,50 mln t/M/km².

Znacznie niższe wartości od tych wskaźników znamionują pozostałe kraje świata. Zajmowany przez nie obszar lądowy ziemi stanowi 69% powierzchni wszystkich kontynentów, podczas gdy wydobycie węgla wynosi zaledwie 17,1% wydobycia światowego.

Na podstawie przebiegu światowego wydobycia węgla, jego struktury i ekonomicznych aspektów eksploatacji można sformułować następujące ogólne spostrzeżenia:

- pomimo okresowych zmian koniunkturalnych światowy bilans energetyczny po stronie pozyskania znamionuje rosnący trend wydobycia węgla kamiennego (średni roczny przyrost wydobycia w okresie lat 1950÷1975 wynosił 2%, dynamika wzrostu — 164%);
- wielkość środków inwestycyjnych, które przeznaczono w ostatnich latach na utrzymanie i rozwój zdolności produkcyjnych przemysłów węglowych w krajach będących tradycyjnymi producentami węgla (ok. 5 mld dol. USA/r.) świadczy, że dotychczasowy rosnący trend wydobycia zostanie nadal utrzymany w świecie;
- postępujący wzrost kosztów własnych wydobycia w krajach europejskich (średnio ok. 16,5% w latach 1971÷1974 w porównaniu do 4,7% w okresie lat 1960÷1972) jest stymulowany pogarszającymi się warunkami geologicznymi eksploatacji górniczej, rosnącymi wymaganiami odnośnie do ochrony środowiska, warunkami płacowo-socjalnymi itp.;

Tablica 5

WSKAŹNIKI OCENY ŚWIATOWEGO WYDOBYCIA WĘGLA KAMIENNEGO W 1974 R.

Wyszczególnienie	Powierzchnia kontynentów		Ludność		Gęstość zaludnienia M/km ²	Wydobycie		Wskaźniki		Wydobycie gęstość zaludn. mln t/M/km ²
	mln km ²	%	mln miesz- kańców	%		mln t	%	t/km ²	t/M	
Świat	135,91	100,0	3940,0	100,0	29	2190,0	100,0	16,2	0,56	75,50
Kraje o największym wydobyciu	42,16	31,0	1438,7	36,5	34	1813,9	82,9	43,0	1,26	53,30
w tym:										
USA	9,36	6,9	211,9	5,4	23	542,0	24,9	57,8	2,56	23,60
ZSRR	22,40	16,4	252,1	6,4	11	474,0	21,6	21,1	1,88	43,10
Chiny	9,60	7,1	852,0	20,9	86	430,0	19,6	44,8	0,52	5,00
Polska	0,31	0,2	33,7	0,9	108	162,0	7,4	523,0	4,81	1,50
W. Brytania	0,24	0,2	56,0	1,4	229	111,0	5,1	462,0	1,98	0,48
RFN	0,25	0,2	60,0	1,5	250	94,9	4,3	380,0	1,58	0,38
Pozostałe kraje	93,75	69,0	2501,3	63,5	27	376,1	17,1	4,01	0,15	14,00

— należy przypuszczać, że jedynym widocznym skutkiem dalszego oczywistego wzrostu kosztów wydobycia w wyniku rosnącego oddziaływania wymienionych czynników będzie dynamiczny rozwój postępu technicznego w eksploatacji górniczej oraz nowych metod utylizacji węgla.

Literatura

1. Światowe zasoby i zużycie energii w 1974 r. oraz rozwój zapotrzebowania na energię do 2000 roku. Rynki węglowe 1975, nr 18, s. 4.
2. World Energy Supplies 1950÷1974. Publishing Service United Nations, New York. March 1976.
3. Clark L. I.: La rôle du gaz et l'UIIG dans le marche mondial de l'énergie. Division 1: La Population et

les Ressources en Énergie. 1.2. — 6, 22—27 September. Detroit 1974.

4. Dotychczasowe systemy pomocy dla węgla rodzimego oraz kierunki dalszego działania w tym zakresie w EWG. Rynki Węglowe 1975, nr 14, s. 8.

5. Poziom kosztów produkcji i kosztów inwestycyjnych oraz przewidywany wzrost wydobycia węgla do 1990 roku w niektórych krajach. Rynki Węglowe 1976, nr 2, s. 5÷8.

6. Comité d'Étude des Producteurs de Charbon d'Europe Occidentale. Raport: Énergie en Europe et l'importance du charbon. Genève 1974.

7. United Nations Economic Coal and Social Council. Coal (Ge 2) R 12. 26 May 1975.

8. United Nations Economic Coal and Social Council. Coal (Ge 2) R 12.

9. Sikora W., Rago W.: Światowe Zasoby Węgla. Przegląd Górniczy 1976, nr 12.

534.64:550.39

Wykorzystanie regionalnej sieci stacji sejsmicznych o pojedynczych składowych rejestracji do lokalizacji wstrząsów górotworu

Dr Andrzej Kijko

Treść: Przedstawiono i oceniono korzyści przebudowy istniejącej na Górnym Śląsku regionalnej sieci stacji sejsmicznych o trzech składowych rejestracji na stacje o pojedynczych składowych. Podano mapy dokładności wyznaczenia czasu, współrzędnych x , y , z oraz epicentrum wstrząsów dla proponowanej sieci stacji. Podano także mapy poprawy jakości lokalizacji szukanych parametrów ognisk w stosunku do dokładności osiąganych aktualnie. Wykazano, że proponowana rozbudowa sieci gwarantuje średnio trzykrotny wzrost jakości lokalizacji.

1. Sformułowanie problemu

Jak wykazano w pracy [1], współczesna dokładność lokalizacji wstrząsów za pomocą śląskiej regionalnej sieci stacji sejsmicznych jest niezadowalająca. W cytowanej pracy wskazano także na pewne sposoby zwiększenia tej dokładności. Proponowane przedsięwzięcia są niezwykle pracochłonne (np. sporządzenie lokalnych hodografów) lub bardzo kosztowne (np. budowa nowych stacji sejsmicznych).

W niniejszym artykule przedstawiono zupełnie inne rozwiązanie, które przy minimalnych nakładach pracy ludzkiej, jak i nakładach finansowych, jest w stanie zagwarantować otrzymanie zasadniczo lepszych rezultatów. Takim rozwiązaniem jest zwiększenie liczby punktów rejestracji kosztem przebudowy istniejących stacji o trzech składowych rejestracji N-S, E-W, Z na stacje o pojedynczych składowych, wyposażone tylko w sejsmografy pionowe.

W ten sposób istniejącą sieć sześciu stacji można rozbudować do osiemnastu. Zalety takiego rozwiązania są bezsporne. Ze względu na to, że lokalizacja wstrząsu jest możliwa tylko wtedy, gdy co najmniej na czterech stacjach uda się wyznaczyć czas pierwszego impulsu [2], proponowana rozbudowa zapewni lokalizację wstrząsów o tak małych energiach i pochodzących z ta-

kich obszarów, których lokalizacja za pomocą istniejącej sieci jest niemożliwa. Dodatkową zaletą proponowanego rozwiązania jest zwiększenie dokładności wyznaczenia wstrząsów aktualnie lokalizowanych.

Należy podkreślić także, że po zbadaniu szczegółowej przyrody rejestrowanych fal, zapis tylko jednej pionowej składowej nie wyklucza możliwości badania mechanizmu ogniska wstrząsu.

Idea budowy kopalnianej sieci stacji jednokanałowych nie jest czymś nowym. Takie sieci są skutecznie wykorzystywane m.in. w głębokich kopalniach złota East Rand Proprietary w pobliżu Johannesburga w Południowej Afryce [3] oraz w kopalniach węgla Sunnyside w Stanach Zjednoczonych [4].

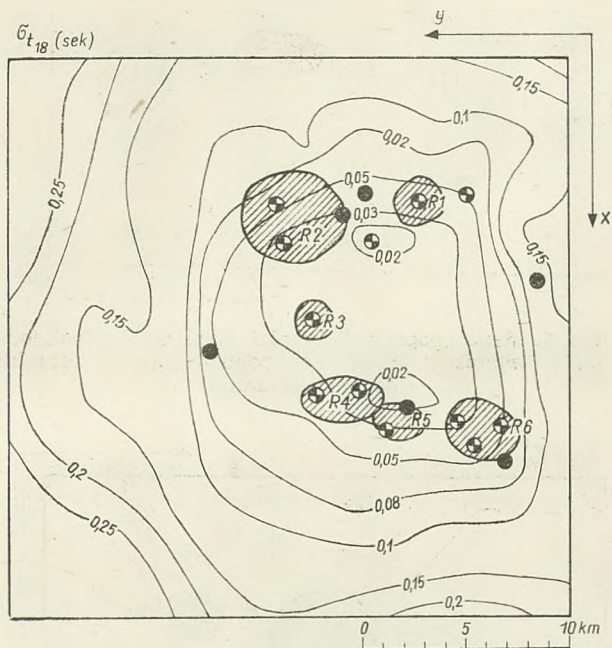
2. Założenia

Informacje o aktualnej, regionalnej sieci stacji sejsmicznych na obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego zaczerpnięto głównie z pracy Krawca i Wierchowskiej [5].

Założono, że wstrząsy sejsmiczne pochodzące z Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW) lokalizowano metodą najmniejszych kwadratów z wykorzystaniem czasów wejść pierwszych impulsów sejsmicznych na 18 stacjach. Sześć stacji istniejących na mapach ozna-

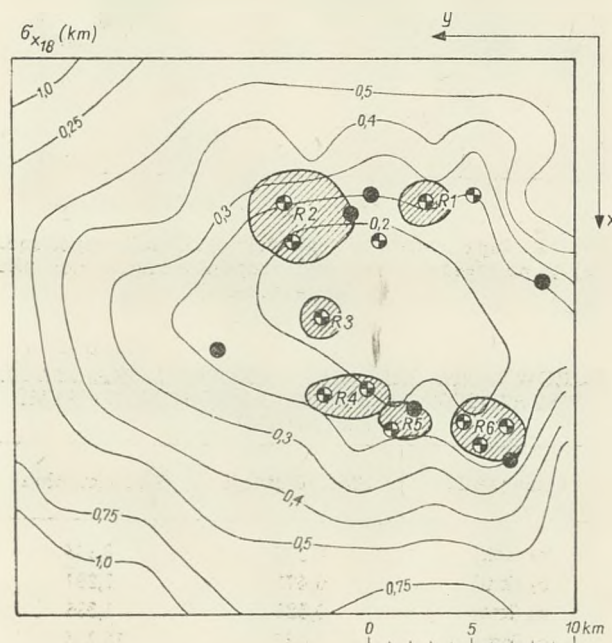
czono punktami $\bullet$ oraz 12 stacji nowych oznaczono punktami $\oplus$. Wszystkie nowe stacje umieszczono w rejonach o szczególnie wysokim zagrożeniu tąpnięciami $R_1, \dots, R_6$.

Przyjęta zasada rozmieszczenia tylu nowych stacji jest oczywista i dzięki temu rozmieszczenie nowych stacji nie urasta do rangi osobnego zadania. Problemem byłoby wskazanie optymalnego rozszerzenia istniejącej sieci o jedną, dwie lub nawet trzy stacje. Bardzo szczególnie problem ten przedyskutowano w pracy [6].

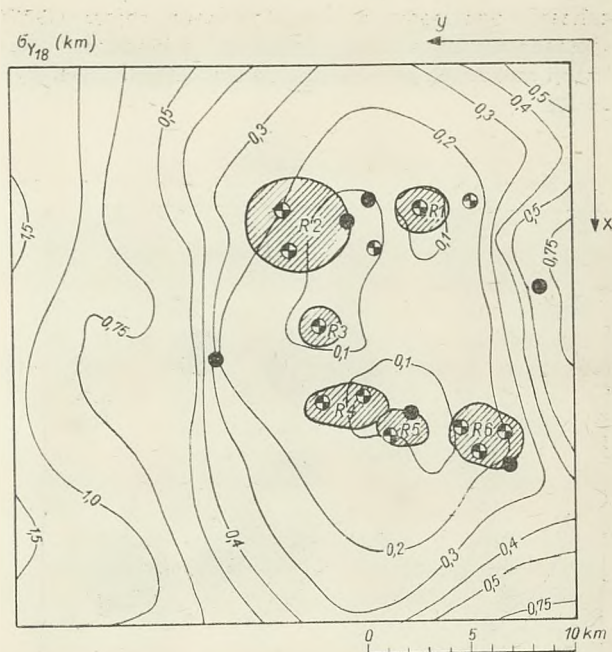


Rys. 1. Mapa dokładności określenia czasu w ognisku sejsmicznym (średni błąd kwadratowy) przez proponowaną sieć stacji sejsmicznych

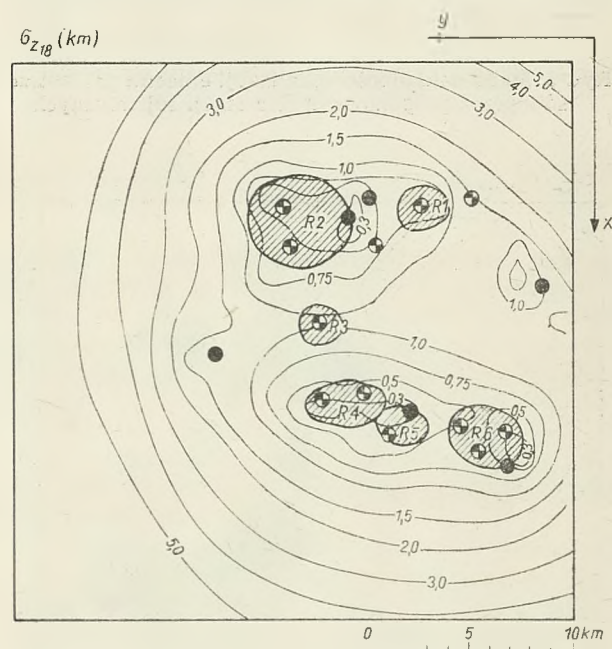
Uwaga: na wszystkich rysunkach obszary o szczególnie wysokim zagrożeniu tąpnięciami wydzielono przez zakreskowanie. Czarnymi punktami oznaczono istniejące stacje sejsmiczne; położenie nowych stacji oznaczono punktami $\oplus$.



Rys. 2. Mapa dokładności lokalizacji współrzędnej x wstrząsów przez proponowaną sieć stacji sejsmicznych



Rys. 3. Mapa dokładności lokalizacji współrzędnej y wstrząsów przez proponowaną sieć stacji sejsmicznych



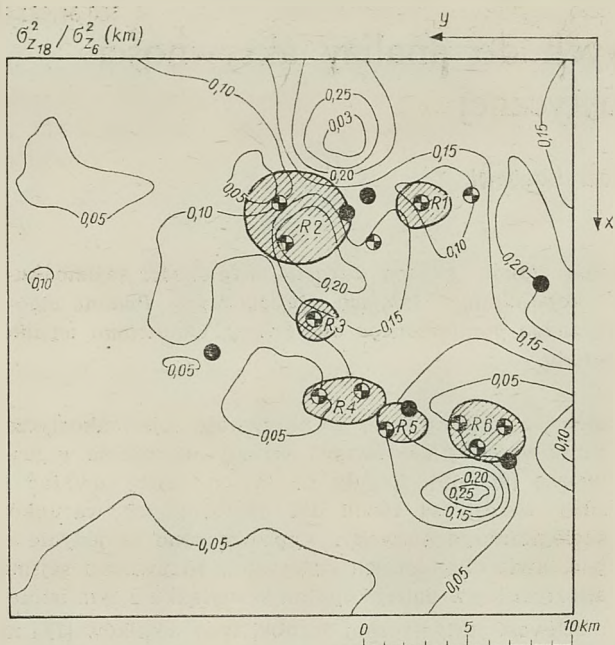
Rys. 4. Mapa dokładności lokalizacji głębokości wstrząsów przez proponowaną sieć stacji sejsmicznych

Sposób sporządzenia przedstawionych map dokładności lokalizacji szukanych parametrów ognisk sejsmicznych opisano w pracy [1].

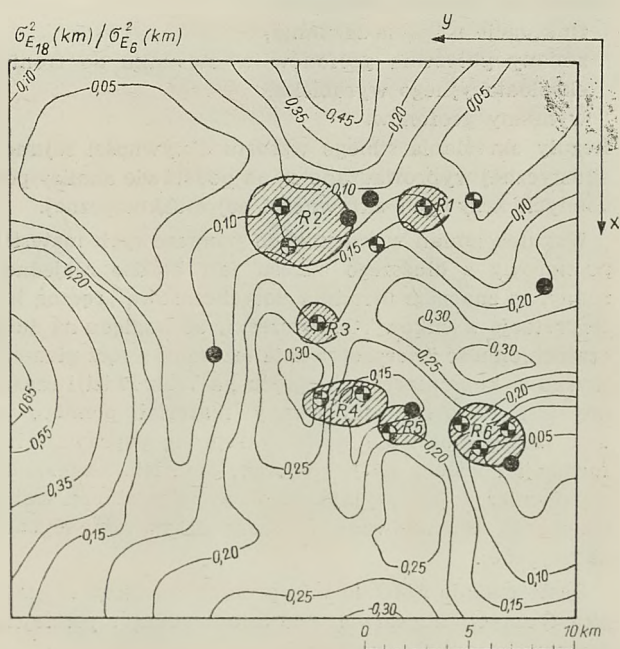
3. Otrzymane rezultaty

Na podstawie przyjętych założeń sporządzono mapy średniego błędu kwadratowego czasu współrzędnych x , y , z oraz epicentrum ogniska sejsmicznego w zależności od położenia epicentrum wstrząsu na wydzielonym obszarze GZW (rys. 1÷5).

W celu łatwiejszej analizy otrzymanych rezultatów oraz możliwości oszacowania poprawy dokładności lo-



Rys. 9. Mapa „poprawy” działalności lokalizacji głębokości wstrząsów przez sieć proponowaną w stosunku do sieci aktualnej



Rys. 10. Mapa „poprawy” dokładności lokalizacji epicentrow wstrząsów przez sieć proponowaną w stosunku do sieci aktualnej

GZW. W związku z tym, podobnie jak w [1], wyznaczono uśrednione błędy lokalizacji (σ) dla całego badanego obszaru GZW. Oszacowania dla proponowanej konfiguracji 18 stacji sejsmicznych przedstawiono w tabelicy 1 (kolumna 2). W kolumnie 3 przedstawiono analogiczne oszacowania dla konfiguracji sześciu stacji istniejących. Z porównania wynika, że proponowana

rozbudowa istniejącej, regionalnej sieci stacji sejsmicznych na obszarze GZW gwarantuje wzrost dokładności lokalizacji wstrząsów średnio trzykrotnie.

4. Uwagi i wnioski

- Zwiększenie liczby punktów rejestracji kosztem przebudowy istniejących stacji o trzech składowych rejestracji na stacje sejsmiczne jednoskładowe na obszarze GZW ma na celu umożliwienie lokalizacji wstrząsów o tak małych energiach i pochodzących z takich kopalń, których lokalizacja za pomocą istniejącej sieci jest niemożliwa.
- Dodatkową korzyścią proponowanej przebudowy jest zwiększenie jakości lokalizacji wstrząsów.
- Analiza podanych map dokładności lokalizacji może służyć za kryterium oceny przydatności wybranej konfiguracji stacji sejsmicznych, a przy bardziej wnikliwym rozpatrzeniu — dać wskazówki do przeprowadzenia ewentualnej przebudowy planowanej sieci.
- Proponowana rozbudowa regionalnej sieci stacji sejsmicznych na obszarze GZW gwarantuje średnio trzykrotny wzrost jakości lokalizacji.
- Osobnych badań wymaga:
 - oszacowanie dokładności lokalizacji wstrząsów w zależności od ich energii,
 - wskazanie obszarów, z których nie mogą być lokalizowane wstrząsy słabsze od zadanej energii krytycznej.

Literatura

1. Kijko A.: Analiza dokładności lokalizacji wstrząsów górotworu na Górnym Śląsku za pomocą regionalnej sieci stacji sejsmicznych. Materiały Konferencji poświęconej problemom Geofizyki Górniczej; Krościenko, listopad 1974, Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sci., Vol. 97.
2. Kijko A.: Methods for determining positions of very near earthquakes. Publ. Inst. Geoph. Pol. Ac. Sci., 1975, Vol. 84; Kijko A.: Praca doktorska. Warszawa 1974, Instytut Geofizyki PAN.
3. Mc Garr A., Spottswoode M. S.: Source parameters of tremors in deep-level gold mine. Bull. Seism. Soc. Am. 1975, Vol. 65 (93—112).
4. Smith R. B., Winkler P. L., Anderson J. G., Scholz C. H.: Source mechanism of microearthquakes associated with underground mines in Eastern Utah. Bull. Seism. Soc. Am. 1974, Vol. 64.
5. Krawiec A., Wierzchowska Z.: Rozpowszechnianie i modernizacja metod mikrosejsmologicznych w zwalczania tąpnięć w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Przegląd Górniczy 1974, nr 2.
6. Kijko A.: O optymalnej rozbudowie regionalnych sieci stacji sejsmicznych na przykładzie regionalnych sieci stacji sejsmicznych na obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Materiały Konferencji poświęconej problemom Geofizyki Górniczej. Karlove Vary, październik 1975.

Zastosowanie maszyn cyfrowych do analizy aktywności sejsmoakustycznej

Mgr Stanisław Lasocki

Treść: Przedstawiono próbę zastosowania ETO do badania stanów silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej w oparciu o analizę pomiarów wykonywanych w kopalnianych stacjach geofizycznych. Podano algorytm metody oraz wyniki analizy materiału sejsmoakustycznego pomierzonego dla ślany. Omówiono wyniki analizy oraz scharakteryzowano możliwości podanej metody.

1. Wstęp

Metoda sejsmoakustyczna jest jedną z podstawowych metod stosowanych w górnictwie do badania zmian w stanie naprężeń, a zatem do określania stanu zagrożenia tąpnięciami [1], [2], [3], [5]. Oparta jest ona na rejestracji impulsów akustycznych wywołanych pęknięciami skały przy ciśnieniach bliskich granicy wytrzymałości. Na podstawie liczby impulsów w jednostce czasu oraz energii impulsów można wnioskować o wzroście naprężeń w skałach, gdyż ze wzrostem naprężeń liczba impulsów i ich energia wzrasta wielokrotnie. Taki wzrost aktywności określa się jako niebezpieczny [4].

W praktyce górniczej impulsy sejsmoakustyczne mogą być rejestrowane przez kilka geofonów umieszczonych w caliznie w rejonie robót wydobywczych. Każdy rejestrowany impuls zalicza się, w zależności od jego amplitudy, do jednej z dziesięciu umownie przyjętych klas energetycznych, zakładając, że kwadrat amplitudy jest proporcjonalny do energii impulsu [6] (założenie to nie jest słuszne tylko dla impulsów bardzo słabych, które nie są istotne w procesie określania zmian stanu naprężeń i z reguły pochodzą spoza terenu objętego badaniem, zatem można je uznać za nieistotne tło [8]). Następnie oblicza się liczbę impulsów zarejestrowanych w każdej klasie energetycznej w ciągu kolejnych godzin. Po każdej zmianie (8 godzin) wartości te są dalej przetwarzane. Obliczana jest wówczas tzw. energia skumulowana podczas tej zmiany określona wzorem

$$E = \sum_{i=1}^{10} E_i I_i \quad (1)$$

gdzie

I_i — liczba impulsów zarejestrowanych w ciągu zmiany w i -tej klasie energetycznej,

E_i — energia przypisana i -tej klasie.

Drugim parametrem obliczanym po każdej zmianie jest liczba wszystkich impulsów zarejestrowanych przez geofon podczas tej zmiany (dalej nazywana aktywnością sejsmoakustyczną I)

$$I = \sum_{i=1}^{10} I_i \quad (2)$$

Wartości obu tych parametrów (E i I) porównywane są z wartościami takich parametrów z poprzednich zmian. Jeżeli stwierdzi się, że wartość któregoś z tych parametrów jest znacznie wyższa od wartości takiego parametru uzyskanego w zmianach poprzed-

nich, to wnioskuje się, że aktywność sejsmoakustyczna silnie wzrosła, jak również wzrosły naprężenia w górotworze [9], [10]. Reguły na to, co należy uważać za silny wzrost, są różne dla różnorodnych warunków geologiczno-górnictwowych i wyprowadzone są jedynie na podstawie długoletnich obserwacji aktywności sejsmoakustycznej w danej kopalni. W związku z tym istnieje możliwość statystycznej obróbki tych wyników [7] i niniejsza praca będzie związana z taką właśnie obróbką.

Istnieją pewne braki w sposobie określania silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej. Należą do nich zmiany w warunkach pomiarowych. Przez te zmiany rozumiemy zjawiska takie, jak:

fluktuacje napięcia zasilania,

zmiany położenia geofonów w stosunku do frontu eksploatacyjnego wyrobiska,

wymiany geofonów.

Reguły określania silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej wyprowadzane są na podstawie analizy podobnych krzywych aktywności sejsmoakustycznej.

Wskutek zmian w warunkach pomiarowych materiał pomiarowy z dłuższego okresu jest bardzo niejednorodny, co znacznie utrudnia dotychczasową „ręczną interpretację wyników”. Jednocześnie ze względu na dużą czasochłonność interpretowania (czasami wręcz niemożliwego w kopalniach ze względu na brak ludzi i czasu) nie jest w pełni opracowany materiał pomiarowy, a w szczególności nie wykorzystuje się poprawnie informacji z więcej niż jednego geofonu. Nie uwzględnia się również w precyzyjny sposób współzależności zmiany energii skumulowanej i zmiany aktywności sejsmoakustycznej.

Zastosowanie EMC do interpretacji wyników sejsmoakustycznych umożliwia znacznie szybszą i pełniejszą interpretację tych wyników.

W niniejszej pracy przedstawiono możliwości wyzyskania EMC do automatyzacji określania silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej. Skonstruowano algorytm, który normuje archiwalny sejsmoakustyczny materiał pomiarowy, a następnie przez analizę tego jednorodnego materiału wybiera pewne „parametry krytyczne”, które są podstawą do sformułowania kryterium silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej. Algorytm opiera się częściowo na analizie stanów silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej, interpretowanych w kopalnianej stacji geofizycznej, a zatem zawiera także dużą dawkę subiektywizmu. Podane w pracy kryterium oceny silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej nie jest rozwiązaniem jedynym i w miarę rozwijania podanej w pracy metody może być modyfikowane.

2. Opis algorytmu

W algorytmie stosowanym w tej pracy użyto następujących pojęć podstawowych:

1. *Zbiór wejściowy*. Składa się z następujących podzbiorów:

- $\{E_{Z1}, Z\}$ — podzbiór zawiera wartości energii skumulowanej podczas zmian Z , obliczone na podstawie ilości i energii impulsów zarejestrowanych przez pierwszy geofon oraz przyporządkowane im daty i numery zmian Z ;
- $\{I_{Z1}, Z\}$ — podzbiór zawiera wartości aktywności sejsmoakustycznych obliczone na podstawie ilości impulsów zarejestrowanych przez pierwszy geofon podczas zmian Z oraz przyporządkowane im daty i numery zmian Z ;
- $\{E_{Z2}, Z\}$ — podzbiór informacji takiego samego typu jak informacje zawarte w zbiorze a., lecz uzyskane z rejestracji drugim geofonem;
- $\{I_{Z2}, Z\}$ — podzbiór informacji tego samego typu co w zbiorze b., pochodzących z pomiaru drugim geofonem;
- $\{D_1\}$ — podzbiór zawierający daty i numery zmian, w czasie których zachodziły jakiegokolwiek zmiany w systemie pomiarowym pierwszego geofonu; możliwe zmiany, to: przerwanie pracy geofonu, wznowienie pracy geofonu, wymiana baterii, zmiana czułości;
- $\{D_2\}$ — podzbiór zawiera dla drugiego geofonu tego typu informacje co zbiór $\{D_1\}$ dla pierwszego;
- $\{W\}$ — podzbiór zawiera daty i numery zmian, w których obserwatorzy w kopalnianej stacji geofizycznej sygnalizowali niebezpieczny wzrost aktywności sejsmoakustycznej.

2. *Zbiór analizowany*. Zawiera informacje tego samego typu co zbiór wejściowy, tzn. składa się z podzbiorów tego samego typu z wyjątkiem podzbioru typu $\{W\}$. Przez analizę tego zbioru oraz zbioru wejściowego wyróżniony zostanie podzbiór $\{W\}$ zbioru analizowanego, czyli określone zostaną daty i numery zmian, w których nastąpił niebezpieczny wzrost aktywności sejsmoakustycznej.

3. *Ciągi wejściowe*. Są to ciągi skończone powstające z podzbiorów zbioru wejściowego przez uszeregowanie tych podzbiorów w kolejności „historycznej”, tj. wg kolejnych dat i numerów zmian. Występują więc następujące ciągi wejściowe:

- ciąg $\{E_{Z1}\}$
- ciąg $\{I_{Z1}\}$
- ciąg $\{E_{Z2}\}$
- ciąg $\{I_{Z2}\}$

4. *Ciągi JPC*. Ciągi te są wydzielane z ciągów wejściowych: $\{E_{Z1}\}$, $\{I_{Z1}\}$, $\{E_{Z2}\}$, $\{I_{Z2}\}$.

k -ty ciąg typu JPC , np. $\{JPC E_{Z(k)1}(D_1)\}$ spełnia warunki

$$\wedge Z^{(k)} : D_1^{(k-1)} \leq Z^{(k)} \leq D_1^{(k)} \quad (3)$$

gdzie $Z^{(k)}$ jest datą i numerem zmiany, której odpowiada (w tym wypadku) energia skumulowana $E_{Z(k)1}$

należąca do ciągu $\{JPC E_{Z(k)1}(D_1)\}$, a $D_1^{(k)}$ jest k -tym punktem ciągu $\{D_1\}$. Słownie k -ty ciąg typu JPC jest to część ciągu wejściowego pochodząca z okresu pomiędzy kolejnymi $(k-1)$ i k -tymi punktami ciągu $\{D\}$. Wyróżnione są cztery rodzaje takich ciągów, tj.:

$$\{JPC_{Z(k)1}(D_1)\}, \{JPCE_{Z(k)2}(D_2)\}, \{JPCI_{Z(k)1}(D_1)\}, \{JPCI_{Z(k)2}(D_2)\}, \quad k = 1, 2, 3 \dots$$

5. *Jednolite ciągi danych JCD*. Każdemu ciągowi typu JPC przyporządkowany jest ciąg typu JCD w następujący sposób

$$JCDa_k = \frac{JPCa_k}{\frac{1}{n} \sum_{k=1}^n JPCa_k} \quad (4)$$

gdzie

$JPCa_k$ — k -ty element danego ciągu typu JPC ,

$JCDa_k$ — k -ty element ciągu typu JCD ,

n — liczba elementów danego ciągu typu JPC .

Jest to normowanie ciągów typu JPC do średniej. Z opisanych ciągów JPC można utworzyć następujące rodzaje ciągów JCD :

$$\{JCDE_{Z(k)1}\} : JCDE_{Z(k)1} = \frac{JPCE_{Z(k)1}}{\frac{1}{n_1^{(k)}} \sum_{i=1}^{n_1^{(k)}} JPCE_{Z(i)1}} \quad (4a)$$

$n_1^{(k)}$ — liczba elementów ciągu $\{JPCE_{Z(k)1}\}$

$$\{JCIDI_{Z(k)1}\} : JCIDI_{Z(k)1} = \frac{JPCI_{Z(k)1}}{\frac{1}{n_1^{(k)}} \sum_{i=1}^{n_1^{(k)}} JPCI_{Z(i)1}} \quad (4b)$$

$n_1^{(k)}$ — liczba elementów ciągu $\{JPCI_{Z(k)1}\}$

$$\{JCDE_{Z(k)2}\} : JCDE_{Z(k)2} = \frac{JPCE_{Z(k)2}}{\frac{1}{n_2^{(k)}} \sum_{i=1}^{n_2^{(k)}} JPCE_{Z(i)2}} \quad (4c)$$

$n_2^{(k)}$ — liczba elementów ciągu $\{JPCE_{Z(k)2}\}$

$$\{JCIDI_{Z(k)2}\} : JCIDI_{Z(k)2} = \frac{JPCI_{Z(k)2}}{\frac{1}{n_2^{(k)}} \sum_{i=1}^{n_2^{(k)}} JPCI_{Z(i)2}} \quad (4d)$$

$n_2^{(k)}$ — liczba elementów ciągu $\{JPCI_{Z(k)2}\}$

6. *Ciągi różnicowe JPCR*. Dla każdego ciągu typu JPC , którego liczba elementów jest większa od jeden, istnieje stowarzyszony z nim ciąg typu $JPCR$ taki, że

$$JPCa_k R = JPCa_{k+1} - JPCa_k \quad (5)$$

gdzie

$JPCa_k$ — k -ty element ciągu typu JPC ,

$JPCa_k R$ — k -ty element stowarzyszonego ciągu typu $JPCR$.

Jeśli n jest liczbą elementów ciągu typu JPC ($n > 1$), to liczba elementów stowarzyszonego z nim ciągu typu $JPCR$ jest $n-1$.

7. *Ciągi gradientowe JCDG*. Powstają one z ciągów różnicowych $JPCR$ w ten sam sposób jak ciągi JCD z ciągów JPC . Tak więc przez kolejne operacje można ze zbioru o strukturze zbioru wejściowego lub zbioru analizowanego wydzielić cztery rodzaje ciągów typu $JCDG$

$$\{JCDE_{Z(k)1} G\}; \{JCDE_{Z(k)2} G\}; \{JCIDI_{Z(k)1} G\}; \{JCIDI_{Z(k)2} G\}.$$

Aby można było zastosować opisany dalej algorytm, muszą być spełnione następujące założenia:

- Dany jest zbiór wejściowy i zbiór analizowany.
- Podzbiory $\{E_{Z_1}, Z\}$, $\{I_{Z_1}, Z\}$ oraz $\{E_{Z'_2}, Z'\}$ i $\{I_{Z'_2}, Z'\}$ odpowiadają tym samym punktom Z oraz tym samym punktom Z' odpowiednio, tzn. jeżeli dla danego punktu Z istnieje E_{Z_1} , to istnieje I_{Z_1} — i na odwrót (podobnie dla $E_{Z'_2}$, $I_{Z'_2}$).
- Okres, z którego pochodzą informacje zawarte w zbiorze analizowanym, następuje bezpośrednio po okresie, z którego pochodzą informacje zawarte w zbiorze wejściowym.
- Ze zbiorów: wejściowego i analizowanego da się utworzyć niezerową liczbę ciągów JPC , które zawierają więcej niż jeden element, czyli da się utworzyć niezerową liczbę ciągów $JPCR$.
- Informacje zbioru wejściowego i zbioru analizowanego dotyczą jednego i tego samego obiektu górniczego, a w okresie, z którego pochodzą te informacje, warunki geologiczne zmieniały się nieznacznie.

Algorytm można ogólnie podzielić na dwie części. Część pierwsza, tzw. „część ucząca”, bazując na informacjach zawartych w zbiorze wejściowym, wyznacza liczbowe odpowiedniki kryterium silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej. Część druga — analizująca, w oparciu o wyznaczone w części uczącej wartości krytyczne oraz o informacje zawarte w zbiorze analizowanym, określa dla każdego zbioru podzbior $\{W\}$.

Część ucząca algorytmu ma następujący przebieg:

1. Utworzenie, poprzez uszeregowanie względem dat i numerów zmian, ciągów wejściowych $\{E_{Z_1}\}$, $\{I_{Z_1}\}$, $\{E_{Z_2}\}$, $\{I_{Z_2}\}$, $\{D_1\}$, $\{D_2\}$ oraz $\{W\}$.
2. Utworzenie z ciągów $\{E_{Z_1}\}$, $\{I_{Z_1}\}$, $\{E_{Z_2}\}$, $\{I_{Z_2}\}$ oraz $\{D_1\}$, $\{D_2\}$ ciągów JPC , tj.: $\{JPCE_{Z^{(k)}_1}\}$, $\{JPCI_{Z^{(k)}_1}\}$, $k=1, 2, 3, \dots$, $\{JPCE_{Z^{(k')}_2}\}$, $\{JPCI_{Z^{(k')}_2}\}$, $k'=1, 2, 3, \dots$. Jeżeli pomiędzy jakimikolwiek dwoma kolejnymi elementami ciągu $\{D_1\}$ (lub $\{D_2\}$) nie ma elementów ciągu $\{E_{Z_1}\}$ ($\{E_{Z_2}\}$), to nie jest oczywiście tworzony ciąg typu JPC . Stan taki może mieć miejsce w przypadku, gdy element $D_1^{(k)}$ (czy $D_2^{(k)}$) określa zmianę, w której przerwano pracę pierwszego (drugiego) geofonu, a $D_1^{(k+1)}$ ($D_2^{(k+1)}$) oznacza zmianę, w której wznowiono pracę pierwszego (drugiego) geofonu.
3. Utworzenie ciągów JCD , tj. $\{JCDE_{Z^{(k)}_1}\}$, $\{JCDI_{Z^{(k)}_1}\}$, $k=1, 2, 3, \dots$, $\{JCDE_{Z^{(k')}_2}\}$, $\{JCDI_{Z^{(k')}_2}\}$, $k'=1, 2, 3, \dots$, zgodnie z określeniem 5 (str. 6).
4. Wybranie z ciągów JPC tych, które zawierają więcej niż jeden element oraz utworzenie z wybranych ciągów różnicowych $\{JPCR\}$, zgodnie z określeniem 6 (str. 7).
5. Utworzenie z ciągów $\{JPCR\}$ ciągów gradientowych, zgodnie z określeniem 7 (str. 7). Po tym kroku powstają ciągi $\{JCDE_{Z^{(k)}_1}G\}$, $\{JCDI_{Z^{(k)}_1}G\}$, $k=1, 2, 3, \dots$, $\{JCDE_{Z^{(k')}_2}G\}$, $\{JCDI_{Z^{(k')}_2}G\}$, $k'=1, 2, 3, \dots$.
6. Wybranie z ciągów $\{JCDE_{Z^{(k)}_1}\}$, $\{JCDI_{Z^{(k)}_1}\}$, $k=1, 2, 3, \dots$, $\{JCDE_{Z^{(k')}_2}\}$, $\{JCDI_{Z^{(k')}_2}\}$, $k'=1, 2, 3, \dots$, elementów takich, że

$$Z_1^{(k)} = W_r \quad r = 1, 2, 3 \dots s \quad (6)$$

$$Z_2^{(k')} = W_r \quad r = 1, 2, 3 \dots s \quad (6a)$$

gdzie

W_r — element ciągu $\{W\}$,

s — liczba elementów ciągu $\{W\}$.

Tak wybrane elementy traktuje się jako elementy odrębnych zbiorów oznaczanych odpowiednio $\{PWE_1\}$, $\{PWI_1\}$, $\{PWE_2\}$, $\{PWI_2\}$. Innymi słowy jest to wybranie z ciągów typu JPC tych elementów, które powstały z przetworzenia informacji zarejestrowanych podczas zmian, w czasie których sygnalizowano niebezpieczny wzrost aktywności sejsmoakustycznej.

7. Utworzenie w analogiczny sposób jak w 6. z ciągów gradientowych odpowiednio zbiorów: $\{PWGE_1\}$, $\{PWGI_1\}$, $\{PWGE_2\}$, $\{PWGI_2\}$.
8. Obliczenie minimów zbiorów wyznaczonych w 6. i 7.

$$MPWE_1 = \min(\{PWE_1\}) \quad (7)$$

$$MPWE_2 = \min(\{PWE_2\}) \quad (7a)$$

$$MPWI_1 = \min(\{PWI_1\}) \quad (8)$$

$$MPWI_2 = \min(\{PWI_2\}) \quad (8a)$$

$$MPWE_1G = \min(\{PWGE_1\}) \quad (9)$$

$$MPWE_2G = \min(\{PWGE_2\}) \quad (9a)$$

$$MPWI_1G = \min(\{PWGI_1\}) \quad (10)$$

$$MPWI_2G = \min(\{PWGI_2\}) \quad (10a)$$

Te osiem wartości stanowią kryterium silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej, zastosowane w tej pracy. Uważa się, że podczas zmiany Z_0 nastąpi silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej wtedy i tylko wtedy, gdy dla zmiany Z_0 zachodzą nierówności:

$$JCDE_{Z_0^{(k)}_1} \geq MPWE_1 \quad (11)$$

$$JCDI_{Z_0^{(k)}_1} \geq MPWI_1 \quad (12)$$

$$JCDE_{Z_0^{(k)}_2} \geq MPWE_2 \quad (11a)$$

$$JCDI_{Z_0^{(k)}_2} \geq MPWI_2 \quad (12a)$$

$$JCDE_{Z_0^{(k)}_1}G \geq MPWE_1G \quad (13)$$

$$JCDI_{Z_0^{(k)}_1}G \geq MPWI_1G \quad (14)$$

$$JCDE_{Z_0^{(k')}_2}G \geq MPWE_2G \quad (13a)$$

$$JCDI_{Z_0^{(k')}_2}G \geq MPWI_2G \quad (14a)$$

Są to tzw. warunki krytyczne. Pierwsze cztery warunki nazywa się warunkami modułowymi, drugie cztery warunkami gradientowymi.

W części uczącej wybiera się minimalne wartości. Istnieje oczywiście możliwość wybierania innych wartości, jeśli w praktyce górniczej uzasadni się słuszność takiego postępowania.

Jeżeli już określiliśmy kryterium, to możemy przystąpić do części analizującej algorytmu. Ma ona następujący przebieg.

1. Wykonuje się na zbiorze analizowanym takie same kroki jak 1. do 5. wykonane na zbiorze wejściowym w części uczącej.
2. Dla każdego z punktów utworzonych ze zbioru analizowanego ciągów JCD i $JCDG$ sprawdza się warunki krytyczne. Jeżeli wszystkie warunki krytyczne zostaną spełnione równocześnie, tj. dla tej samej zmiany, uważa się, że podczas tej zmiany nastąpił silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej zgodnie z kryterium.

W ten sposób skonstruowany algorytm usuwa częściowo subiektywizm w określaniu silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej. Konstrukcja ciągów JCD jest przetworzeniem kopalnianych danych sejsmoakustycznych w zbiór informacji, które można bezpośrednio porównać z sobą, niweluje więc częściowo zmiany w systemie pomiarowym takie jak zmiany zakresów.

Materiały z ciągów JCD można porównywać, gdyż są one oparte na takiej samej bazie. Wprowadzenie ciągów JCDG daje ujednolicony obraz zmian aktywności sejsmoakustycznej. W algorytmie tym zakłada się, że istotna jest nie tylko bezwzględna wartość energii skumulowanej i aktywności sejsmoakustycznej, obliczonej z rejestracji sejsmoakustycznej podczas danej zmiany, ale też wartość, o jaką zmieniła się energia skumulowana i aktywność sejsmoakustyczna w porównaniu ze zmianą poprzednią. Z tego właśnie zdają sprawę ciągi JCDG. Wybór zbiorów {PW} i {PWG} jest wybraniem zmian, w których sygnalizowano silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej, a więc przygotowaniem do oceny sytuacji przez analogie. Uzyskuje się tu informacje z ciągów JCD i JCDG, a więc informacje porównywalne. Istotną sprawą jest, że w metodzie tej zwraca się uwagę na gradient wzrostu aktywności sejsmoakustycznej, tzn. w zbiorach {PWG} magazynuje się informacje typu: „o ile wzrosła energia skumulowana, gdy zasygnalizowano silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej”. Tego typu analizy nie prowadzi się w metodzie tradycyjnej (nie jest ona możliwa, gdyż materiał pomiarowy nie jest jednolity).

W zawartych w zbiorach {PW} i {PWG} porównywalnych informacji o wartościach energii skumulowanej i aktywności sejsmoakustycznej obliczonych z rejestracji sejsmoakustycznej podczas zmian, w których sygnalizowano silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej, wybiera się wartości minimalne. Wartości te są podstawą kryterium zastosowanego w tej pracy.

Wybór wartości minimalnych stwarza możliwość, że wskutek zbyt pochopnej sygnalizacji niebezpiecznego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej w jednym przypadku w zbiorze wejściowym, przetworzone wartości dotyczące tego przypadku będą minimami zbiorów {PW} i {PWG} i staną się podstawą kryterium. Wówczas analiza zbioru „analizowanego” będzie niedokładna, zbyt często algorytm będzie określał wzrost aktywności sejsmoakustycznej jako silny.

Usunięciu tego zagrożenia służy warunek żądający spełnienia jednocześnie wszystkich warunków krytycznych oraz fakt wprowadzenia warunków gradientowych.

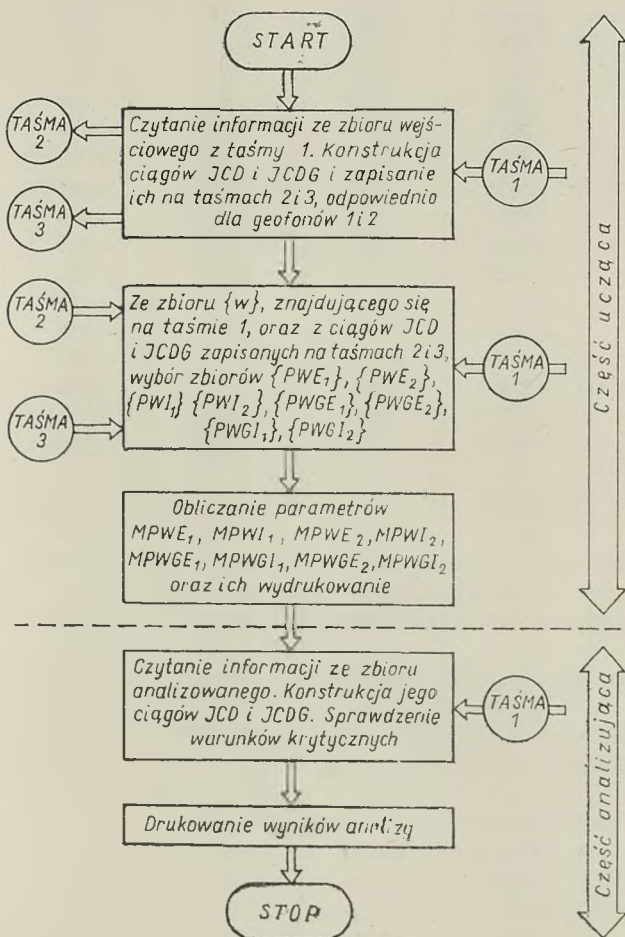
Na zasadzie podanego algorytmu napisany został program FALA w języku FORTRAN 1900, za pomocą którego wypróbowano działanie algorytmu i sprawdzono jakość metody. Program przystosowany jest do pracy na maszynach cyfrowych typu ICL seria 1900 oraz ODRA 1300, wyposażonych w pamięć operacyjną minimum 24 000 bitową oraz przynajmniej w trzy jednostki zewnętrznej pamięci taśmowej. Schemat blokowy programu podany jest na rys. 1. W trakcie obliczeń drukowane są parametry krytyczne. W części analizującej program drukuje: numer geofonu (l), numer ciągu typu JCD (k), dla każdego ciągu: nr punktu, datę, numer zmiany, elementy $JCDE_{Z(k)l}$, $JCDI_{Z(k)l}$, $JCDE_{Z(k)l}G$, $JCDI_{Z(k)l}G$ oraz informację, czy którykolwiek z podanych elementów spełnia odpowiadający mu warunek krytyczny. Konstrukcja programu i sposób współpracy z taśmami magnetycznymi pozwala na analizę praktycznie dowolnej ilości danych sejsmoakustycznych.

3. Opis materiałów pomiarowych i wyniki interpretacji

Do sprawdzenia działania opisanej metody użyto danych pomierzonych w jednej z kopalń węgla kamiennego od 1.4.1974 r. do 2.11.1974 r. Pomiarami objęty był rejon jednej ściany. Dane miały następującą strukturę: data, numer zmiany, liczba pracujących geofonów (jeden lub dwa); dla każdego geofonu: numer geofonu, energia skumulowana podczas zmiany, całkowita liczba impulsów zarejestrowanych przez ten geofon w ciągu zmiany, odległość geofonu od ściany, postęp robót w ciągu zmiany oraz informacje dodatkowe o geofonie (elementy podzbioru {D}). Jeżeli interpretator w kopalnianej stacji geofizycznej zaopiniował silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej, podawana była

Tablica 1

	Geofon 1	Geofon 2
MPWE	1.249	0.574
MPWI	1.370	0.875
MPWEG	0.243	0.124
MPWIG	0.147	0.000



Rys. 1. Schemat blokowy programu FALA

Tablica 2

Data	Nr zam.	Geofon I				Geofon II			
		JCDE	JCDI	JCDEG	JCDIG	JCDE	JCDI	JCDEG	JCDIG
10.09.	1	1.069	1.178	0.353*	0.410*	1.211*	1.199*	0.393*	0.400
10.09.	2	1.254*	1.247	0.185	0.069	1.437*	1.267*	0.225*	0.063*
10.09.	3	1.274*	1.293	0.020	0.046	1.528*	1.235*	0.091	—0.032
11.09.	1	1.546*	1.614*	0.272*	0.321*	1.904*	1.741*	0.376*	0.506*
11.09.	2	1.244	1.411*	—0.302	—0.203	1.551*	1.468*	—0.354	—0.273
11.09.	3	1.123	1.181	—0.121	—0.230	1.383*	1.030*	—0.167	—0.438
12.09.	1	1.817*	1.936*	0.694*	0.755*	1.868*	1.972*	0.484*	0.942*
12.09.	2	1.502*	1.499*	—0.315	—0.437	1.933*	2.107*	0.065	0.135*
12.09.	3	0.654	0.952	—0.848	—0.546	0.847*	1.057*	—1.086	—1.051
13.09.	1	1.065	1.330	0.410*	0.377*	1.287*	1.256*	0.446*	0.193*
13.09.	2	1.461*	1.370*	0.397*	0.041	1.873*	1.490*	0.586*	0.243*
13.09.	3	1.185	1.176	—0.276	—0.195	1.369*	1.224*	—0.504	—0.275
14.09.	1	1.215	1.466*	0.029	0.291*	1.581*	1.486*	0.212*	0.262*
14.09.	2	0.491	0.745	—0.723	—0.721	0.765*	0.783	—0.816	—0.703
14.09.	3	0.802	1.015	0.311	0.269	1.275*	1.208*	0.510*	0.425*
15.09.	1	0.445	0.333	—0.357	—0.682	0.875*	0.503	—0.400	—0.705
15.09.	2	0.232	0.234	—0.212	—0.099	0.329	0.329	—0.546	—0.174
15.09.	3	0.123	0.189	—0.104	—0.045	0.192	0.250	—0.138	—0.080
16.09.	1	0.467	0.586	0.339*	0.396*	0.797*	0.853	0.605*	0.603*
16.09.	2	0.671	0.959	0.204	0.373*	1.213*	1.058*	0.416*	0.205*
16.09.	3	0.561	0.797	—0.110	—0.162	0.690*	0.924*	—0.523	—0.133
17.09.	1	1.171	1.319	0.610*	0.522*	1.476*	1.530*	0.786*	0.605*
17.09.	2	1.166	1.144	—0.005	—0.174	1.330*	1.173*	—0.146	—0.356
17.09.	3	0.988	1.189	—0.178	0.945	1.105*	1.106*	—0.225	—0.067
18.09.	1	0.931	1.125	—0.057	—0.064	1.113*	1.211*	0.008	0.105*
18.09.	2	1.430*	1.488*	0.500*	0.362*	1.669*	1.484*	0.556*	0.273*
18.09.	3	0.706	0.910	—0.724	—0.578	0.931*	1.085*	—0.738	—0.399
19.09.	1	1.225	1.228	0.518*	0.367*	1.416*	1.342*	0.485*	0.257*
19.09.	2	1.133	1.258	—0.092	—0.019	1.349*	1.239*	—0.067	—0.103
19.09.	3	0.944	1.135	—0.189	—0.123	1.051*	1.143*	—0.298	—0.096
20.09.	1					0.661*	0.823	—0.390	—0.319
20.09.	2	1.507*	1.325			1.139*	1.118*	0.478*	0.284*
20.09.	3	1.873*	1.853*	0.366*	0.528*	1.341*	1.516*	0.202*	0.398*
21.09.	1	1.588*	1.445*	—0.285	—0.408	1.431*	1.301*	0.090	—0.215
21.09.	2	1.061	1.095	—0.527	—0.349	0.936*	1.055*	—0.495	—0.247
21.09.	3	1.076	1.163	0.015	0.067	0.941*	0.950*	0.004	—0.105
22.09.	1	1.002	1.069	—0.074	—0.093	0.966*	1.028*	0.025	0.079*
22.09.	2	0.322	0.370	—0.680	—0.699	0.390	0.458	—0.576	—0.570
22.09.	3	0.175	0.220	—0.148	—0.150	0.174	0.278	—0.216	—0.181
23.09.	1	0.396	0.460	0.221	0.240	0.335	0.536	0.161*	0.258*
23.09.	2					0.529	0.658	0.194*	0.122*
23.09.	3	0.496	0.643			0.657*	0.707	0.128*	0.048*
24.09.	1	1.224	1.114	0.728*	0.471*				
24.09.	2	0.846	1.036	—0.378	—0.078	0.935*	0.915*		
24.09.	3	0.740	0.834	—0.106	—0.202	0.652*	0.711	—0.282	—0.204
25.09.	1	1.543*	1.236	0.803*	0.402*	1.471*	1.209*	0.819*	0.498*
25.09.	2	1.223	1.058	—0.320	—0.178	1.056*	1.008*	—0.414	—0.200
25.09.	3	1.236	1.179	0.013	0.121	1.074*	1.122*	0.017	0.114*
26.09.	1	1.220	1.120	—0.015	—0.059	0.977*	1.030*	—0.097	—0.092
26.09.	2	1.118	1.102	—0.103	—0.018	0.943*	0.998*	—0.033	—0.032
26.09.	3	0.907	0.984	—0.210	—0.118	0.794*	0.929*	—0.149	—0.069
27.09.	1	1.341*	1.152	0.434*	0.169*	1.098*	1.079*	0.305*	0.150*
27.09.	2	1.062*	1.303	0.261*	0.151*				
27.09.	3	1.294*	1.465*	—0.308	0.162	0.848*	1.006*		
28.09.	1	1.020	1.051	—0.274	—0.414	0.704*	0.743	—0.014	—0.263
28.09.	2	1.016	0.973	—0.004	—0.078	0.683*	0.637	—0.020	—0.106
28.09.	3	0.887	0.999	—0.129	0.026	0.539	0.676	—0.144	0.039*
29.09.	1	0.510	0.575	—0.377	—0.424	0.327	0.411	—0.212	—0.265
29.09.	2	0.250	0.346	—0.260	—0.229	0.156	0.231	—0.172	—0.180
29.09.	3	0.621	0.627	0.371*	0.281*	0.364	0.445	0.209*	0.214*

Ciąg dalszy tablicy 2

Data	Nr zam.	Geofon I				Geofon II			
		JCDE	JCDI	JCDEG	JCDIG	JCDE	JCDI	JCDEG	JCDIG
20.09.	1	0.574	0.720	—047	0.093	0.400	0.491	0.036	0.046*
30.09.	2	1.181	1.255	0.607*	0.535*	0.971*	1.022*	0.571*	0.532*
30.09.	3	1.148	1.228	—033	—027	0.418	0.669	—554	—354
1.10.	1					0.841*	1.049*	0.423*	0.380*
1.10.	2	0.741	0.792			0.915*	1.171*	0.075	0.122*
1.10.	3	0.621	0.838	—120	0.056	0.912*	0.908	—003	—262
2.10.	1	1.662*	1.779*	1.041*	0.941*	1.987*	2.108*	1.075*	0.120*
2.10.	2	1.254*	0.976	—408	—803	1.336*	1.167*	—651	—941
2.10.	3	0.723	0.614	—531	—361	0.818*	0.797	—518	—370
3.10.	1					1.066*	0.970*	0.248*	0.173*
3.10.	2	1.647*	1.246			1.682*	1.412*	0.615*	0.442*
3.10.	3	0.703	0.875	—943	—370	1.130*	1.051*	—552	—361
4.10.	1	0.865	0.857	0.162	—018	1.342*	1.123*	0.212*	0.072*
4.10.	2	1.318*	1.321	0.453*	0.463*	1.108*	1.712*	0.766*	0.589*
4.10.	3	0.818	1.060	—500	—261	1.363*	1.248*	—746	—462
5.10.	1	0.629	0.775	—189	—285	1.004*	0.975*	—358	—273
5.10.	2	1.264*	0.981	0.636*	0.206*	1.728*	1.558*	0.723*	0.613*
5.10.	3	0.755	0.885	—509	—095	1.131*	1.195*	—596	—394
6.10.	1					1.202*	1.235*	0.070	0.040*
6.10.	2	0.779	0.629			0.797*	0.937*	—405	—298
6.10.	3	0.985	0.936	0.206	0.306*	1.240*	1.107*	0.443*	0.170*
7.10.	1	0.914	1.003	—071	0.067	0.984*	0.914*	—257	—193
7.10.	2	0.898	0.911	—016	0.092				
7.10.	3	0.558	0.610	—340	—030	1.000*	1.000*		
8.10.	1	0.751	0.955	0.194	0.345*				
8.10.	2	0.790	1.031	0.039	0.076	0.929*	0.918*		
8.10.	3	1.029	0.914	0.238	—117	0.806*	0.914*	—124	—004
9.10.	1	1.897*	1.575*	0.869*	0.661*	1.469*	1.460*	0.663*	0.547*
9.10.	2	1.362*	1.474*	—535	—101	1.236*	1.332*	—233	—128
9.10.	3	0.858	0.797	—504	—677	0.807*	0.791	—420	—541
10.10.	1	1.334*	1.349	0.476	0.551*	1.212*	0.998*	0.405*	0.197*
10.10.	2	1.087	1.246	—247	—103	1.015*	1.061*	—197	0.073*
10.10.	3	0.493	0.493	—593	—752	0.535	0.536	—490	—526
11.10.	1	1.540*	1.449*	1.046*	0.956*				
11.10.	2	0.871	0.825	—668	—624	0.470	0.785		
11.10.	3	0.854	0.803	—017	—022	0.431	0.741	—039	—044
12.10.	1					0.671*	1.109*	0.240*	0.369*
12.10.	2	2.262*	1.861*			0.603*	1.256*	—068	0.147*
12.10.	3	1.282*	1.198	—981	—663	0.534	1.063*	—069	—193
13.10.	1	1.368	1.409	0.086	0.211	0.537	1.121	0.003	0.158
13.10.	2	1.086	1.026	—381	—384	0.384	0.819	—189	—401
13.10.	3	0.682	0.578	—403	—448	0.221	0.705	—127	—114
14.10.	1	0.336	0.634	—346	0.056	0.271	0.619	0.051	—087
14.10.	2	0.634	0.818	0.307	0.184	0.707	0.884	0.436	0.265

na końcu całej doby stosowna informacja. Oprócz tego w danych podawano dokładnie informacje na temat wstrząsów mikrosejsmologicznych oraz strzelań wstrząsowych.

Za zbiór wejściowy uznano dane z pierwszych 150 dni; okres dalszy był uważany za zbiór analizowany.

Tablica 1 zawiera parametry krytyczne uzyskane wskutek przetworzenia zbioru wejściowego zgodnie z częścią uczącą algorytmu.

W tablicy 2 podano wyniki analizy fragmentu zbioru analizowanego z okresu od 10. 9. 1974 r. do 14. 10. 1974 r. Krzyżyk przy którymkolwiek z parametrów JCDE, JCDI, JCDEG, JCDIG oznacza, że parametr ten spełnia odpowiedni warunek krytyczny.

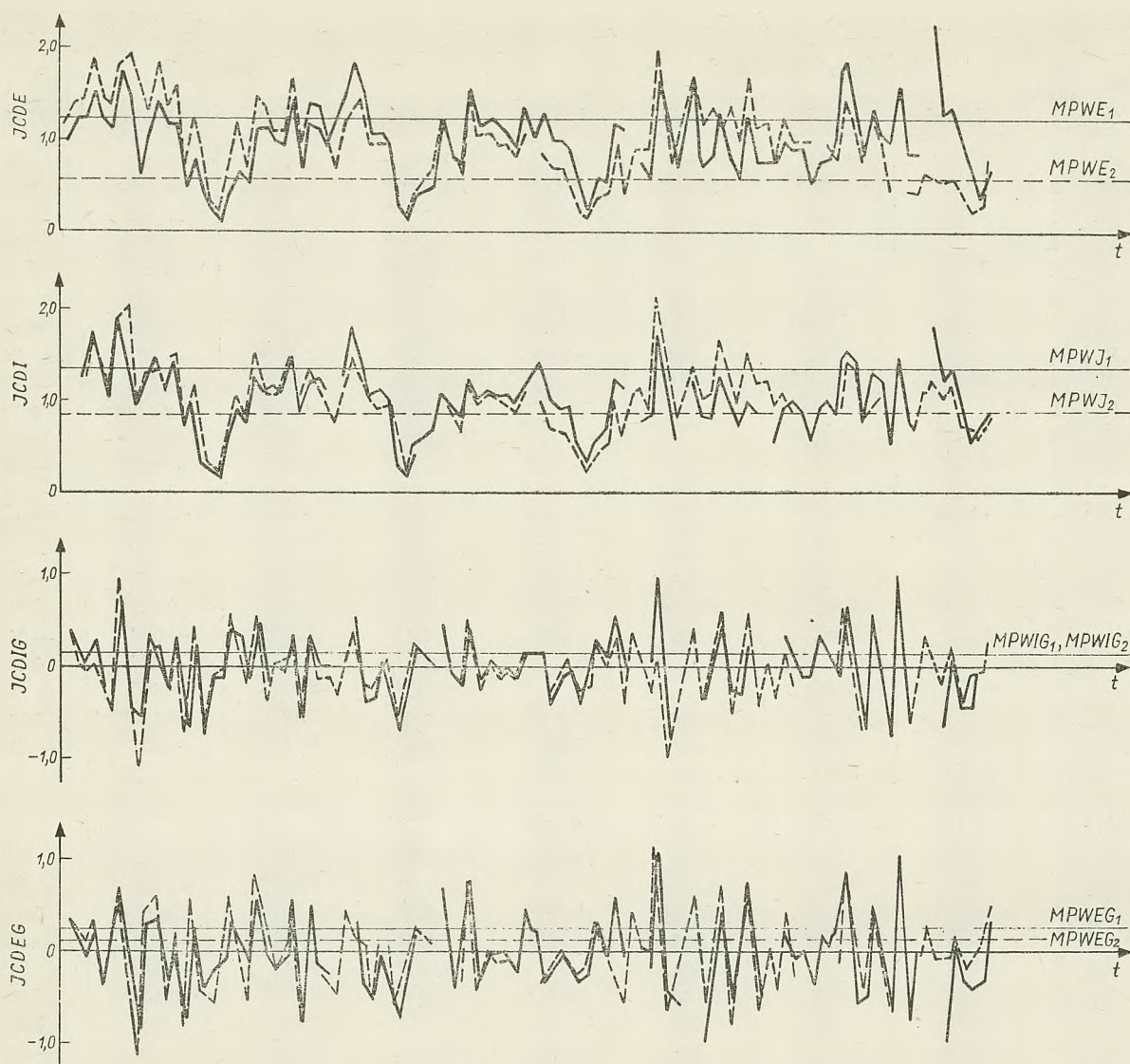
Wyniki zamieszczone w tablicy zostały naniesione na

wykres (rys. 2). Poziomymi liniami zaznaczono na wykresie wartości odpowiednich parametrów krytycznych dla obu geofonów.

Z tablicy 2 wynika, że w przedstawionym okresie sześciokrotnie zostały spełnione jednocześnie wszystkie warunki krytyczne. W tym samym okresie sześciokrotnie sygnalizowany był silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej przez kopalnianą stację geofizyczną.

Tablica 3 zawiera zestawienie dni wyróżnionych przez kopalnianą stację geofizyczną i dni wyróżnionych przez analizę danych pomiarowych wykonaną wg podanego algorytmu.

Zgodność występuje w czterech przypadkach. Dwukrotnie warunki kryterium zostały spełnione, a silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej nie był sygnalizowany.



Rys. 2. Wykres jednolitych ciągów danych (ICD) oraz ciągów gradientowych (ICDG) wraz z zaznaczonymi wartościami parametrów krytycznych (— geofon I, --- geofon II)

Tablica 3

Nieb. wzrost akt. sejsm. wg kop. stacji geofizycznej		12.09.	17.09.	18.09.	2.10.	4.10.	9.10.
Nieb. wzrost akt. sejsm. uzyskany przez analizę danych wg podanego algorytmu	11.09. zm. 1	12.09. zm. 1	18.09. zm. 2	20.09. zm. 3	2.10. zm. 1		9.10. zm. 1

Tablica 4

Data	Geofon 1				Geofon 2			
	JCDE	JCDI	JCDEG	JCDIG	JCDE	JCDI	JCDEG	JCDIG
11.09. zm. 1	1.546	1.614	0.272	0.321	1.904	1.741	0.376	0.506
18.09. zm. 2	1.430	1.488	0.500	0.362	1.669	1.484	0.556	0.273

wany przez kopalnianą stację geofizyczną (11. 9. zm. 1; 20. 9. zm. 3), a dwukrotnie kopalniana stacja geofizyczna sygnalizowała silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej, a nie znalazło to odzwierciedlenia w wynikach analizy na EMC (17. 9. i 4. 10.).

Tablica 4 zawiera punkty ciągów typu JCD dla 11. 9. zm. 1 oraz dla 18. 9. zm. 2, wybrane z tablicy 2; dzień 18. 9. zm. 2 został wybrany porównawczo; z tablicy 3 wynika, że 18. 9. był tym dniem, w którym interpretacja obserwatora z kopalnianej stacji geofizycznej po-

krywała się z automatyczną interpretacją przeprowadzoną przy użyciu *EMC*.

Tablica 4 pokazuje, że w większości wartości elementów ciągów *JCD* i *JCDG* 11. 9. zm. 1 są większe od analogicznych wartości z 12. 9. zm. 2. W szczególności większe są wartości bezwzględne (*JCDE* i *JCDI*), które są podstawą interpretacji kopalnianej stacji geofizycznej. Dodatkowo biorąc pod uwagę to, że 11. 9. i 18. 9. należą do tych samych *JCD* i *JCDG* (patrz tablica 2), a więc warunki pomiarowe podczas obu dni były identyczne, można wnioskować, że w dniu 11. 9. interpretacja wzrostu aktywności sejsmoakustycznej przeprowadzona została nieprecyzyjnie w kopalnianej stacji geofizycznej. Dodatkowym poparciem tej tezy może być fakt, że dnia 11. 9. na początku drugiej zmiany zaobserwowano w odległości ok. 30 m od ściany wstrząs sejsmologiczny o energii 2×10^6 J.

Z tablicy 2 widać, że wzrost aktywności sejsmoakustycznej wystąpił 17. 9. tylko podczas pierwszej zmiany; podczas zmian drugiej i trzeciej aktywność sejsmoakustyczna spadała. W dniu tym, jak wynika z tablicy 3, wzrost aktywności został zaopiniowany w kopalnianej stacji geofizycznej jako silny, a nie zostało to potwierdzone przez automatyczną interpretację.

nych wykazują, że metoda ta może w sposób precyzyjny spełniać swoje zadanie. Główną jej zaletą jest wyeliminowanie częściowo czynnika subiektywnego tkwiącego w metodach tradycyjnych. Z drugiej strony — metoda ta korzysta z doświadczeń obserwatorów kopalnianych stacji geofizycznych. Przy stosowaniu metody należy pamiętać, że:

- analiza wyników interpretacji pokazuje, że zwiększenie prawidłowości określania stanu silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej można uzyskać, jeżeli będzie się interpretować długie ciągi typu *JPC*; dla krótkich ciągów *JPC* metoda staje się zawodna;
- przy konstrukcji parametrów krytycznych wykorzystuje się intuicyjny sposób określania przez interpretatorów w kopalnianych stacjach geofizycznych stanów silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej;
- dane pomiarowe powinny pochodzić z obszaru, w którym warunki geologiczne zmieniały się nieznacznie;
- metoda została sformułowana do interpretacji danych pomiarowych uzyskanych przez dwa geofony; obecnie trwają prace nad adaptacją podanej me-

Tablica 5

Data	Geofon 1				Geofon 2			
	<i>JCDE</i>	<i>JCDI</i>	<i>JCDEG</i>	<i>JCDIG</i>	<i>JCDE</i>	<i>JCDI</i>	<i>JCDEG</i>	<i>JCDIG</i>
13.09. zm. 2	1.461	1.370	0.397	0.041	1.873	1.490	0.586	0.243
14.09. zm. 1	1.215	1.466	0.029	0.291	1.581	1.486	0.212	0.262
17.09. zm. 1	1.171	1.319	0.610	0.522	1.467	1.530	0.786	0.605

Tablica 5 zawiera zestawienie wyników tablicy 2 z dnia 17. 9. zm. 1 z wynikami z 13. 9. zm. 2 oraz 14. 9. zm. 1. Wszystkie te dni należą do tych samych *JCD* i *JCDG*.

Zarówno 13. 9. jak i 14. 9. silny wzrost aktywności sejsmoakustycznej nie był sygnalizowany. Porównanie wartości zamieszczonych w tablicy 5 sugeruje, że uznanie wzrostu aktywności sejsmoakustycznej z dnia 17. 9. za silny było zbyt pochopne.

Interpretacja z dnia 20. 9. oraz 4. 10., przeprowadzona przy użyciu opisanej metody, mogła nie być zbyt precyzyjna, bo w obu tych przypadkach ciągi *JCD* i *JCDG*, pochodzące z danych pomierzonych pierwszym geofonem, były zbyt krótkie. Ciąg zawierający dzień 20. 9. składał się z ośmiu, a ciąg zawierający 4. 10. tylko z siedmiu elementów. W przypadkach małej liczby elementów w ciągu typu *JCD* normowanie do średniej może nie przynieść spodziewanego efektu ujednolicenia danych sejsmoakustycznych.

4. Wnioski

Opisana metoda stanowi próbę automatyzacji procesu określania stanu silnego wzrostu aktywności sejsmoakustycznej. Przeprowadzone testy na danych archiwal-

tody do interpretacji danych uzyskanych przez jeden geofon.

Mimo, iż analiza, której wyniki przedstawiono w rozdziale 3, nie jest sprawdzeniem metody, lecz tylko przykładem jej działania, uzyskane wyniki dają nadzieję, że rozwijanie podanej metody da rezultaty interesujące z górniczego punktu widzenia.

Prace, których częścią jest przedstawiony artykuł, przeprowadzono przy współpracy i na zlecenie Głównego Instytutu Górnictwa.

Literatura

1. Obert L.: Use of Subaudible Noise for Prediction of Rock Bursts. U.S. Bureau of Mines 1941, RI 3555.
2. Obert L., Duvall W.I.: Microseismic Method of Predicting Rock Failure in Underground Mining. U.S. Bureau of Mines 1945, RI 3797.
3. Blake W., Leighton F.: Recent Developments and Applications of the Microseismic Method in Deep Mines. Proceedings XI Symposium on Rock Mechanics, New York 1970, AIME.
4. Blake W., Leighton F., Duvall W.I.: Microseismic Techniques for Monitoring the Behavior of Rock Structures. New York 1974, AIME.

5. Zuberek W.: Analiza zachowania aktywności sejsmoakustycznej. Katowice 1973, Prace GIG, Kom. 533.
6. Instrukcja prowadzenia badań sejsmoakustycznych w pokładach zagrożonych tąpnięciami. Katowice 1976, GIG.
7. Marcak H.: Statystyczny model interpretacji wyników pomiarów geofizycznych na kopalniach dla prognozowania stanu zagrożenia tąpnięciami. 1975 (w druku).
8. Sibeck V.: Several Results Obtained by the Seismo-

acoustic Method. Proceedings of the III International Mining Congress, London 1969, Pergamon Press.

9. Knill J. L., Franklin J., Malone A. W.: A Study of Acoustic Emission from Stressed Rock. In: J. Rock Mech. Min. Sci. 1968, t. 5.

10. Chugh Y. P., Hardy H. R. Jr., Stefanko R.: Investigation of the Frequency Spectra of Microseismic Activity in Rock under Tension. Proceedings X Symposium of Rock Mechanics, New York 1972, AIME.

622.831.325.5

Odprężanie pokładów tąpających przez rozwiercanie calizny węglowej

Doc. dr inż. Alfons Krawiec, mgr inż. Julian Domżał, mgr inż. Paweł Ożana

Treść: Prócz znanych i stosowanych w górnictwie polskim aktywnych środków zwalczania tąpań, takich jak nawadnianie pokładów, strzelanie wstrząsowe — coraz powszechniej wprowadzane są wiercenia odprężające. W artykule przedstawiono w zarysie rozwój metody wierceń odprężających w górnictwie światowym, omawiając szeroko podstawowe zasady przemysłowego odprężania pokładów węglowych techniką wiertniczą.

1. Wprowadzenie

Intensywny rozwój badań nad zagadnieniem tąpań, przypadający zwłaszcza na okres ostatniego dziesięciolecia, przyczynił się do znacznego ograniczenia liczby tąpań w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Opanowanie w dużej mierze tego szczególnie niebezpiecznego zagrożenia jest efektem zespolenia wysiłków zarówno placówek naukowych, jak również kopalń i zjednoczeń PW, zajmujących się opracowaniem i wprowadzaniem do praktyki ruchowej metod przewidywania i zwalczania tąpań. Wraz z rozwojem metod określania stanu zagrożenia tąpnięciami podejmowano badania w celu opracowania technologii aktywnego odprężania pokładów.

Tąpnięcie pokładowe, jak wiadomo, może wystąpić wówczas, gdy w przyociosowych strefach pokładu skłonnego do tąpań, tzn. pokładu zdolnego do akumulacji nadmiernej ilości energii sprężystej, naprężenia osiągną wytrzymałość węgla w pokładzie. Z podanej definicji zjawiska wynika działalność w zakresie aktywnego zwalczania tąpań. Polega ona na wyeliminowaniu naturalnej skłonności pokładu do tąpań, czyli na spowodowaniu takich zmian własności fizykomechanicznych węgla, w wyniku których pokład traci zdolność do akumulacji energii sprężystej (np. przez wtłaczanie wody do pokładu), lub też na niszczeniu struktury pokładu tąpającego dla rozładowania energii sprężystej, nagromadzonej w przyociosowej partii pokładu i przesunięcia strefy koncentracji naprężeń w głąb calizny węglowej. Ten ostatni efekt można uzyskać stosując strzelanie wstrząsowe, a także rozwiercanie calizny węglowej. Technologia odprężających strzelań wstrząsowych jest już w polskim górnictwie dobrze znana i powszechnie stosowana, natomiast odprężanie pokładów węglowych otworami wiertniczymi jest sposobem aktualnie wprowadzanym do naszych ko-

palń i dlatego doświadczenia w tym zakresie są stosunkowo niewielkie.

Ograniczony zakres stosowania wierceń odprężających wynika z pewnych obiektywnych trudności, spośród których należy wymienić brak odpowiednich wiertnic dołowych umożliwiających bezpieczne wykonywanie otworów dla odprężenia silnie zagrożonych tąpnięciami pokładów węgla.

Pierwsze próby odprężania pokładów węgla techniką wiertniczą w warunkach górnictwa polskiego przeprowadzono w roku 1969 w kopalni Mortimer-Porąbka, obecnie kopalni Czerwone Zagłębie.

Miedzy innymi w celu odprężenia calizny węglowej pokładu 510 przed postępującym przodkiem dowieczni ubierkowej 9a wiercono w jej czole w jednej serii ok. 20÷30 otworów, każdy o średnicy 42 mm i długości co najmniej 5,0 m. W trakcie wiercenia występowały wzmożony wychód zwiercin oraz narastające w czasie liczne trzaski i odprężenia wokół otworów, które zmusiły zespół wiertaczy do wycofania się z silnie zagrożonego wyrobiska. Po upływie ok. 15 minut od zakończenia wierceń wystąpił silny wstrząs, który spowodował „zatąpanie” przyprzodkowej części dowieczni. Tak więc już przy próbach stosowania metody stwierdzono, że sam proces wiercenia może stwarzać poważne zagrożenie dla załogi bezpośrednio wykonującej otwory odprężające.

Szerze doświadczenia przy odprężaniu pokładów metodą rozwiercania calizny węglowej uzyskano dotychczas przede wszystkim w kopalniach Bytomskiego Zjednoczenia PW, gdzie przy rozwiercaniu pokładów stosuje się większe średnice otworów dochodzące do 120 mm. Zadaniem tych wierceń jest odprężanie części pola ścianowego bezpośrednio kontaktującego ze zro-

bami.

Zaznaczyć jednak należy, że wiercenia te mają charakter wyprzedzający, tzn. otwory są wykonywane w

części pokładu słabo naprężonej w odległości nie mniejszej niż 40 m od czynnego frontu ścianowego. Spękanie calizny węglowej, a tym samym odprężenie pokładu, następuje dopiero wskutek przemieszczenia się strefy maksymalnego ciśnienia przez uprzednio rozwierconą część pokładu, w miarę postępu ściany. Kopalnie BZPW stosują również odprężanie pól ścianowych w obrębie niebezpiecznej strefy powstającej podczas zbliżania się frontami ścianowymi do wyrobisk górniczych. W tych przypadkach dla obniżenia koncentracji naprężeń w pasie pokładu ograniczonym czołem ściany, chodnikami przyscianowymi i wyrobiskiem chodnikowym, do którego zbliża się ściana, wierci się otwory odprężające z wyrobisk otaczających ten pas.

Na podstawie licznych publikacji zagranicznych [2, 3, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12] dotyczących zagadnienia wierceń odprężających, należy sądzić, że metoda ta — zwłaszcza w okresie ostatnich kilku lat — była przedmiotem licznych prac badawczych i w tym czasie obserwuje się jej intensywny rozwój. Wiercenia odprężające w tąpniętych pokładach węglowych są coraz powszechniej wykorzystywane jako aktywny środek zwalczania zagrożenia tąpnięciami, przy czym wielkość średnic otworów waha się od 95 do 500 mm. Szczególnie szerokie rozpowszechnienie znalazły wiercenia odprężające w kopalniach węgla w ZSRR, a to w wyniku zastosowania odpowiednich zdalnie sterowanych wiertnic dołowych, umożliwiających wiercenie otworów o średnicy od 250÷300 mm. Doświadczenia radzieckie wykazały, że w wielu

przypadkach rozwiercanie pokładu węgla okazało się skutecznym sposobem zwalczania tąpnięć.

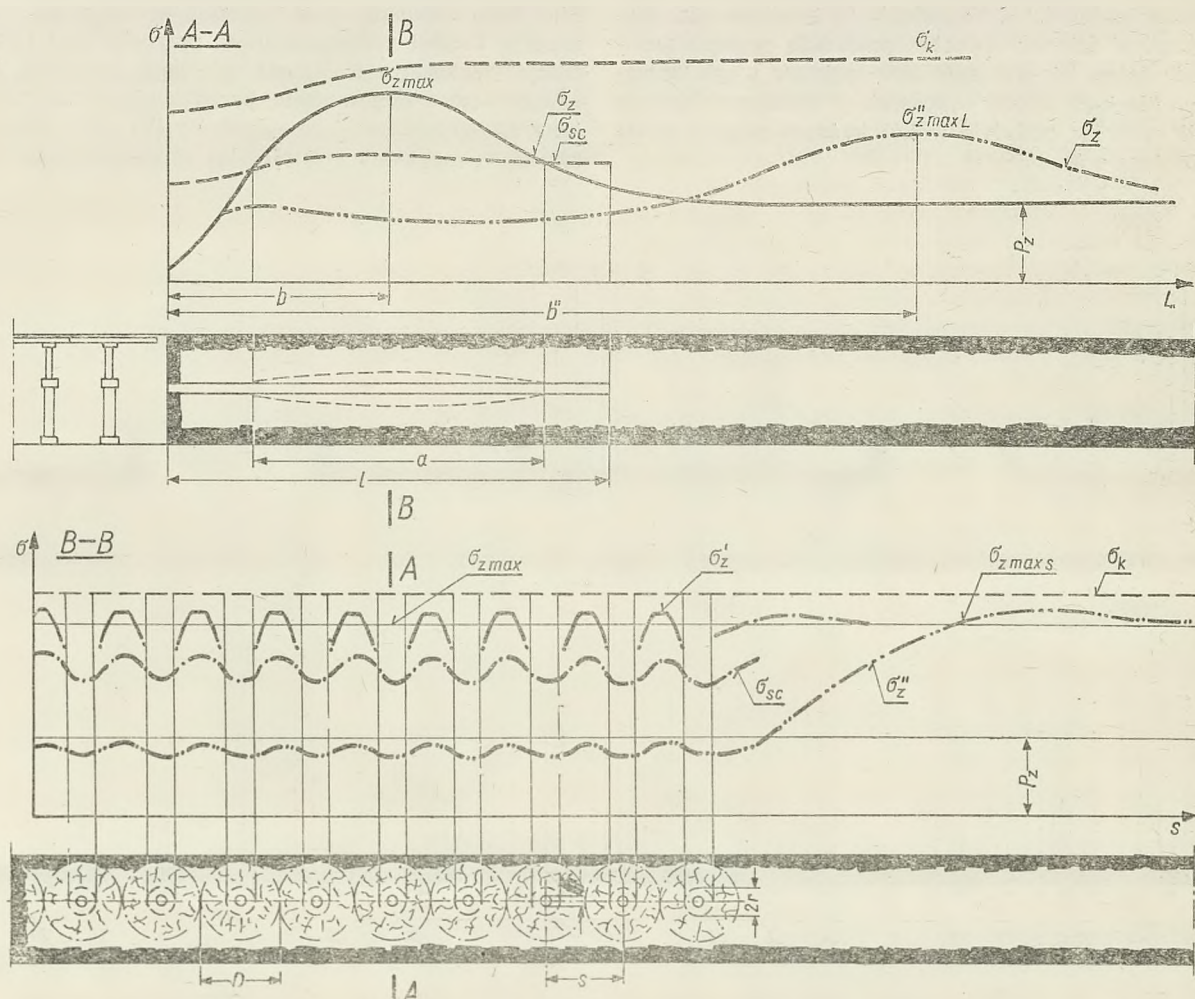
Wiercenia odprężające stosuje się również od ok. 10 lat w kopalniach węgla RFN, z tym że najczęściej wykonywane są otwory o średnicy od 95 do 150 mm zarówno przy odprężaniu filarów węglowych otoczonych zrobami, jak i przy likwidacji nadmiernych koncentracji naprężeń w caliznie węgla przed frontem ścian, gdzie otwory wierci się wiertnicami Turmag umieszczonymi na przenośniku ścianowym [11].

Najwcześniej, bo już w połowie lat pięćdziesiątych — odprężano w USA filary węglowe przez ich rozwiercanie, lecz metody tej zaniechano ze względu na niebezpieczeństwo prowokowania tąpnięć podczas wykonywania robót wiertniczych.

Przedstawiony krótki przegląd rozwoju metody wierceń odprężających nasuwa pewne sugestie odnośnie do możliwości wprowadzenia jej na szerszą skalę w naszym górnictwie węglowym. Dla zapewnienia prawidłowego odprężania pokładów tą metodą konieczna jest znajomość procesów zachodzących w pokładzie wskutek wykonywania otworów odprężających oraz parametrów rozwiercania calizny węglowej.

2. Ważniejsze zagadnienia wierceń odprężających

Zmiany zachodzące w pokładzie węgla wskutek jego rozwiercania otworami odprężającymi można w pewnym przybliżeniu przyrównać do zmian wywołanych



Rys. 1. Schematyczny wykres rozładowywania naprężeń w pokładzie przez rozwiercanie calizny węglowej

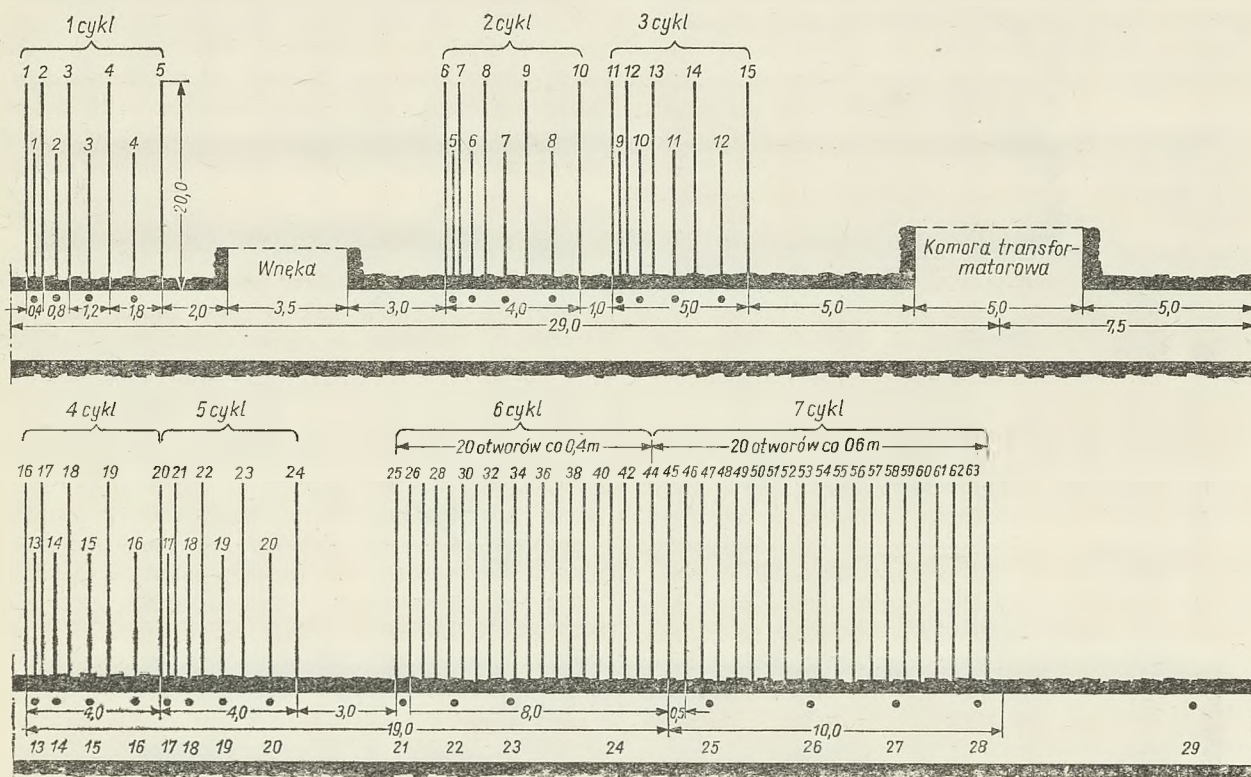
wycinaniem szczeliny w ociosowej części pokładu. Różnica między tymi sposobami polega głównie na odrębności procesów pośrednich występujących w pokładzie w wyniku stosowania wymienionych metod. Dla dokładniejszego wyjaśnienia mechanizmu odprężania pokładów metodą wiertniczą posłużono się schematycznym wykresem (rys. 1), przedstawiającym wpływ wykonania serii otworów na ogólny stan naprężenia przyociosowej części pokładu. Na pokład wywierane jest ciśnienie wspornika skał stropowych, w wyniku czego w pokładzie panuje rozkład naprężeń opisany krzywą σ_z [4].

Krzywa σ_k przedstawia krytyczną wartość naprężeń jako funkcję odległości od czoła wyrobiska, potrzebnych dla wywołania tąpnięcia pokładowego. W odległości b od ociosu wyrobiska naprężenia w pokładzie osiągają wartość najwyższą $\sigma_{z \max}$, bliską naprężeniom krytycznym, co świadczy o silnym zagrożeniu tąpnięciami. Przy założeniu takich warunków wstępnych następuje podczas wykonywania otworu o średnicy $d = 2r$ i długości l zruszenie ścianek otworu do jego wnętrza na odcinku a wskutek działania naprężeń przewyższających naprężenia krytyczne węgla na ściankach otworu σ_{sc} , z tym że im wyższe są wartości naprężeń σ_z , tym większy jest zasięg zruszenia wokół otworu. W strefie maksymalnego ciśnienia zostaje w konsekwencji wykonany otwór o średnicy większej, aniżeli to wynika z geometrycznego kształtu koronki wiertniczej. Bezpośrednio po wywierceniu serii otworów we wzajemnych odległościach s następuje mniej więcej w połowie odległości między otworami lokalne spiętrzenie naprężeń σ'_z . Naprężenia te, przekraczając wytrzymałość ścianek otworów, powodują postępujące w czasie dalsze ich zruszanie oraz spękanie węgla w wąskich filarkach między otworami. W wyniku wykonania serii otworów powstaje wokół każdego z nich strefa odprężona o średnicy D .

Skuteczne odprężenie ociosowej strefy pokładu na pewnym odcinku wyrobiska uzyskuje się przy takim rozmieszczeniu otworów, przy którym zasięg poziomu D odprężenia poszczególnymi otworami jest co najmniej równy odległości między sąsiednimi otworami s .

Ostatecznym efektem uzyskanym po rozwierceniu calizny węglowej jest odprężenie jej przyociosowego pasa o szerokości odpowiadającej długości otworów oraz przesunięcie strefy maksymalnych naprężeń $\sigma''_{z \max}$ w głąb pokładu na bezpieczną odległość b'' . Należy jednak zwrócić uwagę, że odprężenie ociosowej strefy otworami wiertniczymi w danym odcinku wyrobiska górniczego powoduje upodatkowanie pokładu, to znaczy, że wskutek obniżenia się skał nadległych i zachodzącego procesu zaciskania pokładu w rozwierzonej strefie calizny nie wystąpi akumulacja energii sprężystej, gdyż strefa ta będzie ulegać odkształceniom trwałym. Natomiast w nie rozwierconym ociosie węglowym bezpośrednio kontaktującym ze strefą odprężoną pokładu dochodzi do dodatkowego spiętrzenia naprężeń $\sigma''_{z \max}$, zwłaszcza w warunkach, gdy strop bezpośredni tworzą grube i sztywne warstwy piaskowców lub łupków piaszczystych.

Opisany mechanizm odprężania pokładów otworami wiertniczymi sprawdzono już praktycznie podczas badań i prób dołowych w pokładzie 507 kop. Dymitrow. Badania przeprowadzono w filarze węglowym o szerokości 40÷50 m, ograniczonym od północnego wschodu zrobami poeksploatacyjnymi ściany 119, zaś od południowego zachodu — chodnikiem kierunkowym. Z chodnika tego wykonano serię otworów wiertniczych obejmującą 7 cykli pomiarowych w przyociosowej strefie filaru węglowego. Kolejność wiercenia otworów, jak również ich rozmieszczenie przedstawiono na rysunku 2. Otwory odprężające o średnicy 150 mm i długości 20,0 m wykonywano wiertnicą ławetową pneumatyczną



Rys. 2. Rozmieszczenie otworów wielkośrednicowych i małośrednicowych oraz punktów konwergencji w chodniku kierunkowym pokładu 507. kopalni Dymitrow

f-my Hydroflex-Euroflex, wyposażoną w trzystopniową koronkę ϕ 150 mm oraz żerdzie spiralne ϕ 96 mm. Dla określenia zmian położenia strefy wzmożonych naprężeń w pokładzie prowadzono małośrednicowe otwory badawcze (ϕ 42 mm) w głąb ociosu na odległość 14,0 m. Na podstawie laboratoryjnych badań węgla z pokładu 507 określono jego parametry mechaniczne:

- wytrzymałość na ściskanie $R_c = 302,4 \times 10^5 \text{ Nm}^{-2}$,
- energetyczny wskaźnik naturalnej skłonności węgla do tapania $W_{ET} = 3,5418$,
- moduł Younga $E = 1291 \times 10^6 \text{ Nm}^{-2}$.

Przed wykonaniem wierceń odprężających wywiercono w pierwszej kolejności kilka małośrednicowych otworów badawczych, na podstawie których stwierdzono, że strefa wzmożonych naprężeń występuje w odległości od 9,0 do 11,0 m od ociosu chodnika. W cyklach pomiarowych 1÷3 otwory małośrednicowe wiercono w połowie odległości między otworami o średnicy 150 mm bezpośrednio po zakończeniu wierceń odprężających w danym cyklu.

Natomiast w następnych cyklach pomiarowych otwory małośrednicowe wiercono podobnie jak w poprzednich, to znaczy w połowie odległości między otworami ϕ 150 mm, jednakże po upływie dwóch tygodni od wykonania wierceń odprężających. Z przeprowadzonych badań i pomiarów dołowych w konkretnych warunkach geologiczno-górnich pokładu 507 wynika, że bezpośrednio po wykonaniu otworów ϕ 150 mm lepszy efekt odprężenia uzyskano przy ich rozmieszczeniu w odległości co 0,4 m, aniżeli co 0,8 m, natomiast ta różnica zaciera się po okresie dwóch tygodni od momentu zakończenia wierceń odprężających i niemal taki sam skutek odprężenia był osiągany bez względu na to czy otwory o średnicy 150 mm były rozmieszczane co 0,4 m, czy też co 0,8 m. Reologiczny charakter zachodzących zmian rozkładu naprężeń w pokładzie wskazuje na konieczność uwzględnienia również i czynnika czasu przy określeniu parametrów wiercenia otworów odprężających.

Dla prawidłowego odprężenia danej partii pokładu tąpającego wymagane jest określenie podstawowych parametrów wiercenia, takich jak, długość otworów i ich średnica, wzajemna odległość między nimi oraz kolejność wiercenia tych otworów. Przy prowadzeniu wierceń odprężających najkorzystniej jest stosować średnicę wiercenia możliwie powyżej 250 mm, gdyż im większa średnica otworu, tym większy zasięg odprężenia, a stąd wynika mniejsze zagęszczenie otworów. Wpływ na wzajemną odległość między otworami o tej samej średnicy mają stan naprężenia calizny węglowej oraz własności mechaniczne węgla w pokładzie; to znaczy, że im wyższe naprężenia panują w pokładzie węgla, tym większy zasięg wpływu ma otwór; natomiast przy założeniu jednakowych warunków ciśnienia wyższe parametry wytrzymałościowe węgla w pokładzie wpływają na zmniejszenie zasięgu odprężenia. Długość otworów powinna być uzależniona od warunków i zamierzzonego efektu odprężenia, co przedstawiono w dalszej części artykułu.

Technologiczne odprężenie calizny węgla metodą jej nawiercania powinno być poprzedzone w konkretnych warunkach geologiczno-górnich serią próbnych wierceń badawczych dla określenia parametrów wiercenia. W tym celu należy w pierwszej kolejności wykonać serię otworów odprężających o tej samej średnicy, lecz przy różnych odległościach między nimi, po czym od-

powiednio w połowie odległości między poszczególnymi parami otworów niezbędne jest przeprowadzenie kontrolnych wierceń małośrednicowych ϕ 42 mm dla określenia maksymalnej odległości między dwoma sąsiednimi otworami, przy której następuje nakładanie się strefy odprężonej pochodzącej od tych dwóch otworów. Wyznaczoną w ten sposób optymalną odległość między otworami odprężającymi można stosować w technologicznym rozwiercaniu calizny węglowej w małoźmieniowych warunkach geologiczno-górnich. W przypadku wystąpienia wyraźnej zmiany warunków dalsze technologiczne odprężanie wymaga ponownego przeprowadzenia prób dla określenia właściwych parametrów wiercenia otworów dostosowanych do istniejących warunków lokalnych.

Stosowane w naszych kopalniach urządzenia do wierceń dołowych nie są w pełni przystosowane do technologicznego odprężania partii pokładów zagrożonych tapaniami, tak jak np. wiertnice radzieckie typu START lub B-158, którymi można wykonywać otwory o średnicach do 250 mm, a nawet 300 mm, a co ważniejsze — z możliwością zdalnego sterowania procesem wiercenia. Przy obecnym stanie techniki wierceń dołowych jedynie wiertnice MDR-06 lub WDP mogą być wykorzystane do wiercenia otworów odprężających, jednakże przy średnicy otworu nie większej od 120 mm i długości otworu do około 30 m. Podobne parametry wiercenia można osiągnąć za pomocą wiertnicy lawetowej firmy Hydroflex-Euroflex. Wiercenia odprężające można wykonywać z przepłuczką lub też przez odprowadzenie zwiercin za pomocą żerdzi spiralnych o odpowiedniej średnicy umożliwiającej prawidłowe odzyskiwanie zwiercin z otworu, zwłaszcza podczas przewiercania strefy wzmożonych naprężeń w pokładzie.

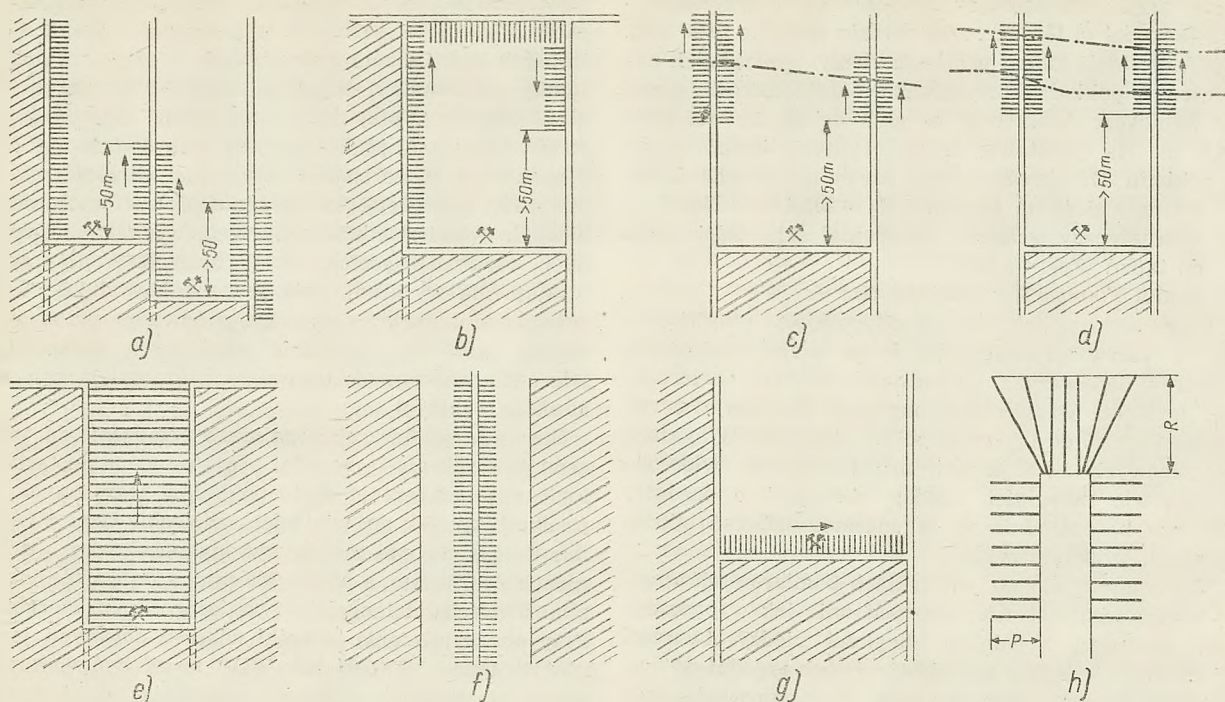
Dla wyjaśnienia podstawowych zasad aktywnego odprężenia calizny węglowej metodą jej rozwiercania, a przede wszystkim kolejności wykonywania otworów przedstawiono na rysunku 3 najbardziej typowe schematy umożliwiające stosowanie omawianej metody w sytuacjach górniczych, w których najczęściej dochodzi do niebezpiecznego wzrostu zagrożenia tapaniami.

Na schemacie a przedstawiono sposób wyprzedzającego rozwiercania skrajnych części pola ścianowego dla odprężenia węglowego ociosu chodnika, co ma szczególnie istotne znaczenie na obniżenie zagrożenia, zwłaszcza podczas przemieszczania się strefy ciśnienia eksploatacyjnego wraz z postępem ściany.

Kierunek postępu wiercenia otworów oznaczono na rysunku strzałkami; otwory powinny być wykonywane w odległości nie mniejszej niż 50 m od czynnego frontu ściany.

Schemat b przedstawia często spotykaną sytuację zbliżania się frontem eksploatacyjnym do wyrobiska górniczego. Jak wiadomo, szczególnie niebezpieczna jest faza dochodzenia między 45 i 15 metrem odległości od chodnika. W tym przypadku wierceniami należy objąć pole ścianowe w obrębie całej niebezpiecznej strefy, rozpoczynając od chodnika kontaktującego ze zrobami w kierunku calizny. Zakończenie cyklu wierceń powinno nastąpić w okresie, kiedy front ściany znajduje się w odległości nie mniejszej niż 50 m od miejsca prowadzenia wierceń.

Kolejne przypadki przedstawione na schematach c i d dotyczą sposobu rozwiercania przyociosowych części calizny węglowej wzdłuż chodnika dla obniżenia w przypadku a wpływu krawędzi, w przypadku b wpły-



Rys. 3. Typowe schematy prowadzenia wierceń odprężających

wu pozostawionej wyspy w pokładzie sąsiednim. Również i tu wiercenia odprężające powinny być wykonywane w odległości co najmniej 50 m od czynnego frontu eksploatacyjnego.

Przy podejmowaniu eksploatacji w wąskim filarze, którego szerokość nie przekracza 60 m, otwory odprężające należy wykonywać na całą jego szerokość, tak jak to przedstawiono na schemacie e. Dla zabezpieczenia utrzymywanego chodnika w filarze oporowym obydwu ociosy tego chodnika należy równomiernie odprężać, przy czym generalny kierunek postępu robót wiertniczych powinien zmierzać w stronę większych powierzchni kalizny węglowej, co przedstawiono na schemacie f.

Na schemacie g podano sposób wykonywania wierceń dla doraźnego rozładowania naprężeń w pokładzie przed czołem ściany [11]. Również i w tym przypadku roboty wiertnicze należy prowadzić w kierunku od zrobów w stronę kalizny węglowej.

Ostatni schemat h dotyczy odprężenia pokładu węgla w trakcie postępu chodnika. Warunki odprężania pokładu przedstawione na schematach a÷g określają charakter wierceń odprężających i tak schematy a÷d dotyczą wyprzedzających wierceń odprężających, to znaczy wiercenie otworów odbywa się z pewnym wyprzedzeniem w stosunku do spodziewanego przyrostu ciśnienia w pokładzie, natomiast w przypadku schematów g i h stosuje się doraźne wiercenie odprężające, to znaczy otwory wykonywane są w pokładzie w strefach maksymalnego ciśnienia eksploatacyjnego. Przykłady e i f mogą mieć charakter wyprzedzającego lub też doraźnego odprężenia, w zależności od warunków ciśnienia w filarze węglowym.

Z punktu widzenia zagrożenia podczas prowadzenia robót wiertniczych, przede wszystkim niebezpieczne jest doraźne odprężenie pokładu, gdyż, jak z doświadczeń wynika, właśnie w tych przypadkach dochodzi może do prowokowanych tąpnięć. Z tych też względów

doraźne odprężenie pokładu wymaga zdalnego sterowania procesem wiercenia z odległości co najmniej 20 m, przy czym stanowisko sterowania powinno znajdować się w odprężonej strefie wyrobiska z odpowiednio wzmocnioną obudową.

Długość otworów dla przypadków a÷d i f powinna być tak dobrana, aby po rozwierceniu przyciosowej części pokładu nastąpiło przesunięcie strefy wzmożonych naprężeń w głąb pokładu na odległość co najmniej $3,4 M$ od ociosu wyrobiska, przy czym za wartość M przyjmuje się wysokość odsłoniętego ociosu węglowego w danym wyrobisku. Odpowiednio dla schematów g i h długość otworów należy tak dobrać, aby po rozwierceniu przyciosowej części pokładu strefa wzmożonych naprężeń została przesunięta co najmniej na odległość $3,4 M$ powiększoną o wielkość postępu przodku pomiędzy kolejnymi seriami wierceń odprężających.

3. Wnioski

Na podstawie przeglądu doświadczeń zarówno krajowych jak i zagranicznych dotyczących zagadnienia aktywnego odprężania pokładów tąpniących metodą rozwiercania kalizny węglowej można sformułować następujące wnioski:

1. Metoda wierceń odprężających stosowana dotychczas w wąskim zakresie w naszym przemyśle węglowym powinna znaleźć znacznie szersze rozpowszechnienie, zwłaszcza przy odprężaniu filarów i resztek węglowych otoczonych zrobami oraz w warunkach, gdzie stosowanie innych metod aktywnego odprężenia (nawadniania pokładu, strzelań wstrząsowych) nie daje zadowalających wyników.

Dla zastosowania właściwej technologii odprężania tą metodą oraz dla zapewnienia pełnego bezpieczeństwa załogom wiertniczym należy rozwinąć produkcję odpowiednich wiertnic dołowych wraz z przystosowanym do tego celu osprzętem.

2. Wiertnice do wierceń odprężających, prócz wyposażenia w układ zdalnego sterowania, powinny cechować się małym ciężarem z uwagi na częstą zmianę położenia wiertnicy, dużą mocą silników posuwu i obrotów ze względu na wymagany duży postęp i średnicę wiercenia, ponadto możliwością dokładnego ukierunkowywania przewodu wiertniczego dla zapewnienia równomiernego rozwiercenia calizny węglowej w trakcie wykonywania otworów odprężających.

3. Każdorazowo przed podjęciem technologii rozwiercania calizny węglowej należy szczegółowo przeanalizować lokalne warunki zalegania pokładu, przeprowadzić ocenę rozkładu ciśnienia w pokładzie (np. metodą wiercenia otworów małośrednicowych lub metodą pomiaru prędkości fali wzbudzonej) dla zbadania stanu zagrożenia tapaniami.

4. Technologiczne odprężanie calizny węglowej metodą jej rozwiercania powinno być również poprzedzone w konkretnych warunkach geologiczno-górniczych serią próbnych wierceń badawczych dla określenia parametrów wiercenia, takich jak długość i średnica otworów, wzajemna odległość między nimi oraz kolejność ich wiercenia. Na podstawie tych danych zaleca się dla ustalonych warunków opracować projekt wiercenia otworów odprężających. Projekt taki powinien uwzględniać techniczne i technologiczne parametry rozwiercania calizny węglowej, jak również określać rygory w zakresie zabezpieczeń na odcinku prowadzenia robót wiertniczych.

5. Opracowanie optymalnych technologii rozwiercania pokładów w aspekcie aktywnego zwalczania zagrożenia tapaniami wymaga dalszych wszechstronnych badań, przede wszystkim dla doboru prawidłowych parametrów wiercenia w zależności od konkretnych warunków geologiczno-górniczych oraz dla określenia metod kontroli skuteczności wierceń odprężających.

Literatura

1. *Salustowicz A.*: Mechanika górotworu, Katowice 1955, WGH.
2. *Talman W. G., Schroder J. L.*: Control of mountain bumps in the Pocantons no 4 seam. Mining Engineering 1958, sierpień.
3. *Jahns H.*: Erkennen und Beseitigen gefährlicher Spannungen im Kohlenstoss einer Abbaustrecke des gebirgsschlaggefährdeten Flözes Sonnenschein. Glückauf 1965, s. 184-181.
4. *Parysiewicz W.*: Tapania w kopalniach. Katowice 1967, Wyd. Śląsk.
5. *Jahns H.*: Ergebnisse der Gebirgsschlagforschung in den Jahren 1965 bis 1968. Glückauf 1969, s. 908-917.
6. Praca zbiorowa WNIMI: Rukawodztwo po praizwodstwu burienja rozgruzocznych skważyn bolszogo diametra dla prieduprieždienja gornych udarów. Leningrad 1971.
7. *Kuzniecowa W. P., Bielakow P. K.*: Snieżenje napriazenij w celikach uglia burienijem skważyn bolszogo diametra kak miera borby z gornymi udarami. Ugol 1971, nr 6.
8. *Kuzniecowa W. P.*: Ob oblasti celesoobraznogo primienienja lokalnych mjer borby z gornymi udarami. 1972, Ugol nr 4.
9. *Winokur B. Sz., Njewolin N. W.*: Wyburiwanje ugolnogo płasta skważynami bolszogo djametra kak efektiwnaja miera borby s gornymi udarami. Ugol 1972, nr 8. 622.273.23:622.411.33
10. *Bräuner G.*: Erkennen und beseitigen hoher Gebirgsdrücke im Flöz. Glückauf 1973, nr 8.
11. *Kuschel K. H.*: Massnahmen zur Gebirgsschlagsverhütung. Glückauf 1973, nr 8.
12. *Bräuner G.*: Verhütung von Gebirgsschlägen durch Entspannungsbohren. Kongres ISRM. Denver 1974.

622.273.23:622.411.33

Wpływ sposobu rozcięcia pokładów silnie metanowych na występowanie CH_4 w rejonie ściany

Prof. dr hab. inż. Andrzej Frycz, mgr inż. Jan Szlązak

Treść: Przeprowadzono analizę zagrożenia metanowego w rejonie ścian przewietrzanych od granic i do granic, przekątnie i w układzie H. Stwierdzono, że najbardziej korzystna dla pokładu silnie metanowego jest rozcinka pozwalająca na przewietrzenie w układzie H. Za najmniej korzystną rozcinkę w tej sytuacji uznano układ wyrobisk zmuszający do przewietrzania przekątnego.

1. Wstęp

Prowadząc eksploatację ścian w pokładach silnie metanowych, dążymy do oddalania niebezpiecznych koncentracji metanu od miejsc wykonywania robót strzelniczych w ścianie, a także od ociosu węglowego urabianego mechanicznie.

Najprostszym, a równocześnie najbardziej skutecznym sposobem prowadzącym do tego celu jest właściwa rozcinka złoża i — co się z tym wiąże — właściwy kierunek przepływu powietrza przez rejon ściany.

Prowadzone przez autorów obserwacje występowania metanu w rejonie ścian i w samych ścianach, przewietrzanych różnymi systemami, pozwoliły na sformułowanie wniosków ujętych w końcowej części artykułu.

Dla przedstawienia w skrócie omawianego zagadnienia opisano w niniejszym artykule kształtowanie się zagrożenia metanowego w trzech ścianach, reprezentujących poszczególne systemy przewietrzania. Ściany te, oznaczone numerami 618, 205 i 435, zlokalizowane były na poziomie 780 m w pokładzie 506 na obszarze górniczym kopalni Zabrze.

2. Warunki geologiczne, metanowe i wentylacyjne pokładu 506

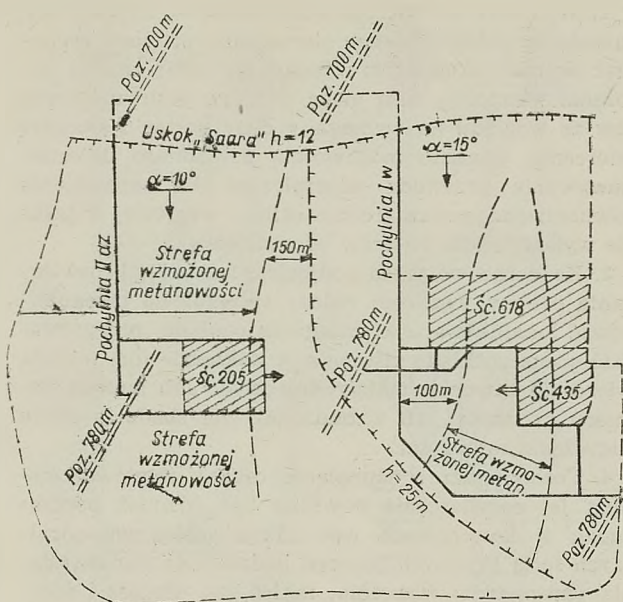
2.1. Warunki geologiczne i metanowe

Pokład 506 przecięty jest równoleżnikowo przebiegającym uskoku Saara, zrzucającym część południową w stosunku do północnej o 120 m. Część północna wybrana została wcześniej i nie stwierdzono w niej metanu. Część południowa zalega na głębokości 700 m i poniżej. Przecina ją również uskok o zrzućcie około 14 do 25 m i kierunku z północy na południe, skręcający następnie na południowy wschód. Uskok ten dzieli w naturalny sposób pokład na dwie partie: wschodnią i zachodnią, różniące się między sobą grubością pokładu i zasięgiem występowania metanu. Grubość pokładu w partii wschodniej wynosi około 2,0÷3,0 m, a w partii zachodniej 0,9÷1,2 m. Pokład zapada w kierunku południowym pod kątem 10° w partii wschodniej i pod kątem 8° w partii zachodniej.

Na szkicu mapy pokładu 506 (rys. 1) zaznaczono omawiane uskoki oraz zasięg występowania metanu. W partii wschodniej zaznaczają się wyraźnie przebiegające południkowo przegięcia pokładu, między którymi występuje strefa wzmożonej metanowości. Przegięcia te, zbliżone do siebie przy uskoku Saara, oddalają się od siebie w kierunku na południe, poszerzając strefę wzmożonej metanowości pokładu.

W partii zachodniej metanowość pokładu wzrasta na zachód od uskoku południkowego, osiągając w odległości około 150 m i dalej od tego uskoku maksymalne wartości. Metanowość pokładu 506 wzrasta wraz z głębokością.

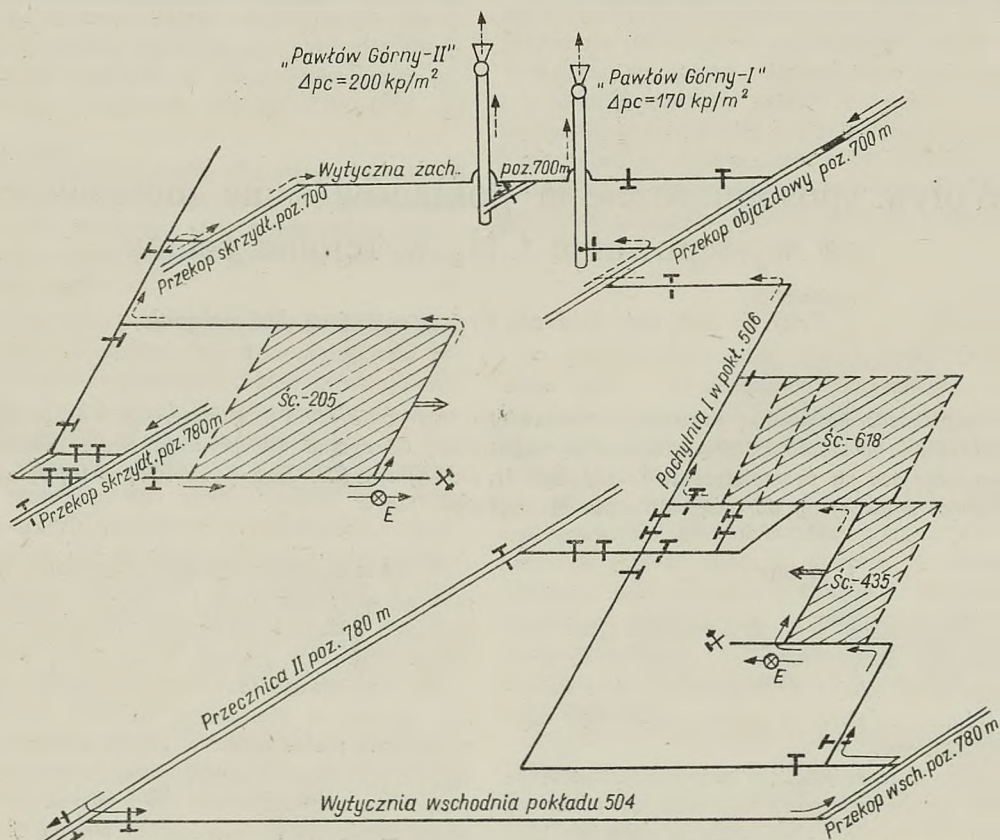
Wybrano w tym pokładzie 7 ścian, w tym 5 przy zaliczeniu pokładu do III kategorii metanowości (ściana 618 była ostatnią wybraną przy zaliczeniu pokładu



Rys. 1. Szkic mapy pokładu 506

do III kategorii metanowości) i 2 przy zaliczeniu pokładu do IV kategorii metanowości (ściana 205 i 435).

Ilość wydzielającego się metanu w przeliczeniu na tonę czystej substancji węglowej wynosi dla partii wschodniej 5,8÷8,0 m³/t/cz.s.w. i 5,0÷9,2 m³/t/cz.s.w. dla partii zachodniej. Ilość wydzielającego się metanu w przeliczeniu na tonę dobowego wydobycia wynosi ok. 20 m³/t/d.w. dla partii zachodniej i ok. 17 m³/t/d.w. dla partii wschodniej. Dane te odnoszą się do okresu eksploatacji ścian 205 i 435 w strefie wzmożonej metanowości pokładu 506.



Rys. 2. Schemat przestrzenny wyrobisk w pokładzie 506

2.2. Warunki wentylacyjne

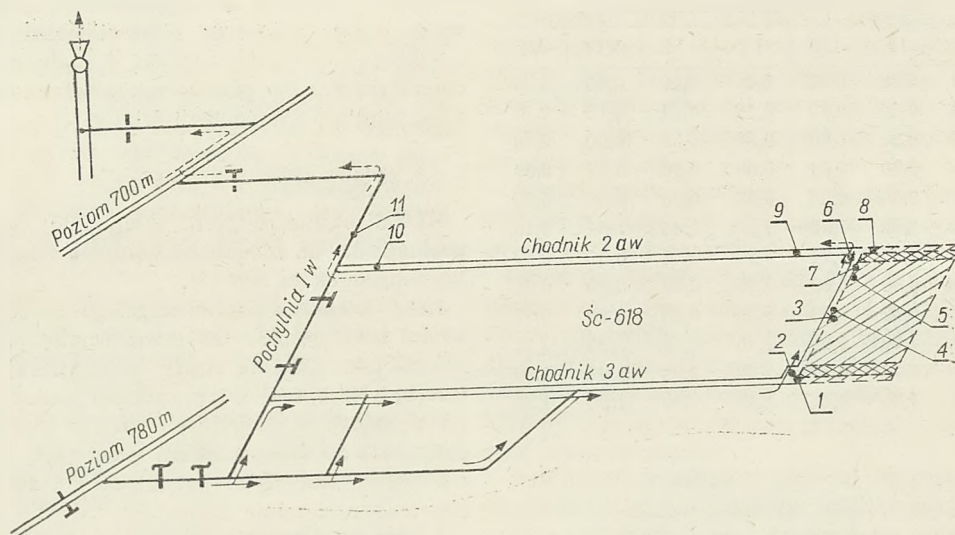
W analizowanym okresie wybierano w każdej partii kolejno po jednej ścianie. Ilość doprowadzonego powietrza do rejonu każdej ściany wynosiła około $1300 \div 1400 \text{ m}^3/\text{min}$. Powietrze świeże dostarczane było z poziomu 780 m i odprowadzane na poziom 700 m do szybów wentylacyjnych Pawłów Górny-I (z partii wschodniej) i Pawłów Górny-II (z partii zachodniej).

Schemat przestrzenny wyrobisk w pokładzie 506 w okresie eksploatacji ścian 205 i 435 przedstawia rysunek 2.

3. Opis warunków metanowych i wentylacyjnych ścian w pokładzie 506

3.1. Ściana 618.

Zlokalizowana w partii wschodniej pokładu 506, powyżej poziomu 780 m, wybierana była od granic. Długość ściany około 170 m. Wydobyte około 1000 t/d.



Rys. 3. Szkic rozmieszczenia punktów pomiarowych metanu w rejonie ściany nr 618

Ilość powietrza doprowadzona do rejonu wynosiła około $1400 \text{ m}^3/\text{min}$, do ściany około $1000 \text{ m}^3/\text{min}$. Występowanie metanu w rejonie ściany i w ścianie ilustruje rysunek 3 i tablica 1.

Tablica 1

STĘŻENIA METANU

Nr Pkt.	Stężenia CH_4 miesiące eksploatacji ściany nr 618			
	I	II	III	IV
1	0,0	0,0	0,0	0,0
2	0,0	0,0	0,0	0,0
3	0,0	0,0	0,0	0,0
4	0,0	0,0	0,0	0,0
5	$0,6 \div 1,0$	$0,7 \div 1,0$	$1,0 \div 1,2$	$0,7 \div 1,0$
6	0,2	0,3	0,3	0,15
7	0,5	0,7	0,8	0,6
8	1,0	$1,0 \div 1,2$	$1,2 \div 1,5$	$1,0 \div 1,2$
9	0,5	0,6	0,6	0,5
10	0,5	0,6	0,6	0,5
11	0,3	0,4	0,5	0,4

Pomiary wykonano metanomierzami interferencyjnymi oraz pobierano próbki powietrza do analizy chemicznej. Podane wyniki — to wartości średnie uzyskiwane w ciągu miesiąca w założonych punktach w okresie eksploatacji ściany w strefie zwiększonej metanowości pokładu.

Jak z powyższego wynika, przy tym sposobie przewietrzania ściany zasadnicze zagrożenie metanowe występowało w rejonie górnej wnęki i chodnika nadścianowego. Najwyższe koncentracje CH_4 stwierdzano w chodniku nadścianowym za linią zawału ściany (chodnik likwidowany za postępem ściany) oraz na linii zawału poniżej górnego pasa podsadzki i na pasie podsadzki górnej. W górnej wnęcie na ociosie węglowym metan występował przeważnie w stężeniu o około 50% mniejszym od maksymalnego stężenia stwierdzonego w chodniku nadścianowym. W chodniku nadścianowym w opływowym prądzie powietrza stężenie metanu ustalało się w odległości około $5 \div 10 \text{ m}$ od wylotu ze ściany i utrzymywało się na całej długości tego chodnika.

3.2. Ściana 205.

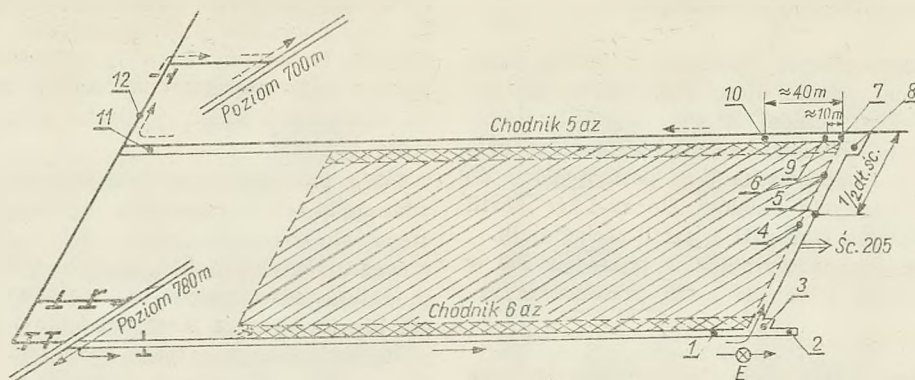
Ściana 205 zlokalizowana w partii zachodniej pokładu 206 na poz. 780 m wybierana była w układzie do granicy. Długość ściany wynosiła około 180 m, wydobyte dobowe około 700 t/d. Ilość powietrza doprowadzona do rejonu wynosiła około $1300 \text{ m}^3/\text{min}$, do samej ściany około $1000 \text{ m}^3/\text{min}$.

Występowanie metanu w rejonie ściany i w samej ścianie ilustruje rysunek 4 i tablica 2.

Przy eksploatacji ściany do granicy metan występował w rejonie górnego pasa podsadzki i w chodniku nadścianowym. Większe koncentracje metanu stwierdzano na kontakcie górnego pasa podsadzki i zawału w ścianie (pkt. 6).

Ocios węglowy górnej wnęki (pkt. 8) oraz sama przestrzeń górnej wnęki była w zasadzie wolna od metanu. Warunkiem takiego stanu było jednak wyprzedzenie górnej wnęki w stosunku do dolnej. Przy innym usytuowaniu frontu ściany (dolna wnęka wyprzedza górną) mogą występować znaczne koncentracje metanu również w górnej wnęcie.

W chodniku nadścianowym w odległości do 10 m od wylotu ze ściany (pkt. 9 — metanomierz wyłączający)



Rys. 4. Szkic rozmieszczenia punktów pomiarowych metanu w rejonie ściany nr 205

Tablica 2
STĘŻENIE METANU W POSZCZEGÓLNYCH
MIESIĄCACH

Nr pkt.	Stężenie procentowe — metanu w poszcze- gólnych miesiącach eksploatacji						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
1	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	0,10	0,14	0,10	0,12	0,21	0,15	0,11
3	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
4	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
6	0,94	1,52	1,28	1,54	1,43	1,21	1,15
7	0,41	0,62	0,71	0,50	0,64	0,62	0,30
8	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
9	0,54	0,62	0,83	0,72	0,85	0,80	0,72
10	1,60	1,70	1,80	1,75	1,90	1,85	1,72
11	1,64	1,72	1,86	1,82	1,92	1,90	1,80
12	1,32	1,36	1,44	1,40	1,50	1,50	1,30

stężenie metanu rosło, lecz nie osiągało wartości maksymalnej. Na tym odcinku występowały większe koncentracje metanu za obudową i w bezpośrednim jej sąsiedztwie od strony zawału czynnej ściany. Zdarzały się również przypadki utrzymywania się pod stropem za obudową warstwy metanu o większej koncentracji — aż do powstania lontu metanowego włącznie.

W dalszej części chodnika nadścianowego stężenie metanu wzrastało do niemal jednakowych wartości w całym przekroju wyrobiska, osiągając w odległości około 40 m od wylotu ze ściany (pkt. 10) wartość maksymalną.

Na odcinku chodnika nadścianowego, od pkt. 10 do 11, stężenie metanu utrzymywało się praktycznie na tym samym poziomie. Pomiar w pkt. 12 wykazuje niższe wartości, gdyż metan rozrzedzony jest tutaj stratami świeżego powietrza płynącymi bezpośrednio z rejonowego prądu powietrza z pominięciem ściany. Dane z tablicy 2 stanowią wartości średnie wyników analiz chemicznych prób pipetowych powietrza za okres jednego miesiąca eksploatacji ściany.

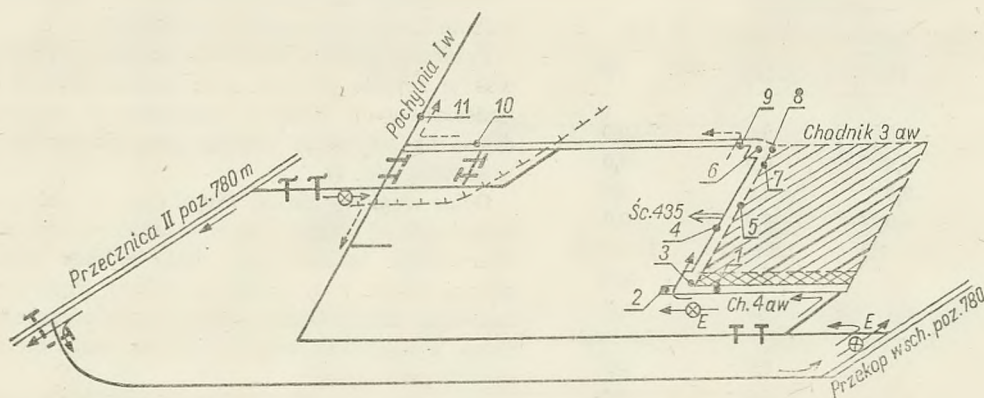
3.3. Ściana 435.

Zlokalizowana w partii wschodniej pokładu 506 na poziomie 780 m. Długość początkowa ściany około 160 m. Wydobyte około 1200 t/d.

Ilość powietrza doprowadzonego do rejonu wynosiła około 1400 m³/min, zaś przez ścianę płynęło średnio 900 m³/min. Znaczne straty wewnątrzrejonowe powietrza były [1, 3, 4, 5, 6, 7] wynikiem niekorzystnego układu wyrobisk powodujących spięcia wentylacyjne bezpośrednio do dróg zużytego powietrza, które z uwagi na wykonywany tymi wyrobiskami transport materiałów trudno szczelnie otamować.

I faza eksploatacji. Eksploatację ściany rozpoczęto w układzie przekątnym. Punkty pomiarowe zaznaczono na rysunku 5, a wyniki pomiarów w tablicy 3.

Charakterystyczną cechą układu przedstawionego na rysunku 5 jest występowanie metanu na całej długości ściany i w całym jej przekroju. Stężenia były równe na ociosie węglowym i na linii zawału. W górnej wnęce stężenia CH₄ były równe prawie maksymalnej wielkości. W chodniku nadścianowym stężenie CH₄ ustalało się w odległości około 5 m od wylotu ściany. Lokalne



Rys. 5. Szkic rozmieszczenia punktów pomiarowych w rejonie ściany nr 435 w pierwszej fazie eksploatacji

Tablica 3
POMIERZONE STĘŻENIA METANU

Nr Pkt	Pomierzone stężenia CH ₄ miesiąc eksploatacji ściana 435 — faza I			
	I	II	III	IV
1	0,0	0,2	0,3	0,2
2	0,2	0,3	0,5	0,5
3	0,0	0,5	0,7	0,5
4	0,2	0,6	0,9	0,7
5	0,2	0,6	0,8	0,7
6	0,3	0,8	1,3	1,0
7	0,4	1,0	1,4	1,1
8	0,6	1,2	1,5÷1,9	1,5
9	0,5	1,1	1,5	1,2
10	0,5	1,1	1,5	1,2
11	0,3	0,8	1,2	1,0

Tablica 4
STĘŻENIA METANU

Nr pkt	Stężenia CH ₄ miesiące ekspl. ściany nr 435 — faza II	
	I	II
1	0,2	0,2
2	0,0	0,0
3	0,0	0,0
4	0,0	0,0
5	0,2	0,2
6	0,2	0,2
7	1,2	1,0
8	0,3	0,2
9	1,6	1,4

większe stężenie metanu stwierdzano w chodniku nadścianowym za linią zawału ściany [2, 8, 10].

II faza eksploatacji. Z uwagi na występujący uskok na wybiegu ściany postanowiono ścianę skrócić przez wykonanie nowego chodnika nadścianowego 3'aw poniżej linii zaburzenia [1, 5, 6]. Długość ściany wynosiła wtedy około 120 m, ale wydobyć utrzymać w pierwotnej wielkości, tj. około 1200 t/d. Następnie wykonano przebicie chodnika podścianowego 4aw, którym doprowadzono z obydwu stron świeże powietrze [2, 6, 10].

Powietrze zużyte odprowadzano zasadniczo nowo wykonanym chodnikiem 3'aw do pochylni Iw przez most wentylacyjny (początkowo przez przecinkę wentylacyjną i chodnik 3aw). Chodnik 3'aw rabowano za postępem ściany, ale celowo nie tamowano chodnika 3aw [6, 7, 8, 11]. W ten sposób część powietrza zużytego przepływała przez zroby chodnika 3'aw i dalej przez chodnik 3aw do pochylni Iw.

Rozcinkę pokładu w tej fazie przedstawia rysunek 6, na którym też zaznaczono punkty pomiarowe [6].

Wyniki zestawiono w tablicy 4, podobnie jak poprzednio, tzn. podając wartości średnie za okres jed-

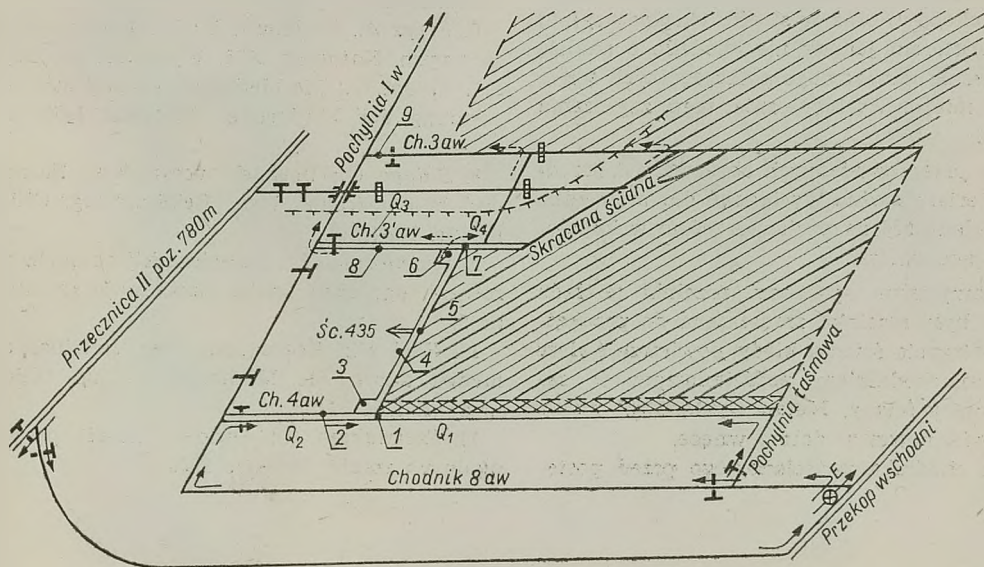
nego miesiąca eksploatacji. Ilość doprowadzonego do ściany powietrza świeżego wynosiła łącznie około 1000 m³/min, z tym że $Q_1 = 400$ m³/min, $Q_2 = 600$ m³/min (rys. 6).

Powietrze zużyte dzieliło się również na dwie części w następujących ilościach: $Q_3 = 800$ m³/min, $Q_4 = 200$ m³/min (rys. 6). Rozcinka przedstawiona na rysunku 6 może być zaliczana do tzw. układu H, tzn. doprowadzenie i odprowadzenie powietrza odbywa się dwoma drogami [2, 4, 6].

Wyniki analiz powietrza wykazują natychmiastową różnicę w stężeniach metanu przy porównaniu sytuacji przedstawionej na rysunku 5 i na rysunku 6.

Przed przebicciem chodnika 3'aw ściana przechodziła okres przejściowy z układu Z na H, który tu pominięto. Powietrze świeże doprowadzane było wtedy do ściany chodnikiem 4aw od strony pochylni taśmowej, a odprowadzane skracaną ścianą i chodnikiem 3aw (rys. 6). Wyniki tego okresu można porównać z układem przewietrzania do granic.

W układzie przedstawionym na rysunku 6 ściana aż do górnej wnęki oczyszczona została niemal całkowicie z metanu. W górnej wnęce (pkt. 6) i w chodniku 3'aw (pkt. 8) stężenia metanu były niewielkie. Natomiast znaczne stężenia metanu stwierdzono w chodniku 3'aw za linią zawału ściany (pkt. 7) oraz na wylocie z chod-



Rys. 6. Szkic rozmieszczenia punktów pomiarowych w rejonie ściany nr 435 w drugiej fazie eksploatacji

Tablica 5
MIEJSCE POMIARU

Lp.	Miejsce pomiaru	Przed zmianą % CH ₄	Po zmianie % CH ₄
1	dolna wnęka	0,5	0,0
2	środek ściany		
	— przy zawale	0,7	0,2
	— przy węglu	0,7	0,0
3	górna wnęka	1,0	0,2
4	chodnik nadścianowy	1,2	0,3

nika 3aw (pkt. 9), co było wynikiem odprowadzania tą drogą znacznych ilości metanu [6, 8, 10]. Dla porównania sytuacji metanowej w ścianie przed i po zmianie rozcinki zestawiono w tablicy 5 wyniki pomiarów CH₄ w charakterystycznych punktach.

4. Sposoby zwalczania lokalnych nagromadzeń metanu

Dla zwalczania lokalnych nagromadzeń metanu w rejonie górnej wnęki ścian stosowano wiele sposobów, takich jak strumienice powietrzne typu Zefir-100, air-mowery (produkcja angielska), zasłony z płótna wentylacyjnego, profilowanie podsadzki (w chodniku nadścianowym przy eksploatacji od granic zamiast rabunku chodnika), przerywane i profilowane pasy podsadzki (przy eksploatacji do granic), doprowadzenie dodatkowej ilości powietrza świeżego w rejon górnej wnęki, wentylatory lutniowe w ścianie itp. [2, 6, 7, 8, 9, 10].

Z uwagi na odmiennosc tematu nie opisano tu warunków stosowania poszczególnych sposobów, które powinny być osobno szczegółowo przedstawione.

5. Podsumowanie

Wielkości stężeń metanu przedstawione przy omawianiu poszczególnych sposobów rozcinki złoża i przewietrzania ścian różnią się między sobą. Jest to wynikiem znacznych zmian metanowości pokładu w partii wschodniej i zachodniej oraz w strefie eksploatacyjnej samych ścian. Autorem jednak nie chodziło o analizę wielkości zagrożenia metanowego poszczególnych ścian, lecz o analizę miejsc występowania tego zagrożenia w rejonie ścian.

Na podstawie przeprowadzonych obserwacji i przedstawionego materiału można wyciągnąć dla przypadku eksploatacji pokładu 506 na poziomie 780 m w kopalni Zabrze następujące wnioski:

- Najmniej korzystnym sposobem rozcinki pokładu metanowego była rozcinka zmuszająca do przekątnego przewietrzania ściany, kiedy powietrze świeże doprowadzano chodnikiem podścianowym w sąsiedztwie zrobów ściany. Metan występował wtedy w całej ścianie, nawet w dolnej wnęcie.
- Prowadzenie chodnika podścianowego przed postę-

pem ściany było niekorzystne, gdyż było źródłem dodatkowego metanu doprowadzonego do ściany.

- Najbardziej korzystnym sposobem rozcinki pokładu silnie metanowego wydaje się być tzw. system H, polegający na doprowadzeniu powietrza do ściany i odprowadzeniu go ze ściany dwoma drogami. Zmusza to do wcześniejszego wykonania wyrobisk przyścianowych, lecz pozwala na kierowanie zużytego prądu powietrza zawierającego metan w odpowiednim kierunku. W sytuacji przedstawionej na rysunku 6 chodnik nadścianowy likwidowany był za postępowaniem ściany i nie tamowany. Oczywiście można by oczekiwać lepszych wyników, gdyby chodnik ten był utrzymywany.

Przy tym sposobie uzyskuje się bez wątpienia korzystniejsze warunki metanowe w ścianie, gdyż metan utrzymuje się tylko w rejonie górnej wnęki od strony zrobów i jest oddalony od miejsca wykonywania robót strzałowych.

- System H rozcinki pokładu wskazany jest do stosowania w pokładach silnie metanowych, lecz niesamozapalnych — z uwagi na pozostawienie jednej gałęzi chodnika nadścianowego w zrobach, który w tej sytuacji trudny jest do utrzymania. Następuje więc migracja powietrza przez zrob ściany i obwały w chodniku i w efekcie możliwość samozapalenia znajdującego się tam węgla.

Literatura

1. *Bystroń H.*: Zasady udostępniania i eksploatacji złóż na dużej głębokości. Katowice 1966. Wyd. Śląsk.
2. *Barth W.*: Einfluss der Zusatzbewetterung und der Y-Bewetterung auf die Strackswettermenge. Glückauf 1974, nr 5, s. 166–169.
3. *Frycz A.*: Straty wewnętrzne w sieciach wentylacyjnych kopalń w związku z ich przewidywaną rekonstrukcją. Katowice 1966 — XI, SITG.
4. *Frycz A.*: Zagadnienia wentylacji związane z intensyfikacją frontu eksploatacyjnego. IV Zjazd Górniczy — Bytom, PAN.
5. *Frycz A.*: Wpływ koncentracji wydobywania na warunki przewietrzania kopalń. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej 1968, nr 34.
6. *Frycz A., Kozłowski B.*: Przewietrzanie kopalń metanowych. Katowice 1976, Wydawnictwo Śląsk.
7. *Flügge G.*: Die Methanausgasung während der Gewinnung der Förderung. Glückauf 1972, nr 8, s. 425 do 430.
8. *Flügge G.*: Beispiele verstärkter Zusatzausgasung und Möglichkeiten ihrer Bekämpfung. Glückauf 1972, nr 6, s. 327–341.
9. *Kuźniecowa K.*: Technicheskij prognoz w projektrowanii ugodnych szacht. Szachtnoje stroitielstwo 1967, nr 5.
10. *Paul K.*: Begrenzung der Betriebspunktfördermenge durch die Methanausgasung. Glückauf 1969, nr 23, s. 1154–1158.
11. *Szewiakow B.*: Osnovy teorii projektrowania ugodnych szacht. Moskwa 1959.

Metoda odgazowania próbek węgla dla określenia gazoności pokładów

Dr inż. Jerzy Muzyczuk, doc. dr inż. Jan Borowski, mgr Anna Daszek,
techn. Zdzisława Borowska

Treść: Opracowano metodę oraz zaprojektowano aparat do odgazowania próbek węgla dla określenia gazoności pokładów. Odgazowania próbek dokonuje się bezpośrednio z pojemników, w których węgiel uprzednio rozdrabia się przez uderzenie kul stalowych. Gaz wydzielający się z węgla jest przetłaczany za pomocą pompy ręcznej do zbiornika szklanego o znanej objętości, z którego wcześniej ewakuowano powietrze. Masę uzyskanego gazu oblicza się według wielkości jego ciśnienia w zbiorniku z uwzględnieniem temperatury otoczenia i ciśnienia atmosferycznego. Próbkę gazu przeznaczonego do analizy chemicznej pobiera się ze zbiornika metodą próżniową do szklanych pipet.

1. Wstęp

Znajomość gazoności pokładów jest podstawą do ich zaszerogowania pod względem zagrożenia metanowego oraz do opracowania prognoz wydzielania gazu w kopalniach. Trafne określenie gazoności przyczynia się do zastosowania w kopalniach właściwych środków przeciwdziałających zagrożeniu gazowemu.

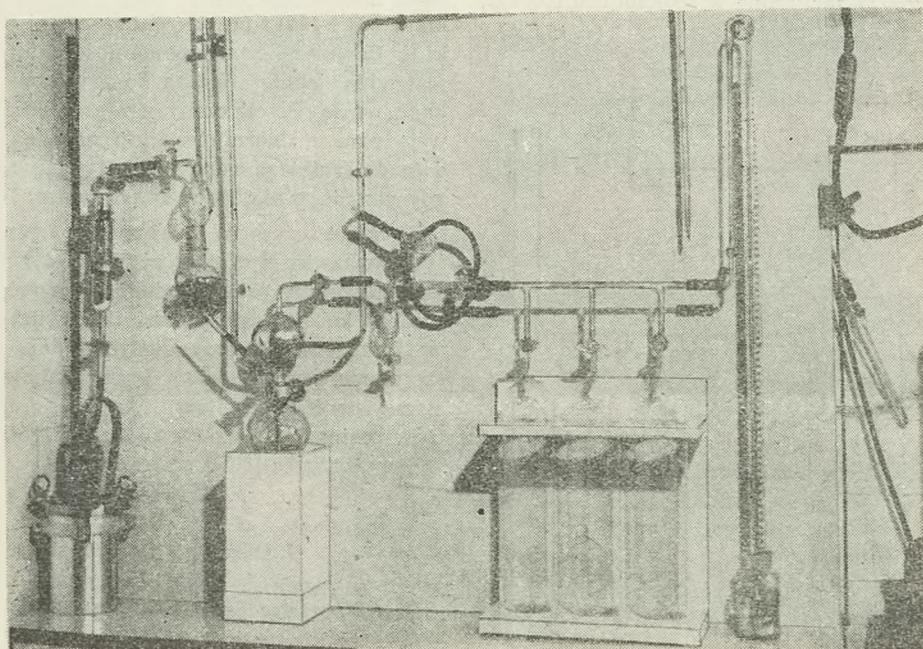
Z szeregu różnych metod określania gazoności najpewniejsze wyniki można uzyskać przez pobranie próbek węgla do szczelnie zamykanych pojemników oraz przez odcignięcie z nich gazu znajdującego się w węglu. Proces odgazowania dokonywany jest w dwu, a nawet w trzech fazach [1, 3, 5], co powoduje wydłużenie czasu badania oraz poszerzenie zakresu możliwych błędów.

W Polsce stosowana jest dotychczas w Kopalni Doświadczalnej Barbara metoda K. Petersa i A. Warnecke [5]. W czole drążonych przodków pobiera się do zamykanych hermetycznie pojemników próbki węgla masy 500÷800 g. Po dostarczeniu ich do laboratorium określa się ilość gazu wolnego na podstawie wielkości ciśnienia

pomierzonego w pojemniku oraz składu chemicznego próbki gazu odciągniętego z pojemnika. Następnie otwiera się pojemnik, odważa porcję węgla masy 100 g i umieszcza ją w obrotowym młynku połączonym trwale z aparatem próżniowym.

W drugiej fazie odbywa się rozdrobienie i równoczesne odgazowanie węgla.

W niniejszym artykule przedstawiono nową metodę odgazowania próbek węgla opracowaną w Kopalni Doświadczalnej Barbara [4], wdrażaną zarówno tutaj, jak również w Sekretariacie Naukowym Rybnickiego ZPW, w Centralnym Laboratorium Badawczym Jaworznicko-Mikołowskiego ZPW oraz w Oddziale Lubelskim Przedsiębiorstwa Geologicznego w Kielcach. Metoda ta jest mniej pracochłonna i bardziej niezawodna od dotychczas stosowanej. Proces rozdrabniania próbki oddzielono od procesu jej odgazowania, co wpływa dodatnio na warunki pracy. Uzyskano możliwość zmniejszenia zakresu błędów dzięki zastosowaniu jednofazowego odgazowania, ograniczeniu liczby analiz gazu oraz zastosowaniu do wyznaczania masy gazu, wydzielonego z próbki węgla, manometrycznej zasady pomiaru.



Rys. 1. Aparat do odgazowania próbek skał

2. Pobieranie i rozdrabnianie próbek węgla

Próbki węgla pobiera się według uprzednio opracowanej metody z wydrążonych w pokładzie otworów, w postaci zwierzcin klasy ziarnowej 1 do 2 mm lub 2 do 4 mm, do szczególnie zamykanych pojemników z kulami stalowymi [2].

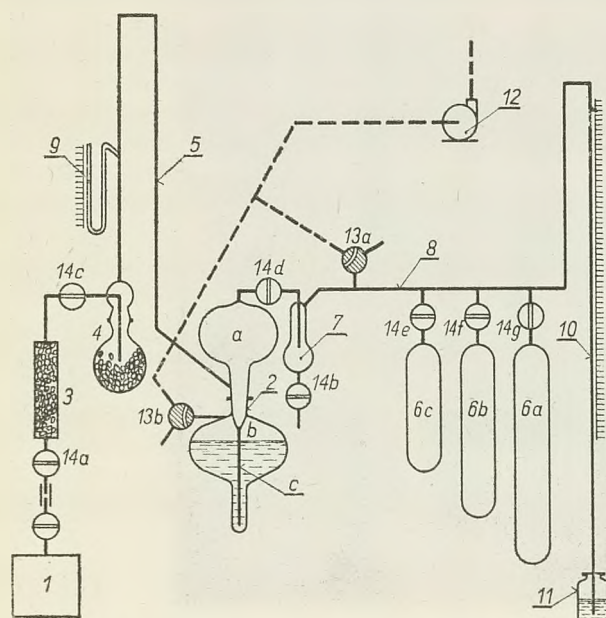
W celu rozdrobienia próbki pojemnik umieszcza się we wstrząsarce, której ruch sprawia, że ziarna węgla ulegają rozgniataniu i ścieraniu przez stalowe kule. Czas wstrząsania pojemnika należy tak dobrać, aby węgiel uległ rozdrobieniu do klasy ziarnowej $< 0,2$ mm. Doświadczenie z wstrząsarką zaprojektowaną w Kopalni Doświadczalnej Barbara wskazuje na to, że pożądaný rezultat można uzyskać po 120 minutach pracy wstrząsarki.

W czasie rozdrabniania węgla i przechowywania go w pojemniku następuje częściowe, samorzutne odgazowanie. Całkowite odgazowanie próbki dokonuje się po podłączeniu pojemnika do odpowiednio skonstruowanego aparatu próżniowego (rys. 1), w warunkach ściśle kontrolowanych, umożliwiających wyznaczenie masy wydzielonego gazu i pobranie jego średniej próbki do analizy chemicznej [4].

3. Opis aparatu i zasady jego działania

Schemat aparatu przedstawiono na rysunku 2. Z pojemnika próbki węgla 1 gaz może być zassany za pomocą rtęciowej pompy ssąco-tłoczącej 2 przez filtry osuszające 3 i 4 oraz rurkę 5 (spełniającą rolę zaworu hydraulicznego) do górnej komory *a* pompy 2 (lewa część aparatu), a następnie przetłoczony do zbiorników 6a—6c przez łapacz kropeł rtęci 7 i łącznik 8 (prawa część aparatu).

W lewej części aparatu znajduje się wakuometr rtęciowy 9, umożliwiający kontrolę próżni w aparacie przed przystąpieniem do odgazowania próbki węgla oraz kontrolę przebiegu końcowej fazy tego procesu. Natomiast znajdująca się w prawej części aparatu rurka manometryczna 10, zanurzona w zbiorniczku rtęci 11,



Rys. 2. Schemat aparatu do odgazowania próbek skał

umożliwia kontrolę ciśnienia przetłoczonego gazu. Rtęć w zbiorniczku 11 stanowi zewnętrzne zamknięcie hydrauliczne.

Do wytwarzania próżni w aparacie służy olejowa pompa próżniowa 12, której przewód ssący może komunikować z łącznikiem 8 przez trójdrożny kurek 13a, a z dolną komorą *b* pompy 2 — przez trójdrożny kurek 13b. Poza tymi kurkami aparat jest wyposażony w kurki jednodrożne: zewnętrzne 14a i 14b oraz wewnętrzne 14c do 14g.

Czynnikiem przetłaczającym gaz z lewej do prawej części aparatu jest rtęć, wypełniająca około 2/3 pojemności komory *b* pompy 2. Przez zanurzoną w niej rurkę *c* rtęć może być — pod naporem powietrza wprowadzonego z atmosfery przez kurek 13b do komory *b* — przetłoczona do komory *a*. Po załaniu połączenia tej komory z rurką 5 gaz w komorze *a* ulega sprężaniu (tłoczące działanie pompy 2), a po otwarciu kurka 14d przedostaje się do zbiorników 6 w prawej części aparatu. Wytworzenie próżni w komorze *b* (po połączeniu jej za pomocą kurka 13b z pompą próżniową 12) powoduje spłynięcie rtęci z komory *a* do komory *b*. Jeżeli w tym czasie kurek 14d jest zamknięty, to w komorze *a* wytwarza się próżnia. Dzięki temu dalsza porcja gazu przedostaje się z lewej części aparatu do komory *a* (ssące działanie pompy 2). Przez odpowiednią manipulację kurkami 13b i 14d pełny cykl pracy pompy można powtórzyć dowolną ilość razy.

Ilość gazu, jaką można przetłoczyć za pomocą pompy 2, jest ograniczona pojemnością prawej części aparatu oraz maksymalnym ciśnieniem, jakie pompa 2 może wytworzyć w opisanych wyżej warunkach jej pracy. To maksymalne ciśnienie jest równe różnicy ciśnienia atmosferycznego i ciśnienia hydrostatycznego rtęci w komorze *a* w chwili całkowitego wypełnienia tej komory rtęcią (od poziomu rtęci w zbiorniku *b* do poziomu kurka 14d). Pompa 2 jest tak zaprojektowana, aby maksymalna różnica poziomów rtęci w obu komorach była jak najmniejsza przy możliwie dużym (ze względu na sprawność pompy) stosunku użytecznej pojemności komory *a* (powyżej połączenia z rurką 5) do sumy pojemności lewej części aparatu (pomiędzy kurkami 14a i 14d) i przestrzeni martwej pojemnika próbki 1. Również liczba i pojemność zbiorników 6a do 6c jest odpowiednio dobrana do zawartości gazu w próbkach węgla. Przetłoczony gaz gromadzi się w zasadzie w jednym ze zbiorników 6 (np. największym). Pozostałe dwa zbiorniki są rezerwowe i włącza się je kolejno, gdy gaz nie mieści się w danym zbiorniku.

W czasie zasysania z pojemnika 1 przez pompę 2 gaz jest pozbawiany wilgoci w filtrze 3 wypełnionym wąskoporowatym żelazem krzemionkowym, zawierającym chlorek kobaltu jako wskaźnik zawilgocenia żelaz, oraz w filtrze 4 wypełnionym odpowiednio spreparowanym szerokoporowatym żelazem krzemionkowym, zawierającym w porach nadchloran magnezu. Zawartość obu filtrów można regenerować przez prażenie do stałej wagi w temperaturze 180°C.

4. Odgazowanie próbek węgla

Przed przystąpieniem do odgazowania próbki węgla wytwarza się w całym aparacie próżnię za pomocą pompy 12. Kurki zewnętrzne 14a i 14b są wtedy zamknięte, a kurki wewnętrzne 14c do 14g otwarte. Pro-

ces ewakuacji powietrza z aparatu reguluje się kurkami 13a i 13b. Po wytworzeniu próżni zamyka się kurki 13a i 13b (w pozycji, jak na rys. 2), sprawdza szczelność, a następnie zamyka kurki 14c, 14e i 14f. W międzyczasie podłącza się do aparatu pojemnik 1 z próbką węgla za pomocą wężyka próżniowego. Odgazowanie węgla prowadzi się w dwóch etapach.

W etapie pierwszym (odgazowanie samorzutne) otwiera się kolejno kurek pojemnika 1 oraz kurek 14a, a następnie otwiera się ostrożnie kurek 14c, regulując równocześnie za pomocą kurka 13b dopływ powietrza z atmosfery do komory b pompy 2 w celu skompensowania wzrostu ciśnienia zachodzącego w komorze a w wyniku dopływu gazu z pojemnika 1. Gdy poziom rtęci w rurce manometrycznej 10 przestanie ulegać widocznym zmianom, podejmuje się drugi etap odgazowania węgla (odgazowanie wymuszone), uruchamiając pompę 2 w sposób wyżej opisany. Proces odgazowania uważa się za skończony, gdy wakuometr 9 wskaże ciśnienie bezwzględne 0,0 mm Hg, utrzymujące się bez zmian po przerwaniu pracy pompy 2 (kurki 13b i 14d zamknięte w pozycji, jak na rys. 2, komora a całkowicie wypełniona rtęcią). W przypadku próbek węgla, których odgazowanie trwa zbyt długo, można drugi etap odgazowania przerwać na przeciąg kilku lub kilkunastu godzin (np. na noc), w czasie których proces znowu przebiega samorzutnie (przy zamkniętym kurku 14d i podniesionym poziomie rtęci w komorze a).

5. Wyznaczenie zawartości gazu w próbce węgla

Różważmy dwa stany (początkowy i końcowy) układu, jaki tworzy opisany aparat wraz z podłączonym do niego pojemnikiem z węglem. W stanie początkowym (przed odgazowaniem próbki) w pojemniku 1 znajduje się całkowita ilość gazu, która dostała się doń wraz z węglem w chwili wprowadzenia próbki i zamknięcia pojemnika. Część tego gazu jest w stanie wolnym, a część w stanie zasorbowanym. Całkowitą masę gazu w układzie w stanie początkowym stanowi suma masy gazu wprowadzonego z próbką węgla, składników powietrza znajdujących się w pojemniku w chwili jego zamknięcia po wprowadzeniu próbki węgla oraz powietrza pozostawionego w aparaturze (w przypadku, gdy nie osiągnięto całkowitej próżni). Spełniona jest zatem równość

$$\mu = \mu_x + \frac{p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} (v_l + v_p) + \mu_o \quad (1)$$

gdzie

- μ — całkowita masa (ilość materii) gazu zawartego w układzie, wyrażona w normalnych metrach sześciennych, Nm³,
- μ_x — masa gazu zawartego pierwotnie w próbce węgla, Nm³,
- μ_o — masa powietrza zawartego w wolnej przestrzeni pojemnika, Nm³,
- p' — początkowe ciśnienie bezwzględne w aparacie próżniowym, mm Hg,
- T' — początkowa temperatura w aparacie (równa temperaturze otoczenia), K,
- v_l — objętość wolnej przestrzeni lewej części aparatu próżniowego, m³,
- v_p — objętość wolnej przestrzeni prawej części aparatu próżniowego, m³,

p_o — ciśnienie normalne, $p_o = 760$ mm Hg,

T_o — temperatura normalna, $T_o = 273$ K.

Taka sama ilość gazu μ znajduje się w układzie w stanie końcowym (po odgazowaniu próbki węgla). Odmienne jest tylko rozmieszczenie tej masy w poszczególnych częściach układu. Można ją wyrazić jako sumę składników występujących z prawej strony równości

$$\mu = \mu_r + \frac{p_l''}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T''} (v_l + v_z) + \frac{p_p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} v_p \quad (2)$$

gdzie

μ_r — masa gazu nie uwolnionego z węgla w stanie końcowym (gaz resztkowy), Nm³,

p_l, p_p — końcowe ciśnienie (bezwzględne) gazu w lewej (p_l) i w prawej (p_p) części aparatu próżniowego, mm Hg,

T'' — temperatura gazu w aparacie w stanie końcowym, K,

v_z — objętość wolnej przestrzeni w pojemniku z węglem (łącznie z porami węgla), m³.

Z równości (1) i (2) wynika zależność

$$\mu_x = \left(\frac{p_p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} - \frac{p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} \right) v_p + \left(\frac{p_l''}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T''} - \frac{p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} \right) v_l + \frac{p_l''}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T''} v_z + \mu_r - \mu_o \quad (3)$$

Przy założeniu, że proces odgazowania próbki węgla spełnia warunki

$$p' = p_l' = p_p' = 0 \quad (4a)$$

$$p_l'' = 0 \quad (4b)$$

które pociągają za sobą równość $\mu_r = 0$, wzór (3) przyjmuje postać

$$\mu_x = \frac{p_p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} \cdot v_p - \mu_o \quad (5)$$

lub równoważną (z uwagi na $p_p' = 0$) i bardziej praktyczną w użyciu

$$\mu_x = \frac{p_p'' - p_p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} \cdot v_p - \mu_o \quad (6)$$

W liczniku pierwszego mnożnika prawej strony wzoru występuje różnica ciśnień $\Delta p = p_p'' - p_p'$. Różnicę tę można łatwo wyznaczyć, wprowadzając dane z pomiaru przemieszczenia się słupa rtęci $\Delta l = l'' - l'$ w rurce manometrycznej 10.

Istnieje bowiem następująca zależność pomiędzy Δp i Δl

$$p_p'' - p_p' = k \left(1 + \frac{d^2}{D^2} \right) (l' - l'') + (b_o'' - b_o') \quad (7)$$

W zależności (7) występują następujące wielkości:

l' — początkowy poziom słupka rtęci w rurce manometrycznej 10, liczony względem dowolnie obranego poziomu umownego, mm,

l'' — końcowy poziom słupa rtęci w rurce manometrycznej 10, mm,

k — współczynnik przeliczeniowy jednostek, uwzględniający poprawkę na rozszerzalność rtęci i skali rurki manometrycznej 10; dla $T - T_o = 273$ K współczynnik k wynosi 1 mm Hg/mm,

d, D — odpowiednio — średnica wewnętrzna d rurki manometrycznej 10 oraz średnica D zbiorniczka rtęci 11, mm,

b_o', b_o'' — odpowiednio — ciśnienie barometryczne w stanie początkowym b_o' w chwili pomiaru l' i końcowym b_o'' w chwili pomiaru l'' , mm Hg.

Pod wielkością v_p , występującą we wzorze (6) należy rozumieć objętość prawej części aparatu, ograniczoną kurkami 14d i 13a oraz meniskiem rtęci w rurce manometrycznej 10 w jego położeniu końcowym (po ukończeniu odgazowania), łącznie z objętością tych zbiorników gazu 6, które zostały włączone w toku odgazowania próbki węgla. Objętość tę należy odpowiednio skorygować, jeżeli do łapacza kropel 7 dostała się rtęć.

Zawartość gazu w próbce węgla wyznacza się jako stosunek obliczonej z wzoru (6) wielkości μ_x do masy substancji organicznej węgla zawartego w pojemniku I.

W przypadku, gdy z jakichkolwiek powodów (np. wadliwego funkcjonowania pompy próżniowej 12 lub przerwania procesu przed całkowitym odgazowaniem węgla), warunki (4) nie zostały spełnione, należy stosować wzór (3) lub — w przypadkach szczególnych — jeden z następujących wzorów

w przypadku: $p' = 0, p_i'' \neq 0$ — wzór

$$\mu_x = \frac{p''_p}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T''} v_p + \frac{p''_i}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T''} (v_i + v_z) + \mu_r - \mu_o \quad (3a)$$

w przypadku: $p_i'' = 0, p' \neq 0$ — wzór

$$\mu_x = \frac{p''_p}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T''} v_p - \frac{p'}{p_o} \cdot \frac{T_o}{T'} (v_p + v_i) - \mu_o \quad (3b)$$

W celu korzystania z wzorów (3) i (3a), należy znać zawartości gazu resztkowego μ_r w próbce w stanie końcowym. Zawartość tę można oszacować na podstawie izotermy sorpcji dla danego typu węgla przy uwzględnieniu ciśnienia równowagowego p_i'' w stanie końcowym procesu odgazowania.

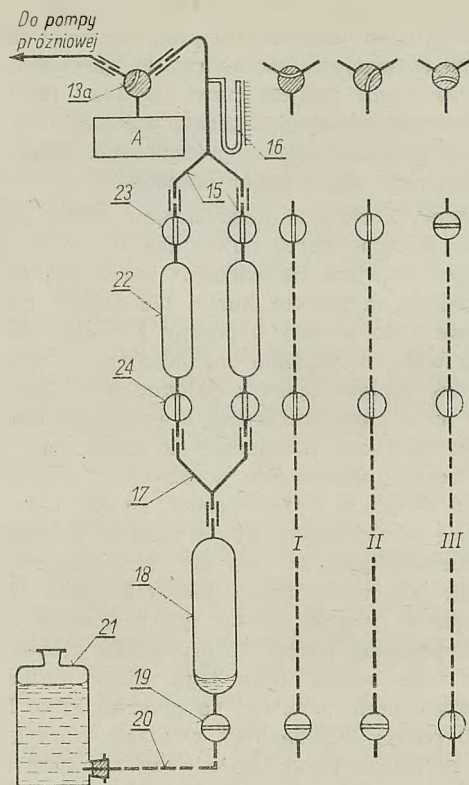
6. Pobranie próbek gazu do analizy

6.1. Urządzenie do pobierania próbek gazu

Dla pełnej oceny gazonośności pokładu konieczna jest znajomość nie tylko ilości gazu, ale również jego składu chemicznego. Dlatego też średnią próbkę gazu zebranego w czasie odgazowania węgla poddaje się analizie chemicznej. Przed tym jednak należy pobrać ją ze zbiorników (6), gdzie gaz znajduje się pod ciśnieniem mniejszym od ciśnienia atmosferycznego. Do tego celu najlepiej nadaje się metoda próżniowa.

Na rys. 3 przedstawiono schemat odpowiedniego urządzenia, umożliwiającego równoczesne pobranie próbki gazu ze zbiorników 6 do dwóch pipet. Urządzenie jest połączone z jednym z króćców kurka 13a (patrz rys. 2). Na schemacie rys. 3 prawą stronę aparatu przedstawiono na rys. 2 oznacza prostokąt A.

W skład urządzenia (rys. 3) wchodzi łącznik górny 15, zawierający wakuometr 16, łącznik dolny 17 oraz zbiornik 18 zamykany od dołu kurkiem 19 i połączony wężykiem próżniowym 20 z butlą poziomową 21, wypełnioną nasyconym roztworem wodnym chlorku sodowego. Stanowią one stacjonarne elementy urządzenia. Do pobrania próbki gazu z przestrzeni A służą pipety gazowe 22 zaopatrzone w kurki 23 i 24. Pipety te łączy się ze stacjonarnymi elementami urządzenia kawałkami wężyka próżniowego w sposób pokazany na rys. 3.



Rys. 3. Schemat urządzenia do pobierania próbek gazu

Położenia kurków, uwidocznione na schemacie urządzenia, odpowiadają ich pozycji wyjściowej. Obok schematu przedstawiono pozycje kurków 13a, 23, 24 i 19 w poszczególnych etapach pobierania próbki gazu.

6.2. Sposób pobierania próbek gazu

W etapie I w zbiorniku 18 i w pipetach 22 wytwarza się próżnię. W tym celu można skorzystać z pompy próżniowej 12 (rys. 2). Dla zabezpieczenia zawartego w niej oleju przed zawilgoceniem należy przewidzieć odpowiedni filtr z osuszaczem. Ewakuacji powietrza dokonuje się w ustalonym doświadczalnie czasie. Końcowa faza uwidacznia się wrzeniem solanki pozostawionej w dolnej części zbiornika 18. Wakuometr 16 służy do kontroli szczelności układu; w szczelnym układzie, po odcięciu od pompy próżniowej, poziom rtęci w wakuetrze, odpowiadający prężności pary wodnej nad solanką, nie powinien ulegać zmianie. W etapie II gaz przepływa z przestrzeni A do pipet 22 i zbiornika 18.

W etapie III po otwarciu kurka 19 solanka przepływa z butli 21 do zbiornika 18, sprężając pobraną próbkę gazu. Przed zamknięciem kurków 24 i odłączeniem pipet 22 zawarty w nich gaz spręża się dodatkowo do ciśnienia atmosferycznego lub nieco wyższego przez uniesienie butli 21.

Pojemności zbiornika 18 i butli 21 są odpowiednio dobrane do pojemności pipet 22 i krańcowych parametrów stanu gazu zawartego w przestrzeni A.

Próbka gazu, pobrana w opisany sposób, jest próbką średnią, jeżeli skład gazu w poszczególnych częściach prawej strony aparatu próżniowego (p. rys. 2) jest jednakowy. Gdy gaz uzyskany z odgazowania węgla gromadzony jest tylko w jednym ze zbiorników 6, warunek ten jest zawsze spełniony, gdyż etapowi wymu-

szanego odgazowania towarzyszy mieszanie gazu. Aby spełniony był on również w przypadku korzystania z pozostałych zbiorników, należy kurek od zbiornika wcześniej napełnionego pozostawić otwarty do samego końca procesu odgazowania węgla.

Literatura

1. Bertard C., Bruyet B., Gunther J.: Détermination de la concentration en gaz désorbable des charbons (Méthode Directe). Publication Cerchar 1967, nr 1778.

2. Borowski J.: Badania gazonośności pokładów węglowych z zastosowaniem nowych metod. Prace GIG, Komunikat nr 645, 1975.

3. Kissel F.N., Mc. Celloch C.M., Elder C.H.: The direct method of determining methane content of coalbeds for ventilation design. Bu. Mines R.I. 7767, 1973.

4. Muzyczuk J., Borowski J., Daszek A., Borowska Z.: Aparat do odgazowania próbek skał. Zgłoszenie w Urzędzie Patentowym pod nr W-53576 dnia 25.4.1975 r.

5. Peters K., Warnecke A.: Physikalische und chemische Untersuchungen über Flözgas. Glückauf 69, 1933.

622.839.1

Równanie pełnej nie ustalonej niecki osiadania

Doc. dr hab. inż. Bronisław Skinderowicz

Treść: Podano, że profil pełnych nie ustalonych niecek osiadania oraz krzywa osiadania punktu terenu w czasie odpowiada krzywej całkowitej Gaussa. Punkt przegięcia profilu tej niecki jest przesunięty o pewien odcinek „d” w kierunku wyeksploatowanego pokładu. Przyjmując krzywą wpływów St. Knothe’go dla określenia niecek ustalonych, podano równanie dla pełnych niecek nie ustalonych oraz charakterystyczne jej parametry (nachylenie, krzywiznę niecki nie ustalonej i zmianę nachylenia stycznej w czasie oraz prędkość i przyspieszenie osiadania punktu powierzchni).

1. Wstęp

Tworzące się na powierzchni terenu w wyniku eksploatacji złóż niecki osiadania dzielimy na niecki nie ustalone tzw. dynamiczne i ustalone tzw. statyczne. Nie ustalonymi nieckami osiadania nazywamy te, które tworzą się w trakcie trwania ruchów górotworu, ustalonymi natomiast nazywamy niecki powstające po uspokojeniu się górotworu. Z kolei niecki te dzielimy na tzw. pełne i niepełne. Pełną nie ustaloną lub ustaloną niecką osiadania nazywamy taką, której co najmniej jeden punkt osiągnął maksymalną wartość osiadania.

Nawiązując do wyników badań autora zawartych w pracy habilitacyjnej pt. „Wpływ czasu na kształtowanie się dynamicznych niecek osiadania” w niniejszym artykule rozpatrzono nie ustalone niecki osiadania oraz osiadanie w czasie punktu powierzchni.

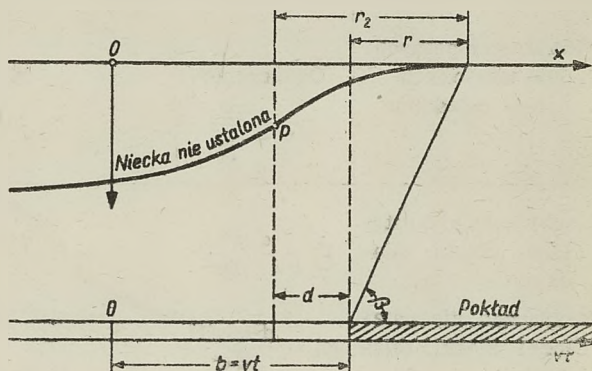
2. Ustalenie zależności między osiadaniem punktów powierzchni a przesuwanym się frontem eksploatacji dla pełnej nie ustalonej niecki osiadania

Analizując wyniki szeregu obserwacji geodezyjnych obniżenia powierzchni, wywołanych przesuwanym się frontem eksploatacyjnym ze stałą prędkością v stwierdzono, że:

- profil pełnych nie ustalonych niecek osiadania oraz krzywa osiadania punktu powierzchni w czasie odpowiada krzywej całkowitej Gaussa;
- wartość parametru określającego zasięg wpływów głównych ma większą wartość dla pełnej nie ustalonej niecki osiadania aniżeli dla pełnej niecki ustalonej;

— punkt przegięcia profilu pełnej nie ustalonej niecki osiadania jest przesunięty o pewien odcinek d w kierunku wyeksploatowanego pokładu. Również punkt przegięcia krzywej osiadania punktu w czasie występuje w momencie przejścia frontu eksploatacyjnego na odległość d spod rozpatrywanego punktu powierzchni.

Na rysunku 1 przedstawiono nieckę nie ustaloną, jaka wytworzyła się w chwili usytuowania frontu eksploata-



Rys. 1. Kształtowanie się pełnej nie ustalonej niecki osiadania

tacyjnego w odległości $b = v \cdot t$ od początku układu współrzędnych, przyjmując, że eksploatacja została rozpoczęta odpowiednio wcześniej. (Teoretycznie w czasie $t = -\infty$, co odpowiada w praktyce dostatecznie dużej szerokości wybranej partii pokładu). Przyjmując w tym przypadku za r_2 wartość zasięgu wpływów głównych dla niecki nie ustalonej, a za r wartość zasięgu

wpływów głównych ustalonej niecki osiadania, wówczas

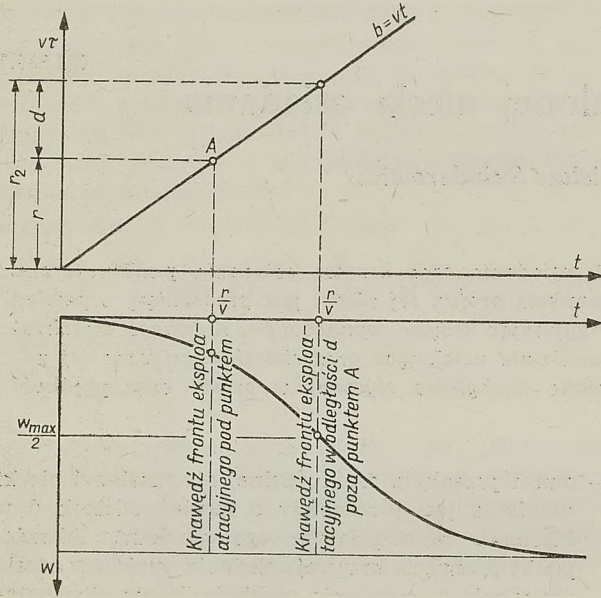
$$d = r_2 - r \quad (1a)$$

W dalszych rozważaniach przyjęto, że

$$r_2 = \frac{r}{C} \quad (1b)$$

gdzie C jest tzw. współczynnikiem niecki nie ustalonej.

Na rysunku 2 przedstawiono natomiast wykres osiadania punktu A położonego w odległości r od początku układu, przy czym górny wykres charakteryzuje postęp frontu eksploatacyjnego, dolny natomiast krzywą osiadania tego punktu w czasie.



Rys. 2. Wykres krzywej osiadania punktu A w czasie

W dalszych rozważaniach posłużono się dla ustalenia kształtu profilu pełnej niecki nie ustalonej podanymi przez St. Knothego krzywą wpływów głównych oraz równaniem dla profilu pełnej ustalonej niecki osiadania

$$W(x, b) = \frac{a \cdot g}{r} \int_{-\infty}^b \exp \left[\frac{-\pi(s-x)^2}{r^2} \right] ds \quad (2)$$

gdzie

- a — współczynnik eksploatacji,
- g — grubość pokładu,
- r — zasięg wpływów głównych,
- s — odcięta w płaszczyźnie pokładu,
- x — odcięta dowolnego punktu powierzchni,
- b — położenie frontu eksploatacyjnego.

Po uwzględnieniu we wzorze (2) podanych założeń dla dynamicznych niecek osiadania i po wprowadzeniu zmiany zmiennych, a mianowicie, przyjmując za $s = v \cdot \tau$ (gdzie τ zmienna pozorna), otrzymujemy następującą postać równania

$$W(x, t) = \frac{a \cdot g \cdot v \cdot C}{r} \int_{-\infty}^t e^{\left[\frac{-\pi(v \cdot \tau - d - x)^2 C^2}{r^2} \right]} d\tau \quad (3)$$

Równanie to przedstawia profil nie ustalonej niecki osiadania w określonej chwili t . W przypadku gdy rozpatrujemy osiadanie określonego punktu powierzchni w czasie, czyli dla $x = \text{const}$, równanie przedstawia krzywą osiadania tego punktu w czasie.

Korzystając z wzoru (3), można obliczyć charakterystyczne parametry niecek osiadania, tj. nachylenie, krzywiznę niecki nie ustalonej i zmianę nachylenia stycznej w czasie oraz prędkość i przyspieszenie osiadania punktu powierzchni.

W tabelicy 1 podano wzory na obliczenie tych parametrów, w tym również na wyznaczenie ich wartości maksymalnych.

Tablica 1
WZORY CHARAKTERYSTYCZNYCH PARAMETRÓW PEŁNYCH NIE USTALONYCH NIECEK OSIADANIA

Parametry pełnych nie ustalonych niecek osiadania	Oznaczenie	Wzór	Największe wartości parametrów		
			oznaczenie	wzór	miejsce (czas) wystąpienia wartości maksymalnych
Nachylenie nie ustalonej niecki osiadania	$T_t = \frac{dw(x, t)}{dx}$	$-\frac{a \cdot g \cdot C}{r} \cdot F(x, t)$	$T_{t \max}$	$-\frac{a \cdot g \cdot C}{r}$	$x = vt - d$
Krzywizna nie ustalonej niecki osiadania	$K_t = \frac{d^2w(x, t)}{dx^2}$	$\pm \frac{a \cdot g \cdot C}{r} \cdot \frac{2\pi C^2}{r^2} (vt - d - x) \cdot F(x, t)$	$K_{t \max}$	$\pm 1,52 \frac{a \cdot g \cdot C^2}{r^2}$	$x = vt - d \pm \frac{0,4r}{C}$
Zmiana nachylenia nie ustalonej niecki osiadania	$A_t = \frac{d^2w(x, t)}{dx dt}$	$\pm \frac{a \cdot g \cdot v \cdot C}{r} \cdot \frac{2\pi C^2}{r^2} (vt - d - x) \cdot F(x, t)$	$A_{t \max}$	$\pm 1,52 \frac{a \cdot g \cdot v \cdot C^2}{r^2}$	$x = vt - d \pm \frac{0,4r}{C}$
Prędkość osiadania punktu w czasie	$V_z = \frac{dw(x, t)}{dt}$	$\frac{a \cdot g \cdot v \cdot C}{r} \cdot F(x, t)$	$V_{z \max}$	$\frac{a \cdot g \cdot v \cdot C}{r}$	$t = \frac{x}{v} + \frac{d}{v}$
Przyspieszenie osiadania punktu w czasie	$G_z = \frac{d^2w(x, t)}{dt^2}$	$\pm \frac{a \cdot g \cdot v^2 \cdot C}{r} \cdot \frac{2\pi C^2}{r^2} (vt - d - x) \cdot F(x, t)$	$G_{z \max}$	$\pm 1,52 \frac{a \cdot g \cdot v^2 \cdot C^2}{r^2}$	$t = \frac{x}{v} + \frac{d}{v} \pm \frac{0,4r}{vC}$
$F(x, t) = \exp \left[\frac{-\pi(vt - d - x)^2 C^2}{r^2} \right]$					

3. Badanie parametrów nie ustalonych niecek osiadania na przykładach wyników obserwacji geodezyjnych

Analizy wzoru (3) oraz wynikających z niego parametrów dla pełnej nie ustalonej niecki osiadania dokonano, wykorzystując wyniki przeprowadzonych badań geodezyjnych z kopalń: Halemba, Polska, Radzionków, Murcki, Dębieńsko, Komuna Paryska i Tadeusz (rudy żelaza). Z analizy tej wynika, że współczynnik C jest wartością stałą i dla pełnych niecek nie ustalonych waha się w granicach $0,6 \div 0,65$.

W niniejszym artykule podano w sposób syntetyczny dwa przykłady z kopalń Polska i Komuna Paryska.

3.1. Analiza wyników badań geodezyjnych w kopalni Polska

W kopalni Polska eksploatowano w latach 1957–1975 w filarze ochronnym ZUT Zgoda pokłady: 504, 506, 507, 510 i 501 z zastosowaniem podsadzki hydraulicznej wg następującej kolejności: pokład 504 o grubości około 3,2 m, zalegający na głębokości 250–350 m, eksploatowany w latach 1957–1960; pokład 506 o grubości około 1,8 m, na głębokości 270–350 m, eksploatowany

w latach 1961–1963, pokład 507 o grubości 3,0 m, na głębokości 290–370 m, eksploatowany w latach 1964 do 1966; pokład 510 o grubości 4,5–5,0 m, na głębokości 300–420 m, eksploatowany w latach 1966–1972; pokład 501 o grubości 6,0–7,0, na głębokości 180–300 m, eksploatowany w latach 1972–1975.

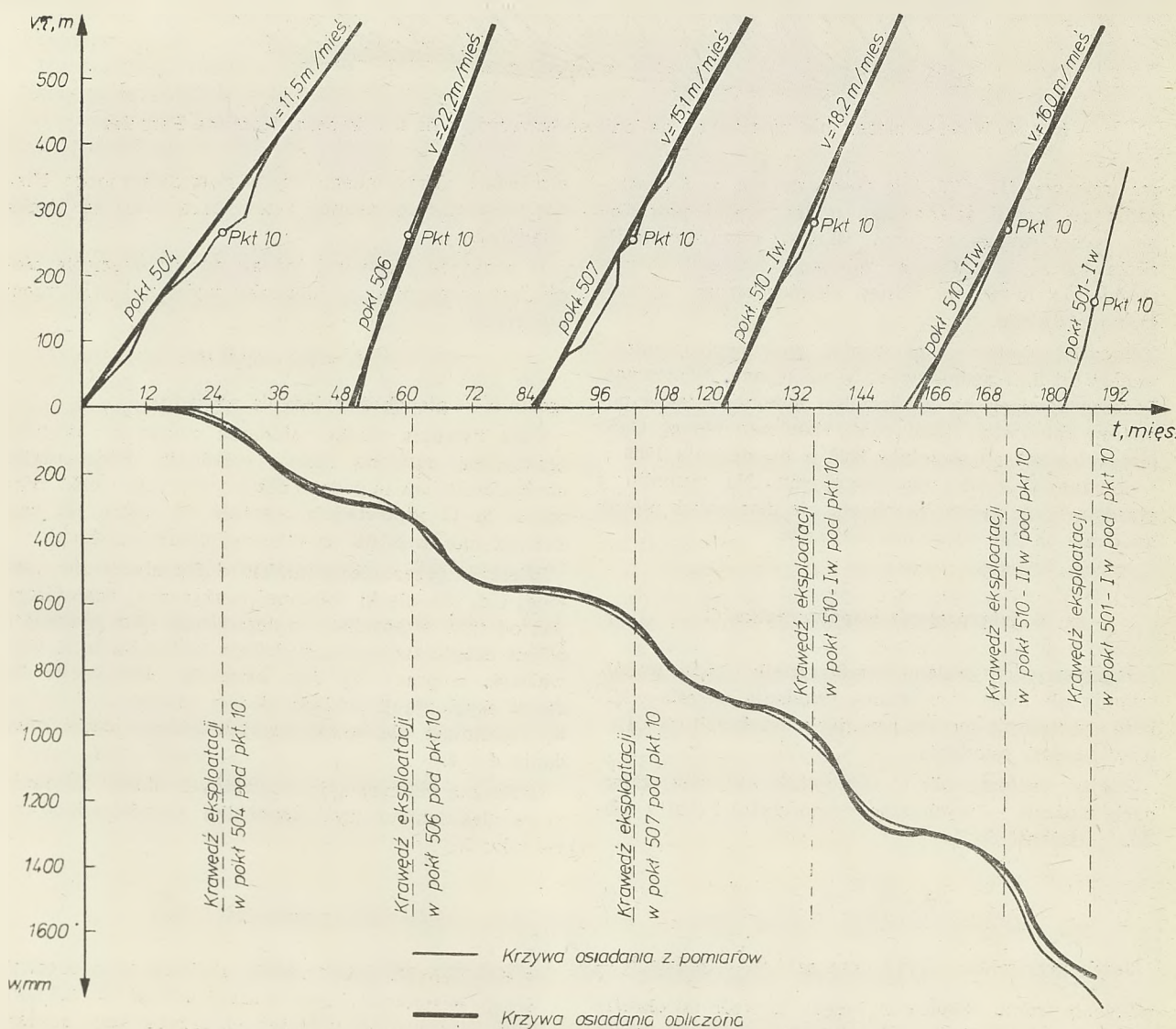
Badania okształceń powierzchni i obiektów oraz analizę wyników obserwacji geodezyjnych prowadził Zakład Miernictwa Górniczego Instytutu Geodezji Górniczej i Przemysłowej Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie.

Wielkość współczynnika C oraz parametru $\lg \beta$ określono na podstawie wyników osiadań trzech punktów: 8, 9 i 10.

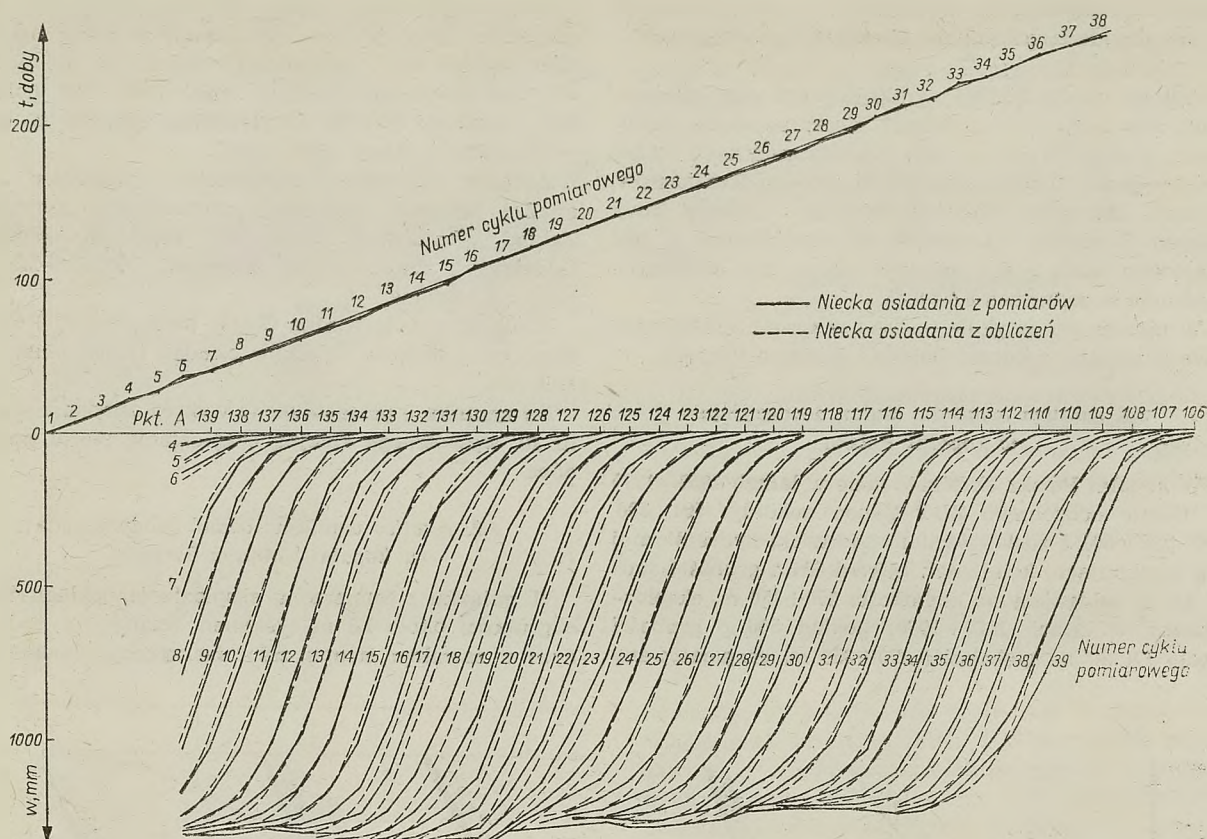
Na rysunku 3 przedstawiono wykres osiadania punktu 10, wywołanego kolejną eksploatacją pięciu pokładów.

3.2. Analiza wyników badań geodezyjnych w kopalni Komuna Paryska

W związku z zamierzoną eksploatacją pokładu 324/1 o grubości około 1,8 m systemem ścianowym podłużnym z zawałem stropu założono między chodnikami



Rys. 3. Wykres osiadania punktu 10, wywołanego eksploatacją pokładów 504, 506, 507 i 510 w kopalni Polska



Rys. 4. Wykres niecek nie ustalonych na linii obserwacyjnej nr 6 w kopalni Komuna Paryska

rozdzielczymi III i IV linię obserwacyjną nr 6 prostopadle do frontu ścianowego, mniej więcej pośrodku nad polem eksploatacyjnym. Długość ściany wynosiła około 120 m, a głębokość zalegania pokładu w tym rejonie od 70÷80 m. Postęp eksploatacyjny wynosił średnio 1,37 m/d.

Pomiary obniżen i przesunięć poziomych punktów wzdłuż tej linii wykonywano w odstępach 7-dniowych. Podczas pomiaru na powierzchni dokonano także pomiarów aktualnego stanu frontu eksploatacyjnego. Ogółem w okresie od września 1968 r. do sierpnia 1969 r. wykonano 41 cykli obserwacyjnych. Na rysunku 4 przedstawiono wykres przebiegu nie ustalonych niecek osiadania na linii obserwacyjnej nr 6.

4. Interpretacja współczynnika C

Jak poprzednio podano, współczynnik C tzw. współczynnik nie ustalonych niecek osiadania określa wielkość przesunięcia punktu przegięcia d pełnych nie ustalonych niecek osiadania.

Znając współczynnik C i promień wpływów głównych, możemy — wychodząc z wzoru (1a) i (1b) — obliczyć wielkość d

$$d = \frac{1-C}{C} r \quad (4)$$

Jeżeli przyjmiemy $C = 1$ oraz za $t = \frac{b}{v}$ (gdzie b — położenie frontu eksploatacyjnego), to wzór (3) określa zgodnie z wzorem (2) pełną nieckę ustaloną. Punkt przegięcia tej niecki znajduje się w tym przypadku nad

krawędzią zatrzymanego frontu eksploatacyjnego. Nieckę tę można by nazwać teoretyczną ustaloną niecką osiadania.

W praktyce zazwyczaj jednak punkt przegięcia niecki jest przesunięty w kierunku wybranej przestrzeni o wielkość

$$d_0 = (0,1-0,15) H$$

(gdzie H — głębokość zalegania pokładu).

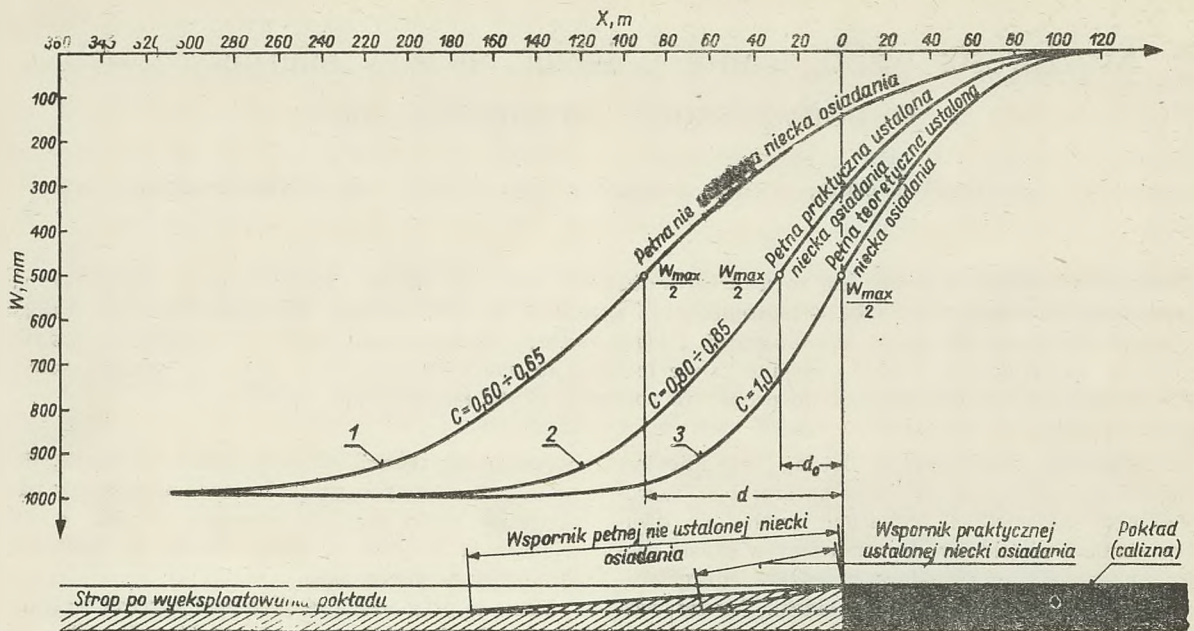
Taką ustaloną nieckę osiadania można by nazywać praktyczną ustaloną niecką osiadania. Podstawiając analogicznie, jak to podano dla teoretycznej niecki osiadania, za C odpowiednią wartość do wzoru (3), wyznaczyć można profil praktycznej niecki ustalonej.

Wielkość przesunięcia punktu d dla niecki nie ustalonej i d_0 dla niecki ustalonej praktycznej uzależniona jest od tzw. wspornika, występującego nad wybranym polem eksploatacyjnym, podobnie jak podał to Z. Kowalczyk w pracy [3]. Jak wykazały obserwacje, dla danej eksploatacji pokładu d jest zawsze większe od d_0 . Natomiast dla teoretycznej ustalonej niecki osiadania $d = 0$.

Graficzną interpretację omawianych niecek osiadania z uwzględnieniem tzw. wspornika przedstawiono na rysunku 5.

5. Wnioski

— Z dokonanych badań niecek osiadania, przy prędkościach eksploatacyjnych w granicach od 0,5÷3,5 m/d, które występowały w badanych przypadkach, stwierdza się, że kształt nie ustalonych niecek osiadania



Rys. 5. Wykresy pełnych nie ustalonych i ustalonych niecek osiadania z uwzględnieniem tzw. pola wspornikowego

nie zależy od prędkości postępu frontu eksploatacyjnego.

— Dla wartości współczynnika $C \approx 0,65$, maksymalna krzywizna pełnych dynamicznych niecek osiadania występuje nad krawędzią postępującego frontu eksploatacyjnego. W tym też miejscu występować będzie maksymalna wartość dodatnia odkształcenia poziomego.

-- Dla określenia współczynnika C konieczna jest możliwość dokładnej znajomości położenia frontu eksploatacyjnego wybranego pokładu. W związku z tym należy jednocześnie z okresowymi pomiarami osiadania punktów powierzchni prowadzić pomiary aktualnego stanu frontu eksploatacyjnego.

Metodyka wykonywania pomiarów dla tych przypadków omówiona jest w publikacji [11].

Literatura

1. Knothe S.: Wpływ czasu na kształtowanie się niecek osiadania. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa 1953, zeszyt nr 1.
2. Knothe S.: Prędkość wybierania pokładów, a wielkość odkształcenia powierzchni. Przegląd Górniczy 1952, nr 9.
3. Kowalczyk Z.: Określenie wpływów eksploatacji górniczej metodą przekrojów pionowych. Katowice 1972, Wydawnictwo Śląsk.
4. Litwiniszyn J.: Równanie różniczkowe przemiesz-

czeń górotworu. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa 1953, zeszyt 1.

5. Martos F.: Der Zeitverlauf von Bewegungsvorgängen beim Unterbauen der Tagesoberfläche, Mitteilungen des Ungarischen Forschungsinstitutes für Bergbau 1961, nr 5.

6. Milewski M.: Analiza wyników eksploatacji w filarze ochronnym ZUT Zgoda. Referat na konferencję naukowo-techniczną pt. „Analiza techniczno-ekonomiczna z eksploatacji filarów ochronnych”, Katowice 1962.

7. Niemczyk O.: Bergschadenkunde. Essen 1949. Verlag Glückauf.

8. Perz F.: Der Einfluss der Zeit die Bodenbewegung über Abbauen. Mitteilungen aus d. Markscheidewesen 1948.

9. Salustowicz A.: Mechanika górotworu. Katowice 1955, WGH.

10. Skinderowicz B.: Wpływ czasu na kształtowanie się dynamicznych niecek osiadania. Seria dodatkowa — rozprawa habilitacyjna. Katowice 1974, Główny Instytut Górnictwa.

11. Skinderowicz B.: Metodyka pomiarów geodezyjnych dla określenia kształtu dynamicznych niecek osiadania. Ochrona terenów górniczych 1975, nr 33.

12. Wardell K.: Some observations on the relation between time and mining subsidence. Transactions Inst. Of. Min. Eng., t. 113, 1953÷1954.

13. Dżegniuk B.: Niektóre efekty nieliniowe w procesie osiadania nad eksploatacją górniczą. Zeszyty Naukowe AGH, Geodezja, z. 34.

**Zadaniem każdego inżyniera i technika górniczego
jest ciągle dążenie do dalszego wzrostu
bezpieczeństwa pracy w górnictwie**

622.7.084:622.7

Możliwości wzbogacania polskich miałów energetycznych o podwyższonej zawartości siarki

Doc. dr inż. Ryszard Lach, dr inż. Jerzy Średniawa, mgr inż. Zygmunt Szarafiński

Treść: Przedmiotem artykułu jest rozważenie możliwości poprawy jakości polskich węgla energetycznych o podwyższonej zawartości siarki — występujących w rejonie kopalń: Siersza, Komuna Paryska, Jaworzno i Janina — metodą przeróbki mechanicznej. Podano rodzaje występowania siarki w węglach, szczególnie w rejonie wymienionych kopalń. Opisano znane technologie obniżenia zawartości siarki w węglach kamiennych. Wysłunięto sugestie odnośnie do programu poprawy jakości zasiarczonych miałów.

Jak wiadomo, dominującym dzisiaj zagadnieniem w świecie jest ochrona środowiska naturalnego, zagrożonego m.in. na wielkich obszarach działaniem dwutlenku siarki wydzielanym do atmosfery w czasie spalania w elektrowniach zawodowych miałów energetycznych zawierających znaczne ilości siarki. Bardzo ważną sprawą — oprócz rozwiązania tego trudnego i zasadniczego problemu najważniejszego ze względu na ochronę środowiska spalania takich miałów — jest również znalezienie w układzie: kopalnia—zakład wzbogacania węgla—elektrownia technicznego i ekonomicznego optimum postępowania w zależności od jakości paliwa. O ile bowiem wzbogacanie węgla i obniżenie zawartości siarki dałoby znaczne korzyści dla elektrowni, o tyle wzbogacanie miałów energetycznych — dotyczy to również polskich miałów — o podwyższonej zawartości siarki będzie bardzo trudne oraz kosztowne do zrealizowania nie tylko ze względu na postać występowania związków siarki, lecz także wskutek obecności w tych miałach bardzo silnie rozmywalnych skał towarzyszących.

Omawiane zagadnienia mogą być rozwiązywane drogą:

- odsiarczania spalin,
- tworzenia mieszanek z węgla o niskiej oraz podwyższonej zawartości siarki dla otrzymania uśrednionego paliwa,
- chemicznej lub mechanicznej przeróbki węgla.

Przedmiotem niniejszego artykułu jest rozważenie możliwości zastosowania metod przeróbki mechanicznej dla obniżenia zawartości siarki w polskich miałach energetycznych. Dla pełniejszego obrazu zagadnienia podano skrótowo kształtowanie się poruszonych problemów w skali światowej oraz w skali górnośląskiej niecki węglowej.

Siarka występuje w węglach w postaci związków organicznych i nieorganicznych. Z punktu widzenia ochrony środowiska za szkodliwą uważa się tę jej część, która w procesach użytkowania węgla wydalaną jest do atmosfery w postaci tlenku siarki. Na tę część szkodliwą składa się w przypadku spalania węgla cała ilość siarki organicznej występującej w węglu, siarka występująca w postaci nieorganicznych związków rozkładających się w wysokich temperaturach, tj. jej formy siarczankowe. Nie tworzy natomiast szkodliwych tlenków siarka zawarta w węglu w postaci siarczanów, które nawet w wysokich temperaturach pozostają chemicznie stabilne. Nie wszystkie jednak ilości siarki tworzącej tlenki w procesie spalania węgla uchodzi do atmosfery, ponieważ między spalinami a pyłami, w skład których wchodzi tlenki wapnia, magnezu, gli-

nu, zachodzą reakcje wiążące częściowo siarkę. W wyniku tych złożonych procesów zachodzących w palenisku część siarki zawartej w węglu wchodzi w reakcje wiążące ją w żużlu, a część uchodzi ze spalinami do atmosfery w postaci SO_2 .

Mimo to przy ocenie stopnia zasiarczenia węgla zwykło się brać pod uwagę zawartość całkowitej siarki. Wszystkie węgle brunatne jak również kamiennie zawierają pewne ilości siarki. Zawartość siarki w węglach zależy od ich genezy oraz wtórnych procesów zachodzących w złożu i jest dla różnych złóż dość zróżnicowana.

Przykładowo dla niektórych złóż węgla kamiennego procentowe zawartości siarki całkowitej kształtują się następująco:

ZSRR

Zagłębie Donieckie	
węgiel energet.	4,0÷4,8
węgiel koks.	2,1÷2,6
Zagłębie Podmoskiewskie	
węgiel energet.	3÷4
Zagłębie Kizielewskie	
węgiel energet.	0,5÷6

USA

Zagłębie Appalacy Półn.	3,1
Zagłębie Appalacy Połudn.	0,93
złóża stanów zachodnich	3,72
złóża stanów śród.-zach.	3,92
przeciętna dla znanych złóż USA	3,23

Polska

Zagłębie Górnośląskie	0,5÷3,5
Średnia dla Zagłębia Górnośląskiego	1,1
ČSRS	0,4÷3,5
Wielka Brytania	1,6
RFN	0,5÷2,0

Górnośląskie węgle kamiennie są, jak widać, mało zasiarczone.

Szczegółowe badania nad zawartością siarki w polskich węglach kamiennych wykazały, że nie jest ona równomiernie rozłożona w złożu. Biorąc pod uwagę rejon wydobywania, zawartość siarki całkowitej średnio kształtuje się następująco:

Rejon	%
jaworznicko-mikołowski	1,45
dąbrowski	1,3
katowicki	0,8
bytomski	0,8
zabrzeński	1,1
rybnicki	1,3
dońośląski	do 1,0

Największą średnią zawartość siarki mają jak widać węgle z rejonu jaworznicko-mikołowskiego.

Do węgla pośrednich zaliczyć można węgle z rejonów: dąbrowskiego i rybnickiego, zaś najniższe zawartości siarki występują w rejonach: bytomskim, katowickim i dolnośląskim. Szczegółowe badania wykonane dla węgla rejonu jaworznicko-mikołowskiego wykazały, że jedynie węgle z czterech kopalń zawierają ponad 1,5% siarki całkowitej. Są to węgle w kopalni: Siersza, Janina, Jaworzno i Komuna Paryska. W pozostałych węglach tego rejonu zawartość siarki we wzbogacanych sortymentach wynosiła $0,6 \div 1,0\%$, zaś w nie wzbogaczonych miałach energetycznych w granicach $0,7 \div 1,3\%$. Analizy węgla z czterech szczególnie nas interesujących kopalń były przykładowo następujące:

Kopalnia	Węgiel wzbogacony % S _c	Miał surowy % S _c
Siersza	1,95	3,44
Komuna Paryska	1,70	2,01
Jaworzno	1,51	2,30
Janina	1,41	2,23

Biorąc pod uwagę stosunkowo wysoką zawartość siarki całkowitej w nie wzbogaczonych miałach energetycznych oraz małą wartość opałową tych węgla, wynikającą z niewielkiego stopnia uwęglania, energetyczny wskaźnik zasiarczenia tych miałów jest w rezultacie wysoki i wynosi $5,15 \div 9,28$ g/Mcal.

Siarka występuje w tych węglach głównie w postaci siarczków, stosunkowo mała jest w nich zawartość siarki organicznej, a pominąć można siarkę występującą w postaci siarczanów.

Petrograficzne badania wykazały, że część siarczków (powszechnie nazwanych piritami) występuje w postaci zróżnionej z minerałami ilastymi towarzyszącymi węglom. Dzięki temu w tradycyjnym procesie wzbogacania jest ona wraz z odpadami usuwana z węgla. Stopień odsiarczania surowych węgla na tej drodze dochodzi do 30 %. Pozostała część piritów zróżniona jest z węglem. Występują one najczęściej w postaci wypełnień mikroszczelin w węglu o grubości 0,008 do 0,5 mm, kongregacji o wielkości 0,005 do 0,34 mm, impregnacji mikroskładników węgla o wielkości 0,02 do 2,55 mm, jak też wyizolowanych ziarn piritu o wielkości 0,0003 do 3,0 mm.

Możliwość wydzielenia w sposób mechaniczny piritu z węgla zależy głównie od tego w jakiej formie pirit w węglu występuje, to znaczy od możliwości jego wyizolowania w postaci odrębnych ziarn mineralnych. Z analiz petrograficznych wynika, że piryty w omawianych węglach stanowią na ogół małe wymiarowo formy mineralne. Największe wymiarami okazy piritu nie przekraczają w tych węglach 3 mm. Analizy technologiczne wykazały, że w granicach ziarn 20—0 mm nie istnieje zróżnicowanie zawartości siarki w klasach ziarnowych, tzn. w wydzielonych z surowego miału klasach ziarnowych 20—10, 20—6, 20—3, 20—1, 20—0,5 i 0,5—0 mm nie występuje widoczne zróżnicowanie zawartości siarki. Zjawisko to obserwuje się we wszystkich miałach energetycznych kopalń: Siersza, Jaworzno, Janina i Komuna Paryska.

Wykonane analizy densymetryczne wykazały jednak, że procentowa zawartość siarki w sposób wyraźny różnicuje się we frakcjach ciężarowych, co widać z zestawienia:

Kopalnia	Frakcja — 1,6	1,6—1,8	+1,8
Sobieski	0,94	4,99	17,50
Jaworzno Kościuszki	0,73	5,78	15,82
Bierut	0,76	5,13	15,76
Komuna Paryska	0,93	3,43	19,59
Janina	0,67	4,66	23,35
Siersza	1,65	4,62	14,24

Przedstawiony, uproszczony skład densymetryczny wykazuje, że grawitacyjne wzbogacanie może doprowadzić do wydzielenia produktu o zmniejszonej zawartości siarki.

Z punktu widzenia odsiarczania węgla nie prowadzi się do tej pory na szerszą skalę w przemyśle technologii specjalnych. Najczęściej pewne obniżenie zawartości siarki, zależne od własności węgla, uzyskuje się jako uboczny efekt normalnego wzbogacania dla zmniejszenia zawartości popiołu.

Specjalne technologie i procesy odsiarczania węgla kamiennych znajdują się obecnie w fazie badań o różnym stopniu zaawansowania. Kierunki badań można sklasyfikować następująco:

A. Technologie mechanicznego odsiarczania węgla

- metody bez kruszenia rozluźniającego:
 - w ośrodku wodnym (tzw. metody mokre),
 - w ośrodku powietrznym (tzw. metody suche);
- metody z kruszeniem rozluźniającym:
 - w ośrodku wodnym,
 - w ośrodku powietrznym.

B. Technologie chemicznego odsiarczania węgla

- metody alkalicznego ługowania siarczków,
- metody kwaśnego ługowania siarczków,
- metody termicznego rozkładu siarczków,
- metody bakteryjnego ługowania siarczków.

Praktycznie — dla procesów odsiarczania węgla są obecnie dostępne tylko metody mechanicznego wzbogacania, z których najlepiej znane i opanowane w przemyśle są metody separacji w ośrodku wodnym.

Rozważana jest możliwość obniżenia zawartości siarki w węglu metodami przeróbki mechanicznej w rejonie, który obejmuje kopalnie: Siersza, Komuna Paryska i Jaworzno. Wyłączono z niego kopalnię Janina, gdzie zakłada się rozwiązanie tego problemu metodami chemicznej przeróbki węgla.

W istniejących zakładach przerobczych kopalń: Siersza, Komuna Paryska oraz Jaworzno wzbogaca się obecnie mechanicznie grube i średnie klasy ziarnowe, tj. klasy powyżej 20 mm bądź powyżej 30 mm, natomiast miały są zbywane w stanie surowym do elektrowni zawodowych.

Lokalizacja wymienionych kopalń oraz elektrowni Siersza i Jaworzno III uzasadnia celowość rozważania mechanicznego wzbogacania miałów:

- w płucce zlokalizowanej przy elektrowni Siersza dla miału z kopalni Siersza,
- w płucce zlokalizowanej przy elektrowni Jaworzno III dla miału z kopalni Komuna Paryska i Jaworzno.

W niniejszym artykule rozważa się dwa warianty wzbogacania tych miałów w zależności od głębokości wzbogacania do 0,5 mm lub do 0,0 mm. Porównanie parametrów miałów surowych z parametrami miałów po wzbogaceniu z uwzględnieniem dwóch wariantów przedstawiono w tabeli 1.

W procesie wzbogacania omawianych miałów wystę-

Tablica 1

PORÓWNANIE PARAMETRÓW MIAŁU SUROWEGO Z PARAMETRAMI MIAŁU WZBOGAĆONEGO

Wskaźniki	Miał surowy			Miał wzbogacony			
				wariant I: wzbogacanie do +0,5		wariant II: wzbogacanie do 0,0	
	Siersza	Komuna Paryska	Ja-worzno	Siersza	Komuna Paryska i Jaworzno	Siersza	Komuna Paryska i Jaworzno
Klasa ziarnowa mialu, mm	30—0	20—0	20—0				
Klasa zbytu mialu, mm	36—21	30—21	40—21	42—15	48—12	46—15	48—15
Siarka całkowita:							
— wahania S_t^r min.-max, %	3,5÷2,7	2,5÷1,7	2,8÷2,1				
— średnio S_t^r , %	3,2	2,3	2,5	2,2	1,5	2,1	1,6
— wskaźnik E, G/Mcal	8,9	6,1	6,4	5,2	3,1	4,6	3,3
Zawartość wilgoci całkowitej — średnio, %	25,9	17,8	20,3				
Zawartość wilgoci przemijającej — średnio, %	16,6	10,7	12,7				
Docelowa produkcja mialu netto, t/d	8400	5300	11 300	6800	10 400	6400	12 100
Docelowa produkcja mialu netto, mln t/r	2,52	1,59	3,39	2,04	3,12	1,92	3,63
Docelowa produkcja mialu netto wyrażona w paliwie umownym, mln t/r	1,30	0,86	1,94	1,22	2,14	1,26	2,49
Ilość siarki w miale, tys. t/r	81	37	85	45	47	40	53
Cena zbytu 1 t mialu, zł	216	234	250	280	338	314	332
Roczna wartość produkcji, mln zł	544,4	372,1	847,5	571,2	1054,6	602,9	1205,2
Nakłady inwestycyjne na wzbogacanie, mln zł						650	1 350
Koszt wzbogacania 1 t mialu, zł/t					75		95

pują trzy główne problemy technologiczne bardzo trudne do rozwiązania w skali przemysłowej, a mianowicie:

- wydzielenie pirytu z mułu,
- opanowanie gospodarki wodno-mułowej przy występujących bardzo rozmywalnych skałach towarzyszących,
- składowanie odpadów o dużej zawartości siarki (6÷9%).

W zakresie tematyki dotyczącej wzbogacania mialów o podwyższonej zawartości siarki z rejonu jaworznicko-mikołowskiego jak również w zakresie określania wpływu jakości tych mialów na techniczne i ekonomiczne aspekty elektrowni wykonano wiele prac badawczych. Mimo ich mnogości nie ma jednak dostatecznych danych dla jednoznacznego określenia technicznych kierunków rozwiązań płuczek, jak również pełnych danych dla ścisłego określenia efektów ekonomicznych w układzie: kopalnia—płuczka—elektrownia—środowisko naturalne, w zależności od zawartości siarki i popiołu w paliwie. W pracach wskazuje się jednak na ogół na celowość dalszych rozważań co do możliwości mechanicznego wzbogacania mialów o podwyższonej zawartości siarki. Nie wydaje się, aby dalsze kontynuowanie prac jedynie studialno-badawczych rokowało uzyskanie większego stopnia rozeznania niż obecny.

Wobec aktualności i pilności rozważanego zagadnienia, podyktowanych względami ekonomicznymi i społecznymi, najszybszą drogą prowadzącą do potrzebnego rozeznania wydaje się uzyskanie doświadczeń w skali przemysłowej.

Rozważa się zatem wybudowanie pilotowego zakładu przy Elektrowni Siersza dla mialów. Jego wydajność wynosiłaby 350 t/h i byłaby równa połowie ewentualnej docelowej wydajności płuczki.

Wytypowanie kopalni Siersza jako pierwszej w kolejności realizacji inwestycyjnej znajduje uzasadnienie w tym, że węgiel w tej kopalni ma najwyższą zawartość siarki, zaś muł mniejszą zawartość popiołu niż muły z kopalń Komuna Paryska i Jaworzno, a tym samym mniejszą rozmywalność skał towarzyszących; ponadto lokalizacja płuczki i składowiska odpadów stwarza mniejsze trudności niż w przypadku płuczki centralnej przy Elektrowni Jaworzno.

Doświadczenia uzyskane w pilotowym zakładzie wykorzystane byłyby przy ewentualnej realizacji II etapu budowy i umożliwiłyby również podjęcie odpowiedniej decyzji odnośnie do celowości budowy mialowej płuczki centralnej przy Elektrowni Jaworzno.

Prowadzenie procesu technologicznego w zakładzie pilotowym należałoby przewidzieć w dwu podstawowych wariantach:

Wariant I

- wzbogacanie mialu 30—0,5 (0) mm w osadzarkach pulsacyjnych,
- produkowanie mieszanki energetycznej o obniżonej zawartości siarki, składającej się z koncentratu 30—0,5 mm oraz mułów nie wzbogaconych, odwodnionych w prasach filtracyjnych,
- składowanie siarkonośnych odpadów 30—0,5 (0) mm metodą GIG.

Tablica 2

Wyszczególnienie	Jednostka	Bez zakładu pilotowego 30—0 mm	Zakład pilotowy wzbogacania mialu	
			wariant I 30—05 mm	wariant II 30—0 mm
Ilość mialu	t/d	4200	3400	3200
Parametry jakościowe:				
— zawartość popiołu A^r	%	21	15	13
— wartość opałowa Q_i^r	kcal/kg	3600	4200	4600
— zawartość siarki S_t^r	%	3,2	2,2	2,1
— wskaźnik E	G/Mcal	8,9	5,2	4,6
Klasa zbytu	wg norm	36—21	42—15	46—15
Średnia cena zbytu mialu	zł t/netto	216	280	314
Roczna wartość produkcji	mln t/r.	272,2	285,6	301,4
Ilość odpadów	t/d	—	800	1000
Wydażność zakładu pilotowego wzbogacania mialu	t/h	—	350	350
Wydażność sekcji wzbogacania mialu	t/h	—	—	60
Nakłady inwestycyjne ogółem				
w tym:	mln zł	—	320	420
płuczka mialowa	mln zł	—	220	220
sekcja wzbogacania mułów	mln zł	—	—	70
transport i składowanie odpadów	mln zł	—	100	130
Koszty eksploatacyjne	mln/zł/r.	—	77	91
Wzbogacanie mialów	zł/t netto	—	75	96

Wariant II:

- wzbogacanie mialu 30—0,5 (0) mm w osadzarkach pulsacyjnych,
- wzbogacanie mułu 0,5—0 mm we flotownikach lub na stołach koncentracyjnych bądź inną metodą w zależności od wyników badań,
- produkowanie mieszanki energetycznej o obniżonej zawartości siarki, składającej się z koncentratu 30—0,5 mm oraz odwodnionego mułu wzbogaconego,
- składowanie siarkonośnych odpadów 30—0 mm metodą GIG.

Przewidywane główne wskaźniki technologiczno-ekonomiczne pilotowego zakładu wzbogacającego mial w kopalni Siersza przedstawiono w tablicy 2. Są to wskaźniki orientacyjne, rzeczywiste uzyska się dopiero na podstawie wyników pracy zakładu pilotowego.

Na podstawie wyników uzyskanych w ruchu przemysłowym w zakładzie pilotowym można byłoby:

- Zweryfikować i ustalić w skali przemysłowej zmniejszenie zawartości siarki w mialach energetycznych wzbogaczonych metodą przeróbki mechanicznej.
- Ustalić optymalną zawartość popiołu we wzbogaczonym miale dla układu: zakład wydobywczy—elektrownia.
- Określić metodę i skuteczność procesu wzbogacania mułu zarówno ze względu na obniżenie zawartości siarki, jak i popiołu.
- Zweryfikować w przemysłowej skali najkorzystniejszy układ technologiczno-maszynowy zamknięcia obiegu wodno-mułowego.
- Zweryfikować i ustalić w przemysłowej skali najkorzystniejsze sposoby składowania odpadów pirotonośnych.
- Przeprowadzić pełnoprzemysłowe próby wzbogaca-

nia mialów obcych, a w szczególności mialów z kopalni Komuna Paryska i Jaworzno.

- Dokonać prób wydzielania pirytu.

Rozwiązanie wyżej wymienionych zagadnień w zakładzie pilotowym dałoby podstawy do podejmowania dalszych decyzji w zakresie wzbogacania mialów energetycznych o podwyższonej zawartości siarki i zawierających silnie rozmywalne skały towarzyszące.

Literatura

Korol D.: Wydzielanie pirytu z węgla. Komunikat GIG nr 119, 1952.

Błagow I. S., Kamiński W. S., Jurkowski A. Z., Jagodkina T. K.: Technologiczskie możliwości wydzielania różnych form siery z ugi. *Chimija tworiogo topliwa* 1968, nr 1.

Nowak Z.: Teoretyczne i praktyczne aspekty odsiarczania polskich węgla. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Dryś S., Gancarek Z., Kotowski Cz., Pudło W.: Badania nad możliwością otrzymania koncentratów pirytowych metodami grawitacyjnymi. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Sztaba K., Blaschke W.: Koncepcja układów technologicznych wydzielania koncentratów pirytowych z odpadów węgla energetycznych. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Blaschke S., Chmura Cz.: Rozsewnianie stopnia zasiarczenia węgla rejonu JMZPW. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Kucowicz E., Łapeta T.: Przemysłowe możliwości odsiarczania mialów energetycznych rejonu Jaworzna na przykładzie przeprowadzonych prób przemysłowych. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Steinhäusel J.: Analiza wzbogacania węgla energetycznych okręgów Jaworzna dla potrzeb elektrowni. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Krajewski S.: Problemy gospodarki wodno-mułowej w procesach odsiarczania węgla. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Cwiakowska A.: Charakterystyka miałow energetycznych o dużym stopniu zsiarczenia pod kątem stosowania procesu odsiarczania tych miałow. XXI Sesja Naukowa AGH, 1971.

Deurbrouck A.W.: The desulphurization potential of the coals of the United States, Bureau of Mines — report RJ-763, 1972.

Baker A.F., Miller K.J.: Desulphurization of coal by froth flotation, VI Kongres Przeróbki Mechanicznej, Paryż 1975.

Kubitzka K.H., Leininger L., Monostory F., Schieder Th.: Reduction of the sulphur level of coal trough preparation technology. VI Kongres Przeróbki Mechanicznej Węgla. Paryż 1973.

Sztaba K., Blaschke W., Pudło W., Pilch W.: Possible separation of pyrites concentrate from polish power coal discards. VI Kongres Przeróbki Mechanicznej Węgla. Paryż 1973.

Chmura A., Trela Z., Pfadt S.: Strefy występowania siarki w obszarze JMZPW. Sesja Naukowa, Separator 1973.

Deurbrouck A.W.: Coal cleaning, physical. II Seminarium EKG, Waszyngton 1975.

Pfadt S., Lach R.: Badania nad bezpiecznym składowaniem odpadów pirytowych. II Seminarium EKG, Waszyngton 1975.

Moljawko A.R., Niechoroszyj I.Ch., Mieleniewska E.I.: Woprosy obogaszczeniya i klasyfikacji po siere uglej podmoskownogo bassiejna. Problemy obogaszczeniya twardych goriuczich iskopajemnych t. IV, 1975.

Leininger D., Monostory F.P.: Kohlenentschwefelung durch aufbereitungstechnische Massnahmen. Glückauf 1975, nr 22.

Przegląd Zagraniczny

NOWOŚCI EKONOMICZNE

Prognozy, które mogą się sprawdzić

W roku 1976 nie ukazały się zasadniczo nowe prognozy energetyczne, które by zmieniały ich dotychczasowe kierunki. Niemniej wielu ekspertów próbuje na podstawie doświadczeń ostatniego trzylecia sformułować bardziej konkretne przewidywania, przynajmniej dla najbliższego 15-lecia. Oczywiście — wielki wpływ na sprawdzenie się prognoz będzie miał przyszły przebieg koniunktury gospodarczej w krajach kapitalistycznych. Konieczne więc jest przyjęcie szeregu wariantów. W poniższym resumé przedstawimy w formie bardzo skróconej zasadnicze trendy w energetyce światowej na podstawie wypowiedzi kilku wybitnych ekspertów.

Zapotrzebowanie na energię w krajach kapitalistycznych może się podnieść w ciągu 15 lat o ok. 85%. W latach osiemdziesiątych bieżącego wieku nie będzie nadmiaru energii na rynku światowym.

W związku z niezwykle wysokimi kosztami udostępniania nowych źródeł energii, niełatwymi do poniesienia tak dla towarzystw naftowych jak i poszczególnych krajów, należy się liczyć z niską podażą energii w świecie.

Chociaż wpływ zmian cen energii na rozwój jej zapotrzebowania jest dużo mniejszy niż sądzono, to jednak przyszłe zaopatrzenie w energię może zostać zapewnione jedynie drogą podniesienia jej cen. Kto więc w przyszłości nie chce ryzykować powstania w latach przyszłych niedoboru w zaopatrzeniu w energię, powinien już dzisiaj poprzez wysokie ceny płacić odpowiednią premię.

Należy się spodziewać, że w okresie lat 1975÷1990 wzrost zapotrzebowania na energię pokrywany nadal będzie głównie ropą naftową. Jeśli tempo rozwoju gospodarczego okazałoby się słabsze, wiodąca rola ropy naftowej w pokryciu przyrostu potrzeb energetycznych utrzymałaby się jeszcze przez dalszych 5÷10 lat.

Można zatem przypuszczać, że ropa naftowa w ciągu najbliższych 15 latach stanowić będzie nadal główne źródło zaopatrzenia krajów kapitalistycznych w energię. Ich światowe zapotrzebowanie na ropę podniesie się o 80% z 2,1 mld t w roku 1975 do 3,9 mld t w roku 1990, z czego 1/3 pochodzić będzie prawdopodobnie z zasobów, jakie dopiero trzeba będzie odkryć.

Zależność krajów kapitalistycznych od ropy importowanej z krajów OPEC ulegnie z końcem lat osiemdziesiątych nieznacznie tylko zmniejszeniu z aktualnych 62% do 60%.

W celu zaspokojenia światowego zapotrzebowania na ropę wydobyć w krajach OPEC musiałoby zostać zwiększone z obecnego poziomu 1,3 mld t do 2,4 mld t w roku 1990.

Światowe wydobyć ropy naftowej osiągnie swój szczytowy poziom przypuszczalnie około roku 1990, po czym zacznie stopniowo spadać. Napięta sytuacja w podaży na światowym rynku naftowym prowadzić będzie do wzrostu cen wg rzeczywistej wartości pieniądza, osiągając poziom zbliżony do kosztów alternatywnych źródeł energii.

Powstały w wyniku poprawy koniunktury gospodarczej wzrost popytu na energię przy jednoczesnym braku większych efektów akcji oszczędnościowej oraz prowadzenie w dalszym ciągu niezdecydowanej polityki w odniesieniu do wykorzystywania własnych źródeł energii powodują stałe zwiększanie się zapotrzebowania importowego na ropę naftową w wysoko uprzemysłowionych krajach kapitalistycznych.

Wiele będzie zależeć w ciągu najbliższych 15 lat od decyzji, jaką podejmie Arabia Saudyjska, posiadająca kluczową rolę na światowym rynku naftowym, a mianowicie czy przy ustalaniu wielkości swej produkcji zamierza się ona kierować swymi własnymi potrzebami, czy potrzebami konsumentów, czy też będzie raczej usiłowała zbliżyć obie te wielkości poprzez zastosowanie odpowiedniego mechanizmu cenowego. Jeśli

Arabia Saudyjska nie podniesie swego limitu produkcyjnego (440 mln t rocznie), deficyt ropy na rynku światowym może pojawić się już w połowie roku 1977.

Do powstania trudnej sytuacji na światowym rynku energetycznym przyczynia się powolny przebieg inwestycji w dziedzinie elektrowni jądrowych, których liczba będzie znacznie mniejsza, aniżeli wynikało to z planów i projektów dyskutowanych po wybuchu kryzysu naftowego. Udział energii jądrowej w pokryciu potrzeb energetycznych świata kapitalistycznego zwiększy się prawdopodobnie z 1% w roku 1975 do 13% w roku 1990. Energia jądrowa stanowiłaby wówczas taką samą ilość energii, jaką obecnie otrzymuje się z ropy naftowej importowanej z Bliskiego Wschodu.

Można się spodziewać również kryzysu w zaopatrzeniu w uran ze względu na ograniczoną jego zasobów w świecie, o czym już informowano w Przeglądzie Górniczym.

Kryjące wiele niebezpieczeństw wyjście z tego dylematu stanowią reaktory szybkopowielające, których konstrukcji na skalę przemysłową (1000 MW) należy się spodziewać w połowie lat osiemdziesiątych, a rozwoju o znaczeniu handlowym — z końcem lat osiemdziesiątych lub z początkiem dziewięćdziesiątych.

Udział innych źródeł energii, to jest paliw płynnych i gazowych z węgla, piasków roponośnych i łupków bitumicznych w pokryciu światowego zapotrzebowania na energię będzie do roku 1990 jeszcze niewielki i prawdopodobnie będzie wynosić ok. 1%.

Tymczasem zaś bez zorganizowanego rozwoju tych alternatywnych źródeł energii nie będzie można w przyszłości ustrzec się od zwiększenia zależności od ropy importowanej z krajów OPEC. Jednakże rozwój tych źródeł energii wymaga dużo czasu i pieniędzy i wydaje się nieprawdopodobne, aby był on na tyle intensywny, żeby utrzymać wysokie tempo wzrostu zapotrzebowania na energię po roku 1990. W razie słabszego rozwoju gospodarczego problem powstania niedoboru w światowej podaży energii przesunąć się może na okres po roku 2000.

Przy tak nakreślonej przyszłości światowego rynku energetycznego rola węgla, którego zasoby na świecie są bardzo znaczne, będzie bardzo poważna.

Światowe wydobycie węgla kamiennego, wynoszące w 1974 roku 2,3 mld t wzrosnąć może do 3,6 mld t w roku 1985, co odpowiadałoby ok. 25% spodziewanego na ten rok zapotrzebowania na energię w świecie, które osiągnąć może 14 mln t p.u. Przeciętny wzrost

światowych obrotów węglem w tym okresie wyniesie ok. 4% rocznie.

Niższy będzie udział węgla w pokryciu zapotrzebowania krajów kapitalistycznych na energię: prawdopodobnie do roku 1990 ulegnie on lekkiemu spadkowi i kształtować się będzie w granicach 16÷18%.

W wyniku zwwyżki cen ropy naftowej i gazu ziemnego oraz substytucji paliw płynnych węglem rosnać będzie zapotrzebowanie na węgiel energetyczny. Ocenia się, że w krajach kapitalistycznych wzrost ten wyniesie ok. 5% rocznie.

Eskalacja przepisów o ochronie środowiska naturalnego prowadzić będzie do wzmagania się popytu na węgiel o niskiej zawartości siarki. Światowe zapotrzebowanie przemysłu stalowego na węgiel kokсовy wzrastać będzie o 2,5% rocznie: z 465 mln t w roku 1972 do 640 mln t w roku 1985. Należy jednak zwrócić uwagę, że postęp techniczny oraz rozwój nowych metod kokсовania powinny wpłynąć na zmniejszenie się zapotrzebowania na wysokojakościowy węgiel kokсовy. Zapotrzebowanie ze strony innych sektorów w roku 1985, oszacowane na 75 mln t, oznaczałoby jego wzrost o 10 mln t.

Zakładając taki rozwój zapotrzebowania na węgiel kokсовy, można przewidywać, że poziom międzynarodowego handlu tym węglem ulegnie do roku 1985 prawie podwojeniu w stosunku do roku 1973; z 78 mln t do 145÷150 mln t.

Będąca dopiero we wstępnej fazie swego rozwoju produkcja gazu czy paliw płynnych z węgla wpłynąć może tylko w nieznacznym stopniu na kształtowanie się poziomu światowego handlu węglem w następnych 15 latach.

Fuzja termonuklearna (reakcja deuterium-tritium wydobywanego z wody morskiej) jest dopiero przedmiotem studiów i jeśli da się osiągnąć w tej dziedzinie pozytywne wyniki, to prawie na pewno nie przed rokiem 2000.

Najbardziej bezpieczną dla otoczenia, chociaż obecnie bardzo jeszcze kosztowną, wydaje się energia słoneczna. Ujęcie jej na 0,5% terytorium St. Zjednoczonych AP wystarczyłoby na pokrycie całego ich zapotrzebowania energetycznego w roku 2000. Eksperci obliczają, że w roku 2020 w kraju tym energia słoneczna mogłaby pokryć 20% zapotrzebowania elektrowni i 35% zapotrzebowania gospodarstw domowych.

Leszek Bieńkowski

NOWOŚCI TECHNICZNE — INFORMACJE PRASY ZAGRANICZNEJ

PROGNOZOWANIE

Czy zabraknie ropy naftowej i uranu?

Ropa naftowa. Prognozy opracowane głównie w USA wykazują, że obawa jakoby miało zabraknąć ropy naftowej jest bezpodstawna. Przewiduje się raczej pojawienie nowych ośrodków podaży i to o zasobach większych nawet niż na Bliskim Wschodzie (np. kraje Ameryki Łacińskiej).

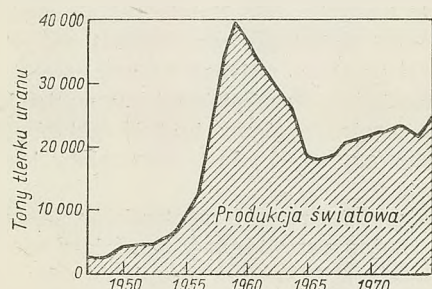
Rok 1975 nie był dla producentów ropy pomyślny. Jej zużycie w związku z sytuacją gospodarczą świata zmniejszyło się, co pociągnęło za sobą zmniejszenie wydobycia ropy o 5,7% w stosunku do roku poprzedniego.

Prognostycy przewidują poprawę koniunktury gospodarczej i wzrost zapotrzebowania na ropę naftową w 1976 r. o ok. 7% w stosunku do 1975 r.

Wolniejszy niż oczekiwano wzrost popytu na ropę wiąże się nie tylko z tempem poprawy koniunktury gospodarczej, ale ze wzrostem cen na ropę. Wzrost cen spowodował oszczędniejszą gospodarkę ropą oraz uruchomienie innych źródeł energetycznych, które oka-

zały się w tych warunkach opłacalne. W krajach posiadających własne zasoby węgla obserwuje się tendencje do reaktywowania roli węgla, w innych przede wszystkim szybszą rozbudowę energetyki jądrowej.

Uran. W latach 1972÷1973 energia wytwarzana z elektrowni jądrowych kształtowała się na poziomie odpowiadającym energii uzyskanej z 14 mln t ropy naftowej. Do roku 1985 moc elektrowni jądrowych ma się zwiększyć do 200÷260 mln t równoważnika ropy. Oznacza to duży wzrost zapotrzebowania na uran. Ocenia się, że dla pokrycia tego zapotrzebowania, produkcja uranu powinna wzrastać w tempie 12÷15% rocznie. Nie jest to wygórowane żądanie pod adresem producentów uranu. W przeszłości osiągnano już taką stopę wzrostu.



Rys. 1. Dynamika wzrostu produkcji uranu w świecie

W przyszłości pokrycie popytu na uran wymagać będzie sięgnięcia po mniej wydajne złoża i, co się z tym wiąże, nastąpi wówczas wzrost kosztów wydobywania. Opinie fachowców w przedmiocie rezerw uranowych są jednak jednoznaczne — uranu nie zabraknie.

Opinie te opierają się na założeniu, że już po 1985 r. zapotrzebowanie na uran, w związku z zastosowaniem reaktorów powielających, zmniejszy się i to dość znacznie. Poza tym opracowuje się plany wykorzystania innych niż dotąd źródeł uranu, takich jak: fosforyty, łupki — czy nawet będzie możliwe uzyskiwanie uranu z wody morskiej.

W perspektywie najbliższych dziesięciu lat istnieją jednakże pełne możliwości pokrycia zapotrzebowania na uran przez energię jądrową przez znane i już eksploatowane złoża.

Z raportu OECD i EWG oraz sprawozdania z sesji Instytutu Uranu, VII.76 Londyn.

Elektrownie orbitalne

Koncepcja satelitarnych siłowni przetwarzających energię słoneczną — SSPS — zasadza się na założeniu, że procesu przetwarzania energii słonecznej w energię przemysłowo-użyteczną nie można efektywnie przeprowadzić w warunkach ziemskich.

Kryzys paliwowy, który ostatnio przeżywa gospodarka świata, zagrożenie naturalnego środowiska człowieka spaliniami i odpadami elektrowni nuklearnych oraz zagrożenie zakłócenia równowagi termicznej świata — spowodowały wzmożone zainteresowanie możliwością wykorzystania energii słonecznej i skierowały uwagę uczonych na koncepcję Glasera — wykorzystania do tego celu SSPS.

Zgodnie z tą koncepcją energia słoneczna byłaby przetwarzana na drodze fotoelektrycznej albo termo-

dynamicznej na energię mikrofal. Siłownie byłyby umieszczone na orbicie równikowej, obracając się synchronicznie z obrotami Ziemi, tak że pozostawałyby w stanie spoczynku nieruchomo zawieszane w stosunku do wybranego punktu kuli ziemskiej. Mikrofały byłyby wypromieniowane szeroką wiązką i skierowane na odpowiednie ośrodki odbiorcze. Strumień mikrofal byłby na tyle rozrzedzony, aby ich moc nie była szkodliwa dla organizmów, które znalazłyby się w ich zasięgu. Sieć anten odbiorczych objęłaby powierzchnię koła o średnicy 7,5 km. Energia mikrofal byłaby przetwarzana na Ziemi na elektryczność prądu stałego o odpowiednim napięciu. W eksperymencie przeprowadzonym przez NASA w Goldstone koło Barstow osiągnięto sprawność zbierania energii mikrofal równą 82%. Oczekuje się, że w wykorzystaniu przemysłowym sięgnie ona 90%. Całkowita sprawność systemu, liczona jako stosunek energii słonecznej dostarczonej do sieci do energii wysyłanej ze stacji orbitalnej, ma wynieść 80%.

W systemie SSPS energię można by kierować do wybranego punktu na Ziemi, tam gdzie ona byłaby bezpośrednio wykorzystana bez względu na pogodę i pory doby przy nieznacznych tylko stratach. Siłownie orbitalne pozostawałyby w blasku Słońca przez 99% czasu w ciągu roku.

Dużym ograniczeniem realizacji koncepcji Glasera jest jej wysoki koszt, związany z potrzebą wyniesienia na orbitę okołozemską materiałów do budowy SSPS. Ostatnio, dzięki koncepcji O'Neill — budowy stacji z materiałów księżycowych (387 tys. km) oraz przeniesienie ich na orbitę okołozemską (35 tys. km), koncepcja SSPS Glasera może być zrealizowana znacznie taniej. Koncepcje Glasera i O'Neill przedstawiono w Podkomisji Zastosowań Kosmicznych Nauki i Techniki — Izby Reprezentantów USA. W firmie Boeing Aircraft wyliczono, że cena energii wyprodukowanej przez SSPS, zbudowanej z materiałów księżycowych, byłaby o 40% niższa niż przy „wystrzeleniu” elementów z Ziemi.

Z raportu NASA/ANES z 1975 r. wynika, że w ciągu 15 lat można zbudować 50 SSPS, co zaspokoiłoby całkowicie zapotrzebowanie ziemskie na energię.

Najbardziej zaskakującym aspektem tych koncepcji jest wykazanie, że program taki mógłby się rozpocząć już za 6÷7 lat, ponieważ jego realizacja tylko w nieznacznym stopniu zależy od nowych nie opanowanych jeszcze technologii. Prawie cała potrzebna wiedza została już zdobyta w toku realizacji programów APOLLO i SKYLAB. Mimo więc pozorów fantazji są to koncepcje realne.

Ze sprawozdania XX Konferencji Europejskiej Organizacji Sterowania jakością (EOQC), Kopenhaga

NOWE TECHNOLOGIE

Metoda gazyfikacji węgla za pomocą ciepła z reaktora atomowego

Aktualnie w świecie, a w szczególności w USA, prowadzi się intensywne prace nad efektywną technologią produkcji benzyny syntetycznej i wysokokalorycznego gazu syntezowego.

Metody: Lurgi, Koppers-Totzek i Winklera — tzw. metody konwencjonalne są do dzisiaj stosowane z ma-

łymi poprawkami. Zasadniczą zmianę w procesie przetworstwa węgla może przynieść metoda gazyfikacji węgla za pomocą ciepła otrzymywanego z reaktora atomowego, która stała się przedmiotem szczególnie intensywnych badań w RFN. Zastosowanie reaktora atomowego pozwoliłoby na: znaczne oszczędności w zużyciu węgla, obniżenie kosztów produkcji gazu i zmniejszenie skażenia naturalnego środowiska człowieka. Zastosowanie tej metody w skali przemysłowej wymaga jeszcze rozwiązania szeregu problemów technicznych. Przewiduje się, że około połowy lat osiemdziesiątych wejdzie ona do przemysłowej praktyki.

Raport OECD podaje następujące zużycia węgla w porównywanych metodach, liczone na jednostkę ekwiwalentu węgla:

Metoda	Węgiel	
	kamienny	brunatny
Konwencjonalna	2,4	7,5
Z zastosowaniem reaktora atomowego	1,0÷1,2	4

Z raportu OECD i EWG.

Kontenerowy transport pneumatyczny KTP w ZSRR

W dniu 5.10.1976 r. odbyło się w Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach seminarium nt. projektu i doświadczeń ruchowych prowadzonych w ZSRR w zakresie kontenerowego transportu pneumatycznego KTP do ładunków masowych.

Seminarium prowadził ze strony radzieckiej k.n.t. N.J. Kirszenbaum. Poza tym w seminarium udział wzięli specjaliści GIG w zakresie hydraulicznego transportu. Celem seminarium było zapoznanie się ze stanem badań w tej dziedzinie transportu oraz możliwości

wykorzystania go do masowego przewozu węgla lub odpadów węglowych.

System KTP obejmuje dwie wersje: periodycznego i ciągłego ruchu. W wersji periodycznego ruchu kontener lub zestaw kontenerów porusza się wahadłowo — w jednej rurze pełny i pusty. W wersji ciągłego ruchu linia jest dwururowa oddzielnie dla pełnych i pustych kontenerów. Motorem ruchu jest powietrze sprężone. Kontenery o kształcie cylindrów długości 2÷10 m, o ładowności 3÷15 t i ciężarze własnym 1÷3 T poruszają się w rurociągu o średnicy 1÷1,4 m za pośrednictwem kół nośnych od spodu i kół odciskowych na obwodzie cylindra. W zależności od parametrów i zainstalowanej mocy napędowej przepustowość systemu wynosi 1÷3 mln t/r, przy prędkości ruchu 10÷100 km/h i ciśnieniu 1÷5 at. Spadki ciśnienia są nieznaczne, rzędu 0,02 at.

Pierwszą próbną linię KTP o ruchu periodycznym oddano do użytku w Gruzjińskiej SRR w 1971 r.; przeznaczona jest do transportu tłucznia na odległość 2,2 km. Osiągnięto wydajność 640 tys. t/r. Obecnie prowadzi się rozbudowę tej linii do wydajności 2 mln t/r. na odległość 50 km.

Druga linia KTP o ruchu ciągłym jest w rozruchu w rejonie moskiewskim; jest przeznaczona do transportu żwiru i piasku. W ostatnim przykładzie rurociąg ma średnicę 1220 mm, długość 3 km i wydajność 8 mln t/r. W systemie pracuje 110 kontenerów o ładowności 9 t i tarze 2,8 t każdy. Linię obsługują 4 sprężarki (2 w rezerwie) o mocy 400 kW, ciśnieniu 0,59÷0,65 at i wydajności 325 Nm³ każda.

Trzecią linię KTP buduje się w rejonie gorkowskim. Linia przeznaczona jest do transportu tłucznia i żwiru z odkrywki do fabryki elementów żelbetonowych; będzie mieć następujące parametry: wydajność 370 tys. t/r., średnica rurociągu 1220 mm, odległość transportu 7 km, spadek drogi transportu 23 m. W ruchu będą 2 zestawy kontenerów po 8 szt. o ładowności pojedynczego kontenera 9 t i tarze 2 t. Łączna moc sprężarek wyniesie 1500 kW, które spowodują ciśnienie 0,7÷1,5 at.

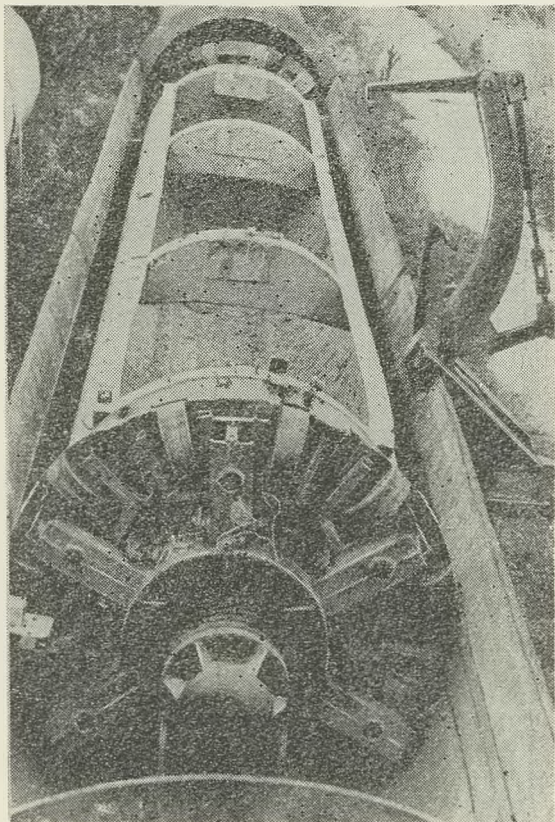
Aktualnie projektuje się system KTP na odległość 30 km o wydajności 3 mln t/r.

Uszlachetnianie węgla

W USA przystąpiono do realizacji szeroko zakrojonego programu chemicznej przeróbki węgla. Na zlecenie rządu firma COALCON przystąpi do budowy zakładu wiodącego, który, przerabiając dziennie 2600 t węgla, będzie produkował nieszkodliwe dla środowiska (pozbawione związków siarki) paliwa gazowe i płynne wg metody Hydrocarbonization. Jeżeli produkcja będzie technicznie uzasadniona i opłacalna, to podjęta zostanie budowa większych zakładów o dobowym przerobie 15÷20 tys. t węgla, które oprócz produkcji paliw dostarczać będą energię do napędu elektrowni o mocy ok. 1000 MW.

Gazyfikacja węgla brunatnego

W Dortmundzie w RFN przystąpiono do budowy doświadczalnej instalacji zgazowywania węgla brunatnego wg tzw. ulepszonej metody Winklera, Rozdro-

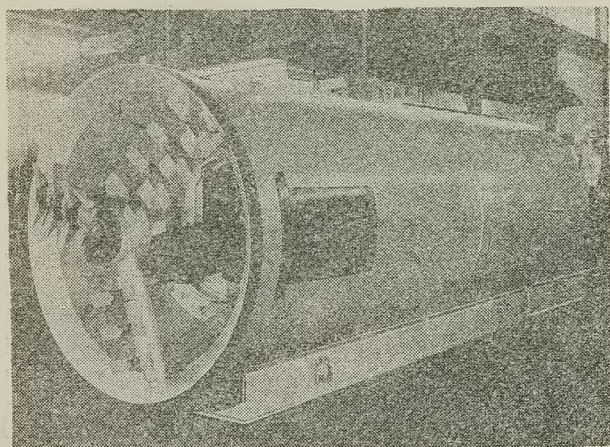


Rys. 2. Kontener do transportu KTP z odbojnicą czołową

biony węgiel (średnica ziarn poniżej 6 mm) z 8÷12% dodatkiem kamienia wapiennego, podgrzany do temperatury 950°C, pod ciśnieniem 1,5÷5 at, poddany będzie działaniu tlenu. Instalacja umożliwi zgazowanie 100 kg węgla/h przy użyciu powietrza lub 500 kg/h przy użyciu tlenu.

Nowe konstrukcje, nowe urządzenia

Nowy w pełni zmechanizowany system drążenia wyrobisk podziemnych o małych przekrojach na wyściele w Birmingham, W. Brytania, 15÷20.11.1976. System „Mini-Tunnelling” pozwala na wiercenie wyrobisk o średnicy 1,2 m w obudowie betonowej, przeznaczonych do instalacji rurociągów i kabli.



Rys. 3. Kombajn do wiercenia podziemnych wyrobisk w skałach średniozwięzłych

System jest dziełem firmy Mini Tunnels International Co., Westminster House, Old Woking, Surrey, England.

System składa się z:

- tarczy osłonowej przesuwanej elektrohydraulicznie,
- przenośnika odstawy urobku,
- urządzenia do wzmacniania górotworu za pomocą zastrzyków,
- urządzenia laserowego do kontroli kierunku drążenia.

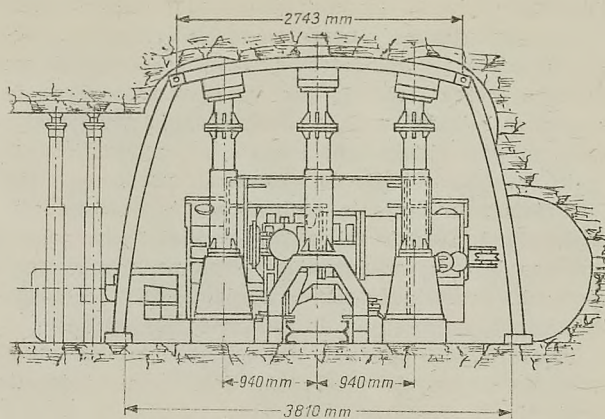
Trzy segmenty pierścieniowej obudowy betonowej zakłada się w ciągu 1 min natychmiast po zwolnieniu przekroju przez maszynę.

Eibis International.

Zmechanizowana obudowa chodnikowa „DOWTY”

Obudowa jest przeznaczona do tymczasowego podparcia stropu chodników na czas ich drążenia aż do założenia obudowy ostatecznej, np. łuków ŁP.

Komplet obudowy składa się z zestawu trzech ram po dwa stojaki. Każda rama ma możliwość indywidualnego przesuwu. Obudowa jest przystosowana do współpracy z kombajnem i do drążenia chodników z kieszeniami na materiał skalny z przybierki stropu w chodnikach węglowo-kamiennych.



Rys. 4. Zmechanizowana obudowa chodnika „DOWTY”

Dane techniczne:

- | | |
|-------------|-------------------------|
| wysokość | — złożona; 1830 mm, |
| | — wyciągnięta; 3810 mm, |
| szerokość | — 620, 990 i 1440 mm, |
| skok posuwu | — 1,37 m. |

Prospekty: *DOWTY Mining Equipment.*

Nowa zapalarka do dużych serii strzałów

Firma Austin Power Co. zapowiedziała produkcję nowego typu zapalarki o dużej pojemności strzałowej CD-600-v, 100-J, o możliwości odpalenia 1000 zapalników. Wewnętrzna blokada uniemożliwia samorzutne jej zadziałanie. Ciężar wynosi 9,5 kg. Obudowa jest szczelna względem wilgoci i pyłu.

Ming Eng 1976, nr 8, s. 62.

Urządzenie wyciągowe ratunkowe

Firma Equipment Corp., USA opracowała urządzenie wyciągowe do ratowania ludzi odciętych w podziemiach kopalń. Urządzenie ma zdolność ciągnięcia z głębokości 610 m. Składa się z kołowrotu i kabiny osobowej. Model SW-8 jest wyposażony w kabinę 6-osobową, o prędkości wyciągania 82 m/min; model SW-10, w kabinę 8-osobową o prędkości wyciągania 91 m/min.

Ming Eng 1976, nr 8, s. 67.

INFORMACJE

Utylizacja węgla

W dniach 21÷23.10.1976 r. odbyło się w Louisville, Ky., USA sympozjum nt. postępu konwersji węgla na inne uszlachetnione formy paliwa. Przedmiotem sympozjum była m.in. technologia rafinacji węgla przez upłynnienie i technologia gazyfikacji węgla in situ.

Ming Eng 1976, nr 7, s. 392.

Opracował: mgr inż. Robert Pacer

KORA W., BOGUCKI Z., RAGO W.: Światowe wydobycie węgla. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 43—48, rys. 1, tabl. 5, poz. bibl. —.

Przedstawiono historyczny przebieg wydobycia węgla w latach 1950—1975 na tle światowego wzrostu pozyskania energii pierwotnej we wszystkich jej postaciach. Dokonano oceny wydobycia węgla pod względem wpływu, jaki wywiera tendencja zamienności węgla innymi nośnikami energii pierwotnej, zwłaszcza paliwami węglowodorowymi. W celu możliwie kompleksowego naświetlenia prezentowanej tematyki podano ogólne informacje dotyczące niektórych ekonomicznych aspektów wydobycia węgla. Wszystkie dane zbiorcze zawarte w artykule odniesiono do skali mikroekonomicznej i przedstawiono w relacji dla ważniejszych państw, regionów gospodarczych i całego świata.

534.64:550.39

JKO A.: Wykorzystanie regionalnej sieci stacji sejsmicznych o pojedynczych składowych rejestracji do analizacji wstrząsów górotworu. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 48—51, rys. 10, tabl. 1, poz. bibl. 6.

Przedstawiono i oceniono korzyści przebudowy istniejącej w Górnym Śląsku regionalnej sieci stacji sejsmicznych z trzech składowych rejestracji na stacje o pojedynczych składowych. Podano mapy dokładności wyznaczenia czasu, współrzędnych x , y , z oraz epicentrum wstrząsów dla proponowanej sieci stacji. Podano także mapy poprawy jakości analizacji szukanych parametrów ognisk w stosunku do dokładności osiąganych aktualnie. Wykazano, że proponowana budowa sieci gwarantuje średnio trzykrotny wzrost jakości analizacji.

550.34:681.31

SOCKI S.: Zastosowanie maszyn cyfrowych do analizy aktywności sejsmoakustycznej. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 52—60, rys. 2, tabl. 5, poz. bibl. 10.

Przedstawiono próbę zastosowania ETO do badania stanów aktywności sejsmoakustycznej w oparciu o analizę pomiarów wykonywanych w kopalnianych stacjach fizycznych. Podano algorytm metody oraz wyniki analizy materiału sejsmoakustycznego pomierzonego dla ściany. Omówiono wyniki analizy oraz scharakteryzowano możliwości proponowanej metody.

622.831.325.5

AWIEC A., DOMŻAŁ J., OŻANA P.: Odprężanie pokładów tąpniących przez rozwiercanie calizny węglowej. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 60—65, rys. 3, tabl. 12.

Próby znanych i stosowanych w górnictwie polskim aktywnych środków zwalczania tąpni, takich jak nawadnianie pokładów, strzelanie wstrząsowe — coraz powszechniej wprowadzane są wiercenia odprężające. W artykule przedstawiono rozwój metody wierceń odprężających w górnictwie łutowym, omawiając szeroko podstawowe zasady przemysłowego odprężania pokładów węglowych techniką wiertniczą.

FRYCZ A., SZLAZAK J.: Wpływ sposobu rozcięcia pokładów silnie metanowych na występowanie CH_4 w rejonie ściany. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 65—70, rys. 6, tabl. 5, poz. bibl. 11.

Przeprowadzono analizę zagrożenia metanowego w rejonie ścian przewietrzanych od granic i do granic, przekątnie i w układzie H. Stwierdzono, że najbardziej korzystna dla pokładu silnie metanowego jest rozciągka pozwalająca na przewietrzanie w układzie H. Za najmniej korzystną rozciągkę w tej sytuacji uznano układ wyrobisk zmuszający do przewietrzania przekątnego.

622.411.33.553.94

MUZYCZUK J., BOROWSKI J., DASZEK A., BOROWSKA Z.: Metoda odgazowania próbek węgla dla określenia gazonośności pokładów. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 71—75, rys. 3, tabl. —, poz. bibl. 5.

Opracowano metodę oraz zaprojektowano aparat do odgazowania próbek węgla dla określenia gazonośności pokładów. Odgazowania próbek dokonuje się bezpośrednio z pojemników, w których węgiel uprzednio rozdrabnia się przez udar kul stalowych. Gaz wydzielający się z węgla jest przetłaczany za pomocą pompy ręcznej do zbiornika szklanego o znacznej objętości, z którego wcześniej ewakuowano powietrze. Masę uzyskanego gazu oblicza się według wielkości jego ciśnienia w zbiorniku z uwzględnieniem temperatury otoczenia i ciśnienia atmosferycznego. Probki gazu przeznaczonego do analizy chemicznej pobiera się ze zbiornika metodą próżniową do szklanych pipet.

622.839.1

SKINDEROWICZ B.: Równanie pełnej nie ustalonej niecki osiadania. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 75—79, rys. 5, tabl. 1, poz. bibl. 14.

Podano, że profil pełnych nie ustalonych niecek osiadania oraz krzywa osiadania punktu terenu w czasie odpowiada krzywej całkowitej Gaussa. Punkt przegięcia profilu tej niecki jest przesunięty o pewien odcinek „d” w kierunku wyeksploatowanego pokładu. Przyjmując krzywą wpływów St. Knothego dla określenia niecek ustalonych, podano równanie dla pełnych niecek nie ustalonych oraz charakterystyczne ich parametry (nachylenie, krzywiznę niecki nie ustalonej i zmianę nachylenia stycznej w czasie oraz prędkość i przyspieszenie osiadania punktu powierzchni).

622.7.084:622.7

LACH R., ŚREDNIAWA J., SZARAFIŃSKI Z.: Możliwości wzbogacania polskich miałow energetycznych o podwyższonej zawartości siarki. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 2, s. 80—84, rys. —, tabl. 2, poz. bibl. 20.

Przedmiotem artykułu jest rozważenie możliwości poprawy jakości polskich węgla energetycznych o podwyższonej zawartości siarki — występujących w rejonie kopalń: Siersza, Komuna Paryska, Jaworzno i Janina — metodą przeróbki mechanicznej. Podano rodzaje występowania siarki w węglach, szczególnie w rejonie wymienionych kopalń. Opisano znane technologie obniżenia zawartości siarki w węglach kamiennych. Wysłunęto sugestie odnośnie do programu poprawy jakości zasiarzonych miałow.

