

Konwent

1977

1



przegląd górnictwy

29565.1177

III



X-77949
29565 III

T.33



61

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTW

Nr 1 (941)

Styczeń 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

Wystąpienie Ministra Górnictwa mgr inż. Jana Kulpińskiego na centralnej akademii z okazji Dnia Górnika 1976 r.

Doc. dr inż. Władysław Konopko: O dopuszczalnym zawisaniu stropu w ścianach z obudowami zmechanizowanymi

Mgr inż. Antoni Jędrzejowski, mgr inż. Stefan Planeta, dr inż. Stanisław Siewierski: Wpływ czasu na zaciskanie przestrzeni roboczej w systemie komorowo-filarowym jednoetapowym z zawalaniem stropu

Dr inż. Bogusław Burnat, mgr inż. Jan Madejski, mgr inż. Mirosław Pawlak: O możliwościach gaszenia pożaru w szybie wdechowym przy użyciu piany mechanicznej

Mgr Ewa Skowronek, mgr inż. Marian Żmij:

Określenie pochodzenia wody wypływającej z zaobmurza szybu znakowaniem rodaminą B	13
1 Dr inż. Henryk Gauze: Rozwój konstrukcji wodoszczelnych obudów szybowych	19
2 Dr Jerzy Sablik, mgr inż. Jadwiga Bednarska, mgr inż. Jutta Olszówka: Technologiczna analiza warunków wzbogacania metodą flotacji mułów polskich węgla gazowych i energetycznych	22
Mgr Teodor Trzeciakowski: Postęp techniczny w przemyśle węglowym Francji	31
5 Dr Jerzy Jureczko: Projekt kompleksowego zagospodarowania energii geotermicznej	35
Przegląd Zagraniczny	37
Kronika Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa	42
9 Przegląd Dokumentacyjny Górnictwa	

СОДЕРЖАНИЕ

Выступление Министра горного дела магистра-инж. Яна Кульпинского на центральном торжественном заседании по случаю Дня Шахтера 1976 г. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 2

Конопко В.: О допустимом зависании кровли в лавах с механизированной крепью. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 4, рис. 4, библи. 4 назв.

На основании обобщенных результатов испытаний ГИГД представлен способ определения допустимого зависания кровли в лавах с механизированной крепью. Даны эмпирические зависимости и номограмма, позволяющая определить оптимальное и допустимое расстояние от груди лавы до линии обрушения для определенных горногеологических условий лавы.

Енжеевски А., Планета С., Сиверски С.: Влияние времени на сжатие рабочего пространства

при одноэтапной камерно-столбовой системе разработки с обрушением кровли. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 5, рис. 4, табл. 1, библи. 4 назв.	5
1 В результате выполненных измерений величины сжатия очистных камер и оседания кровли определена количественная доля участия кровли и почвы в сжатии выработки. Разработана математическая модель, определяющая величину сжатия выработки по истечении времени при среднем подвигании фронта очистных работ, равным 0,75 м/сутки.	
2	

Бурнат Б., Мадейски Я., Павляк М.: О возможности гашения пожара в воздухоподающем стволе при использовании механической пены. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 4, рис. 7, библи. 4 назв. 9

Представлена концепция гашения пожара в воздухоподающем стволе, подтвержденная экспериментом, выполненным в одном из стволов медного рудника. Приведенные в статье результаты подтверждают пригодность этого метода.

Сковронек Е., Жмий М.: Определение происхождения источника воды, вытекающей из-за обмуровки ствола и обозначенной родамином В. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 7, рис. 4, табл. 1, библи. 5 назв.

Представлен практический способ определения происхождения источника воды, вытекающей из-за обмуровки ствола методом обозначения родамином В. Описываются район исследований и его геологические условия. Рассматриваются способ приготовления индикатора, инъекции, отбора и получения в лабораторных масштабах проб воды, а также методика определения при использовании спектрофотометра. Дана интерпретация достигнутых результатов испытаний при использовании индикатора и вспомогательных исследований. Приведены выводы относительно данного примера и возможности применения этого метода в будущем.

Гаузе Х.: Совершенствование конструкции водонепроницаемых креплений шахтных стволов. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 3, рис. 5, библи. 4 назв.

Рассматривается конструкция шахтных креплений из кирпича, бетонитов, монолитного бетона и набрызгбетона, а также чугуна и т.д. Кроме того рассматриваются применяемые виды гидроизоляции креплений: битумные, латексные эмульсии, резиновые плитки, пластмассовая фольга (полихлорвинил, полиэтилен), стальные листы. Все это представлено в хронологическом порядке с преимуществами и недостатками отдельных решений.

Саблик Е., Бернарска Я., Олышувка Ю.: Технологический анализ условий обогащения методом флотации шламов польских газовых и энергетических углей. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 10, рис. 1, табл. 10, библи. 13 назв.

Speech of the Minister of Mining, Mr Jan Kulpiński at the traditional meeting on occasion of Miner's Day 1976. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 1, pp. 2

Konopko W.: Admissible hanging of roof at longwall faces worked with the use of powered supports. Prz. gór. 1977 vol. 33, No 1, pp. 4, fig. 4, ref. 4

Basing on generalized results of tests carried out by the Central Mining Institute, a method for determination of an admissible hanging of roof at longwall faces worked with the use of powered supports is presented. The empirical relations and the nomogram are given which

Представлены результаты выполненных в Главном институте горного дела исследований по определению оптимальных параметров обогащения методом флотации шламов газовых и энергетических углей семи выбранных шахт. На основании полученных результатов произведена оценка флотуемости отдельных углей, используя в качестве системы отсчета флотуемость каксовых углей.

13 **Тшечаковски Т.:** Технический прогресс в угольной промышленности Франции. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 4, рис. 2, библи. 4 назв.

Рассматривается технический прогресс за последние три года в трех различных угольных бассейнах Франции, сотрудничество отдельных бассейнов с научно-исследовательскими центрами и конструкторскими предприятиями в области выемочного оборудования, методов разработки, устройств для дистанционного управления процессами разработки, анкерной крепи, транспорта и промышленного использования шахтных отходов.

Юречко Е.: Проект комплексного использования месторождения геотермической энергии в штате Калифорния. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 1, с. 3, рис. 3

19 Рассматривается проект использования геотермической энергии, имеющей место в Калифорнии (США) в виде месторождения термальных вод. Запасы соляных источников, температура которых достигает примерно 300°C, оцениваются приблизительно на 1,2—10¹² м³. Часть полученной электроэнергии будет использована для производства питьевой воды с целью водоснабжения реки Колорадо. Проектируемая мощность электростанции будет составлять примерно 10 500 мвт, а планируемое производство питьевой воды — приблизительно 3 млрд. м³ в год.

Зарубежный обзор 37

Хроника Общества горных инженеров и техников 42

22 **Додументационный обзор горного дела**

CONTENTS

allow to determine an optimum and admissible distance from the face end to the caving line for determined geological and mining conditions of the longwall face. 1

Jędrzejowski A., Płaneta S., Siewierski S.: Effect of time on convergence of the working area in pillar and room system with single-stage roof caving. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 1, pp. 5, fig. 4, tabl. 1, ref. 4 2

On the basis of measurements of convergence in rooms under working and of roof subsidence, the quantitative part of roof and floor in convergence of the room is determined. A mathematical model determining the convergence in 5

the room in the laps of time, at the average working front advance of 0.75 m.p.d. was worked out.

Burnat B., Madejski J., Pawlak M.: Possibilities of extinguishing the fire in an intake shaft with the use of foam. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 4, fig. 7, ref. 4

A conception of extinguishing the fire in an intake shaft followed by the report from the experiment carried out in one of shafts of a copper ore mine is presented. Conclusions are given which show the usefulness of this method.

Skowronek E., Żmij M.: Determination of the origin of water flowing out from behind the shaft lining traced with rhodamine B. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 7, fig. 4, tabl. 1, ref. 5

A practical method for the determination of the origin of water flowing out from behind the shaft lining by its tracing with rhodamine B is presented. The testing area and the geological conditions are described. The way of preparation of the tracer, injection, sampling and preparation of the tracers are discussed together with the methods for determination with the use of spectrophotometer. The interpretation of obtained testing results of the tracer and of auxiliary tests are given. Conclusions are drawn concerning both the given example and the possibilities of using this method in the future.

Gauze H.: Development of designs of waterproof shaft linings. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 3, fig. 5, ref. 4

Designs of shaft linings from brick, concrete blocks, monolithic concrete, sprayed concrete and cast-iron tubbings are discussed. The types of water-proofing of shaft linings are presented, such as: asphalt and latex emulsions, rubber plates, plastic sheetings (PCV, polyethylene), steel plates. Drawbacks and advantages of particular solutions are given.

Discours du Ministre des Mines, M. Jan Kulpiński au cours de la réunion traditionnelle à l'occasion du Jour du Mineur 1976. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 2

Konopko W.: Suspension admissible du toit en longues tailles équipées de soutènements mécanisés. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 4, fig. 4, réf. 4

En se basant sur les résultats généralisés des essais effectués à l'Institut Central des Mines, on a présenté la méthode de détermination de la suspension admissible du toit en longues tailles équipées de soutènement mécanisé. On a donné les relations empiriques et abaque qui permettent de déterminer la distance optimale et admissible du front de taille à la ligne de foud-

Sablik J., Bednarska J., Olszówka J.: Analysis of conditions of separation of Polish gas and power coal slurries by flotation. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 10, fig. 1, tabl. 10, ref. 13

Results of tests carried out at the Central Mining Institute and aiming at the determination of optimum parameters of separation of gas and power coal slurries by flotation in seven selected collieries. On the basis of obtained results the flotability of particular coals was estimated using the flotability of coking coal as reference system.

Trzeciakowski T.: Technical progress in the French coal mining industry. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 4, fig. 2, ref. 4

The technical progress attained during the recent years in three main French coal basins is discussed together with the cooperation of particular basins with research centres and design establishments in the field of getting machines, mining methods, appliances for a remote control of production processes, roof bolting, transport and utilization of mine waste.

Jureczko J.: Program of an integrated utilization of energy of geothermic deposits. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 3, fig. 3

The program of utilization of geothermic energy occurring in California (USA) in the form of thermal waters is discussed. The reserves of the brine the temperature of which amounts to about 300°C are estimated at about 1.2 to 10¹² cu.m. A part of the recovered electric energy will be utilized for production of fresh water for supplying the Colorado river. The planned capacity of the power plant will be of about 10500 MW, and the end production of fresh water of about 3 milliard cu.m. per year.

Foreign review

Chronicle of the Association of Mining Engineers and Technicians

Mining abstracts

SOMMAIRE

droyage pour les conditions géologiques et minières déterminées de la longue taille.

1 Jędrzejowski A., Planeta S., Siewierski S.: Influence du temps sur le serrage de l'espace de travail dans le système par chambres et piliers à une étape, avec foudroyage du toit. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 5, fig. 4, tabl. 1, réf. 4

Sur la base des mesures du serrage des chambres d'abattage et de l'affaissement du toit on a déterminé la part quantitative du toit et du mur dans le serrage de l'exploitation. On a élaboré un modèle mathématique déterminant le serrage de l'exploitation au fur et à mesure du laps du temps, à l'avancement moyen du front d'abattage de 0,75 m par jour.

Burnat B., Madejski J., Pawlak M.: Possibilités d'extinction du feu dans le puits d'entrée d'air, avec l'emploi de la mousse. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 4, fig. 7, ref. 4

9

On a présenté la conception d'extinction du feu dans le puits d'entrée d'air, suivie de relation de l'expérience acquise dans un des puits de la mine de minerai de cuivre. On a donné les conclusions qui indiquent l'utilité de la méthode.

Skowronek E., Żmij M.: Détermination de l'origine de l'eau s'écoulant de derrière du revêtement du puits, tracée avec la rhodamine B. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 7, fig. 4, tabl. 1, ref. 5

13

On a présenté la méthode pratique de détermination de l'origine de l'eau s'écoulant de derrière du revêtement du puits, par la méthode de la tracer avec la rhodamine B. On a décrit le rayon de recherche et ses conditions géologiques. On a esquissé la manière de préparation du traceur, injection, échantillonnage et préparation des échantillons d'eau ainsi que les méthode de tracement avec l'emploi du spectrophotomètre. On a présenté l'interprétation des résultats des essais sur le traceur et des essais auxiliaires. On a tiré les conclusions concernant tant l'exemple donné que les possibilités d'emploi de la méthode dans l'avenir.

Gauze H.: Développement de la construction des revêtement des puits étanche à l'eau. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 3, fig. 5, ref. 4

19

On a présenté les constructions des revêtements du puits en briques, claveaux de béton, béton monolithique, gunite et tubing en fonte. En plus, on a décrit les types d'isolation d'étanchéité en fonte. En plus, on a décrit les types d'isolation d'étanchéité des revêtements: émulsions asphaltiques et de latex, plaques en caoutchouc, feuilles en matière plastique (PCV, polyéthylène), tôle d'acier. On a donné les avantages et désavantages des solutions particulières.

Der Auftritt des Ministers für Bergbau Dipl.-Ing. Jan Kulpiński anlässlich des Bergmannstags 1976, auf dem Zentralen Festakt. *Prz. gór.* 1977, Bd. 3, Nr. 1, 2 S.

1

Konopko W.: Über die zulässige Hangendüberkragung in Bruchstreben mit mechanisiertem Ausbau. *Prz. gór.* 1977, Bd. 33, Nr 9, 4 S., 4 Abb., Tabl., Lit.

4

Aufbauend auf allgemeinen Untersuchungsergebnissen des Bergbau-Hauptinstituts wird ein Verfahren zur Bestimmung der Grössenzulässigkeit in der Hangendüberkragung in Streben mit mechanisiertem Ausbau dargestellt. Angeführt

Sablik J., Bednarska J., Olszówka J.: L'analyse des conditions de séparation des schlamms des charbons polonais à gaz et charbons vapeur par flottage. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 10, fig 1, tabl. 10, ref. 13

22

On a présenté les résultats des essais effectués à l'Institut Central des Mines et visant à la détermination des paramètres optimaux de la séparation des schlamms des charbons à gaz et charbons vapeur par flottage, des sept mines choisies. Sur la base des résultats obtenus on a apprécié la flottabilité des charbons particuliers en prenant comme système de référence la flottabilité des charbons à coke.

Trzeciakowski T.: Progrès technique dans l'industrie charbonnière de France. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 4, fig. 2, ref. 4

31

On a présenté le progrès technique atteint au cours des dernières années en trois bassins houillers en France, la collaboration des bassins individuels avec les centres de recherche et établissements de construction dans le domaine les engins d'abattage, méthodes d'exploitation, appareils pour la commande à distance, des processus de production, boulonnage, transport et utilisation des déchets de mines.

Jureczko J.: Projet d'utilisation intégrale du gisement géothermique pour le besoin d'énergie. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 1, pp. 3, fig. 3

35

On a présenté le projet d'utilisation de l'énergie géothermique à partir du gisement des eaux thermiques de Californie. Les réserves de saumure dont la température s'élève à 300°C environ sont estimées à $1,2 \times 10^{12} \text{ m}^3$. Une part de l'énergie électrique obtenue sera utilisée à la production de l'eau douce pour en alimenter la rivière Colorado. La capacité de la centrale électrique sera de 10500 MW environ, et la production finale de l'eau douce de 3 milliard m^3 par an.

Informations du Monde Minier

37

Chronique de l'Association des Ingénieurs et Techniciens des Mines

42

Bulletin Bibliographique des Mines

INHALT

werden empirische Beziehungen und ein Nomo-gramm, welche es erlauben den optimalen und zulässigen Abstand von Strebstess bis zur Bruchkante für bestimmte bergmännisch — geologische Verhältnisse des Strebs festzulegen.

Jędrzejowski A., Planeta S., Siewierski S.: Der Zeiteinfluss auf die Konvergenz des Abbaurumes beim Einzeletappen-Kammerpfelerverfahren mit Hangendeinbruch. *Prz. gór.* 1977, Bd. 33, Nr. 1, 5 S., 4 Abb., 1 Tab., 4 Lit.

5

Aufgrund von durchgeführten Messungen über Konvergenzgrößen von Abbaukammern und die Hangendsenkung wurde der quantitative

Anteil des Hangenden und Liegenden bei der Abbauraumkonvergenz bestimmt. Erarbeitet wurde ein mathematisches Modell, welches die Konvergenzgrösse des Abbauraumes im Masse des Zeitverflusses, bei einem durchschnittlichen Abbaufron-Fortschritt von 0,75 m/d, bestimmt.

Burnat B., Madejski J., Pawlak M.: Über die Möglichkeit zur Brandlöschung im Saugschacht bei Anwendung von mechanischen Schaum. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 1, 4 S., 7 Abb., ? Tab., 4 Lit. 9

Dargestellt wird ein Konzept über die Brandlöschung im Saugschacht gestützt auf den Bericht eines durchgeführten Experiments in einem Erzbergwerkschacht. Die in diesem Artikel eingebrachten Folgerungen verweisen auf die Eignung dieses Verfahrens.

Skowronek E., Żmij M.: Bestimmung der Herkunft ausfliessender aus der Schachtmauerung Wässer bei Kennzeichnung durch Rhodamine B. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 1, 7 S., 4 Abb., 1 Tab., 5 Lit. 13

Dargestellt wird ein praktisches Verfahren zur Bestimmung der Herkunft von ausfliessenden aus der Schachtmauerung Wässern durch Kennzeichnung mittels Rhodamine B. Beschrieben wird das untersuchte Terrain und seine geologischen Bedingungen. Geschildert wird die Vorbereitung des Indikators, die Einspritzung und Aufbereitung der Wasserproben und die Bestimmungsmethodik zur Anwendung des Spektralfotometers. Vermittelt wird die Deutung der erzielten Indikations- und Hilfsuntersuchungen. Die gemachten Eingaben beziehen sich sowohl auf das angeführte Beispiel als auch auf die Anwendungsmöglichkeit dieses Verfahrens in der Zukunft.

Gauze H.: Die Entwicklung von wasserdichten Schachtausbauen. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 1, 3 S., 5 Abb., 4 Lit. 19

Besprochen werden Schachtausbaukonstruktionen aus Ziegeln, Betonformsteinen (Betonit), Massen- und Spritzbeton sowie aus Stahlguss-Tübbing. Angeführt werden angewandte Arten der Hydroisilierung wie: Asphalt- und Latexemulsionen, Gummiplatten, Folie aus Kunststoff (PCV, NE), Stahlbleche. Die ganze Problematik

wird chronologisch dargestellt mit Angabe aller Vor- und Nachteile der Einzellösungen.

Sablik J., Bednarska J., Olszówka J.: Die technologische Analyse von Aufbereitungsbedingungen mittels Schlammflotation polnischer Gas- und Kesselkohle. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 1, 10 S., 1 Abb., 10 Tab., 13 Lit. 22

Dargestellt werden Ergebnisse über im Bergbau-Hauptinstitut durchgeführte Untersuchungen, die die Bestimmung optimaler Parameter bei der Aufbereitung durch Schlammflotation polnischer Gas- und Kesselkohlen auf sieben ausgewählten Zechen zum Ziel haben. Anhand der erzielten Ergebnisse wurde die Beurteilung der Flotierbarkeit der einzelnen Kohlen, in Anlehnung an die Flotationsfähigkeitsgrössen von Koks-kohlen, vorgenommen.

Trzeciakowski T.: Der technische Fortschritt im Kohlenbergbau Frankreichs. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 1, 4 S., 2 Abb., Tab., 4 Lit. 31

Geschildert wird der technische Fortschritt in den letzten Jahren in drei Hauptkohlenrevieren Frankreichs, die Zusammenarbeit der einzelnen Reviere mit den wissenschaftlichen Forschungszentren und Projektierungstalten im Bereich von Abbaugeräten und-verfahren, Einrichtungen zur Fernsteuerung der Gewinnungsprozesse, des Ankerbaus, der Fördertransports sowie der industriellen Nutzung von Grubenabfällen.

Jureczko J.: Projekt über die Komplexbewirtschaftung eines geothermischen Energielagers. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 1, 3 S., 3 Abb., 4 Lit. 35

Besprochen wird ein Projekt über die Nutzung geothermischer Energie, die in Kalifornien (USA) in Form einer Thermalquelle in Erscheinung tritt. Die Solquellenvorräte, deren Temperatur ungefähr 300°C erreicht, werden auf ca 1,2–10¹² m³ geschützt. Ein Teil der erhaltenen elektrischen Energie wird bei der Produktion von Süswasser zur Speisung des Koloradoflusses genutzt. Die projektierte Kraftwerksleistung beträgt ca. 10500 MW, die Endzielleistung bei der Süswasserproduktion soll auf etwa 3 Milliarden m³ jährlich kommen.

Auslandsrundschau 37

Chronik des Vereins der Bergbauingenieure und-techniker 42

Zeitschriftenschau Bergwesen

Prenumeratę indywidualną zamawiać można w Przedsiębiorstwie Upowszechnienia Prasy i Książki „Ruch” — Katowice ul. 15 Grudnia 10, wpłacając należność na konto PKO Katowice, nr 3-6-21

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

Adres redakcji: Plac Gwarków 1, Główny Instytut Górnictwa, Pawilon, pok. 148, tel. 59-26-63; Sekr. Red. tel. 381-11 w godzinach od 8–14

Nakład 3200 egz. Nr zam. 436. Oddano do składania w listopadzie 1976 r. Ark. druk. 6,8. Papier sat. kl. III, 80 g, 61×86 cm. Druk ukończono w lutym 1977 r.

Najlepsze życzenia Noworoczne

wszystkim Czytelnikom, Autorom i Współpracownikom

składa REDAKCJA

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA

Nr 1 (941)

Styczeń 1977 r.

Tom XXXIII (LXIV)

Wystąpienie Ministra Górnictwa mgr. inż. Jana Kulpińskiego na centralnej akademii z okazji Dnia Górnika 1976 r.

Szanowny Towarzyszu Pierwszy Sekretarzu!

Towarzyszu Premierze!

Drodzy Towarzysze!

Tradycyjnym już zwyczajem z okazji Dnia Górnika sumujemy roczne efekty naszej pracy. Mówimy o dokonaniach i o najbliższych zamierzeniach.

Kończący się rok był dla nas górników — nader owocny. Polska Ludowa wysiłkiem swych obywateli, wszystkich ludzi pracy, a zwłaszcza klasy robotniczej, realizującej wskazania swej partii zawarte w Uchwale VII Zjazdu PZPR — uczyniła dalszy, znaczny postęp w budownictwie socjalistycznym.

Mamy ogromną satysfakcję, którą daje nam przekonanie, że w dzieło rozwoju kraju my górnicy wnieśliśmy także swój, na miarę naszych możliwości, wkład.

Pracowitość załóg naszych kopalń, wytrwałość, wiedza i doświadczenie górników, wsparte nowoczesną techniką pozwoliły przekroczyć wiele barier stworzonych przez naturę, zdołaliśmy osiągnąć wyniki, które do niedawna wydawały się być tylko śmiałymi zamierzeniami.

Pragnę, Towarzyszu Pierwszy Sekretarzu, zameldować Wam, iż w pierwszym roku obecnego planu 5-letniego górnicy dadzą krajowi 179,3 mln ton węgla kamiennego.

Narodowy Plan Gospodarczy zakładał na rok 1976 wydobycie 177 mln ton węgla. Nasz tegoroczny bilans zamykamy więc ponadplanowymi 2,3 mln ton urobku. Chciałbym przy tym podkreślić, iż nadwyżkę tę załogi górnicze wypracowały nie szczędząc sił i trudu. W rzetelnym, owocującym konkretnymi rezultatami wysiłku dostrzegaliśmy i widzieć będziemy zawsze spełnienie faszystowskiej najważniejszej obywatelskiej powinności.

Sytuacja, która wytworzyła się na rynku paliwowo-energetycznym na początku bieżącego roku, spowodowała zwiększenie zapotrzebowania na węgiel o 2,1 mln ton. Postanowiliśmy, wyzwalając istniejące jeszcze rezerwy, intensyfikując wydobycie, sprostać temu zapotrzebowaniu. Osiągnęliśmy nietatwy cel. Ponadto załogi górnicze, doceniając znaczenie lepszego zaopatrzenia społeczeństwa w opał, na Wasz Towarzyszu Pierwszy Sekretarzu apel skierowany z trybuny XI Krajowego Zjazdu Związku Zawodowego Górników, zobowiązały się do dalszego zwiększenia wydobycia węgla o 200 tys. ton. Zobowiązanie to pomyślnie realizujemy.

Osiągnięto w tym roku poziom wydobycia węgla wyższy o 7,7 mln ton od ubiegłorocznego.

Szerzej rozwinęliśmy front eksploatacyjny, dokonaliśmy dalszej modernizacji kopalń, wyposażyliśmy je jeszcze lepiej w urządzenia urabiające, sprzęt transportowy i służący robotom pomocniczym. Duże znaczenie przywiązywaliśmy do poprawy organizacji pracy, upowszechnialiśmy konsekwentnie najlepsze jej metody, rozpropagowaliśmy doświadczenia przodujących załóg.

Wszystkie te działania stwarzają warunki dla dobrych rezultatów produkcyjnych. O nich zaś w ostatecznym rachunku zdecydowała postawa ludzi, ich zaangażowanie i patriotyzm. Także tegoroczne wyniki są równocześnie odpowiedzią na troskę, jaką kierownictwo partii i rządu, Wy osobiście — Towarzyszu Pierwszy Sekretarzu — otaczacie górnicze załogi i ich rodziny.

Uchwała VII Zjazdu Partii oraz decyzje Biura Politycznego Komitetu Centralnego i Rządu sprzyjały szybkiemu podnoszeniu wydajności i efektywności pracy w górnictwie, poprawie bezpieczeństwa pracy w kopalniach oraz pomyślnemu rozwiązywaniu istotnych problemów socjalno-bytowych górników i ich rodzin.

Skoncentrowane w województwie katowickim górnictwo węgla kamiennego znajduje się w centrum zainteresowania oraz korzysta ze stałej pomocy i opieki katowickiej wojewódzkiej instancji partyjnej.

Pozwólcie Towarzysze, że w przededniu naszego święta za stałą troskę o górnictwo i górników złożę serdeczne podziękowanie Pierwszemu Sekretarzowi naszej partii — Towarzyszowi Edwardowi Gierkowi, tak często akcentującemu swą przynależność do naszego górniczego stanu. Chciałbym również wyrazić wdzięczność za niezwykle życzliwy stosunek do górnictwa Towarzyszowi Premierowi, Pierwszemu Sekretarzowi Komitetu Wojewódzkiego partii w Katowicach oraz sekretarzom komitetów wojewódzkich PZPR, którzy w swej działalności służą nam stałą pomocą.

Pragnę podziękować ogromnej rzeszy ludzi pracy zaangażowanych w szeregu działów gospodarki narodowej, których wysiłek, w sposób bezpośredni bądź pośrednio służy wspomaganie naszego górniczego trudu, pomaga w uzyskaniu jeszcze lepszych jego efektów, przyczynia się do podniesienia bezpieczeństwa pracy naszych załóg. Dziękuję zwłaszcza towarzyszom pracującym w hutnictwie, przemyśle maszynowym, przemyśle chemicznym, transporcie, komunikacji oraz w żegludze. Szczególnie cenimy sobie pomoc okazywaną nam przez ludzi nauki. Ich wkład w unowocześnienie naszego górnictwa jest coraz znaczący.

Jednym ze źródeł naszych sukcesów są bogate doświadczenia zdobyte przez górnictwo krajów socjalistycznych, a zwłaszcza przez przemysł wydobywczy Związku Radzieckiego. Korzystamy z tych doświadczeń coraz szerzej. W imieniu wszystkich górniczych załóg przekazuję słowa gorących pozdrowień naszym braciom — górnikom radzieckim.

Towarzyszu Pierwszy Sekretarzu!

Towarzyszu Premierze!

Z upoważnienia załóg oraz kierownictwa resortów, w których zakresie działania znajduje się górnictwo, melduję, że prócz ponadplanowych dostaw węgla kamiennego górnicy polscy dadzą krajowi dodatkowo w tym roku ponad 500 tys. ton węgla brunatnego oraz 465 tys. ton rud miedzi i 56 tys. ton rud cynkowo-ołowiowych.

Dotychczasowe wyniki upoważniają mnie do stwierdzenia, iż obowiązki swe wykonamy z całą górniczą konsekwencją. Nie będziemy szczędzić starań, aby sprostać jeszcze ambitniejszym zadaniom, których realizacja warunkuje dalszy, wszechstronny rozkwit naszej Ojczyzny.

Zapewniamy Was, Towarzyszu Pierwszy Sekretarzu i Was, Towarzyszu Premierze, że załogi górnicze, skupione wokół swych organizacji partyjnych, z taką samą jak dotychczas sumiennością, ofiarnością i zapałem pracować będą dla dobra narodu polskiego. Jak zawsze górnicy nie zawiodą.

NIECH ŻYJE NAM GÓRNICZY STAN!

622'112.2:622.284.9

O dopuszczalnym zawisaniu stropu w ścianach z obudowami zmechanizowanymi

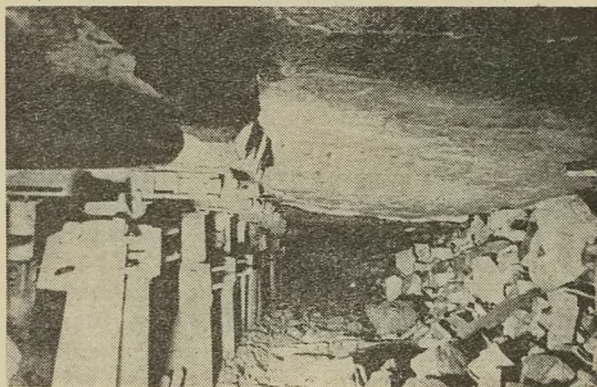
Doc. dr inż. Władysław Konopko

Treść: Opierając się na uogólnionych wynikach badań GIG przedstawiono sposób określania dopuszczalnej wielkości zawisania stropu w ścianach z obudowami zmechanizowanymi. Podano zależności empiryczne oraz nomogram, pozwalające ustalić optymalną i dopuszczalną odległość od czoła ściany do krawędzi zawalu dla określonych warunków geologiczno-górnich ściany.

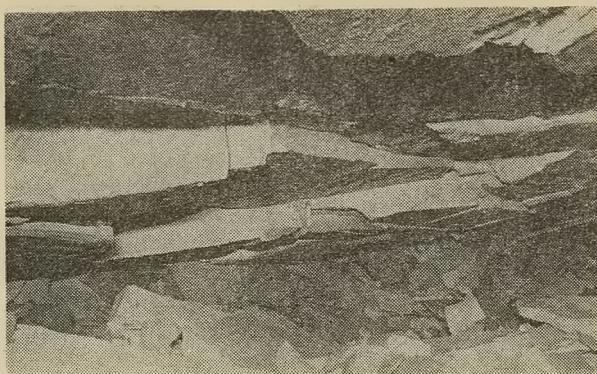
W wyrobiskach ścian zawałowych o mocnych stropach, charakteryzowanych liczbą wskaźnikową stateczności $L \geq 100$ (a nawet $L \geq 80$), obserwuje się opóźnione powstawanie zawalu — monolityczna płyta stropowa zawisa poza odzawałowe końce stropnic (rys. 1). Wielkość zawisania stropu zależy od szeregu czynników, spośród których do najistotniejszych zaliczyć należy: stateczność stropu, wysokość wyrobiska, nachylenie pokładu, podporność obudowy, głębokość eksploatacji, szybkość przemieszczania frontu ściany i inne. Dotychczas nie ustalono zależności pozwalających z dostateczną dokładnością na przewidywanie wielkości zawisania stropu w określonych warunkach geologiczno-górnich.

Zwrócić uwagę przy tym należy na fakt, że tarasowe przechodzenie stropu w stan zawalu (rys. 2), obserwowane w ścianach niskich, jest rodzajem pseudougęcia stropu, a nie jego zawisania. Poszczególne tarasy, opierając się z jednej strony o spąg bądź też o cienką warstwę gruzowisk skalnego, a z drugiej o wspornik

stropu utrzymywany przez obudowę, rozklinowują się między sobą. Składowa pozioma siły rozklinowania poszczególnych tarasów zwiększa stateczność stropu, zgodnie z teorią sklepienia płaskiego [1]. Problem do-



Rys. 1. Monolityczne zawisanie stropu



Rys. 2. Tarasowy sposób przechodzenia stropu w zawał

puszczalnej odległości od czoła ściany do kontaktu stropu ze spągiem przy jego tarasowym przechodzeniu w stan zawału pozostaje sprawą otwartą i powinien być rozpatrywany indywidualnie dla poszczególnych przypadków.

Monolityczne zawisanie stropu w zrobach świadczy o dużej jego samonośności. Na ogół nie obserwuje się wówczas trudności w utrzymaniu stropu w ścianie. W warunkach tych czasami jednak dochodzi do zawałów. Samonośne stropy kryją bowiem w sobie szereg zagrożeń. Przechodzą one w stan zawału w dużych blokach. Przy obudowie indywidualnej powodowało to często wybijanie stojaków, przewracanie obudowy, łamanie odzawałowych końców stropnic itp. Zdecydowanie bardziej stabilne i wytrzymałe obudowy zmechanizowane mniej ulegają tym uszkodzeniom. Zawisająca płyta stropowa, utwierdzona w całości węgłowej, powoduje znaczne zwiększenie naprężeń w pokładzie w pobliżu czoła ściany. Obserwuje się przy tym „bicie ociosów”, opadanie brył węgla z czoła ściany. Zbliżenie się frontem ściany do płaszczyzny kłwiążu, uskoku czy tp. płaszczyzny zmniejszonej spoistości — przebiegającej w przybliżeniu równolegle do czoła ściany — może spowodować załamanie się płyty stropowej w tym miejscu. Wówczas zachodzi gwałtowne, zwielokrotnione obciążenie obudowy. Strop przestaje być samonośny, ale konsekwencje jego dotychczasowej samonośności w postaci dużej rozpiętości płyty stropowej musi przejąć obudowa.

Opisane zagrożenia powodują, że przy bardzo korzystnych warunkach stropowych, wynikających z dużej samonośności stropu, wymagania podpornościowe dla obudowy są znacznie wyższe niż przy stropach słabych, łatwo przechodzących w stan zawału. Obudowa bowiem musi być przygotowana do przejęcia bardzo dużego obciążenia, wprawdzie występującego okresowo lub sporadycznie, ale którego miejsca powstania nie można precyzyjnie ustalić.

Problemy optymalnego doboru obudowy do określonych warunków geologiczno-górnich od szeregu lat bada Główny Instytut Górnictwa [2, 3 4]. Ustalenia tych prac dają podstawę do doboru obudowy umożliwiającej dopuszczenie do określonej wielkości zawisania stropu. Sztuczne bowiem powodowanie zawału stropu metodą strzelania w stropie jest bardzo pracochłonne i kosztowne, a ponadto wpływa bezpośrednio na uszkodzenia obudowy zmechanizowanej i zmniejszenie wydobywania ze ściany.

Badania przeprowadzone w GIG nad warunkami

utrzymania ścian zawałowych wykazały, że przy wskaźniku konwergencji

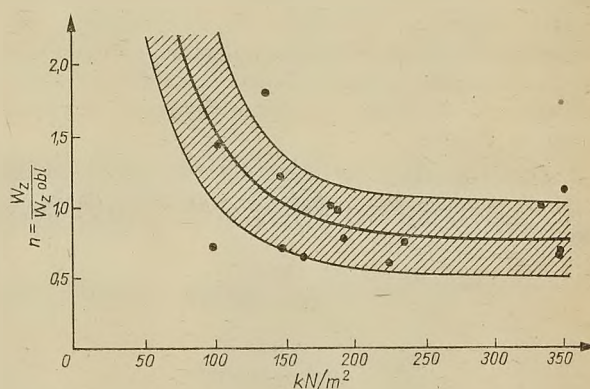
$W_z < 50$ mm/m istnieją dobre warunki utrzymania wyrobisk,

$50 \leq W_z < 80$ mm/m istnieją przeciętne warunki utrzymania wyrobisk,

$80 \leq W_z < 120$ mm/m utrzymanie wyrobisk napotyka trudności,

$W_z \geq 120$ mm/m istnieje niebezpieczeństwo zawału wyrobiska.

Równocześnie wykazano, że dla przeciętnych warunków prowadzonych badań gwałtowny przyrost konwergencji wyrobiska prowadzący w efekcie do zawału, obserwuje się przy podporności obudowy $F \leq 100$ kN/m² (10 T/m²). Konwergencja osiąga wartości właściwe dla ciśnień okresowych (2÷3 razy większe od przeciętnych). W wyrobiskach istnieje poważne zagrożenie zawałowe, zachodzi silne rozwarstwianie się stropu. Zwiększanie podporności powoduje ograniczanie wartości konwergencji (rys. 3). Przy podporności obudowy



Rys. 3. Zależność współczynnika zmienności n konwergencji wyrobiska od podporności obudowy

rzędu 200 kN/m² (20 T/m²) konwergencja stabilizuje się na poziomie właściwym dla danych warunków geologiczno-górnich, zachodzi przede wszystkim w wyniku odprężania się i ciągłego osiadania stropu, na które to zjawiska nie ma już wpływu podporność obudowy. Zatem dalsze zwiększanie podporności nie ma już wpływu na ograniczenie konwergencji i na warunki utrzymania wyrobisk.

Istnieje więc pewna *optymalna podporność obudowy* gwarantująca bezpieczne warunki utrzymania wyrobiska — dla omawianych wyników badań 200 kN/m² (20 T/m²), której zwiększanie nie daje efektów poprawy bezpieczeństwa, a związane jest z dużymi nakładami finansowymi. Można też ustalić *dopuszczalną podporność obudowy* — dla omawianych wyników badań 120 kN/m² (12 T/m²), do której wyrobiska utrzymywane są w stanie przeciętnym, a poniżej niej stan stropu ulega pogorszeniu i zachodzi niebezpieczeństwo zawału wyrobiska. Przy podporności obudowy rzędu 60÷90 kN/m² (6÷9 T/m²) strop ulega zawałowi. Podporność dopuszczalna wynosi około 6% podporności optymalnej.

Uogólnienie tych rezultatów badań podano w pracy [4], gdzie pod pojęciem podporności koniecznej rozumiano podporność gwarantującą optymalne warunki utrzymania wyrobisk. Na podstawie tych ustaleń można podać zależność, określającą podporność obudowy

gwarantującą optymalne warunki utrzymania wyrobisk

$$\bar{F}_{opt} = \frac{13,0 h^{0,33}}{r} \int_0^r \frac{r dr}{0,222 - 0,0109 r} \quad (1)$$

Odpowiednio dopuszczalną podporność można określić ze wzoru

$$F_{dop} = \frac{7,8 h^{0,33}}{r} \int_0^r \frac{r dr}{0,222 - 0,0109 r} \quad (2)$$

gdzie

$\bar{F}_{opt}, \bar{F}_{dop}$ — odpowiednio średnia optymalna i dopuszczalna podporność obudowy, kN/m²,

r — rozpiętość wyrobiska, m,

h — wysokość wyrobiska, m.

Podporność obudowy powinna wystarczać do utrzymania stropu w przypadku jego załamania się w linii czoła ściany, a więc w przypadku utraty jego samonośności. Wówczas płyta stropowa o dużej rozpiętości obciąża obudowę. Upoważnia to do przyjęcia jako wielkości rozpiętości wyrobiska odległości od czoła ściany do krawędzi zawалу. Wzory (1) i (2) pozwalają wówczas na określenie granicznej wartości zawisania stropu w zrobach.

Z zależności (1) i (2) wynikają również konieczne rozkłady podporności obudowy w wyrobisku. Mają one postać

$$F_{opt} = \frac{13,0 h^{0,33}}{0,222 - 0,0109 r} \quad (3)$$

$$F_{dop} = \frac{7,8 h^{0,33}}{0,222 - 0,0109 r} \quad (4)$$

W miejscu tym wyjaśnienia wymaga sposób określania podporności obudowy. Podporność obudów zmechanizowanych jest różna w różnych fazach cyklu produkcyjnego. Zależy również od stanu technicznego

konstrukcji oraz od warunków współpracy ze spągami i stropem wyrobiska. Podporność rzeczywiście rozwijana w wyrobisku jest niższa, często nawet zdecydowanie niższa od podporności wynikającej z wyliczeń konstrukcyjnych. Stabe spągi, wykładka w stropie, przecieki emulsji zdecydowanie zmniejszają współczynnik wykorzystania nominalnej podporności obudów zmechanizowanych. Współczynnik ten jest stosunkiem podporności rzeczywiście rozwiniętej w wyrobisku do podporności nominalnej, teoretycznie możliwej do rozwinięcia. Z dotychczasowych badań GIG wynika, że współczynnik wykorzystania podporności obudów zmechanizowanych η waha się w granicach od 0,30 przy obudowach wykazujących przecieki emulsji i równocześnie pracujących po spodku piaskowym (w warstwach wyższych, po piasku) do 0,72 przy dobrym stanie technicznym i pracujących w stosunkowo korzystnych warunkach stropowych i spagowych. Uwzględniając to, średnią podporność obudowy zmechanizowanej w kN/m² można określić z wzoru

$$\bar{F} = \eta \frac{n \cdot P}{ar} \quad (5)$$

gdzie

η — współczynnik wykorzystania podporności nominalnej obudów, $0,3 \leq \eta \leq 0,8$, najczęściej $0,5 \leq \eta \leq 0,7$,

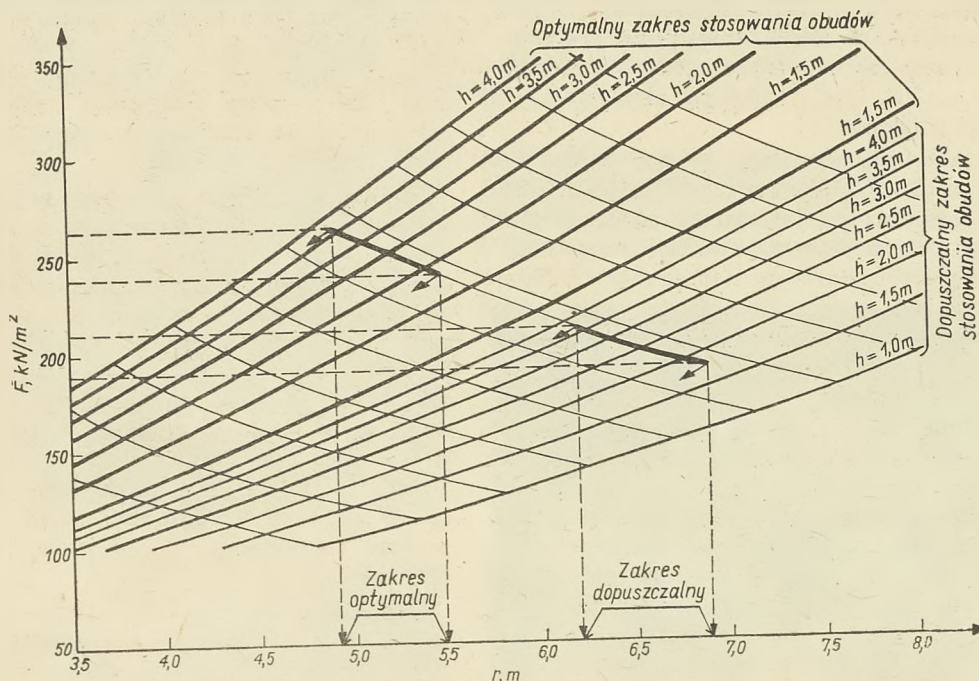
n — liczba podpór w sekcji,

P — nominalna podporność robocza stojaka (podpory), kN,

a — podziałka sekcji, m,

r — rozpiętość wyrobiska (rozumiana jako odległość od czoła ściany do krawędzi zawalu) m.

Uwzględniając we wzorach (1) i (2) podporności obudowy rzeczywiście rozwijane w wyrobiskach, można określić optymalne i dopuszczalne rozpiętości wyrobisk. Dla przykładu obudowa FAZOS, przy uwzględnieniu $\eta = 0,7$, w zakresie jej konstrukcyjnej wysokości (1740÷3520 mm) zapewni optymalne warunki utrzymania wyrobiska do rozpiętości $4,9 \leq r \leq 5,5$, stosow-



Rys. 4. Nomogram do wyznaczania zakresu obudów zmechanizowanych (przykład: obudowa FAZOS 1740/3520, 4×700 kN, $\eta = 0,7$)

nie do wysokości, a dopuszczalne warunki utrzymania stropu zapewnione będą do rozpiętości $6,2 \leq r \leq 6,9$. Obudowa ta, przy dobrym jej stanie technicznym i przy mocnych spągach, może zatem być stosowana do rozpiętości $r = 6,2$ m przy wysokości maksymalnej oraz do $r = 6,9$ m przy wysokości minimalnej.

Wnioski

Duża podporność i wysoka stabilność obudów zmechanizowanych stwarzają możliwość dopuszczenia do zawisania stropu w zrobach. Dla każdego typu konstrukcji może być określona dopuszczalna odległość od czoła ściany do krawędzi zawалу zgodnie z wzorami (1) i (2) oraz nomogramem (rys. 4). Parametry podpornościowe obudowy powinny przy tym zapewnić możliwość utrzymania wyrobiska przy wystąpieniu osłabionej płaszczyzny w stropie w linii czoła ściany i zalamania w tym miejscu wspornika stropowego przy jego maksymalnej długości. Optymalne warunki utrzy-

mania wyrobiska będą istniały przy jego rozpiętości wynikającej w zależności (1). Przy rozpiętości określonej wzorem (2) mogą okresowo zaistnieć trudności w opanowaniu stropu, jednak nie wykluczające bezpiecznego utrzymania ściany.

Literatura

1. Biliński A.: Sklepienie płaskie jako sposób oceny skuteczności obudowy kotwicznej. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie 1971, nr 12.
2. Biliński A.: Kryteria doboru obudowy dla ścian zawałowych. Prace GIG, seria dodatkowa, 1976.
3. Konopko: Nomogramy do określania schematów indywidualnej obudowy wyrobisk w ścianach zawałowych. Biuletyn GIG nr 3(76). Dodatek do Przeglądu Górniczego 1973, nr 11.
4. Ustalenie średniej zależności konwergencji wyrobiska od podporności obudowy dla ścian zawałowych. Praca planowa GIG nr 01.2.01.05.01, 1971.

622.273.12

Wpływ czasu na zaciskanie przestrzeni roboczej w systemie komorowo-filarowym jednoetapowym z zawalem stropu

Mgr inż. Antoni Jędrzejowski, mgr inż. Stefan Planeta, dr inż. Stanisław Siewierski

Treść: Na podstawie przeprowadzonych pomiarów wielkości zaciskania komór eksploatacyjnych i osiadania stropu określono ilościowy udział stropu i spągu w zaciskaniu wyrobiska. Opracowano model matematyczny określający wielkość zaciskania wyrobiska w miarę wpływu czasu, przy średnim postępie frontu eksploatacyjnego 0,75 m/d.

1. Wstęp

Jednym z zasadniczych problemów przy prowadzeniu eksploatacji głęboko zalegających złóż rudy miedzi w kopalniach Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego jest panowanie nad górotworem w wyrobiskach górniczych, a zwłaszcza nad stropem bezpośrednim.

(W celu rozpoznania i prognozowania zagrożeń zawałowych oraz podejmowania właściwej działalności profilaktycznej w kopalniach LGOM prowadzone są następujące badania:

- rozpoznanie budowy geologiczno-tektonicznej górotworu,
- określenie przebiegu rozwarstwienia się skał stropowych,
- określenie rodzaju skał stropowych,
- pomiary niwelacyjne stropu,
- pomiary zaciskania przestrzeni roboczej,
- pomiary sejsmiczne,
- pomiary sejsmologiczne.

Najpowszechniej stosowana jest metoda mierniczogórnicza, która dotyczy pomiarów zachowania się górotworu w bezpośrednim sąsiedztwie wyrobiska.

Metoda górniczo-miernicza badania przejawów ciśnienia górotworu polega na systematycznym prowadze-

niu pomiarów niwelacyjnych osiadania stropu oraz pomiarów konwergencji. Określenie przebiegu osiadania stropu i zaciskania wyrobiska jest jednym ze sposobów oceny zagrożenia zawałowego. Przekroczenie pewnej granicy wielkości i prędkości zaciskania, różnej dla różnych rejonów, jest sygnałem zbliżającego się zawalu stropu.

W pracy, na podstawie badań dołowych, określono wpływ niektórych parametrów górniczo-technicznych na konwergencję wyrobisk w jednoetapowym systemie komorowo-filarowym z zawalem stropu oraz procentowy udział osiadania stropu i wypiętrzania spągu w zaciskaniu tych wyrobisk.

2. Warunki geologiczno-górniczne i lokalizacja badań

Badania przeprowadzono w oddziale wydobywczym eksploatującym złożę rudy miedzi systemem komorowo-filarowym jednoetapowym z zawalem stropu. Eksploatację prowadzono w układzie poprzecznym o długości frontu eksploatacyjnego 260 m. Front ten (rys. 2) składał się z 21 równoległych przodków komorowych o szerokości 6 m, pomiędzy którymi pozostawiano filary o szerokości 5 m.

Po wykonaniu komory na długość co najmniej 8 m, równocześnie z dalszym jej drażnieniem wykonywano przecinki łączące komory z sobą, tak że powstawały filary podporowe o wymiarach 8×5 m. W miarę upływu czasu oraz oddalania się frontu eksploatacyjnego od filarów podporowych obserwowano się ich łuszczenie, co powodowało poszerzanie się komór i pasów do 7 m. Eksploatację prowadzono na całą grubość złoża, a średni postęp frontu eksploatacyjnego wynosił 0,75 m/d. Likwidację wybranej przestrzeni wykonywano przez wymuszenie zawału stropu robotami strzelniczymi przy czym krok zawału wynosił 10 m. Otwarcie, czyli maksymalna odległość linii zawału od frontu eksploatacyjnego, wynosiło 30 m. Obudowę wyrobisk stanowiły kotwie ekspansywne KE-3 o długości 1,6 m, zakładane w siatce $1,5 \times 1,5$ m.

W obrębie eksploatowanego pokładu miedzionośnego występowały dwie zasadnicze serie litologiczne, a mianowicie seria węglanowa i łupkowa. W spągu zalegały szare piaskowce czerwonego spągowca o uziarnieniu $0,1 \div 0,5$ mm o spoiwie ilastym i ilasto-węglanowym. Jak wykazały badania wytrzymałościowe piaskowców [2], rodzaj spoiwa istotnie wpływa na ich wytrzymałość. Przy przewadze spoiwa dolomitycznego wytrzymałość na ściskanie piaskowców wynosiła $R_c = 76,9$ MN/m², natomiast na głębokości około 2 m liczonej od stropu piaskowców, gdzie przeważa spoiwo

ilaste, ich wytrzymałość na ściskanie $R_c = 16,11$ MN/m² [1]. Wytrzymałość piaskowców na rozciąganie wynosiła około 0,73 MN/m², a wytrzymałość na zginanie około 2,95 MN/m².

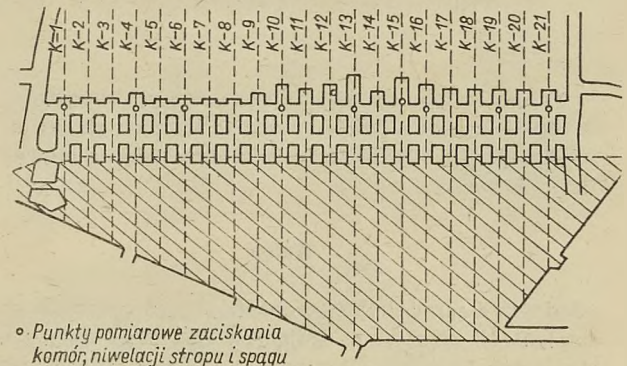
Skałami budującymi strop wyrobisk były wapienie i dolomity dolnego cechsztynu o dużej intensywności podzielności naturalnej. Grubość poszczególnych warstw (ławic) wahała się od 5 do 20 cm (rys. 1).

Skały stropowe cechują wysokie parametry wytrzymałościowe, a mianowicie: wytrzymałość na ściskanie $R_c = 90$ MN/m², na rozciąganie $R_r = 7$ MN/m² i na zginanie $R_g = 1$ MN/m². Wskaźnik zwięzłości wg *Protodia-konowa* waha się w granicach od 6 do 7.

Uogólniając można stwierdzić, że skały węglanowe stanowią w zasadzie strop zwięzły i mocny, jednak niejednorodny. Występujące nieciągłości natury sedymentacyjnej i tektonicznej wpływają niekorzystnie na stateczność stropu w przestrzeni roboczej wyrobisk eksploatacyjnych.

3. Metodyka badań

Przeprowadzone badania dotyczyły pomiarów konwergencji oraz osiadania stropu. Plan oddziału wraz ze zlokalizowanymi punktami pomiarowymi przedstawiono na rysunku 2. W każdej z badanych komór stabilizowano punkt pomiarowy w stropie (reper) i odpowiadający mu punkt pomiarowy w spągu (reper), wy-



Rys. 2. Plan oddziału i schemat rozmieszczenia punktów pomiarowych

znaczony za pomocą pionu. Punkty stabilizowano w czole komory zaraz po odsłonięciu stropu i spągu. Badania konwergencji dotyczyły pomiarów liniowego zmniejszania się odległości pomiędzy nawzajem odpowiadającymi sobie punktami w stropie i w spągu wyrobiska — w ciągu jednej doby. W celu określenia ilościowego udziału wypiętrzania spągu w zaciskaniu wyrobiska prowadzono równoległe pomiary niwelacyjne stropu. Różnica pomierzonych wielkości zaciskania wyrobiska i osiadania stropu określa wielkość wypiętrzania spągu.

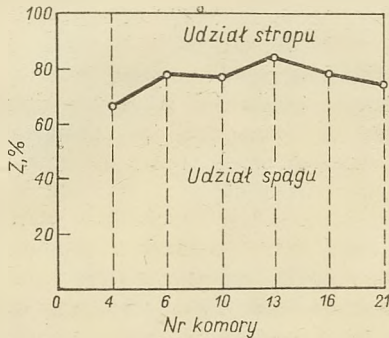
Ponadto w celach kontrolnych wykonywano w odstępach kilkudniowych pomiary niwelacyjne spągu. Wszystkie pomiary prowadzono wzdłuż linii frontu eksploatacyjnego w miarę przesuwania się punktów pomiarowych aż do zawału, mierząc równocześnie ich odległość od czoła komór i od linii zawału oraz prędkość postępu frontu eksploatacyjnego.

Złoże bilansowe	Profil graficzny	Wysokość cm		Mierzalność warstw	Opis litologiczny	Uwagi
		od stropu	od spągu			
		800	1155	15, 10, 10, 5, 15 15, 10, 10, 5, 15 15		
		700	1055	10, 5, 10, 10, 10 20, 5, 10, 10 10		
		600	955	10, 5, 10, 10, 15 5, 10, 10, 15 10	Dolomit szary o odcieniu beżowym, skrytokrystaliczny, zbity, zwięzły nieco spekany, podzielony na płyty. Rdzeń występuje w kawałkach 4×20 cm; obserwuje się gniazda gipsu o ϕ do 1 cm oraz nagromadzenia substancji bitumniczno-ilastej na powierzchniach poślizgu poziomego	
		500	855	5, 10, 15, 5, 5, 5 10, 5, 10, 10, 5 5, 10		
		400	755	10, 15, 5, 10 15		
		345	700	15, 5, 10, 15 5, 5, 10, 10, 10 5, 10		
		245	600	5, 5, 5, 10, 10, 5, 5		
		200	555			
		0	355	60	Dolomit szary, skrytokrystaliczny, zbity, zwięzły. Obserwowane spekania są strome, zwarte i zabliźnione kalcytem. Rdzeń występuje w kawałkach do 5 cm, co wskazuje na dobrą podzielność warstw	Strop wyrobiska
			295	180	Dolomit smugowany, ciemnoszary, skrytokrystaliczny, zbity, zwięzły, nieco spekany, podzielny na płyty	
			115	60	Dolomit ilasty, czarnoszary, zbity, zwięzły	
			55	55	Łupek dolomityczny-ilasty, szaroczarny	Spąg wyrobiska
					Szare piaskowce czerwonego spągowca o uziarnieniu $0,1 \div 5$ mm	

Rys. 1. Profil geologiczny złoża i skał otaczających

4. Analiza otrzymanych wyników

Na podstawie przeprowadzonych badań stwierdzono, że zaciskanie komór eksploatacyjnych jest wynikiem zarówno osiadania stropu, jak i wypiętrzania spągu. Taki przebieg zjawiska zaobserwowano we wszystkich komorach. Jak wynika z przeprowadzonych pomiarów (rys. 3), procentowy udział spągu w zaciskaniu komór



Rys. 3. Procentowy udział stropu i spągu w zaciskaniu komór

wynosi aż 67÷84%, natomiast procentowy udział osiadania stropu wynosi odpowiednio 16÷33%. Konwergencja wzrasta wyraźnie w miarę oddalania się punktów pomiarowych od czoła komory w kierunku linii zawалу. Na tej podstawie można określić zależność funkcyjną wielkości zaciskania wyrobiska Z od odległości od czoła d . Należy jednak zauważyć, że z uwagi na geometrię systemu, w granicznych przypadkach maksymalna odległość punktów pomiarowych w chwili ich likwidacji od czoła komory osiąga stałą wartość równą 30 m, natomiast czas, jaki upływa od chwili odsłonięcia tych punktów do momentu ich likwidacji, jest różny, co zależy od prędkości postępu frontu eksploatacyjnego. Im większa prędkość postępu frontu eksploatacyjnego, tym krótszy czas odsłonięcia stropu i spągu przy tym samym otwarciu przestrzeni roboczej; zatem można przyjąć, że czynnik czasu determinuje proces zaciskania. W związku z tym dla prognozowania wielkości i prędkości zaciskania przestrzeni roboczej bardziej celowe jest określenie wpływu czasu na te wielkości.

Do opracowania wyników pomiarów zastosowano analizę regresji. Oznaczając przez Z konwergencję w mm oraz przez t czas w dobach, przyjmujemy model w postaci równania regresji [4]

$$Z = a_0 + a_1 t + a_2 t^2 + e = \hat{Z} + e \quad (1)$$

gdzie e — oznacza błąd, natomiast

$$Z = a_0 + a_1 t + a_2 t^2 \quad (2)$$

jest aproksymacją nieznanego rzeczywistego związku.

Ponieważ przyjmujemy, że konwergencja w chwili odsłonięcia stropu i spągu $Z = 0$ i wówczas $t = 0$, wobec tego otrzymujemy z zależności (2) $a_0 = 0$.

Ostatecznie model w postaci równania regresji przyjmie postać

$$Z = a_1 t + a_2 t^2 + e \quad (3)$$

toda najmniejszej sumy kwadratów błędów, która sprowadza zadanie do wyznaczenia optymalnego zestawu współczynników $a_0, a_1, a_2, \dots, a_{N+1}$ minimalizujących w tym przypadku wyrażenie

$$L = \sum_{n=1}^N (Z_n - \hat{Z})^2 = \sum_{n=1}^N (Z_n - a_1 t_n - a_2 t_n^2)^2 = \sum_{n=1}^N e_n^2 = \min \quad (4)$$

Aby zminimalizować L względem a_1, a_2 wyznaczamy pochodne cząstkowe względem a_1, a_2

$$\frac{\partial L}{\partial a_1} = -2 \sum_{n=1}^N t_n (Z_n - a_1 t_n - a_2 t_n^2) \quad (5)$$

$$\frac{\partial L}{\partial a_2} = -2 \sum_{n=1}^N t_n^2 (Z_n - a_1 t_n - a_2 t_n^2)$$

Przyrównując pochodne cząstkowe do zera, otrzymujemy układ dwóch równań normalnych, z którego po rozwiązaniu otrzymujemy współczynniki

$$a_1 = \frac{AE - DC}{BE - C^2} \quad (6)$$

$$a_2 = \frac{DB - AC}{BE - C^2}$$

Tablica 1
WYNIKI POMIARÓW ZACISKANIA Z_n
PO CZASIE t_n

t_n Doby	Z_n mm	t_n^2	t_n^3	t_n^4	$Z_n \cdot t_n$	$Z_n \cdot t_n^2$
1	5	1	1	1	5	5
2	13	4	8	16	26	52
3	24	9	27	81	72	216
4	28	16	64	256	112	448
5	33	25	125	625	165	825
6	36	36	216	1296	216	1296
7	45	49	343	2401	315	2205
8	48	64	512	4096	384	3072
9	66	81	729	6561	594	5346
10	71	100	1000	10000	710	7100
11	74	121	1331	14641	814	8954
12	83	144	1728	20736	996	11952
13	89	169	2197	28561	1157	15041
14	95	196	2744	38416	1330	18620
15	102	225	3375	50625	1530	22950
16	107	256	4096	65536	1712	27392
17	120	289	4913	83521	2040	34680
18	125	324	5832	104976	2250	40500
19	138	361	6859	130321	2622	49818
20	151	400	8000	160000	3020	60400
21	155	441	9261	194481	3255	68355
22	168	484	10648	234256	3696	81312
23	179	529	12167	279841	4117	94691
24	200	576	13824	331776	4800	115200
25	210	625	15625	390625	5250	131250
26	222	676	17576	456976	5772	150072
26	—	6201	123201	2610621	46960	951752

Nieznane wielkości współczynników a_1, a_2 wyznaczyć można na podstawie kryterium dobroci przyjętego modelu. W praktyce bardzo dogodnym kryterium jest me-

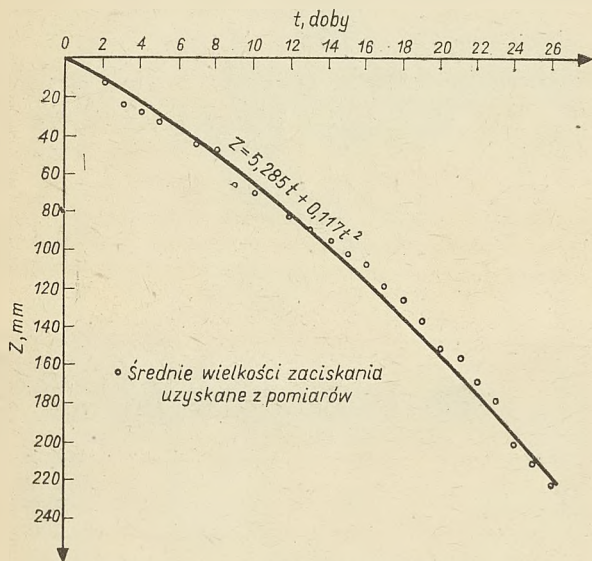
We wzorach (6) oznaczono przez:

$$A = \sum_{n=1}^N Z_n t_n; \quad B = \sum_{n=1}^N t_n^2; \quad C = \sum_{n=1}^N t_n^3; \\ D = \sum_{n=1}^N Z_n t_n^2; \quad E = \sum_{n=1}^N t_n^4$$

Po podstawieniu do wzorów (6) wartości z tablicy 1 obliczono współczynniki a_1, a_2 . Współczynniki g_1, a_2 wstawione do równania (2) dają nam żadaną zależność

$$Z = 5,285 t + 0,117 t^2 \quad (7)$$

Rysunek 4 przedstawia interpretację graficzną otrzymanego równania regresji. Wyrażenie (7) może być wykorzystywane do prognozowania wielkości zaciskania



Rys. 4. Zależność funkcyjna zaciskania Z do czasu t

przestrzeni roboczej w systemie komorowo-filarowym jednoetapowym z zawałem stropu przy średnim postępie frontu eksploatacyjnego 0,75 m/d. Z prędkością postępu frontu eksploatacyjnego wiąże się bezpośrednio czas, jaki upływa od momentu otwarcia stropu i spągu do chwili likwidacji. Zarówno powtarzające się czynności technologiczne, jak również reologiczne własności górotworu powodują, że proces deformacji górotworu przebiega w czasie i w miarę jego upływu nasila się destrukcja górotworu, co przyczynia się do powstawania zawałów. W związku z tym celowe jest stosowanie dużych prędkości (powyżej 1 m/d) postępu frontu eksploatacyjnego, zapewniających możliwie najkrótszy czas otwarcia przestrzeni roboczej. Tymczasem w kopalniach LGOM prędkość postępu frontu eksploatacyjnego aktualnie waha się od 0,6 do 2,0 m/d, co limituje czas otwarcia od dwóch tygodni do dwóch miesięcy.

Trudności w uzyskaniu dużych prędkości postępu frontu eksploatacyjnego wynikają z pewnych czynników techniczno-organizacyjnych. Eksploatację prowadzi się na szerokość całego udostępnionego bloku frontami o długości do 350 m, co przy pewnej stałej wielkości wydobywania z pola, wynikającej z czynników organizacyjnych, ogranicza prędkość postępu frontu. Jednakże, zachowując nawet dotychczasową strukturę organizacyjną, prędkość postępu frontu eksploatacyjnego można znacznie zwiększyć przez zmniejszenie jego dłu-

gości do 250 m. Jest to jeden z istotnych warunków prowadzenia bezpiecznej eksploatacji, zwłaszcza systemem komorowo-filarowym jednoetapowym z zawałem stropu, gdzie szerokość przestrzeni roboczej wynosi 30 m i więcej. Przy małym postępie frontu obserwuje się wzrost ciśnienia deformacyjnego, wywołującego nadmierne obciążenie filarów podporowych, co uwidacznia się w ich gwałtownym rozpadaniu. Pociąga to za sobą nagły spadek ich podporności oraz poszerzenie się szerokości komór nawet do 9 m, stwarzając tym samym warunki do jeszcze bardziej wzmożonego zaciskania przestrzeni roboczej, zwłaszcza w pasie przyzawałowym. W takim przypadku praktykowane dotychczas przeciwdziałanie powstaniu lokalnych zawałów przez budowę kasztów drewnianych jest zabiegiem mało skutecznym i zarazem bardzo pracochłonnym.

(Wpływ czasu na wielkość i przebieg konwergencji nabiera jeszcze większego znaczenia w warunkach niepełnego zawału, który zachodzi w kopalniach LGOM. Praktycznie średnia grubość warstwy odstrzelonego stropu wynosi od 3,0 do 6,0 m. Niski współczynnik rozluźnienia skał w warunkach małej wysokości wymuszonego zawału nie zapewnia właściwego podparcia stropu zasadniczego. W tych warunkach strop zasadniczy utrzymuje się bez podparcia na znacznych przestrzeniach, powodując nacisk na strop bezpośredni, co przejawia się wzmożonym zaciskaniem przestrzeni roboczej, zwłaszcza w pasie przyzawałowym.

Są to przykłady wzajemnego oddziaływania zespołu określonych czynników naturalnych oraz górniczo-technicznych wytworzonych w wyniku działalności górniczej. Udział poszczególnych czynników w procesie zaciskania przestrzeni roboczej i ich wpływ na zagrożenie zawałami jest bardzo zróżnicowany, przy czym dało się zauważyć, że wzmożonemu zaciskaniu przestrzeni roboczej zawsze towarzyszyły: zaburzenia tektoniczne, duży czas odsłonięcia, nadmierne poszerzanie się wyrobisk eksploatacyjnych oraz brak pełnego podparcia likwidowanej przestrzeni.

Przedstawione wyniki badań i spostrzeżenia stwarzają podstawy do opracowania skutecznych metod profilaktycznych o charakterze techniczno-ruchowym, jak również wskazują kierunki dalszych kompleksowych badań w zakresie rozpoznania i zwalczania zagrożeń zawałowych.

5. Podsumowanie

Proces zaciskania przestrzeni roboczej jest zjawiskiem fizykalnie złożonym, z wieloma wzajemnie na siebie oddziaływanymi wielkościami. Zdefiniowanie tych wielkości i określenie zależności opisujących te oddziaływania jest celem identyfikacji, która jest podstawą wyznaczania parametrów technicznych stosowanych systemów eksploatacji. W przypadku systemów komorowo-filarowych do najistotniejszych parametrów należą: wysokość furty eksploatacyjnej, geometria komór i filarów podporowych, maksymalne otwarcie przestrzeni roboczej, sposób likwidacji zrobów oraz prędkość postępu frontu eksploatacyjnego, z którą wiąże się czas odsłonięcia stropu i spągu.

Określenie zależności funkcyjnej zaciskania wyrobisk komorowych od czasu utrzymywania odsłoniętych partii stropu i spągu jest istotnym elementem prognozowania przejawów ciśnienia górotworu w systemach komorowo-filarowych.

Na podstawie przeprowadzonych badań stwierdzono, że zaciskanie wyrobisk komorowych jest wynikiem osiadania stropu i wypiętrzania spągu, przy czym udział wypiętrzania spągu jest bardzo wysoki i wynosi 67 do 84%. Taki przebieg zjawiska daje się wytłumaczyć znacznie niższymi parametrami wytrzymałościowymi skał spągowych od skał stropowych. Na przykład wytrzymałość na zginanie skał spągowych stanowi 25% wytrzymałości na zginanie skał stropowych, stwarza to więc możliwość dużych trwałych odkształceń spągu. Potwierdzają to również badania modelowe [3], które wykazały, że dla stropu o wytrzymałości na zginanie $R_g = 16 \text{ MN/m}^2$, a spągu o wytrzymałości $R_g = 4 \text{ MN/m}^2$ najpierw odkształcają się warstwy spągowe, a następnie stropowe w znacznie mniejszym stopniu.

Literatura

1. Katalog cech fizyko-mechanicznych skał dla kopalni Lubin. Praca ZB i PM „Cuprum”. Wrocław, czerwiec 1970.
2. Machoń T.: Wstępna obserwacja zachowania się górotworu w oddziale wydobywczym kopalni Polkowice (Oddział G-11). Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 3. Wrocław 1970.
3. Sikora W., Kwiatek J.: Badania nad zachowaniem się wyrobisk korytarzowych na dużych głębokościach. Międzynarodowe Sympozjum Mechaniki Górotworu. Kraków 17—18 X 1963.
4. Volk W.: Statystyka stosowana dla inżynierów. Warszawa 1965, PWT.

622.822:541.182.45

O możliwościach gaszenia pożaru w szybie wdechowym przy użyciu piany mechanicznej

Dr inż. Bogusław Burnat, mgr inż. Jan Madejski, mgr inż. Mirosław Pawlak

Treść: Przedstawiono koncepcję gaszenia pożaru w szybie wdechowym popartą relacją z eksperymentu przeprowadzonego w jednym z szybów kopalni rudy miedzi. Podane w artykule wnioski wskazują na przydatność tej metody.

1. Wstęp

W latach 1970 i 1973 w jednej z kopalń rudy miedzi miały miejsce dwa pożary w szybie wdechowym klatkowym. W obydwu przypadkach zapaliły się szlamy rudne nasycone olejem hydraulicznym, pochodzącym z przecieków przez nieszczelność układów hydraulicznych napędów urządzeń przyszybowych. Zapalenie ich nastąpiło w wyniku nieostrożnego prowadzenia prac spawalniczych.

W pierwszym przypadku zapalenie szlamów rudnych nastąpiło w piwnicy napędów hydraulicznych urządzeń przyszybowych w podszybiu od kropeł roztopionego metalu, opadających z poziomu podszybia do piwnicy. W drugim przypadku zapalenie szlamów rudnych, nagromadzonych na dźwigarach zbrojenia i betonowej obudowie szybu, nastąpiło również od kropeł roztopionego metalu przy pracach spawalniczych, prowadzonych z klatki w rurze szybowej powyżej dźwigara, na którym nastąpiło zapalenie.

Gwałtowny przebieg tych pożarów wskazał, że obok środków profilaktyki technicznej i organizacyjnej konieczne jest również opracowanie sposobu gaszenia tego rodzaju pożarów.

2. Niektóre czynniki mające wpływ na koncepcję gaszenia i wybór środka gaśniczego

W kopalniach, używających dużych ilości oleju napędowego, oleju hydraulicznego oraz olejów smarnych, oleje te transportowane są szybami klatkowymi na

ogół w cysternach szynowych. W czasie transportu szybami zdarzyć się mogą uszkodzenia cystern, szczególnie przy zapychaniu ich do klatki, w wyniku czego część ich zawartości może się dostać do rury szybowej. Coraz szersze stosowanie napędów hydraulicznych, także w urządzeniach przyszybowych, stwarza również możliwość dostania się do rury szybowej bądź piwnicy urządzeń napędowych pewnych ilości oleju hydraulicznego, pochodzącego z przecieków w instalacji hydraulicznej. Urządzenia przyszybowe, szczególnie zapychające, pracują na ogół z dużymi udarami, co nie wpływa korzystnie na stan uszczelnień. Wprawdzie w ostatnich latach pojawiły się różne media do układów hydraulicznych, zastępujące olej, a nazywane „niepalnymi”, ale mimo że znaczną część ich objętości tworzy woda, w praktyce nie są one wcale niepalne w sytuacji, gdy po ich rozlaniu woda w nich zawarta wyparuje [1].

Niewątpliwie w każdym więc prawie szybie, w którym stosowane są urządzenia z napędami hydraulicznymi lub odbywa się transport olejów w cysternach, istnieje możliwość wiania się ich części do rury szybowej lub piwnic napędów w podszybiach i w nadszybiu, co w dalszej kolejności stwarza duże zagrożenie pożarowe w przypadku konieczności prowadzenia tam prac spawalniczych.

Sposób mieszania olejów, które dostały się do rur szybowych lub piwnic napędów, ze szlamami rudnymi czy węglowymi jest tego rodzaju, że oleje te ze względu na swoją lepkość tworzą na ziarnach szlamów powłokę różnej grubości otaczającą te ziarna oraz pomiędzy nie wnika. Woda opadająca szybem nie miesza

się z olejami stanowiącymi mieszaninę z ziarnami szlamu, lecz występuje obok oleju, tworząc pozorne zawilgocenie szlamu. Taki szlam wizualnie sprawia wrażenie bardzo zawilgoconego, a więc pozornie bezpiecznego i odpornego na zapalenie, co szczególnie odnosi się do szlamów rudnych, składających się z ziarn kopaliny niepalnej. Może to stanowić czynnik wprowadzający w błąd przy przygotowaniu miejsca robót spawalniczych.

Zapalenie takiej pozornie wilgotnej mieszaniny szlamu z olejami może nastąpić w przypadku lokalnego odparowania wody przez krople roztopionego metalu lub przez odcięte palnikiem niewielkie, rozgrzane do wysokiej temperatury kawałki metalu, które mogą opaść na szlam i działaniem cieplnym na uwolnioną od wody powierzchnię oleju mogą spowodować zapalenie. Wobec niskiej temperatury zapłonu par oleju napędowego smarnego i hydraulicznego, wynoszącej około $50 \div 210^\circ\text{C}$, zapalenie następuje natychmiast, a rozprzestrzenianie pożaru jest błyskawiczne. Wobec dużej emisji ciepła woda zawarta obok oleju w dalszych częściach szlamu zostaje szybko odparowana, a odsłonięte powierzchnie powleczone olejem szybko parują, zasilaając pożar palnymi parami. Doświadczenia opisanych na wstępie dwóch pożarów w kopalni rudy miedzi pozwoliły stwierdzić, że przy zapaleniu szlamów w piwnicy napędów hydraulicznych w podszymbiu pożar rozwinął się tak szybko, że ludzie pracujący ponad piwnicą na poziomie podszymbia nie zdążyli pochwylić pochłaniaczy ucieczkowych i ubrań znajdujących się w podszymbiu w odległości zaledwie kilku metrów od nich. W przypadku pożaru w rurze szybowej, w czasie gdy pracujący spawacze nadali sygnał rewizyjny do opuszczenia klatki o 4,5 m w dół i dostali się na to miejsce, a więc w ciągu kilkunastu sekund, pożar rozwinął się tak szybko, że nie mogli oni ugasić go posiadanymi środkami gaśniczymi i w tej sytuacji musieli się wycofać.

Jeszcze szybszego rozwoju pożaru niż w opisanym przypadku należy się spodziewać, gdy będzie to szlam miału węglowego.

Opisane obserwacje i doświadczenia zmusiły do rezygnacji z wody jako środka gaśniczego przy tego rodzaju pożarach. Woda musiałaby być opuszczana ze zrzębu szybu wraz z prądem świeżego powietrza, gdzie zostałaby rozbita na bardzo drobne kropelki i rozproszona po całym szybie. Nie nastąpiłoby więc mechaniczne działanie skupionego strumienia wody, a opadające kropelki, wobec dużej lokalnej emisji ciepła w miejscu pożaru, bądź w ogóle nie docierałyby do ogniska pożaru, bądź docierałyby w bardzo małej ilości. Wobec odsłonięcia powierzchni oleju kropelki wody, które dotarłyby do ogniska pożaru wskutek nie mieszania się wody z olejem spłynęłyby szybko poza strefę pożaru, ograniczając do minimum swoje działanie chłodzące. W opisanych warunkach pożaru potrzebny jest środek gaśniczy, który pokryłby palące się powierzchnie możliwie trwałą powłoką, działając jednocześnie tłumiąco i odcinająco. Wymogi te spełnia pianą mechaniczną.

Piana mechaniczna powstaje przez energiczne zmieszanie wodnego roztworu środka pianotwórczego z powietrzem, w wyniku czego tworzą się pęcherzyki powietrza, oddzielone od siebie błonkami warstewki cieczy o grubości rzędu mikrometrów [2, 4].

Opisany proces zachodzi w wytwornicach pianowych przez podawanie na ich siatki metalowe o bardzo drob-

nych oczkach, pod ciśnieniem 6 at, wodnego roztworu środka pianotwórczego.

Działanie gaśnicze piany polega na:

- odizolowaniu płonącej mieszaniny szlamu z olejem od tlenu zawartego w powietrzu,
- wyparciu powietrza z otoczenia ogniska pożaru przez pianę i wytworzoną parę wodną,
- działaniu chłodzącym zmierzającym do obniżenia temperatury ogniska pożaru.

W działaniu piany mechanicznej dominują dwa pierwsze czynniki [4]. Bardzo ważnymi dalszymi czynnikami, które, jak się wydaje, mogą preferować stosowanie piany mechanicznej, jest przyczepność piany do przedmiotów, a także jej bardzo mały ciężar właściwy, wynoszący $0,10 \text{ kg/m}^3$, dzięki czemu piana wprowadzona w dużych ilościach do prądu powietrza świeżego płynącego szybko zostaje osadzona na wszystkich urządzeniach w szybie, a nawet wprowadzona do piwnic urządzeń przyszybowych prądem powietrza kierowanego na dany poziom. Oczywiście dla skutecznego działania piany mechanicznej powinna spełniać ustalone wymagania techniczne w zakresie płynności, trwałości i odporności ogniowej [3].

3. Przebieg i wyniki eksperymentu gaszenia hipotetycznego pożaru szlamów nasyconych olejem w rurze szybowej i w piwnicach urządzeń przyszybowych w podszymbiach

Eksperyment przeprowadzono w szybie klatkowym o średnicy 6 m w świetle obudowy betonowej i głębokości 890 m, przy ilości przepływającego powietrza $11\,000 \text{ m}^3/\text{min}$.

Na zrzębie szybu przygotowano samochód pożarniczy Skoda z autopompą o wydatku 3200 l/min wody oraz trzy samochody pożarnicze Star-25 z autopompami o wydatku wody 800 l/min , a także motopompę M-800 i zbiornik brezentowy o pojemności $2,5 \text{ m}^3$.

Wymienione autopompy i motopompy zasilały:

- 13 wytwornic pianowych na pianę średnią typu WP2-150 o wydatku 30 m^3 piany/min każda,
- 9 wytwornic pianowych na pianę średnią typu WP2-75 o wydatku 15 m^3 piany/min.

Jako środka pianotwórczego użyto Deteora-1000 w roztworze 4%. Wytwornice pianowe w podanej tu liczbie zapewniły podawanie do szybu piany średniej przy łącznym wydatku wynoszącym $\sim 525 \text{ m}^3/\text{min}$. Pianę podawano przez 3,5 min.

Obserwacje prowadzono z dachu klatki, znajdującej się w chwili rozpoczęcia podawania piany na głębokości 500 m i zjeżdżającej w dół do poziomu 850 m z prędkością $\sim 3 \text{ m/s}$. Ponadto ustawieni zostali obserwatorzy w podszymbiach poziomu 810 m i 850 m.

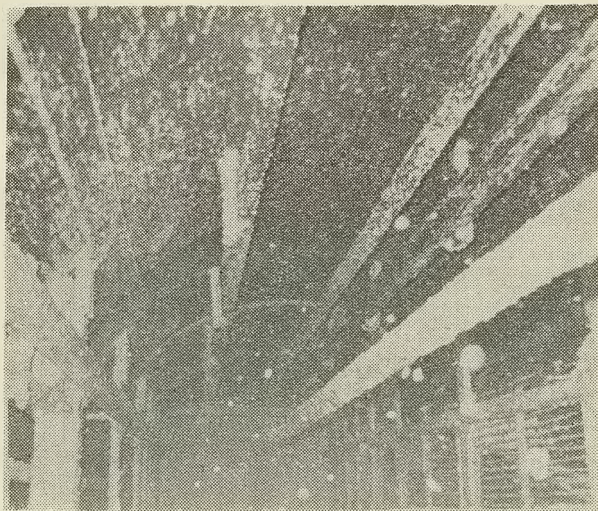
Po rozpoczęciu podawania piany, co nastąpiło na sygnał radiowy nadany z klatki znajdującej się na głębokości 500 m, piana opadała do szybu dużymi płatkami (rys. 1 i 2). Od głębokości 200 m zaobserwowano dobre osadzanie się piany na obudowie i wszystkich wystających częściach, jak dźwigary, kołnierze rur itp., jednak grubość warstwy piany, jaka osiadła na tych elementach, wynosiła tylko $2 \div 3 \text{ cm}$ (rys. 3). Piana okazała się trwała i utrzymywała się na tych elementach przez czas dłuższy, nie mniej niż 30 minut. Klatka z obserwatorami przybyła na końcowy poziom 850 m nieco wcześniej, zanim zakończono podawanie piany



Rys. 1. Płaty piany niesione prądem powietrza w dół. Widok z klatki znajdującej się na głębokości 500 m



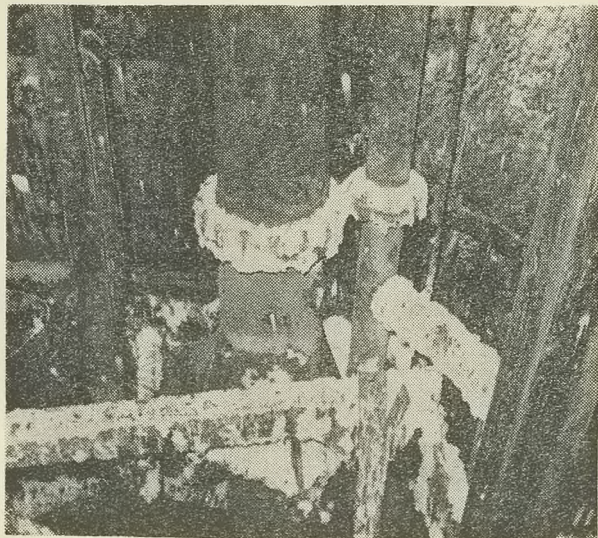
Rys. 4. Piana osadzona na elementach krzesła szybowego na poziomie 650 m



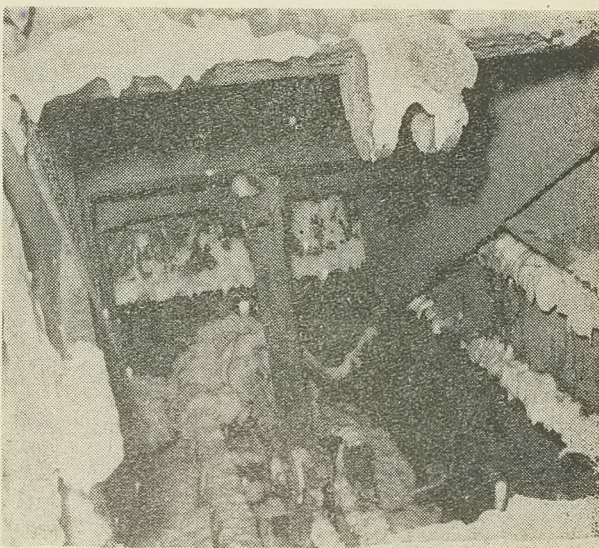
Rys. 2. Płaty piany niesione prądem powietrza w dół. Widok z klatki znajdującej się na poziomie 850 m



Rys. 5. Piana osadzona na pomostach wahadłowych na poziomie 850 m

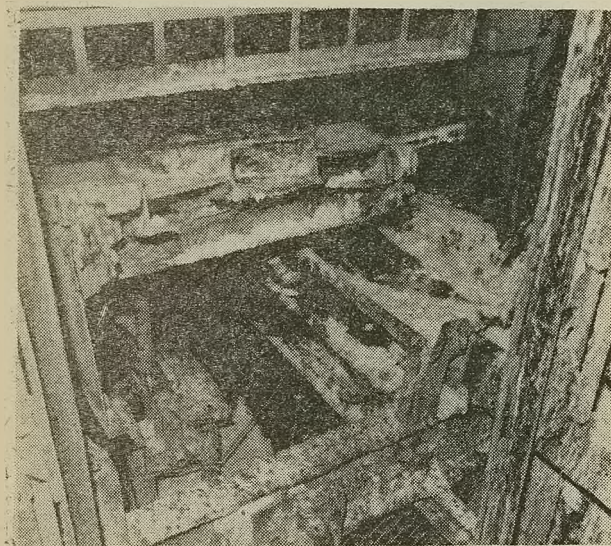


Rys. 3. Piana osadzona na dźwigarach zbrojenia szybowego i kołnierzach rur



Rys. 6. Piana osadzona na wlocie do piwnicy napędów urządzeń przyszybowych na poziomie 850 m

na zrebie szybu i pozostawała na tym poziomie do chwili zakończenia podawania piany, ustawiona poziomem dachu równo z poziomem podszybia. W tym miejscu zaobserwowano szczelne oblepianie pianą konstrukcji krzesła szybowego, jak również pomostów wahadłowych i wejścia do piwnic urządzeń przyszybowych (rys. 4, 5, 6). Nieco mniej piany zaobserwowano w piwnicy urządzeń przyszybowych w podszybiu poziomu 810 m, gdzie klatka się nie zatrzymywała (rys. 7). W rzapiu szybu (p. rys. 2), jak zaobserwowano, poziom piany wyniósł tylko 20 cm.



Rys. 7. Piana osadzona na włocie do piwnicy napędów urządzeń przyszybowych na poziomie 810 m

Przeprowadzony eksperyment pozwolił na stwierdzenie, że lepkość piany jest dostateczna dla jej przyczepienia i oblepiania części konstrukcyjnych rury szybowej i piwnic urządzeń przyszybowych. Również trwałość piany można uznać za dostateczną przy wzięciu pod uwagę dużej prędkości i ilości powietrza przepływającego szybem.

Są to zasadnicze stwierdzenia prowadzące do wniosku o przydatności stosowania piany do gaszenia pożarów w szybie. Uwagę zwraca fakt, że w miejscu pozostawiania klatki zaobserwowano nalepianie na elementach konstrukcyjnych zbrojenia szybowego znacznie większych ilości piany niż w innych miejscach. Tłumaczyć to należy tym, że piana opadająca w dół z prędkością równą prędkości powietrza, tj. 6,48 m/s, padała na dach klatki, odbijała się od niego prostopadle i ze zmniejszoną już energią opadała na elementy konstrukcyjne zbrojenia, oblepiając się na nich w dużych ilościach, większych niż np. na obudowie, na którą padała tylko w wyniku lokalnych zawirowań powietrza; wskutek tego obudowa szybu nie została pokryta na całej swojej powierzchni.

Pokrycie pianą elementów zbrojenia szybu a także innych elementów, jak np. kołnierzy rur, następowało przy dużej prędkości; znaczna część piany była więc niszczone mechanicznie przez uderzenie i pękanie pęcherzyków, jakie ją tworzyły, przez co warstwa piany

pokrywająca te elementy miała niewielką grubość. Zjawisko niszczenia mechanicznego piany występowało również przy zetknięciu się płatów piany z dachem klatki, lecz wobec szybkiego pokrycia dachu grubą warstwą piany dalsze jej płaty nie ulegały już zniszczeniu w tym stopniu co poprzednie, przez co w znacznej części odbijały się od dachu klatki i osadzały na elementach zbrojenia.

Straty piany w ogólnym bilansie były według szacunkowych obliczeń bardzo wysokie; w rzapiu szybu oraz na obudowie, zbrojeniu i w piwnicach urządzeń przyszybowych stwierdzono osadzenie się tylko około 20% ogólnej ilości piany, jaka została podana do szybu ze zrebłu.

4. Zakończenie

Zasady gaszenia pożarów cieczy palnych i ciał stałych przy użyciu piany mechanicznej przewidują, że pełna skuteczność gaszenia nastąpi, jeśli palącą się ciecz lub ciało stałe pokryje się warstwą piany o grubości 20 cm. Zasady te zawierają w sobie uzasadniony margines pewności i ostrożności. Należy więc przyjąć, że w strefie narzucania piany przez odbicie od naczynia urządzenia wyciągowego pożar szlamu na zbrojeniu i w piwnicach urządzeń przyszybowych byłby prawdopodobnie ugaszony, a co najmniej bardzo silnie stłumiony, co znacznie ułatwiłoby akcję przy udziale ratowników.

Prowadzi to do wniosku, że w strefie stwierdzonego pożaru w szybie należy wolno przesuwając w obie strony najbliższe miejsce pożaru naczynie urządzenia wyciągowego, aby w tym miejscu zapewnić narzucanie piany odbitej od tego naczynia. Pokrycie pianą, choćby jej warstwą o małej grubości, zaszlamowanych elementów zbrojenia znajdujących się w bliskości pożaru może zabezpieczyć przed dalszym rozprzestrzenieniem się pożaru. Co najważniejsze jednak, podawanie do szybu piany ze zrebłu nie uniemożliwia jednoczesnego prowadzenia akcji innymi sposobami, a wręcz odwrotnie — może skuteczność akcji wydatnie wspomóc. Z tych więc chociażby względów możliwość gaszenia pożarów w szybach wdechowych przy użyciu piany mechanicznej należy oceniać realnie.

Literatura

1. Chrobak A., Kietbowicz K., Najbor M., Burnat B.: Określenie bezpiecznej zawartości roztworu wodno-glikolowego w szlamach zalegających rury szybowe. Zakład Doświadczalny Cuprum, praca badawcza 2.09.09.04 b, Lubin, kwiecień 1974.
2. Gaszenie pożarów zbiorników cieczy palnych. Biuletyn Informacyjny Komendy Głównej Straży Pożarnej 1969, nr 17/18.
3. Grynczek Z.: Środki gaśnicze — własności i zastosowanie. Warszawa 1968, Wyd. Arkady.
4. Pacocha J.: Stałe pianowe urządzenia gaśnicze. Warszawa 1967, Instytut Wydawniczy CRZZ.

Określenie pochodzenia wody wypływającej z za obmurza szybu znakowaniem rodaminą B

Mgr Ewa Skowronek, mgr inż. Marian Żmij

Treść: Przedstawiono praktyczny sposób określania pochodzenia wody wypływającej z za obmurza szybu metodą jej znakowania rodaminą B. Opisano teren badań i jego warunki geologiczne. Omówiono sposób przygotowania znacznika, iniekcji, pobierania i preparatyki próbek wody oraz metodykę oznaczania przy użyciu spektrofotometru. Podano interpretację osiągniętych wyników badań znacznikowych i badań pomocniczych. Wyciągnięto wnioski dotyczące zarówno podanego przykładu, jak i możliwości zastosowania metody w przyszłości.

1. Wstęp

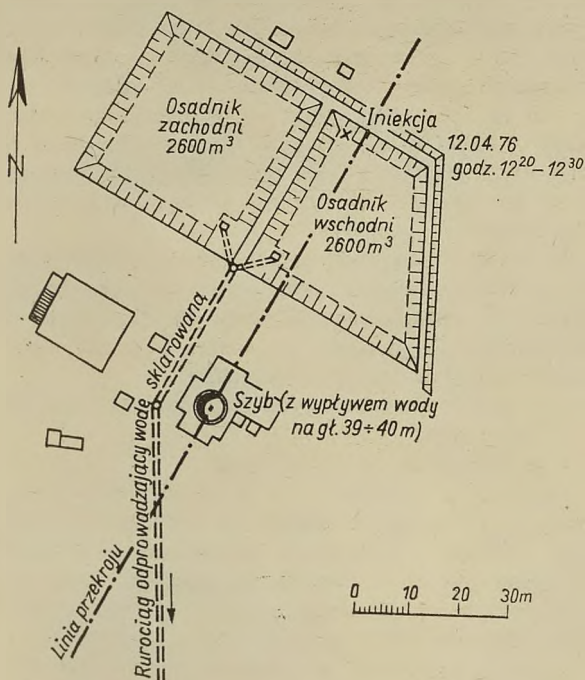
W zgłębnym na przełomie lat pięćdziesiątych i sześćdziesiątych szybie zjazdowo-wentylacyjnym jednej z kopalń węgla kamiennego obserwowano od szeregu lat na głębokości 39÷40 m wypływ wody w ilości około 20 dm³/min (0,33 dm³/s), który zwiększył się we wrześniu 1975 r. do około 200 dm³/min (3,3 dm³/s). W tej sytuacji kopalnia zwróciła się do Głównego Instytutu Górniczego z propozycją wykonania badań mających na celu wyjaśnienie pochodzenia wody wypływającej w szybie, a co za tym idzie — ustalenia przyczyn zwiększenia się wypływu. Po gruntownej analizie sytuacji postanowiono zbadać, czy z wypływem w szybie mają ewentualny związek wody położonych w od-

2. Wprowadzenie w zagadnienie

Teren wokół przedmiotowego szybu nachylony jest łagodnie ku południowi, ku dolinie cieku powierzchniowego i bezodpływowej niecce, której środkową część zajmuje zbiornik zalewiskowy. Ciek przepływa w odległości około 350 m, a zalewisko oddalone jest o około 250 m od szybu. Zrąb szybu położony jest o blisko 7 m ponad najniższą częścią niecki z zalewiskiem.

Znacznie bliżej szybu, bo w odległości 25 m ku NE od jego obmurza, istnieją wspomniane dwa osadniki wód dołowych używanych do podszadki hydraulicznej. Osadniki te wykonane na początku lat pięćdziesiątych, a więc przed zgłębieniem szybu, są w zasadzie zbiornikami podpoziomowymi. Jedynie od strony NE osadniki mają obwałowania, których korona usytuowana jest około 1 m ponad powierzchnią otaczającego terenu. Głębokość osadników od korony do dna wynosi 3,55 m, a całkowita pojemność eksploatacyjna każdego z nich 2600 m³. Skarpy wewnętrzne zbiorników wyłożone są cegłą na zaprawie cementowej, a dno płytami betonowymi. Woda doprowadzana jest do zbiorników rurciągiem (średnio 2,2 m³/min), a po sklarowaniu w nich odpływa przelewem i dalej rurciągiem i jest wykorzystywana w podszadce hydraulicznej. Nadmiar wody odprowadzany jest pośrednio do pobliskiego, wspomnianego cieku powierzchniowego. Osadniki czyszczone są z wypełniającego je mułu przez zmywanie wodą — średnio raz na 5 miesięcy. Ostatnio obydwie osadniki czyszczone były w grudniu 1975 r. Woda z mułem z osadników odprowadzana jest kanałem podziemnym, a następnie rurciągiem $\varnothing$ 250 mm do wspomnianego zalewiska. Objętość tego zbiornika wynosi około 1000 m³. Powstał on w wyniku robót eksploatacyjnych w tym samym okresie, w którym zbudowano osadniki przy szybie.

W końcu listopada 1975 r. kopalnia we własnym zakresie przeprowadziła próbę stwierdzenia, czy wody z osadników przy szybie mogą infiltrować w głąb górotworu i czy mają związek z wypływami w tymże szybie na głębokości 39÷40 m. Próba polegała na zadaniu do wody osadnika wschodniego soli kamiennej i oznaczaniu stężenia jonu Cl⁻ w próbkach wody, pobieranych z wycieku w szybie bezpośrednio po zadaniu soli do zbiornika na powierzchni. Opróbowanie prowadzono przez trzy doby od momentu zadania soli do wody osadnika. W ciągu tego okresu nie stwierdzono wyraźnego wzrostu zasolenia wody z wypływu w szybie. Negatywny wynik próby nie przyniósł więc



Rys. 1. Mapa rejonu badań

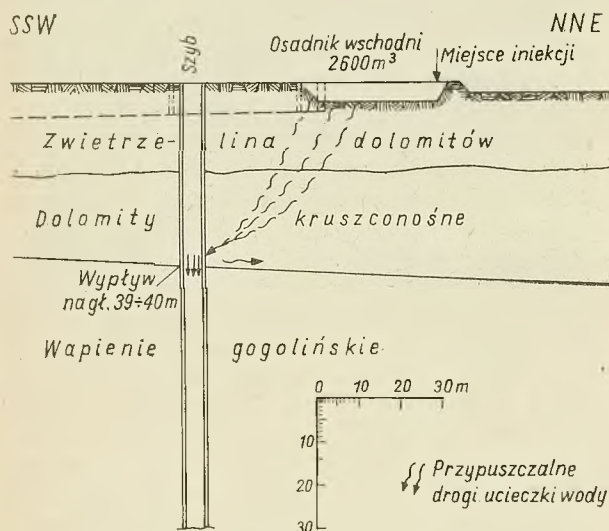
ległości około 25 m na NE od szybu dwu osadników wód dołowych, używanych do podszadki hydraulicznej (rys. 1). W tym celu zdecydowano się na zadanie do wody jednego z osadników rodaminę B, a następnie na określenie, czy w wodzie wypływającej w szybie pojawi się ten znacznik.

jednoznacznej odpowiedzi, czy istnieje związek wód osadników i wody w szybie.

Ponieważ w murowej obudowie skarp osadników uwidoczniły się pęknięcia i szczeliny na granicy między zaprawą cementową i cegłami, w grudniu 1975 r. i w styczniu ubiegłego roku widoczne szczeliny zalano asfaltem. Po uszczelnieniu osadnika wschodniego nastąpiło zmniejszenie się wypływu w szybie o około 1/4; nie spowodowało natomiast zmniejszenia się wypływu uszczelnienia osadnika zachodniego. Od czasu robót uszczelniających wypływ w szybie na głębokości 39 do 40 m wykazuje stałą wydajność około 150 dm³/min (2,5 dm³/s).

3. Budowa geologiczna i warunki hydrogeologiczne rejonu badań

W rejonie przedmiotowego szybu zalegają, posuwając się od powierzchni w głąb: zwietrzeliny utworów triasowych, utwory triasowe i utwory karbońskie (rys. 2).



Rys. 2. Schematyczny przekrój rejonu badań

Zwietrzeliny dolomitów triasowych zalegają do głębokości 20 m. W strefie przypowierzchniowej przeważają wśród tych utworów zwietrzelinowe gliny piaszczyste zawierające okruchy i otoczaki dolomitu. Ze wzrostem głębokości zwiększa się w zwietrzelinach udział dolomitu i rozmiary jego okruchów oraz otoczek, dalej w głąb otoczki i okruchy przechodzą w bloki, a te w końcu w rumosz dolomitowy. Niekiedy zamiast glin fragmenty zwietrzonego dolomitu zlepiają ropy, które mogą tworzyć też wśród zwietrzelin niewielkiej miąższości soczewki. Należy przypuszczać, iż miąższość opisanych zwietrzelin w szybie jest zbliżona do maksymalnej, jaką mogą mieć podobne utwory w otoczeniu szybu. Miąższość ta jest zwykle bardzo zróżnicowana i wynosi od kilku do około 25 m. Bezpośrednio na zachód od szybu utwory zwietrzelinowe pokryte są warstwą czwartorzędowych pyłów, a na południe — warstwą glin, następnie zaś warstwą piasków. Dalej ku południowi, w dolinie cieku powierzchniowego i przylegającej do niego niecki ze zbiornikiem o charakterze zalewiska, zwietrzeliny przykryte są warstwą glin piaszczystych.

Opisane zwietrzeliny podścielone są utworami wapienia muszlowego. Głębiej zalegają utwory pstrego pias-

kowca oraz karbonu produktywnego. Dla potrzeb niniejszego artykułu istotny jest opis jedynie utworów wapienia muszlowego, w których istnieje wypływ wody w szybie na głębokości 39÷40 m. Są to dolomity kruszczone i — poniżej — wapienie gogolińskie.

Dolomity kruszczone wykształcone są w postaci jasnoszarych dolomitów krystalicznych, szarych lub żółtawobrunatnych dolomitów marglistych. Dolomity są silnie spękane i skawernowane. Mogą one zawierać cienkie wkładki ropy. W szybie miąższość dolomitów kruszczonych wynosi 21,85 m (spąg na głębokości 41,85 m od zrębu szybu). Zwietrzeliny zalegające w stropie dolomitów utworzyły się ze stropowej części warstw tych samych dolomitów kruszczonych. Miąższość dolomitów rośnie ku północy. Na południe od szybu zasięg dolomitów wynosi 200÷300 m, natomiast zwietrzelin dolomitowych około 400 m.

Pod dolomitami kruszczonymi, a na południe od szybu, po wyklinowaniu się ich, pod warstwą gleby występują wapienie gogolińskie. Stanowią one ciągły poziom stratygraficzny. Wykształcone są jako wapienie kremowe, szare lub żółtawokremowe, niekiedy z wkładkami margli lub wapieni dolomitycznych. Skały te są pocięte gęstą siecią szczelin. Miąższość wapieni gogolińskich wynosi od 50 do 80 m.

Poniżej zalegają węglanowe utwory retu, ilasto-piaszczyste utwory środkowego i dolnego pstrego piaszkowca oraz piaskowce, łupki i węgle karbonu produktywnego (w stropie — warstwy rudzkie).

Utwory triasowe w rejonie szybu nachylone są łagodnie ku północy pod kątem 1÷4°. Szyb położony jest w skrzydle zrzuconym dwu uskoków przecinających utwory triasowe i karbońskie. Wychodnia jednego z nich przebiega w odległości 190 m na północ od szybu (zrzut — w utworach karbońskich — około 50 m) a drugiego z nich — odpowiednio — w odległości około 210 m na zachód (zrzut — w utworach karbońskich — około 20 m). Ponadto utwory triasowe w rejonie szybu pocięte są gęstą siecią szczelin, a zalegające w stropie dolomity kruszczone mogą zawierać również kawerny.

W rejonie szybu wody podziemne występują zarówno w przypowierzchniowych zwietrzelinach utworów triasowych, jak i w samych utworach triasowych oraz karbońskich. Ze względu na zakres artykułu interesujące są jedynie poziomy wodonośny:

- w przypowierzchniowych zwietrzelinach utworów triasowych,
- w dolomitach kruszczonych.

Pierwszy z wymienionych poziomów jest bardzo zmienny pod względem zasięgu i miąższości; jest to poziom nieciągły o zwierciadle przeważnie swobodnym. Związany jest on z soczewkami piasków wśród glin zwietrzelinowych. Zasilanie poziomu odbywa się przez infiltrację wód z powierzchni terenu. Poziom ten ze względu na niewielkie, nieregularne rozprzestrzenienie i niewielką miąższość oraz nieznaczną wydajność nie ma większego znaczenia, co wyraża się m. in. brakiem studzien bazujących na jego wodach.

Poziom wodonośny w dolomitach kruszczonych ma charakter szczelinowo-kawernowy. Zwierciadło wód tego poziomu jest zasadniczo swobodne; lokalnie woda może być jednak pod ciśnieniem. Obecnie poziom ten jest silnie drenowany przez pobliskie kopalnie rud Zn i Pb, które w ostatnim okresie miały z tego poziomu dopływ ok. 15 m³/min. Wskutek tak intensywnego dre-

nażu, opisywany poziom został prawie całkowicie osuszony. Zwierciadło wody znajduje się jedynie w spągowej części dolomitów. Przed osuszeniem, w latach dwudziestych, dopływy z dolomitów niemal uniemożliwiały głębenie szybów. W trakcie głębenia innego, sąsiedniego szybu (zlokalizowanego po przeciwnej, północnej stronie osadników wód dołowych, rys. 1), dopływy z dolomitów wynosiły około 1,5 m³/min. W otworze wykonanym w 1957 r. pod budowę przedmiotowego szybu dopływ z dolomitów wynosił 10 dm³/min.

Zalegający niżej poziom wodonośny wapieni gogolińskich i retu, o zwierciadle na głębokości około 75 m, izolowany jest od poziomu dolomitów kruszczośnych serią stropowych kremowych wapieni pozbawionych szczelin i stanowiących ciągłą warstwę napinającą. Przypuszczalnie izolację stanowią także cienkie wkładki ilów w spągowej części dolomitów kruszczośnych.

Znaczne dopływy wody, szczególnie z wapieni gogolińskich, spowodowały konieczność głębenia przedmiotowego szybu przy zastosowaniu metody mrozeniowej oraz dodatkowych zabiegów uszczelniających obudowę poniżej 30 m głębokości (za pomocą iniektolu), wykonanych już po rozmrożeniu górotworu wokół szybu, kiedy to dopływ wody zza obmurza wynosił około 600 dm³/min.

4. Chemizm wód

Przed wykonaniem badań znacznikowych pobrano próbki wody ze zbiornika wody podszadzkowej przy szybie oraz z wypływu na głębokości 39÷40 m w tymże szybie. Próbkę te poddano analizie chemicznej; niektóre jej uśrednione wyniki z uwzględnieniem analiz wcześniejszych zestawiono w tablicy 1.

ści pH i twardości ogólnej wody zbiornika są nieco wyższe od odpowiednich wartości wody z wypływu w szybie. Nieco większe są różnice między wartościami twardości węglanowej obu wód; wyraźnie wyższą twardość węglanową mają wody zbiornika. Największe różnice między tymi wodami istnieją w zakresie suchej pozostałości i sumy głównych jonów oraz składu jonowego (p. tabl. 1).

Dane w tablicy 1 podano jako średnie arytmetyczne z trzech analiz chemicznych każdej z wód, a ponadto podano w tej tablicy stosunki wartości uśrednionych parametrów dla obu wód. Wykazują one na ile woda wypływająca zza obmurza szybu jest różna od wody z osadnika na powierzchni.

Jak wynika z przedstawionych danych, wody osadnika wody podszadzkowej należą do wód zmineralizowanych, natomiast wody z wypływu w szybie — do wód słabo zmineralizowanych, przy czym ogólna mineralizacja wód z szybu jest blisko o połowę mniejsza niż wód z osadnika. Wynika to z faktu, że średnie zawartości poszczególnych głównych jonów w wodach z szybu stanowią od 0,31 do 0,77 odpowiednich zawartości w wodzie z osadnika. Wyjątkiem jest średnia zawartość jonu wapniowego podobna w obu wodach. Po uwzględnieniu zmian zawartości poszczególnych jonów w czasie, okazuje się, że zawartości jonów magnezowego i wodorowęglanowego w obu wodach mogą być zbliżone, chociaż odpowiednie stosunki wartości uśrednionych wynoszą 0,60 i 0,77. Natomiast zawartości jonów sodowego i potasowego, chlorkowego i siarczanowego w wodzie z szybu są zawsze wydatnie mniejsze.

Wody z osadnika należą do typu siarczanowo-sodowego, a wody z szybu do typu siarczanowo-wapniowego.

Zakładając możliwość infiltracji wód z osadnika wód

Tablica 1

SREDNIE WARTOŚCI NIEKTÓRYCH WŁASNOŚCI CHEMICZNYCH ANALIZOWANYCH WÓD

Lp.	Miejsce pobrania próbki	Średnia sucha pozostałość mg/dm ³	Średnia suma głównych jonów mg/dm ³	Średni skład jonowy, mg/dm ³					
				kationy			aniony		
				Na ⁺ + K ⁺	Ca ²⁺	Mg ²⁺	Cl ⁻	SO ₄ ²⁻	HCO ₃ ⁻ + CO ₃ ²⁻
1	zbiornik wody podszadzkowej przy szybie	3113	3041	534	259	119	615	1093	401
2	wypływ na głębokości 39÷40 m w szybie	1730	1672	167	270	71	278	600	310
	Stosunek odpowiednich wartości wody z wypływu w szybie i wody z osadnika (wiersz 2 : wiersz 1)	0,56	0,55	0,31	1,04	0,60	0,45	0,55	0,77

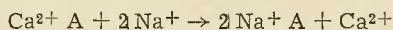
Niezależnie od pewnych, w zasadzie niewielkich zmian chemizmu wód z obu miejsc opróbowania w czasie, stwierdzono, że wody z tych miejsc znacznie różnią się od siebie chemizmem.

W zakresie odczynu i twardości ogólnej są to różnice stosunkowo niewielkie. Wody z obu miejsc są bowiem słabo alkaliczne i bardzo twarde, lecz średnie warto-

dołowych do otaczającego górotworu i ich związku z wypływem w szybie na głębokości 39÷40 m, dochodzi się do wniosku, że wody te infiltrując mieszają się z innymi wodami, zapewne słodkimi i to jest główną przyczyną mniejszej mineralizacji wód w szybie w porównaniu z wodami z osadnika. Dodatkową przyczyną mniejszej mineralizacji wód w szybie mogłaby

być wymiana jonowa na drodze przepływu wody w górotworze.

Prawdopodobnie głównym skutkiem wymiany jonowej jest, wspomniane wcześniej, utrzymanie się podobnej zawartości jonu Ca^{2+} w wodzie wypływającej w szybie jak w wodzie z osadników wód dołowych, przy jednoczesnym zmniejszeniu się sumarycznej zawartości jonów $\text{Na}^+ + \text{K}^+$ o ponad 2/3. Wymiana tych jonów przebiega wg wzoru [2].



W przypadku rejonu szybu i osadników wód dołowych wapń biorący udział w wymianie jonowej może pochodzić ze zwietrzelin ilasto-dolomitowych oraz z dolomitów zalegających w podłożu osadników i wokół górnego odcinka szybu.

5. Badania znacznikowe

Jak to wcześniej przedstawiono, zarówno wyniki znakowania wody osadnika za pomocą NaCl , jak i porównanie składów chemicznych wód osadników i z wypływu w szybie nie pozwoliły na jednoznaczne stwierdzenie istnienia lub braku związku tych wód. Było to przyczyną podjęcia badań znacznikowych z zastosowaniem doskonalszego, łatwo dostępnego i taniego znacznika — rodaminy B i czulej, aparaturowej metody jego wykrywania.

Rodamina B jest związkiem chemicznym należącym do grupy barwników zasadowych z grupy barwników ksantenowych. Wzór chemiczny rodaminy B jest następujący: $\text{C}_{28}\text{H}_{31}\text{ClN}_2\text{O}_3$, a ciężar cząsteczkowy wynosi 479,02. Rodamina B jest związkiem o jaskrawoczerwonym zabarwieniu, łatwo rozpuszczalnym nawet w zimnej wodzie. Ze względu na intensywne zabarwienie nawet przy niskich stężeniach (przy stężeniu 10^{-4} g/dm³ zabarwienie widoczne jest gołym okiem), rodamina B jest odczynnikiem często stosowanym w analizie spektralnej.

Należy zaznaczyć, że i rodamina B jako znacznik wód nie jest pozbawiona mankamentu, którym jest stosunkowo duża sorpcja w środowisku geologicznym, sięgająca kilkudziesięciu procent.

5.1. Iniekcja znacznika i opróbowanie wód

Do badań wytypowano osadnik wschodni, jako że opisane wcześniej zabiegi uszczelniające w tym zbiorniku przyniosły zmniejszenie się wypływu wody w szybie a podobne zabiegi wykonane w osadniku zachodnim nie miały wpływu na wydajność wypływu wody w szybie.

Iniekcji 750 g rodaminy B, rozpuszczonej uprzednio w wodzie wodociągowej, dokonano 12 IV 1976 r. od godziny 12.20 do 12.30. Miejsce iniekcji zaznaczono na rysunkach 1 i 2. Znacznik wprowadzono bezpośrednio do strugi wody wypływającej z rurociągu do osadnika, co ułatwiało jego rozprowadzenie w całym zbiorniku. Po napełnieniu zbiornika do maksymalnej eksploatacyjnej pojemności przerwano dopływ wody (krótko po zadaniu znacznika). Po całkowitym wymieszaniu się rodaminy B średnie jej stężenie w wodzie osadnika powinno było wynosić $2,88 \cdot 10^{-4}$ g/dm³ (przy objętości wody 2600 m³).

Począwszy od godziny 14.30 w dniu iniekcji, w miejscu wypływu wody w szybie pobierano jej próbki — co godzinę przez okres dwu dob; następnie przez 4 doby próbki w szybie pobierano co 4 godziny, a przez

kolejne 3 doby odpowiednio — raz na zmianę (co 8 godzin). Pobierano także próbki wody z osadników: z osadnika wschodniego co 8 godzin (raz na zmianę), a z osadnika zachodniego — odpowiednio — raz na dobę. Wszystkie próbki pobierano do kanistrów polietylenowych; każda z próbek miała objętość około 2 dm³.

5.2. Fizyczne podstawy metody spektrofotometrycznego oznaczania zawartości znacznika barwnego

Metoda analizy fotometrycznej oparta jest na pomiarze osłabienia intensywności strumienia świetlnego [1, 3]. Strumień świetlny, padając na substancję ulega częściowemu pochłonięciu, w wyniku czego obserwuje się osłabienie jego intensywności. Pochłanianie promieni nadfioletowej lub widzialnej części widma powoduje wzbudzenie elektronowego układu cząsteczek. W krótkim czasie, około 10^{-8} s, nadmiar energii wydziela się w różnych postaciach.

Najważniejsze są następujące postacie „rozładowania” stanu wzbudzenia układu elektronowego cząsteczki:

- energia kwantów nadfioletowej i widzialnej części widma jest tak duża, że może powodować zmiany chemiczne substancji — fotochemia;
- nadmiar energii wzbudzonej może wydzielić się w postaci światła; proces ten ma szerokie zastosowanie analityczne.

Związki barwne wykazują selektywną absorpcję (pochłanianie) w widzialnej części widma. Optyczną charakterystykę substancji stanowi jej krzywa absorpcji, tzn. zależność między długością fali światła, wyrażoną w nanometrach (10^{-9} m), a wielkością pochłaniania.

Z padającej na warstwę roztworu o grubości l (cm) wiązki światła o natężeniu I_0 część ulega absorpcji — I_a , część rozproszeniu i odbiciu od ścianek kiuwet — I_r , a część przechodzi przez roztwór — I_t

$$I_0 = I_a + I_r + I_t$$

Ponieważ pomiar zawsze jest odnoszony do pomiaru roztworu porównawczego, wykonywanego w tych samych warunkach, składową I_r można pominąć. Absorpcja światła w roztworze zależy od grubości warstwy barwnej i stężenia roztworu. Zależność tę matematycznie ujmuje prawo Lamberta-Beera

$$A = k \cdot c \cdot l$$

gdzie

- A — wartość absorpcji roztworu,
- k — współczynnik absorpcji właściwej,
- c — stężenie roztworu,
- l — grubość warstwy absorbującej.

Jeżeli podczas pomiaru stosuje się kiuwetę o stałej grubości warstwy barwnej, wtedy absorpcja roztworu zależy tylko od jego stężenia, gdyż współczynnik absorpcji właściwej jest wielkością stałą dla danej substancji; charakteryzuje on pochłanianie światła przez dane ciało i zależy od jego własności.

Wielkość pochłaniania światła można wyrazić matematycznie

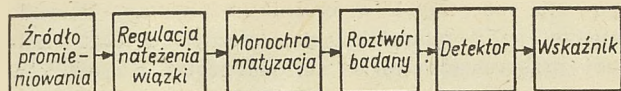
$$A = \lg \frac{I_0}{I}$$

gdzie

- I_0 — natężenie strumienia świetlnego padającego na substancję,
- I — natężenie strumienia świetlnego przepuszczonego.

5.3. Metodyka oznaczania zawartości znacznika barwnego

Pobrane z osadników i z szybu próbki wody przefiltrowywano w laboratorium, aby oczyścić je z mechanicznych zanieczyszczeń, a następnie poddawano analizie spektrofotometrycznej przy użyciu spektrofotometru siatkowego Spekol, z przystawką do pomiaru absorpcji Ek-1. Schemat blokowy spektrofotometru przedstawia rysunek 3. Przed przystąpieniem do oznaczeń próbek przyrząd został wycechowany, przy czym



Rys. 3. Schemat blokowy spektrofotometru siatkowego Spekol

wzorce przygotowano w ten sam sposób co oznaczane próbki. Pomiary przeprowadzano przy długości fali 552 nanometrów. W trakcie analizy stwierdzono, że jedynie w próbkach pochodzących z obu osadników można oznaczyć rodaminę B bez dodatkowej obróbki chemicznej, natomiast w próbkach wody pochodzących z szybu stężenie rodaminy B było tak małe, że próbki te wymagały dodatkowych zabiegów chemicznych umożliwiających oznaczenie znacznika. Probki te przygotowywano do pomiaru według metodyki opracowanej przez Uniwersytet Śląski [5].

Kolejne próbki wody poddawano zagęszczeniu z 500 cm³ do kilkudziesięciu cm³ przez odparowywanie w parownikach porcelanowych pod promiennikami podczerwieni. Następnie zagęszczone w ten sposób próbki poddawano ekstrakcji w lejku rozdzielczym, przez łagodne wstrząsanie przez kilka minut 25 cm³ próbki z 5 cm³

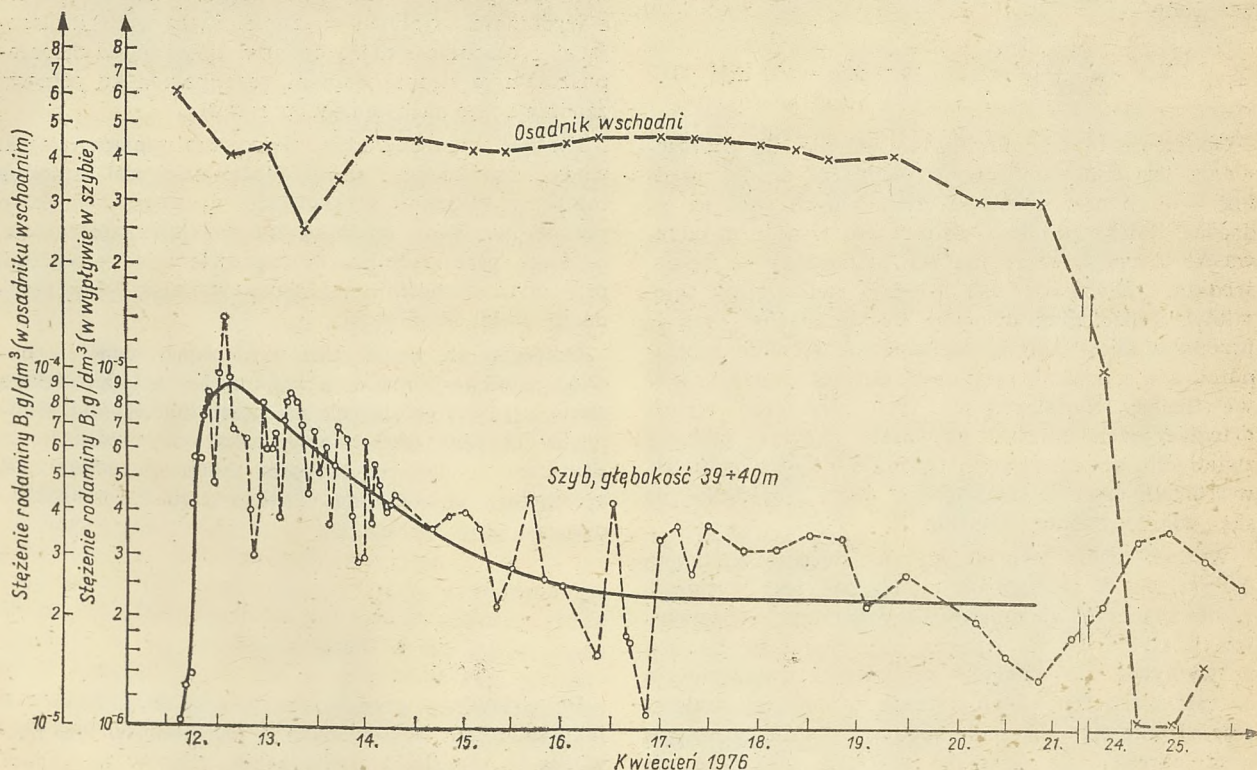
alkoholu izobutyłowego. Po rozdzieleniu frakcji część alkoholową uzupełniano alkoholem izobutyłowym do 5 cm³, przenoszono do kiuwet szklanych i mierzono jej absorpcję przy użyciu spektrofotometru. Następnie z krzywej cechowania, sporządzonej wcześniej, w ten sam sposób odczytywano zawartość rodaminy B w próbce. Po odpowiednim przeliczeniu otrzymywano zawartość znacznika w próbce nie zagęszczonej.

5.4. Wyniki badań znacznikowych

Ostateczne wyniki badań znacznikowych przedstawiono na rysunku 4. Z wykresu zmian czasowych stężenia rodaminy B wynika, że średnie stężenie w wodzie osadnika wschodniego w pierwszym tygodniu po iniekcji wynosiło średnio około $4,4 \cdot 10^{-4}$ g/dm³, a więc było nieco większe od zakładanego $2,88 \cdot 10^{-4}$ g/dm³, jakie miało być przy zakładanej objętości wody w osadniku — 2600 m³. Podane wyżej średnie rzeczywiste stężenie rodaminy B wskazuje, że objętość wody w osadniku w wymienionym okresie wynosiła nieco ponad 1700 m³. Różnica między zakładaną a rzeczywistą objętością wody w osadniku wynika prawdopodobnie z jednej strony — z niedopełnienia zbiornika do maksymalnej eksploatacyjnej pojemności, z drugiej zaś — z częściowego wypełnienia mułem.

W okresie pierwszych dwu dób po iniekcji, jak wykazuje wykres, zawartość rodaminy B w osadniku wykazywała dość duże wahania, które były spowodowane mieszaniem się znacznika z wodą osadnika. Można przyjąć, że pełne wymieszanie się rodaminy B w osadniku nastąpiło po upływie 2 dób od iniekcji.

W dniu 22.4.1976 r. po wznowieniu zalewania osadnika, stężenie znacznika zaczęło wydatnie maleć. Do rozcieńczenia znacznika przyczyniły się także opady



Rys. 4. Zmiany czasowe stężenia rodaminy B w wodzie osadnika wschodniego i w wodzie wypływającej z szybu

atmosferyczne w dniach 21. i 23.4. ur. — (odpowiednio — 1,6 i 17,5 mm).

Jak wykazały badania rodaminy B, zadana do osadnika wschodniego, pojawiła się w wodzie w wypływie na głębokości 39÷40 m w szybie. Jako moment pojawienia się znacznika w wodzie w szybie można przyjąć godzinę 18.30 w dniu iniekcji (12.4.76). W próbce pobranej o tej godzinie zawartość rodaminy B przekraczała $4 \cdot 10^{-6}$ g/dm³, podczas gdy poprzednio w wodzie zza obmurza szybu na głębokości 39÷40 m stężenie znacznika było znacznie mniejsze. Tak więc znacznik w szybie pojawił się po 6 godzinach od momentu zakończenia iniekcji (12.30—18.30). Największe stężenie rodaminy B w wodzie w wypływie zza obudowy szybowej stwierdzono w próbce pobranej 13.4.76 o godzinie 2.30; wynosiło ono $1,42 \cdot 10^{-6}$ g/dm³. Od tego momentu aż do upływu drugiej doby od iniekcji stężenie znacznika w wodzie wypływającej w szybie ulegało dużym wahaniom, jednak z ogólną tendencją malejącą. W następnym okresie stężenie rodaminy B zmalało do $1 \cdot 10^{-6}$ ÷ $4 \cdot 10^{-6}$ g/dm³.

6. Analiza wyników badań

Jak świadczą wyniki badań znacznikowych, stwierdzono związek wód osadnika wschodniego z wodą z wypływu na głębokości 39÷40 m w szybie.

Najkrótsza droga, którą musi przebyć woda z osadnika do miejsca wypływu w szybie, wynosi około 45 m (odległość osadnik — zrąb szybu wynosi ok. 27 m, różnica głębokości — ok. 36 m). Rzeczywista droga wody w górotworze jest zapewne dłuższa. Przyjmując — dla uproszczenia — że wynosi ona orientacyjnie 50 m oraz przyjmując 6 godzin jako orientacyjny czas przepływu wody na tej drodze (czas pojawienia się znacznika w szybie), uzyskuje się orientacyjną prędkość przepływu wody

$$V = \frac{50 \text{ m}}{21600 \text{ s}} = 2,31 \cdot 10^{-3} \text{ m/s} = 200 \text{ m/d}$$

Obliczenie to przeprowadzono jedynie dla zobrazowania warunków przepływu wody na drodze osadnik — szyb oraz własności filtracyjnych skał na tej drodze. Należy pamiętać, że ośrodek, w którym odbywa się przepływ wody, nie jest jednorodny (w bezpośrednim podłożu osadnika zalegają zwietrzliny dolomitów, a pod nimi dolomity kruszczone) oraz że przepływ wody odbywa się zapewne głównie szczelinami, a nie porami, przy czym filtracja może przejść we fluację. Niezależnie od tych zastrzeżeń wyniki orientacyjnych obliczeń pozwalają zaliczyć warstwy zwietrzelin dolomitowych i dolomitów kruszczonych, w których odbywa się ucieczka wody z osadnika, do skał dobrze przepuszczalnych.

Wytlumaczenia wymaga wykres stężenia znacznika (p. rys. 4). W szczególności potrzebne jest wytłumaczenie znacznych zmian stężenia rodaminy B w wypływie w szybie. Po jej szybkim pojawieniu się bowiem w wypływie zza obudowy szybowej i dwudobowym okresie znacznych wahań stężenia, o tendencji malejącej, stężenie tego znacznika spadło wyraźnie w następnym okresie, nie osiągając wartości wyższych niż $4 \cdot 10^{-6}$ g/dm³. Wydaje się, iż najbardziej logicznym wytłumaczeniem podobnych zmian stężenia znacznika

jest — w początkowym okresie dwóch dob — wyrównywanie się stężenia znacznika w osadniku (wspomniane już przy opisie badań znacznikowych). W tym okresie, w miejscu lub miejscach ucieczki wód z osadnika w głąb skał podłoża tego zbiornika przenikały kolejne „fale” wody o większym lub mniejszym stężeniu rodaminy B — i w konsekwencji — pojawiały się w wypływie w szybie. W późniejszym okresie stężenie znacznika w wodzie osadnika było już na tyle wyrównane, że powodowało o wiele mniejsze wahania, nie mające już stałej tendencji wzrostu lub spadku.

Nie stwierdzono natomiast w pewny sposób występowania rodaminy B w osadniku zachodnim. Na podstawie analizy materiałów geologicznych i wizji lokalnej przeprowadzonej w rejonie szybu i osadników można przypuszczać, że osadnik zachodni ma podobne miejsca nieszczelności powodujące ucieczkę wody w głąb górotworu i poprzez skały — również do szybu. Świadczy o tej możliwości identyczna jego konstrukcja jak osadnika wschodniego oraz niewiele większa odległość od szybu.

Dokładne obliczenie, jaka część wypływu zza obmurza szybu na głębokości 39÷40 m pochodzi z ucieczki wody z osadników wschodniego i zachodniego w chwili obecnej nie jest możliwe. Konieczne byłoby w tym celu precyzyjne regularne pomiary ilości wody doprowadzanej i odprowadzanej z osadników oraz wypływającej zza obmurza w szybie, a także badania sorpcji znacznika przy przepływie wody przez muł z dna osadnika i zalegające w podłożu skały. Chemizm wód osadników i wypływu w szybie zdaje się wskazywać, że woda wypływu w szybie składa się mniej więcej w równej części z wód osadników i z wód opadowych infiltrujących w głąb skał podłoża osadników i skał otaczających szyb.

Rozmiany ucieczki wody z osadników w rozpatrzonym przypadku są zapewne większe, niż to wynika z wydajności wypływu w szybie. Część wody infiltrującej z osadników może bowiem spływać po nieprzepuszczalnym stropie wapieni gogolińskich ku północy, zgodnie z jego nachyleniem (p. rys. 2).

Nie jest znane dokładne miejsce lub miejsca ucieczki wody z osadników. Najprawdopodobniej jest to szereg miejsc w murowej wykładzinie wewnętrznych skarp osadników. Woda przenika na zewnątrz zbiorników, zapewne przez szczeliny w zaprawie między cegłami, przy czym szczególnie predysponowane są dolne, przydne części obudowy skarp.

Opierając się na analizie uzyskanych wyników badań, zalecono kopalni przeprowadzenie na większą skalę prac zmierzających do uszczelnienia obu osadników. Doraźne uszczelnienie okazało się bowiem mało skuteczne, a obudowa murowa skarp zbiorników jest szczególnie narażona na różnego pochodzenia uszkodzenia.

7. Uwagi końcowe

Przedstawiony przykład zastosowania rodaminy B jako znacznika wód świadczy o przydatności tego barwnika do określenia pochodzenia wody w warunkach podobnych do opisanych. Do zalet rodaminy B należy przede wszystkim to, że jest to związek chemiczny

łatwo dostępny i tani (1000 g rodaminy B kosztuje 1070 zł). Stosunkowo prosty jest też sposób przygotowania i iniekcji oraz oznaczenia tego znacznika. Po opanowaniu metody, oznaczenia można wykonywać szybko, seryjnie. Ujemną cechą rodaminy B jest stosunkowo znaczna jej sorpcja w środowisku, w którym odbywa się przepływ w znakowanej wody. Celowe są dalsze badania zmierzające do dokładniejszego określenia wielkości sorpcji w różnego rodzaju materiale skalnym i odpadach przemysłowych, w różnych warunkach hydrodynamicznych. Umożliwi to przeciwdziałanie temu zjawisku. Opisany przykład jest pierwszą próbą tego rodzaju przeprowadzoną w krajowym górnictwie węgla kamiennego. Celowe jest prowadzenie dalszych doświadczeń ze stosowaniem rodaminy B jako znacznika do wód. Jak się wydaje znacznik ten będzie mógł być z powodzeniem wykorzystywany szczególnie w przypadkach krótkiej drogi przepływu znakowanej wody.

Literatura

1. Babko A. K., Pilipienko A. T.: Analiza fotometryczna, Warszawa 1972, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
2. Matthes G.: Die Beschaffenheit des Grundwassers. Berlin, Stuttgart 1973, Wyd. Gebrüder Borntraeger.
3. Marczenko Z.: Kolorymetryczne oznaczanie pierwiastków, Warszawa 1968, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
4. Praca zbiorowa: Chemia. Warszawa 1972, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
5. Praca zbiorowa pod kierunkiem F. Buhla: Sprawozdanie z realizacji pierwszego etapu pracy naukowo-badawczej pt. „Opracowanie metod oznaczania śladowych zawartości znaczników barwnych w próbkach wód kopalnianych o różnym stopniu mineralizacji”. Opracowanie Zakładu Chemii Analitycznej Instytutu Chemii U. Śl. 1976.

622.283

Rozwój konstrukcji wodoszczelnych obudów szybowych

Dr inż. Henryk Gauze

Treść: Omówiono konstrukcje obudów szybowych z cegły, betonitów, betonu monolitycznego i natryskowego oraz tubingów żeliwnych. Ponadto omówiono stosowane rodzaje hydroizolacji obudów: emulsje asfaltowe, lateksowe, płyty gumowe, folie z tworzyw sztucznych (pcw, pe), blachy stalowe. Całość przedstawiono w układzie chronologicznym, podając wady i zalety poszczególnych rozwiązań.

W dziedzinie obudów szybowych obserwuje się ciągły postęp. Niegdyś obudowy wykonywane były tylko z cegły, a wyjątkowo, w trudnych warunkach geologicznych w skałach luźnych i zawodnionych, z tubingów żeliwnych. W latach pięćdziesiątych wprowadzono jako tworzywo obudowy szybowej betonity, a beton dopiero w latach sześćdziesiątych. Wzrosły też wymagania w stosunku do obudów ze strony użytkowników; obecnie żąda się obudów nie tylko o ścisłej tolerancji wymiarowej, ale też wodoszczelnych o gwarantowanym minimalnym dopływie wody.

Ogólnie obudowy szybowe można podzielić na związane z górotworem oraz zdylatowane przez warstwę hydroizolacyjną lub poślizgową, oddzielającą obudowę od górotworu. Obudowy szybowe można też podzielić na obudowy wykonywane w warstwach nadkładowych oraz w skałach produktywnych.

Problem wodoszczelności sprowadza się głównie do obudów wykonywanych w nadkładzie, warstwy produktywnie przeważnie nie są zawodnione.

Rodzaj zastosowanej obudowy zależy w dużym stopniu od własności skał i użytej metody głębienia. Przy głębieniu metodą zwykłą obudowa w nadkładzie wznoszona jest identycznie jak w warstwach skał produktywnych. Zróżnicowanie obudów występuje dopiero przy zastosowaniu do głębienia metod specjalnych.

W Polsce ze specjalnych metod głębienia w skałach zawodnionych, przy przechodzeniu piasków, pyłów i ilów zawodnionych stosowana jest metoda zamraża-

nia, natomiast w skałach zwiezłych szczelinowatych metoda cementacji lub utwardzania środkami chemicznymi.

Obudowy murowe wskutek dużej ilości spoin wypełnionych zaprawą, podatnych na korodujące działanie wód kopalnianych, nie są wodoszczelne. Migrująca przez obudowę woda osłabia obudowę i zmniejsza jej wytrzymałość. Woda wynosi też często drobne okruszki skał lub piasek i powoduje tworzenie się za obudową niebezpiecznych pustek. Dlatego też głównym zadaniem budownictwa szybowego jest skonstruowanie obudów wodoszczelnych, uniemożliwiających przecieki wody do szybu.

Metoda zamrażania górotworu jest metodą sprawdzoną i dobrze dostosowaną do występujących u nas warunków hydrogeologicznych.

Przy głębieniu szybu z użyciem metody zamrażania stosuje się z zasady dwie obudowy: wstępną i ostateczną. Obudowa wstępna z cegły, betonitów lub betonu była dotychczas obudową technologiczną nie uwzględnianą w obliczeniach wytrzymałościowych. Obudowa wstępna miała za zadanie utrzymać górotwór na odsłoniętym odcinku, chroniąc załogę głębiącą szyb. Obudowę wstępną wykonywano zależnie od stanu zamrożenia górotworu w odcinkach parametrycznych, a czasami nawet tylko segmentami na obwodzie.

Obudowa ostateczna była wykonywana jako obudowa konstrukcyjna, to jest przenosząca całe ciśnienie górotworu (skał i wody).

Po rozmrożeniu górotworu dopływ wody z odcinka zamrożonego był duży, niezależnie od materiału, z którego wykonano obudowę ostateczną. Dla zmniejszenia dopływu wody wykonywano cementację doszczelniającą. Cementacja, prowadzona z dołu do góry, trwała szereg miesięcy, a wyniki nie zawsze były zadowalające. Dodać przy tym należy, że efekt zabiegów cementacyjnych malał z czasem. Szyby wykonane w ten sposób były szybami „mokrymi” ze stałym dopływem wody.

Przy wprowadzeniu betonu jako tworzywa obudowy ostatecznej odcinki obudowy wynosiły od 20 do 40 m, dzięki czemu przy wyższych markach betonu obudowa mogła być stosunkowo mniej porowata. Jedynie złącza — miejsca połączeń poszczególnych odcinków obudowy — były miejscem wypływu wody. Dopływ wody na dno szybu w tym okresie zasadniczo się jednak nie zmniejszył. Obudowa była dziurawiona dodatkowo przy zakładaniu zbrojenia. Zbrojenie zamurowywano w otwory wykute w obudowie.

Pewną poprawę uzyskano dopiero z chwilą wprowadzenia zbrojenia szybowego kotwionego, co całkowicie wyeliminowało wykuwanie otworów pod dźwigary.

Zdawano sobie już wtedy sprawę, że wykorzystując obudowę wstępną można by wprowadzić warstwę hydroizolacji; na przeszkodzie temu stał jednak brak odpowiednich tworzyw.

Pierwsze próby wykonano, stosując płyty gumowe o grubości 2 i 3 mm. Uzyskane wyniki były zachęcające; brak tych płyt i ich wysoki koszt zmusił jednak do zaniechania dalszych prób.

Próbowano też uzyskać wodoszczelność obudowy przez natrysk emulsji asfaltowolateksowej na obudowę wstępną. Próby przeprowadzone najpierw na powierzchni były pozytywne, w warunkach dołowych nie powiodły się jednak.

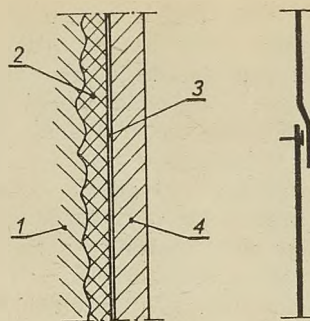
W tym czasie przemysł chemiczny rozpoczął produkcję folii z polichlorku winylu (pcw) w arkuszach o grubości 3÷3 mm, szerokości 1,8 i długości do 30 m. Folia była w temperaturze -10°C jeszcze plastyczna i szczelna, co miało duże znaczenie przy szybach głębionych metodą mrożenia.

Ograniczona produkcja i wysoka cena folii zmusiła do stosowania jej nie na całej długości mrożonego odcinka, a jedynie w wybranych warstwach wodonośnych. Po rozmrożeniu skał okazało się, że wybrana metoda nie była właściwa. Woda migrowała przez obudowę wstępną, a następnie wzdłuż folii, znajdowała słabsze miejsca (złącza) w betonowej obudowie, wpływając do szybu. Cementacja obudowy była znowu niezbędna.

Następnym etapem było układanie folii na całym zamrożonym odcinku. Wyniki były znacznie lepsze, dopływy wody z odcinka głębionego metodą zamrażania wahały się od 100 do 200 l/min.

Folia z pcw była klejona lub zgrzewana, łączenie jej nie nastręczało specjalnych trudności. W szybie mocowana była wstępnie gwoździami do obudowy wstępnej, a następnie metodą na zakładkę dociskana betonową obudową ostateczną (rys. 1).

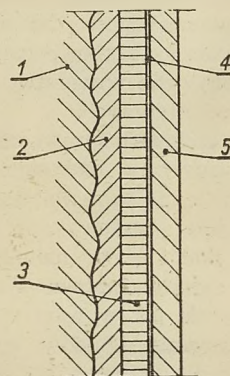
Brak zmiękczacza z importu (adypinian dwuoktylu) do pcw spowodował pogorszenie jakości folii; folia była krucha w temperaturach ujemnych oraz miała dziury i zawałowania, nie stanowiła więc pewnej hydroizolacji przy rozpinaniu na obudowie wstępnej.



Rys. 1. Obudowa w skałach zamrażanych
1 — górotwór, 2 — obudowa wstępna, 3 — folia, 4 — obudowa ostateczna

Przemysł chemiczny rozpoczął w międzyczasie produkcję folii z polietylenu (pe). Pierwszą folię z pe (były to raczej płyty o grubości 1 mm) stosunkowo trudno zabudowywano w szybie. Polietylen nie łączy się drogą klejenia, można go jedynie spawać; rozpinano go też przez przybijanie gwoździami na obudowie wstępnej. Wprowadzenia do szybu zgrzewarek i zgrzewania folii z pe w warunkach dołowych nie udało się zrealizować. Folia można było tylko łączyć w pasy na powierzchni, na dole trzeba było ją nadal przybijać gwoździami do obudowy. Sposób ten, wydający się na pozór zaprzeczeniem idei hydroizolacji, w praktyce okazał się dość dobry, zwłaszcza że na rynku ukazała się folia ogrodnicza z pe o grubości od 0,25 do 0,4 mm, którą można stosować dwuwarstwowo.

Dalszym kolejnym etapem rozwoju konstrukcji obudów wykonywanych w nadkładzie było zastosowanie obudowy rozdzielnej. Obudowa wstępna jest obudową wykonywaną z prefabrykowanych segmentów żelbetowych. Segmenty mają wysokość około 50 cm, grubość, minimum 25 cm, uzależniona jest od żądanej wytrzymałości, długość maksimum do 2,0 m, ciężar nie powinien przekraczać 500÷600 kG. Segmenty żelbetowe obudowy wstępnej układa się w zamknięty pierścień i wznosi odcinkami o wysokości, zależnie od stanu zamrożonego górotworu, od 2 do 4,0 m a następnie przestrzeń od strony ociosu wypełnia się betonem. Obudowa wstępna z segmentów jest obudową konstrukcyjną, gdyż ma za zadanie przenieść ciśnienie skał. Na tej obudowie (rys. 2) rozpiną się folię i wykonuje obudowę ostateczną z betonu lanego, obliczoną na ciśnienie hydrostatyczne wody.



Rys. 2. Obudowa rozdzielna
1 — górotwór, 2 — warstwa wyrównująca beton, 3 — obudowa wstępna z elementów żelbetowych, 4 — folia hydroizolacyjna, 5 — obudowa ostateczna

Wykonane w ten sposób obudowy okazały się bardzo dobre; z odcinków zamrożonych skał o długości $290 \div 300$ m dopływ wody wynosił tylko $60 \div 80$ l/min.

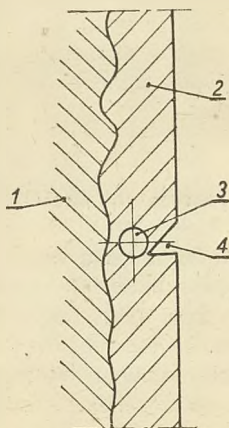
Obudowa rozdzielna jest obudową o mniejszej grubości od pozostałych obudów, a przez to wymaga zmniejszonego wyłomu. Dzięki temu, że obudowę ostateczną można wykonać długimi odcinkami około 120 do 160 m uzyskuje się, przez zmniejszenia liczby złączy odcinków obudowy betonowej, poprawę wodoszczelności.

Zamiast folii hydroizolacyjnej stosowano w niektórych rozwiązaniach blachę stalową, łączoną przez spawanie. Wyzyskiwano w ten sposób bardzo szczelny ekran. Jednak ze względu na podatność stali na korozję wydaje się, że ekran ten nie będzie miał długiej „żywności”.

Za granicą ten typ obudowy rozwinęto, stosując podwójny płaszcz stalowy. Obudowa składa się z dwóch rur koncentrycznie ułożonych; przestrzeń pomiędzy rurami oraz rurą zewnętrzną a ociosem wypełnia się betonem. Przy odpowiednim zabezpieczeniu antykorozyjnym obudowa ta jest szczelna i wytrzymała. Obudowa nosząca nazwę obudowy stalowo-betonowej jest pod względem wytrzymałości i szczelności zbliżona do obudów z tubingów żeliwnych.

W zawodnionych skałach nadkładu i produktywnych, podatnych na cementację, szyby głębi się po przeprowadzeniu precementacji. Obudowę w tych przypadkach wykonuje się jednowarstwową, ostateczną z betonu. Czasami przy słabym ociosie stosuje się opinkę z siatki kotwionej do górotworu. W tych warunkach szczelność obudowy zapewniona jest wstępną cementacją skał, a jeśli nie jest ona dostateczna, przeprowadza się doszczelnianie drogą wtłaczania cementu lub specjalnych środków chemicznych.

Złącza są miejscem najsłabszym obudowy; tam też najczęściej występują wycieki wody z górotworu do szybu. Dla uszczelnienia tych miejsc stosuje się obecnie wkładki z rur perforowanych (rys. 3), które następnie wypełnia się mlekiem cementowym pod ciśnieniem.



Rys. 3. Obudowa w skałach zwięzłych. Złącze technologiczne

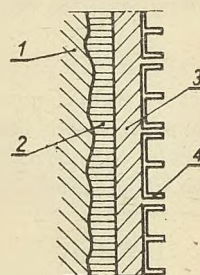
1 — górotwór, 2 — obudowa betonowa, 3 — rura perforowana, 4 — miejsce po stopie odeskowania

W skałach zwięzłych słabo zawodnionych, gdy szyb głębi jest metodą zwykłą, stosuje się zasadniczo wyłącznie obudowy betonowe układane bezpośrednio na ocios. Obudowy takie zapewniają dostateczną szczelność.

Rozwój urządzeń do natryskiwania betonu umożliwił zastosowanie tej metody również i w szybach przy skałach zwięzłych bez dopływu wody. Otrzymany tą drogą beton charakteryzuje się dużą wytrzymałością i dobrym połączeniem z ociosem. Dodatkowymi korzyściami ze stosowania betonu natryskowego jest wyeliminowanie odeskowania i złączy technologicznych w obudowie.

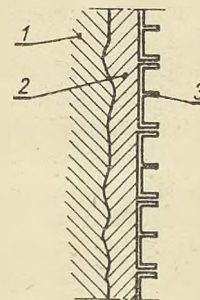
W przypadkach występowania dużych ciśnień, zwłaszcza na dużych głębokościach, gdzie zastosowana obudowa betonowa przekroczyłaby grubość $70 \div 80$ cm, stosuje się obudowę z tubingów żeliwnych. Obudowy tubingowej używa się również w szybach kopalni soli, gdzie wymagana jest wysoka szczelność.

Obudowa tubingowa może być zakładana metodą klasyczną z obudową wstępną (rys. 4) lub metodą podwieszoną — wprost na ocios (rys. 5).



Rys. 4. Obudowa tubingowa

1 — górotwór, 2 — obudowa wstępna, 3 — beton wypełniający, 4 — tubingi



Rys. 5. Obudowa tubingowa — metoda podwieszania
1 — górotwór, 2 — warstwa betonu wypełniającego, 3 — tubingi

Obecnie w kraju tubingi wykonywane są tylko z żeliwa typu Zl 25; gdyby wytwórca tubingów przeszedł na żeliwo sferoidalne, umożliwiłoby to znaczne zmniejszenie ciężaru i grubości odlewów przy tej samej wytrzymałości, a dzięki temu i potaniecie całości konstrukcji.

Koszt obudowy tubingowej jest bardzo wysoki; powoduje zwiększenie nakładów na 1 m szybu o około 100 do 150 tys. zł, jednak jej zastosowanie gwarantuje niemal absolutną szczelność obudowy szybu. Na przykład ostatnio wykonany szyb dla kopalni soli, zamrażany do 200 m, ma na dno dopływ wody $3 \div 5$ l/g.

Wydaje się, że obecny stan techniki budownictwa górniczego umożliwia wykonanie obudów gwarantujących w pewnych granicach szczelność. Obudowy mogą być wykonane o dopływach na dno szybu około paru litrów na godzinę, ale przy zwiększonym koszcie bądź też po obniżonych cenach lecz o wyższym dopływie wody.

Literatura

1. Karwacki J.: Współczesne obudowy betonowe szybów przy równoległej i szeregowej metodzie głębienia. Budownictwo Górnicze 1966, nr 2.

2. Kostrz J., Rułka K., Klima H.: Prace Zakładu Badań i Doświadczeń Budownictwa Górniczego nad udo-

skonaleniem obudowy wyrobisk górniczych. Budownictwo Górnicze 1970, nr 2.

3. Sacher W., Cieślik M.: Nowoczesna technika głębienia szybów. Budownictwo Górnicze 1975, styczeń, nr 1.

4. Gauze H.: Podatne obudowy szybowe. Przegląd Górniczy 1976, nr 1.

622.765:622.7.084

Technologiczna analiza warunków wzbogacania metodą flotacji mułów polskich węgla gazowych i energetycznych

Dr Jerzy Sablik, mgr inż. Jadwiga Bednarska, mgr inż. Juta Olszówka

Treść: Przedstawiono wyniki wykonanych w Głównym Instytucie Górnictwa badań zmierzających do określenia optymalnych parametrów wzbogacania metodą flotacji mułów węgla gazowych i energetycznych siedmiu wybranych kopalń. Na podstawie uzyskanych wyników dokonano oceny flotowalności poszczególnych węgli, stosując jako układ odniesienia flotowalność węgla koksowych.

1. Wstęp

Sposób zagospodarowania mułów węgla o niższym stopniu metamorfizmu jest zagadnieniem złożonym. Dotychczas kopalnie zbywają ten produkt w stanie surowym. Wzbogacanie mułów węgla gazowych i energetycznych jest nadal sprawą kontrowersyjną, tym bardziej że jedyną przemysłową, sprawdzoną i powszechnie stosowaną metodą jest flotacja — proces stosunkowo drogi i wymagający ścisłego przestrzegania określonych reżimów technologicznych.

Ciągle wzrastające zapotrzebowanie na lepsze jakościowo paliwa stałe spowodowało podjęcie badań nad wzbogacaniem metodą flotacji mułów węgla o niższym stopniu metamorfizmu. W literaturze światowej znajdujemy szereg pozycji związanych z opracowaniem doboru odpowiedniego składu i reżimu odczynników oraz innych parametrów technologicznych tego procesu.

Ze wzrostem stopnia uwęglenia zmienia się powierzchnia właściwa węgla [1]. Węgla niskouwęglone o otwartej strukturze mają największą powierzchnię właściwą, co ma istotny wpływ na pochłanianie odczynników [2]. Allum i Whelan [3] wykazali, że badany przez nich węgiel gazowy wymagał dwa do pięciu razy większej ilości odczynników niż węgiel koksowy. Część autorów [4, 5] utrzymuje, że poprawienie wyników flotacji węgla niskouwęglonych można uzyskać przez wstępne mieszanie metów z odczynnikami apolarnymi, a następnie z odczynnikami polarnymi (powierzchniowo czynnymi). Według innych badaczy [6, 7] istotny wpływ na efekty flotacji ma koncentracja odczynników powierzchniowo czynnych oraz wzajemne proporcje i współdziałanie zbieraczy i odczynników pianotwórczych [8]. Inne opracowania dotyczą badań nad flotacją węgla o różnym stopniu uwęglenia z zastosowaniem syntetycznych terpenowych odczynników pianotwórczych [9] oraz prac nad wspólną flotacją węgla o różnym stopniu metamorfizmu przy użyciu nafty jako zbieracza i alkoholu heksylowego jako odczynnika pianotwórczego [10].

Prace związane z flotacyjnym wzbogacaniem mułów węgla gazowych i energetycznych były również podejmowane w Głównym Instytucie Górnictwa [2] i w COBPWiUK Separator [11, 12, 13].

Wobec braku kompleksowego rozeznania technologicznych możliwości stosowania metody flotacji do wzbogacania mułów węgla gazowych i energetycznych w warunkach przemysłowych polskiego górnictwa kontynuowano w Głównym Instytucie Górnictwa badania obejmujące muły węgla typów od 31 do 33, uwzględniające ilość produkowanego mułu oraz możliwości wprowadzenia węzła flotacji w obiegu wodno-mułowym konkretnego istniejącego zakładu. Zakres badań objął próby laboratoryjne, których wyniki weryfikowano z kolei doświadczeniami wielkolaboratoryjnymi. Badania miały charakter technologiczny i będą stanowiły materiał do analizy ekonomicznej w celu ustalenia celowości flotowania mułów węgla gazowych i energetycznych w Polsce.

2. Dobór i charakterystyka materiału badawczego

Do badań nad flotowalnością węgla gazowych i energetycznych dobierano materiał zakładów produkujących muły węgla typów od 31 do 33. Ilość produkowanego mułu oraz możliwość wprowadzenia węzła flotacji w obiegu wodno-mułowym istniejącego już zakładu stanowiły dodatkowe kryterium kwalifikujące muły do zaplanowanych badań.

Muł pobierano bezpośrednio z węzłów zagęszczających, takich jak zagęszczacze promieniowe (Niwka-Modrzejów, Staszic, Wawel) i hydrocyklony (Sońnica). Materiał pobierano do beczek porcjami pięcio- lub dziesięciolitrowymi w ciągu całej zmiany w stałych odstępach czasu.

Jeżeli analiza ziarnowa, wykonywana każdorazowo w laboratorium flotacji, wykazywała obecność klasy +0,5 mm (+0,75), odsiewano z mułu tę klasę na mo-

Tablica 1

ANALIZY GRANULOMETRYCZNE MUŁÓW BADANYCH WĘGLI

Klasa ziarnowa d, mm	Kopalnia													
	Niwka—Modrzejów		Chwałowice		Sośnica		Staszic		Nowy Wirek		Wawel		Szczygłowice	
	wychód	zawar- tość popiołu	γ	λ	γ	λ	γ	λ	γ	λ	γ	λ	γ	λ
	%, %	λ, %	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
0,75 — 0,5	—	—	—	—	9,30	7,89	1,36	19,42	—	—	0,2	3,58		
0,5 — 0,3	}	21,3	16,23	17,46	23,26	30,19	11,77	6,23	6,08	10,7	4,96	1,2	4,15	16,79
0,3 — 0,2				19,27	23,64			8,67	5,18	16,5	6,91	3,7	2,77	16,06
0,2 — 0,1				16,00	26,61	24,01	18,58	10,57	10,25	17,2	8,50	12,7	3,52	22,63
0,1 — 0,06	}	28,2	29,61	7,27	51,48			16,80	12,79	10,2	11,62	10,6	6,46	10,95
— 0,06				40,00	51,51	36,50	39,64	56,37	43,68	45,4	22,69	71,6	30,04	33,57
				100,00		100,00		100,00		100,0		100,0		100,00
	100,00													
		34,64		37,22		23,50		28,95		14,62		22,80		27,42

Tablica 2

WYNIKI ANALIZ WÓD KOPALNIANYCH

Lp.	Kopalnia	Wskaźnik										
		Zawartość jonów, mg/l							pH	utle- nia- ność mg/l	pozo- stałość po od- parowa- niu w 105°C mg/l	pozo- stałość po pra- żeniu w 55°C mg/l
		Ca ⁺²	Mg ⁺²	Na ⁺ , K ⁺	Cl ⁻	SO ₄ ⁻²	HCO ₃ ⁻	NO ₃ ⁻				
1	Chwałowice	284,8	297,9	7563,0	12176,5	1252,0	210,4	—	7,2	7,3	26 303	21080
2	Sośnica	372,5	255,4	5303,6	8230,0	1729,1	134,2	100	6,5	—	22 509	16 144
3	Staszic	328,6	225,0	5660,5	8413,5	331,7	124,2	—	7,5	6,6	16 035	14 198
4	Nowy Wirek	72,1	19,4	287,7	426,0	176,0	125,0	—	7,0	4,5	10028	942
5	Wawel	603,2	262,7	1275,0	1065,0	2677,0	—	—	7,7	5,5	5 883	5 254
6	Szczygłowice	56,1	9,8	209,3	248,5	216,0	73,2	—	7,5	6,2	801	733

kro (stosując właściwą wodę). W przypadku kopalń Chwałowice i Nowy Wirek klasę — 0,5 mm odsiewano na mokro w laboratorium flotacji z miazgi surowego pobieranego w ciągu jednej zmiany w sposób losowy z całego przekroju strumienia węgla na taśmie.

W próbkach mułu przeznaczonego do sporządzania nadaw flotacyjnych po odsianiu nadziarna i rozklasyfikowaniu oznaczano zawartość popiołu. Wyniki analiz granulometrycznych mułów z poszczególnych kopalń podano w tablicy 1. Zestawione w tej tablicy wyniki wskazują, że badane muły mają w większości przypadków wysoką i niekorzystną z punktu widzenia procesu flotacji zawartość ziarn klasy — 0,06 mm [8]. Skrajnym przypadkiem jest tu muł kopalni Wawel, który zawiera aż 71,6% tej klasy. Jednocześnie badane muły (z wyjątkiem kopalni Nowy Wirek) cechuje wysoka zawartość popiołu.

Do prowadzenia doświadczeń używano wody obieguwej, jeżeli była to woda zasolona (Chwałowice, Sośnica, Staszic, Nowy Wirek, Wawel) bądź wodociągowej (Niwka-Modrzejów). Wszystkie wody poddano analizie, której wyniki podano w tablicy 2.

3. Metodyka badań

Główny cel pracy badawczej, polegającej na określeniu technologicznych aspektów flotacyjnych wzbogacania mułów polskich węgli gazowych i energetycznych, precyzował kierunki poszukiwań w zakresie doboru optymalnych parametrów gwarantujących selektywny rozdział składników nadawy flotacyjnej. Nie precyzowano przy tym konkretnych wymagań co do wartości zapopielenia koncentratu. Warunkiem uznania doświadczeń za pozytywne było uzyskanie odpadów o zapopieleniu wyższym od 60%.

Doświadczenia prowadzone wg ustalonego programu w maszynie flotacyjnej typu mechanicznego z komorą o pojemności 1 l miały określić:

- wpływ różnej koncentracji substancji stałej w nadawie na jakość produktów i kinetykę procesu,
- wpływ ilości i składu jakościowego odczynników na przebieg flotacji,
- właściwy stosunek zbieracza do środka pianotwórczego,

- działanie stymulatora jako jednego ze składników odczynnika,
- właściwy odczyn środowiska (pH),
- możliwość zastosowania bardziej złożonych schematów technologicznych, np. wzbogacania dwustopniowego.

Do sporządzania mieszanek używano następujących odczynników:

- oleju napędowego (ON) jako zbieracza,
- alifalu N (A) i AC jako substancji pianotwórczych,
- stymulatora NW.

Odczynnik flotacyjny podawano na powierzchnię mętów kropłomierzem, następnie włączano wirnik i mieszano męt przez 60 sekund. Koncentrat odbierano frakcjami, a po każdej frakcji dodawano porcję odczynnika. Założono następujący sposób dawkowania:

- na czoło — 60%
 - na drugą frakcję — 25%
 - na trzecią i kolejne — 15% dawki zaplanowanej.
- Produkty flotacji odwadniano, suszono, ważono, a następnie oznaczano w nich popiół.

Zmianę odczynu pH mętów uzyskiwano działaniem kwasu siarkowego.

Wyniki doświadczeń laboratoryjnych weryfikowano (z wyjątkiem kopalni Niwka-Modrzejów) w procesie ciągłym, prowadzonym w maszynie wielkolaboratoryjnej sześciokomorowej o pojemności komory 8 l.

Szczegółowe wartości stosowanych parametrów i wyniki analiz zamieszczono w tablicach.

4. Zestawienie i omówienie wyników badań

Układem odniesienia dla oceny wyników doświadczeń mogą być wyniki uzyskiwane w procesach flotacyjnych wzbogacania mułów węgla koksowych. Ze względu na specyfikę ich wykorzystania, koncentraty węgla o niższym stopniu uwęglenia nie wymagają wzbogacania do tak wysokiego stopnia czystości jak węgli koksowych. Istotny pozostaje problem uzyskiwania wysoko zapozielenych odpadów. Ze względów ekonomicznych ważnymi parametrami procesu pozostają: ilość zużywanego środka flotacyjnego, kinetyka procesu flotacji oraz złożoność schematu technologicznego. Przyjmując takie założenia omówiono wyniki badań dla poszczególnych kopalń.

Wybrane wyniki flotacji mułu z kopalni Nowy Wirek zestawiono w tablicy 3. W przypadku mułu z tej kopalni pozytywne wyniki flotacji uzyskano po zastosowaniu do flotacji odczynnika zestawionego z 90% oleju napędowego i 10% alifalu (tablica 3). Za najbardziej korzystne uznano rezultaty doświadczeń przy zagęszczeniu 150 g/l i dawkach odczynnika 1000 i 1200 g/t. Jeżeli dawka odczynnika wynosiła 1000 g/t, z nadawy o zapozieleniu 14,77% uzyskiwano 86,53% koncentratu o zapozieleniu 5,65% przy zawartości popiołu w odpadach 73,39%. W drugim przypadku uzyskano 88,28% koncentratu o zapozieleniu 6,14% — zawartość popiołu w odpadach wyniosła 75,69%. Zwiększenie udziału procentowego alifalu w odczynniku prowadziło również

Tablica 3

WYBRANE WYNIKI FLOTACJI MUŁU Z KOPALNI NOWY WIREK

Lp.	Zagęszczenie nadawy Z g/l	Rodzaj odczynnika	Dawka odczynnika g/t	Czas flotacji t s	Σt s	Wychód frakcji γ %	$\Sigma \gamma$ %	Zapozielenie frakcji ϑ %	$\Sigma \vartheta$ %
2.1	80	ON+10% A	1150	65	65	40,25	40,25	4,00	4,00
2				55	120	23,90	64,15	3,73	3,90
3				45	165	14,47	78,62	4,79	4,06
4				30	195	5,03	83,65	7,45	4,27
5						16,35	100,00	62,33	13,76
3.1	80	ON+10% A	1380	68	68	53,17	53,17	3,75	3,75
2				50	118	22,78	75,95	4,46	3,96
3				40	158	5,06	81,01	7,13	4,16
4				25	183	3,80	84,81	11,70	4,50
5						15,49	100,00	66,26	14,08
11.1	150	ON+10% A	1150	80	80	49,16	49,16	4,86	4,86
2				55	135	28,28	77,44	4,97	4,89
3				40	175	7,07	84,51	9,19	5,25
4				30	205	2,02	86,53	22,39	5,65
5						13,47	100,00	73,39	14,77
12.1	150	ON+10% A	1380	80	80	64,14	64,14	5,12	5,12
2				70	150	21,38	85,52	7,57	5,73
3				35	185	2,07	87,59	14,85	5,95
4				30	215	0,69	88,28	30,42	6,14
5						11,72	100,00	75,69	14,29
61.1	150	ON+10% A+2% NW	1150	75	75	64,18	64,18	5,40	5,40
2				35	110	20,95	85,13	7,38	5,89
3				25	135	2,03	87,16	16,41	6,13
4				15	150	1,35	88,51	24,49	6,41
5						11,49	100,00	74,74	14,26

do pozytywnych rezultatów przy lepszej kinetyce flotacji.

Zastosowanie w wybranym doświadczeniu dwuprocentowego dodatku stymulatora w odczynniku flotacyjnym spowodowało uzyskanie 83,51% koncentratu o zapoziemieniu 6,41% (zapoziemienie odpadów wyniosło 74,74%) przy znacznie krótszym czasie flotacji. Weryfikacja tego doświadczenia w skali wielkolaboratoryjnej potwierdziła słuszność wybranego schematu technologicznego. Uzyskano 90,99% koncentratu o zapoziemieniu 7,25%, zawartość popiołu w odpadach wyniosła 78,85% (tablica 10).

W tablicy 4 zestawiono wyniki wybranych doświadczeń flotacji mułu z kopalni Wawel. Mimo znacznego udziału klasy — 0,06 mm (71,6%) w nadawie z tej kopalni korzystne rezultaty flotacji uzyskiwano przy koncentracji części stałych 80 i 100 g/l już przy użyciu odczynnika o niskiej zawartości alifalu. W miarę zwiększania udziału procentowego alifalu w odczynniku pozytywne rezultaty wzbogacania otrzymywano również dla zagęszczeń wynoszących 120 i 150 g/l, przy znacznie lepszej kinetyce procesu. Za optymalne uznano wyniki doświadczeń z zastosowaniem odczynnika zesta-

wionego z 80% oleju napędowego i 20% alifalu przy zagęszczeniach 80 i 100 g/l. Flotowanie nadawy o zagęszczeniu 80 g/l umożliwiło uzyskanie 80,95% koncentratu o zapoziemieniu 6,23%, przy zawartości popiołu w odpadach wynoszącej 77,06%. W drugim przypadku (zagęszczenie 100 g/l) uzyskano 79,06% koncentratu o zapoziemieniu 6,67% — zawartość popiołu w odpadach wyniosła 78,66%.

Ponieważ w trakcie badań wynikała konieczność ponownego pobrania materiału do badań, wybrane doświadczenia powtórzono dla tej partii materiału. W porównaniu z pierwszą częścią materiału badanego zapoziemienie w drugiej partii było wyższe o około 6% przy niższym udziale klasy — 0,06 mm (56,2%). Zastosowanie w wybranym doświadczeniu dodatku 2% stymulatora zmniejszyło o 10% ilość odpadów i wyraźnie podniosło ich zapoziemienie. W wyniku flotacji ciągłej na zespole wielkolaboratoryjnym uzyskano z nadawy o zapoziemieniu 28,48% koncentrat o zawartości popiołu 8,62% w ilości 73,82%, przy zapoziemieniu odpadów 84,24% (tablica 10).

Wyniki wybranych doświadczeń nad flotowaniem mułów kopalni Sośnica zestawiono w tablicy 5. Do-

Tablica 4

WYBRANE WYNIKI FLOTACJI MUŁU Z KOPALNI WAWEL

Lp.	Zagęszczenie nadawy Z g/l	Rodzaj odczynnika	Dawka odczynnika g/t	Czas flotacji t s	Σt s	Wychód frakcji γ %	$\Sigma \gamma$ %	Zapoziemienie frakcji ϑ %	$\Sigma \vartheta$ %
25.1	80	ON+20% A	920	60	60	22,62	22,62	5,72	5,72
2				55	115	26,19	48,81	5,31	5,50
3				50	165	25,00	73,31	6,01	5,67
4				40	205	7,14	80,95	11,94	6,23
5						19,05	100,00	77,06	19,72
26.1	80	ON+20% A	1150	70	70	40,55	40,55	5,55	5,55
2				55	125	27,27	67,82	5,61	5,57
3				35	160	9,79	77,61	9,26	6,04
4				25	185	2,80	80,41	18,98	6,49
5						19,59	100,00	80,00	20,89
28.1	100	ON+20% A	1040	60	60	24,73	24,73	6,18	6,18
2				40	100	8,06	32,79	6,81	6,33
3				35	135	20,43	53,22	5,76	6,11
4				35	170	17,74	70,96	6,38	6,18
5				30	200	8,60	79,56	10,72	6,67
6						20,44	100,00	78,66	21,38
29.1	100	ON+20% A	1300	60	60	12,74	12,74	7,42	7,42
2				55	115	18,40	31,14	6,27	6,74
3				45	160	22,64	53,78	5,33	6,15
4				40	200	12,26	66,04	6,90	6,29
5				40	240	14,15	80,19	8,77	6,72
6						19,81	100,00	72,68	19,79
63.1	100	ON+20% A	920	70	70	41,33	41,33	7,74	7,74
2				50	120	25,51	66,84	8,82	8,15
3				40	160	6,63	73,47	15,94	8,85
4				35	195	3,06	76,53	29,28	9,67
5						23,47	100,00	78,48	25,82
64.1	100	ON+20% A+ +2% NW	920	70	70	49,48	49,48	7,70	7,70
2				50	120	22,92	72,40	10,30	8,52
3				30	150	4,17	76,57	26,14	9,48
4				20	170	1,04	77,61	37,39	9,86
5						22,39	100,00	82,10	26,03

Tablica 5

WYBRANE WYNIKI FLOTACJI MUŁU Z KOPALNI SOŚNICA

Lp.	Zagęszczenie nadawy Z g/l	Rodzaj odczynnika	Dawka odczynnika g/t	Czas flotacji t s	Σt s	Wychód frakcji γ %	$\Sigma \gamma$ %	Zapocielenie frakcji δ %	$\Sigma \delta$ %
4.1	150	ON	750	60	60	55,37	55,37	9,86	9,86
2				30	90	20,85	76,22	10,33	9,99
3				30	120	4,89	81,11	34,50	11,45
4						18,89	100,00	73,53	23,19
5.1	150	ON	1000	50	50	57,24	57,24	9,37	9,37
2				15	65	17,76	75,00	10,82	9,68
3				35	100	5,59	80,59	31,80	11,20
4						19,41	100,00	74,08	23,44
6.1	150	ON+5% A	750	60	60	48,90	48,90	8,99	8,99
2				45	105	29,34	78,24	13,35	10,62
3				30	135	2,52	80,76	39,30	12,25
4						19,24	100,00	74,72	23,69
7.1	150	ON+5% A	1000	60	60	61,15	61,15	9,72	9,72
2				55	115	20,38	81,53	16,99	10,21
3						18,47	100,00	75,23	
56	150	ON	1000		100	81,04	14,68	do czyszczenia	
K ₁				45	145	66,67	66,67	8,96	8,96
K ₂			150	35	180	8,05	74,72	15,55	9,66
O ₂						6,32	81,04	74,09	
O ₁						18,96	100,00	76,19	
57	150	ON	1000	45	45	34,96	34,96	8,74	8,74
K ₁									
P _p				80	125	do czyszczenia			
K ₂				70	195	32,32	67,28	8,34	8,56
K ₃				40	235	8,50	75,78	12,31	8,99
O ₂						1,11	76,89	67,50	
O ₁						23,11	100,00	67,79	

świadczenia prowadzące do ustalenia ilości i składu odczynników wykazały, że przy zagęszczeniu nadawy równym 150 g/l korzystną kinetykę flotacji można uzyskać po zastosowaniu odczynnika w ilości 750 do 1000 g/t. Założone efekty flotacji uzyskano, stosując jako odczynnik flotacyjny sam olej napędowy z 5% zawartością alifalu. Ze wzrostem zawartości alifalu w odczynniku obserwowano pogorszenie jakości koncentratu flotacyjnego przy niemal identycznej kinetyce flotacji dla każdego składu odczynnika.

W zakresie koncentracji części stałych w nadawie 80 do 120 g/l uzyskiwano wysokie wychody koncentratów (do 80%) o zapocieleniu nie przekraczającym 10%. Zagęszczenie nadawy 150 g/l uznano za graniczne, ponieważ flotacja przy zagęszczeniach przekraczających tę wartość nie dawała zadowalających rezultatów. W związku z tym przeprowadzono szereg doświadczeń z czyszczeniem całości lub części koncentratu. W warunkach optymalnych, przy zastosowaniu schematu z czyszczeniem części koncentratu, uzyskano 76,89% koncentratu o zapocieleniu 8,99%. Schemat taki zastosowano w skali wielkólaboratoryjnej (p. tablica 10), co prowadziło do otrzymania 73,09% koncentratu o zapocieleniu 9,32% przy zawartości popiołu w odpadach 62,02%.

Mimo wysokiego zapocielenia nadawy (29,27%) nieco korzystniejsze parametry procesu flotacji obserwowano w przypadku mułu z kopalni Szczygłowice (tabli-

ca 6). Udział środka pianotwórczego (alifalu) w ilości 10% w mieszanke okazał się niewystarczający. Przy dawce 800 g/t obserwowano zakłócenia kinetyki procesu dla wszystkich koncentracji części stałych w nadawie. W doświadczeniach z 15%, 20% i 25% udziałem alifalu w odczynniku uzyskano znaczne skrócenie czasu flotacji, przy czym zwiększenie udziału alifalu ponad 15% nie wpłynęło zasadniczo na jakość produktów flotacji ani na ich wychody. Zastosowanie odczynnika o składzie ON+15% AC dało rezultaty zbliżone do tych, jakie uzyskiwano przy odczynniku zestawionym z oleju napędowego i alifalu; dwuprocentowy dodatek stymulatora w odczynniku umożliwił uzyskanie najwyższego zapocielenia odpadów przy stosunkowo wysokim wychodzie koncentratu.

Zrezygnowano z założonego wstępnie schematu flotacji z czyszczeniem na rzecz flotacji prostej, ponieważ uzyskiwane wyniki były prawie identyczne z wynikami otrzymanymi na drodze flotacji prostej po zastosowaniu odczynnika o składzie ON+15% A+2% NW. Optymalne wyniki flotacji uzyskano w doświadczeniu z zastosowaniem odczynnika zestawionego z oleju napędowego, 15% alifalu i 2% stymulatora w ilości 920 g/t. Wychód koncentratu o zapocieleniu 11,06% wynosił 72,33% przy zawartości popiołu w odpadach 76,93%.

Weryfikacja na zespole w procesie ciągłym potwierdziła słuszność przyjętego schematu technologicznego (tablica 10). Uzyskano 73,2% koncentratu o zapocieleniu

Tablica 6

WYBRANE WYNIKI FLOTACJI MUŁU Z KOPALNI SZCZYGŁOWICE

Lp.	Zagęsz- czenie nadawy Z g/l	Rodzaj odczynnika	Dawka odczyn- nika g/t	Czas flotacji t s	Σ_t s	Wychód frakcji γ %	Σ_γ %	Zapo- pielenie frakcji δ %	Σ_δ %
885.1	80	ON+15% A	920	40	40	25,72	25,72	7,09	7,09
2				40	80	34,42	60,14	8,97	8,17
3				25	105	5,45	65,59	19,06	9,07
4				25	130	2,60	68,19	30,75	9,90
5						31,81	100,00	73,10	30,00
897.1	80	ON+20% A	800	40	40	50,13	50,13	7,46	7,46
2				35	75	14,13	64,26	13,94	8,88
3				35	110	3,86	68,12	28,27	9,98
4						31,88	100,00	72,34	29,86
909.1	80	ON+25% A	800	40	40	48,17	48,17	7,90	7,90
2				35	75	16,23	64,40	13,74	9,37
3				30	105	3,93	68,33	27,17	10,39
4						31,67	100,00	71,80	29,84
956.1	80	ON+15% AC	920	55	55	60,62	60,62	8,97	8,97
2				30	85	5,38	66,00	16,82	9,61
3				30	115	3,02	69,02	27,28	10,38
4				30	145	2,76	71,78	39,67	11,51
5						28,22	100,00	72,78	28,80
955.1	80	ON+15% AC+2% NW	920	55	55	59,48	59,48	8,37	8,37
2				30	85	10,78	70,26	21,78	10,43
3				30	115	2,86	73,12	30,08	11,55
4				30	145	1,69	74,81	46,27	12,33
5						25,19	100,00	79,02	29,13
958.1	80	ON+15% AC+2% NW	920	55	55	57,53	57,53	8,11	8,11
2				30	85	10,17	67,70	16,72	9,40
3				30	115	2,83	70,53	31,76	10,30
4				30	145	1,80	72,33	40,95	11,06
5						27,67	100,00	76,98	29,30

12,35%, przy zawartości popiołu w odpadach równej 77,30%.

Wyniki badania mułu z kopalni Staszic wykazały, że doświadczenie z 10% udziałem alifalu w odczynniku nie daje zadowalających rezultatów flotacji nawet przy dawkach przekraczających 2000 g/t. Stosowanie odczynników zawierających w składzie 15, 20, 25% alifalu pozwoliło na sporadyczne osiąganie wychodu koncentratu powyżej 55%, przy czym zapocielenie przy niższych koncentracjach części stałych (80 i 100 g/l) było w granicach 6,5–7,5%, a przy wyższych wahało się od 9 do 11%. Zawartość popiołu w odpadach nie osiągnęła w żadnym przypadku 60%.

W wykonanych doświadczeniach z udziałem AC jako środka pianotwórczego osiągano niższe wychody koncentratów i odpady o zapocieleniu 62 do 67%.

Wyraźny wzrost wychodu koncentratu uzyskano po zastosowaniu zwiększonych (2500 i 3000 g/t) dawek odczynnika z 2% dodatkiem stymulatora (tablica 7). W tej serii doświadczeń odpady osiągnęły zapocielenie od 64,26 do 71,50%. Najefektywniej przebiegała flotacja przy koncentracji części stałych w nadawie 80 g/l z udziałem odczynnika o składzie ON+25% A+2% NW w ilości 3000 g/t. Z nadawy o zapocieleniu 28,55% uzy-

skano 67,70% koncentratu o zawartości popiołu 9,70%. Zawartość popiołu w odpadach wynosiła 68,06%.

Założenia technologiczne flotacji w skali wielkolaboratoryjnej opracowano w oparciu o to doświadczenie. Uzyskano wychód koncentratu wyższy o 10% w porównaniu z modelem, przy czym jego zapocielenie wzrosło o około 4%. Zawartość popiołu w odpadach wynosiła 75%.

Nadawę z kopalni Chwałowice charakteryzowało najwyższe zapocielenie (38 do 40%) i największa zawartość minerałów ilastych. Wyniki badań (tablica 8) wykazały, że zwiększenie dawki odczynnika do 2000 g/t pozwala na znaczne skrócenie czasu flotacji. Za najkorzystniejszy uznano skład mieszanki zawierający 15% i 20% alifalu. Przy koncentracji części stałych w nadawie wynoszącej 80 g/l, dawce odczynnika 2300 g/t (ON+15% A) uzyskano około 50% koncentratu o zapocieleniu 11,40%, zawartość popiołu w odpadach wyniosła 61,28% i była najwyższa w tej serii doświadczeń.

Zastosowanie mieszanki ON+A+NW spowodowało pogorszenie jakości koncentratu. Najniższe zapocielenie koncentratu w tej serii doświadczeń wynosiło 16,35% (wychód 59,80%) przy stosunkowo wysokim zapocieleniu odpadów wynoszącym 71,87%.

Tablica 7

WYBRANE WYNIKI FLOTACJI MUŁU Z KOPALNI STASZIC

Lp.	Zagęsz- czenie nadawy Z g/l	Rodzaj odczynnika	Dawka odczyn- nika g/t	Czas flotacji t s	Σt s	Wychód frakcji γ %	$\Sigma \gamma$ %	Zapo- pielenie frakcji ϑ %	$\Sigma \vartheta$ %
67.1	80	ON+20% A+2% NW	2500	70	70	56,47	56,47	7,33	7,33
2				35	105	5,88	62,35	17,61	8,30
3				30	135	2,36	64,71	25,88	8,94
4						35,29	100,00	64,26	28,46
68.1	80	ON+20% A+2% NW	3000	65	65	58,75	58,75	8,93	8,93
2				35	100	5,00	63,75	19,86	9,75
3				32	132	1,87	65,62	28,17	10,27
4						34,38	100,00	66,13	29,48
69.1	150	ON+20% A+2% NW	2875	98	98	59,33	59,33	10,20	10,20
2				45	143	6,42	65,75	19,08	11,07
3				30	173	2,14	67,89	27,05	11,37
4				30	203	2,75	70,64	36,29	12,53
5						29,36	100,00	68,99	29,11
71.1	80	ON+25% A+2% NW	2500	60	60	56,44	56,44	8,16	8,16
2				40	100	7,36	63,80	18,47	9,35
3				30	130	3,07	66,87	29,93	10,29
4						33,13	100,00	66,23	28,83
72.1	80	ON+25% A+2% NW	3000	80	80	60,87	60,87	8,02	8,02
2				40	120	5,59	66,46	22,97	9,28
3				25	145	1,24	67,70	32,16	9,70
4						32,30	100,00	68,06	28,55
73.1	150	ON+25% A+2% NW	2500	100	100	61,08	61,08	10,39	10,39
2				50	150	6,33	67,41	19,66	11,26
3				40	190	3,16	70,57	32,36	12,20
4						29,43	100,00	68,91	28,89

W wyniku doświadczeń z zastosowaniem AC jako środka pianotwórczego tylko w dwóch przypadkach uzyskano koncentrat o zapozieleniu < 15%. Dodatek stymulatora do mieszanki ON+AC prowadził do uzyskiwania koncentratów o zapozieleniu powyżej 17% przy wychodzie 60 do 69%.

Badania wpływu pH środowiska na przebieg flotacji wykazały, że najkorzystniejsze rezultaty można uzyskać przy pH = 6 i przy koncentracji części stałych w nadawie 80 g/l (dośw. 812). Doświadczenie w skali laboratoryjnej prowadzono z zastosowaniem mieszanki o składzie ON+20% A w ilości 3000 g/t. Bilans flotacji ciągłej przedstawiono w tablicy 10.

Badania nad flotacją mułów z kopalni *Niwka-Modrzejów* potwierdziły konieczność stosowania wysokich dawek odczynnika. Stosowanie dawek odczynnika w ilości 2000, 2500 i 3000 g/t dla wszystkich koncentracji części stałych w nadawie wykazało, że najwyższe wychody koncentratu uzyskuje się przy dawce 3000 g/t. Zależność ta została potwierdzona w przypadku stosowania 20%, 25% i 30% alifalu w odczynniku.

Doświadczenia ze zmienną koncentracją części stałych w nadawie pozwoliły na uzyskanie najkorzystniejszych wyników flotacji przy zagęszczeniu 80 g/l. W każdym przypadku uzyskiwano wtedy najniższe zapozielenie koncentratu oraz najkrótszy czas flotacji.

Wyniki doświadczeń z zastosowaniem odczynnika zestawionego z ON+AC potwierdziły wzrost zapozielenia odpadów wraz z rosnącą dawką odczynnika, ogólnie

jednak były gorsze od uzyskiwanych z zastosowaniem alifalu.

Zastosowanie mieszanki o składzie 78% ON+20% A+2% NW pozwoliło uzyskać najkorzystniejsze rezultaty flotacji przy zagęszczeniu mętów wynoszącym 80 g/l. Otrzymano w tym przypadku 69,7% koncentratu o zapozieleniu 12,50%, zawartość popiołu w odpadach wynosiła 81,58% (doświadczenie 4).

Na bazie tego doświadczenia przeprowadzono flotację z czyszczeniem koncentratu (doświadczenie 5). Otrzymane rezultaty można uznać za pozytywne, ponieważ nastąpiło dość znaczne obniżenie zawartości popiołu w koncentracie w porównaniu z flotacją prostą (10,01% w porównaniu z 12,50%).

Wyniki wybranych doświadczeń nad flotacją mułu w kopalni *Niwka-Modrzejów* zestawiono w tablicy 9.

5. Ocena przydatności metody flotacji do wzbogacania badanych mułów węgla gazowych i energetycznych

Na rysunku 1 przedstawiono optymalne doświadczenia wzbogacania mułów badanych węgla gazowych i energetycznych. Porównując podstawowe parametry technologiczne charakteryzujące proces, a mianowicie: — ilość odczynnika zużywanego na tonę materiału suchego,

Tablica 8

WYBRANE WYNIKI FLOTACJI MUŁU Z KOPALNI CHWAŁOWICE

Lp.	Zagęsz- czenie nadawy Z g/l	Rodzaj odczynnika	Dawka odczyn- nika g/t	Czas flotacji t s	Σt s	Wychód frakcji γ %	$\Sigma \gamma$ %	Zapo- pienie frakcji ϑ %	$\Sigma \vartheta$ %
748.1	80	ON+15% A	2300	45	45	41,55	41,55	9,45	9,45
2				45	90	4,16	45,71	18,83	10,30
3				40	130	2,34	48,05	24,69	11,00
4				40	170	1,30	49,35	26,43	11,41
5						50,65	100,00	61,28	36,77
765.1	100	ON+20% A+2% NW	2300	45	45	42,81	42,81	9,14	9,14
2				45	90	4,18	46,99	16,95	9,83
3				40	130	2,04	49,03	25,09	10,47
4				40	170	1,02	50,05	27,94	10,83
5						49,95	100,00	55,33	33,06
820.1	100	ON+20% AC	2300	45	45	34,72	34,72	12,01	12,01
2				40	85	4,17	38,89	22,58	13,14
3				35	120	3,96	42,85	23,45	14,10
4				30	150	1,88	44,73	32,81	14,88
5						55,27	100,00	57,70	38,45
828.1	100	ON+20% A+2% NW	1730	45	45	40,60	40,60	11,36	11,36
2				40	85	11,05	51,65	20,11	13,23
3				35	120	4,33	55,98	33,55	14,80
4				30	150	3,82	59,80	39,01	16,35
5						40,20	100,00	71,87	38,67
812.1	80	ON+20% A	2000	50	50	45,78	45,78	12,42	12,42
2				30	80	4,41	50,19	20,64	13,14
3				30	110	1,69	51,88	34,55	13,84
4						48,12	100,00	68,68	40,23

Tablica 9

WYNIKI FLOTACJI MUŁU Z KOPALNI NIWKA-MODRZEJÓW

Lp.	Zagęsz- czenie nadawy Z g/l	Rodzaj odczynnika	Dawka odczyn- nika g/l	Czas flotacji t s	Σt s	Wychód frakcji γ %	$\Sigma \gamma$ %	Zapopie- lenie frakcji ϑ %	$\Sigma \vartheta$ %
1.1	80	ON+20% A	3000	137	137	41,3	41,3	9,27	9,27
2				63	200	16,0	57,3	13,09	10,33
3				34	234	5,3	62,6	11,38	10,41
4						37,4	100,00	72,31	33,57
2.1	80	ON+25% A	3000	105	105	35,4	35,4	10,36	10,36
2				70	175	19,0	54,4	11,02	10,59
3				50	225	6,3	60,7	16,57	11,21
4						39,3	100,00	68,25	33,63
3.1	80	ON+30% A	3000	152	152	48,0	48,0	8,83	8,83
2				90	242	12,3	60,3	12,57	9,67
3				60	302	4,1	64,4	21,90	10,45
4						35,6	100,00	72,65	32,59
4.1	80	ON+20% A+2% NW	3000	135	135	57,0	57,0	10,18	10,18
2				77	212	11,4	68,4	20,82	11,95
3				26	238	1,3	69,7	41,10	12,50
4						30,3	100,00	81,58	33,43
5.1	80	ON+20% A+2% NW	3000	240	240	60,50	60,50	9,07	9,07
2				70	310	5,25	65,75	20,62	10,01
3						34,25	100,00	78,00	32,00

Tablica 10

BILANS FLOTACJI CIĄGŁEJ W MASZYNIE WIELKOLABORATORYJNEJ

Kopalnia	Nadawa			Dodatek wody do koncentratu V	Koncentrat			Odpady		
	natężenie przepływu Q	zagęszczenie Z	zapopielenie α		zagęszczenie Z	wychód γ	zapopielenie β	zagęszczenie Z	wychód γ	zapopielenie β
	l/min	g/l	%	l	g/l	%	%	g/l	%	%
Nowy Wirek	8,0	169,5	14,62	96	289,4	90,99	7,35	31,5	9,01	78,85
Wawel	8,0	91,0	28,42	84	159,0	73,82	8,62	41,7	26,18	84,24
Sośnica	8,0	122,0	23,35	15	koncentrat I			odpady I		
					511,3	35,90	9,05	48,6	26,31	61,92
					koncentrat II			odpady II		
					332,9	37,19	9,57	14,0	0,6	67,05
Szczygłowie	7,2	79,0	29,76	75	353,4	73,2	12,35	25,2	26,8	77,30
Staszic	7,5	88,3	27,24	61,5	200,0	77,28	13,20	30,6	22,72	75,00
Chwałowice	8,0	81,9	43,92	57,2	167,0	45,04	20,42	57,9	54,96	63,18

- zawartość popiołu w koncentracie,
- zawartość popiołu w odpadach,
- czas flotacji,

daje się zauważyć pewną prawidłowość zmian w zakresie dwu z nich — ilości odczynnika i zapopielenia koncentratu (zakładając, że popiół w odpadach wynosi co najmniej 60%). Wobec braku bezwzględnych metod czy wzorów określających flotowalność, oceniano badane muły na drodze porównywania wskaźników uzyskanych przy ich wzbogacaniu z odpowiednimi wskaźnikami wzbogacania węgla koksowych.

Z tego punktu odniesienia przydatność metody flotacji do wzbogacania mułów z kopalń Nowy Wirek i Wawel jest prawie identyczna, jak do wzbogacania mułów węgla koksowych. W obu omawianych przy-

padkach ilość odczynnika koniecznego do prawidłowego przebiegu flotacji waha się wokół wartości 1000 g/t, a zawartość popiołu w koncentracie mieści się w granicach 5–8%.

Flotacja mułów z kopalń Sośnica i Szczygłowie nie odbiega zasadniczo od przyjętego wzorca. Jedyne zapopielenie koncentratów waha się około wartości 10%, podobnie jak u trudno flotujących węgla koksowych.

Najbardziej odbiegają od przyjętego modelu wskaźniki flotowania mułu z kopalń Chwałowice, Niewka-Modrzejów, Staszic i to zarówno w zakresie zużycia odczynnika, jak i zapopielenia koncentratów. W przypadku mułów z tych kopalń zabezpieczenie prawidłowego przebiegu procesu flotacji wymaga zastosowania odczynnika w ilości 3000 g/t. Obserwuje się wzrost zapopielenia uzyskiwanych koncentratów do wartości 15%. Analiza wskazuje również, że „czas flotacji” jest cechą indywidualną i nie wykazuje żadnych systematycznych zmian. Jako parametr, istotny z punktu widzenia technologii, czas flotacji powinien być określany dla każdego mułu oddzielnie.

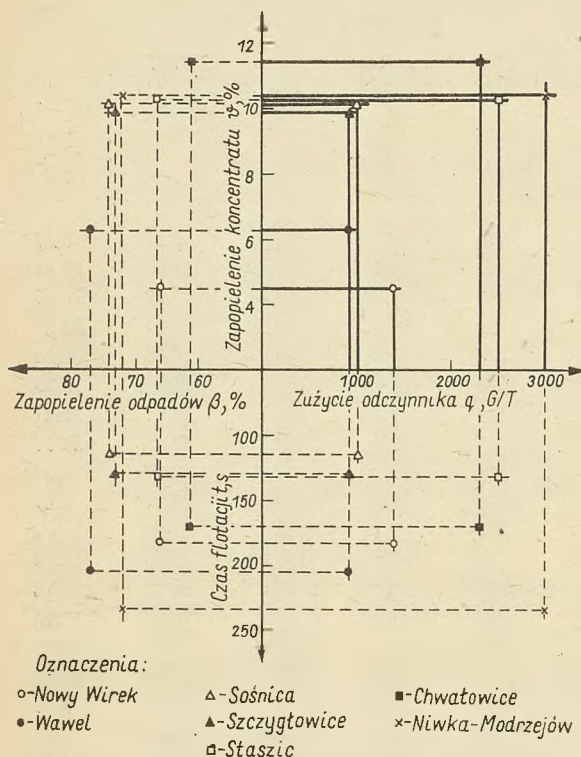
Decyzja o flotacyjnym wzbogacaniu mułów węgla gazowych i energetycznych powinna być poparta wnikliwym i wszechstronnym rachunkiem ekonomicznym.

Wyniki przeprowadzonych badań wzbogacają wiedzę o zależności między flotowalnością węgla, a stopniem ich uwęglania lub typem węgla.

Węgle z kopalń Szczygłowie i Wawel (klasyfikowane jako węgiel gazowy typ 33) oraz z kopalń Nowy Wirek i Sośnica (węgiel gazowo-płomienny typ 32.2) flotują identycznie jak węgle koksowe łatwo flotowalne lub trudno flotowalne.

Rozpowszechniony pogląd o zdecydowanie najlepszej flotowalności węgla koksowych [8] nie znalazł w tym przypadku potwierdzenia. Istotny spadek flotowalności zaobserwowano dopiero w przypadku węgla gazowo-płomiennego typu 32.1 (Staszic) oraz płomiennego typu 31 (Chwałowice i Niewka-Modrzejów).

Przeprowadzone badania wykazały zatem, że w większości przypadków muły węgla gazowych i energetycznych mogłyby być wzbogacane metodą flotacji i to w podobnych warunkach i z podobnym skutkiem technologicznym jak muły węgla koksowych. Dyskusyjna jest sprawa wzbogacania mułów z kopalń Staszic,



Rys. 1. Graficzne zestawienie wybranych wyników flotowania mułów węgla gazowych i energetycznych

Niwka-Modrzejów i Chwałowice oraz im podobnych mułów. Nie wykluczone jednak, że i w tych przypadkach po szczegółowej analizie indywidualnej zastosowanie metody flotacji do wzbogacania tych mułów da pozytywny rezultat techniczny i społeczny.

6. Wnioski

- Flotowalność mułów przebadanych węgla gazowych (typ 33 — próbki z kopalń Wawel i Szczygłowice) oraz węgla gazowo-płomiennych (typ 32.2, z kopalń Nowy Wirek i Sośnica) jest zbliżona do flotowalności węgla koksowych (typ 34). Zdecydowanie gorsze własności flotacyjne wykazują badane węgle gazowo-płomienne (typ 32.1, próbka z kopalni Staszic) i płomienne (typ 31, próbki z kopalń Chwałowice i Niwka-Modrzejów). Uzyskane wyniki badań pozwalają stwierdzić, że w procesie flotacji węgla gazowych uzyskuje się takie same parametry jakościowo-ilościowe jak w przypadku flotacyjnego wzbogacania węgla koksowych.
- Podjęcie decyzji odnośnie flotacyjnego wzbogacania mułów węgla energetycznych powinno być każdorazowo traktowane indywidualnie i uzależnione od wnikliwego rachunku ekonomicznego i efektu społecznego.

Literatura

1. March H., Siemienińska T.: Fuel 1965, 44, 335.
2. Czerw B., Sablik J.: Wpływ struktury powierzchni

węgla na proces flotacji. Komunikat Głównego Instytutu Górnictwa nr 547, 1972.

3. Allum I., Whelan P.: Froth Flotation of low-rank Coal. J. Inst. Fuel. 1954, t. XXVII, nr 158, 142.
4. Laskowski J.: Flotacja minerałów o naturalnej hydrofobowości w roztworach z podwyższonym stężeniem soli nieograniczonych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo nr 16, 1966.
5. Laskowski J., Ryncarz A.: Wzbogacanie flotacyjne węgla gazowych. Przegląd Górniczy 1967, nr 4.
6. Everson G., Ward G., Warthington F.: Journal of the Inst. of Fuel, 1956, t. XXIX, 540.
7. Jowett A.: Journal of the Inst. of Fuel 1958, t. XXXI, 308.
8. Klassen W.: Flotacja węgla. Katowice 1966, Śląsk.
9. Jasieńko S., Bujnowska B.: Flotacje węgla o różnym stopniu uwęglenia z zastosowaniem syntetycznych terpenowych odczynników pianotwórczych. Przegląd Górniczy 1970 nr 2.
10. Eljaśawić N., Konowalowa T.: Issledowanie sowniemiostnoj flotacji roznometamorfizowanych uglej. Koks i Chimia 1969, nr 11.
11. Sablik J., Makula K.: Wpływ odczynnika ze symulatore na przebieg procesu flotacji węgla w świetle badań laboratoryjnych i przemysłowych. Wzbogacanie i Utylizacja Kopalni 1973, nr 6, s. 21.
12. Sablik J.: Określenie flotowalności mułu węglowego KWK Sośnica. Dokumentacja pracy n-b. COBP Separator, symbol Dz. Ppl. 4/73.
13. Pawlik J.: Praca dyplomowa. AGH, Kraków 1974.

622.33(44):008

Postęp techniczny w przemyśle węglowym Francji

Mgr Teodor Trzeciakowski

Treść: Omówiono postęp techniczny w ostatnich latach w trzech głównych zagłębiach węglowych Francji, współpracę poszczególnych zagłębi z ośrodkami naukowo-badawczymi i zakładami konstrukcyjnymi w dziedzinie: urządzeń urabiających, metod eksploatacyjnych, urządzeń do zdalnego sterowania procesami eksploatacyjnymi, obudowy kotłowej, transportu oraz przemysłowego wykorzystywania odpadów kopalnianych.

W ostatnich 15 latach wydobycie węgla kamiennego we Francji spadło z 56 mln t w roku 1960 do 23,6 mln ton w roku 1974.¹⁾

Pomimo spadku wydobycia przemysł węglowy Francji nadal kontynuował prace badawcze, udoskonalat metody pracy, urządzenia wydobywcze oraz warunki pracy górników.

Stały wzrost cen na paliwo energetyczne w ostatnich latach, pogłębiony jeszcze przez kryzys paliwo-energetyczny, zmusił Francję i kraje zachodnie do podjęcia odpowiednich kroków w celu zahamowania recesji w przemyśle węglowym.

W niektórych kopalniach Francji nastąpił nawet pe-

wien wzrost wydobycia, a to dzięki wzmożonej aktywności w dziedzinie prac badawczych i wprowadzeniu nowych udoskonaleń technicznych w maszynach urabiających oraz dzięki wprowadzeniu nowych metod eksploatacyjnych.

W ostatnich latach postęp techniczny w górnictwie francuskim nastąpił zwłaszcza: w pokładach stromych, w bardzo grubych pokładach urabianych metodą podbierania pokładu, w długich przodkach ścianowych słabo nachylonych, w transporcie załogi i sprzętu, w drażeniu chodników, zdalnym sterowaniu robotami dołowymi, automatyzacji szybów wydobywczych i urządzeń na powierzchni oraz w przemysłowym wykorzystywaniu odpadów kopalnianych.

¹⁾ Rocznik Statystyczny 1975, s. 574.

W Zagłębiu Węglowym Lotaryngii, gdzie występują bardzo trudne warunki geologiczne (zagrożenia gazowe i wodne oraz szkody górnicze na powierzchni, pociągające za sobą konieczność użycia podsadzki hydraulicznej) wprowadzono dostosowane do tych warunków nowe urządzenia i metody urabiania, które w pełni zdały egzamin.

Zaprojektowany przez inżynierów z Zagłębia Węglowego Lotaryngii i skonstruowany w Zakładach Północnej Francji¹⁾ kombajn węglowy z napędem o mocy 100 kW i z odstawowym przenośnikiem zgrzeblowym urabiał na całą wysokość pokład o grubości 5,5 m; przed wprowadzeniem kombajnu urabiano 10 t dziennie, obecnie 200 ton.

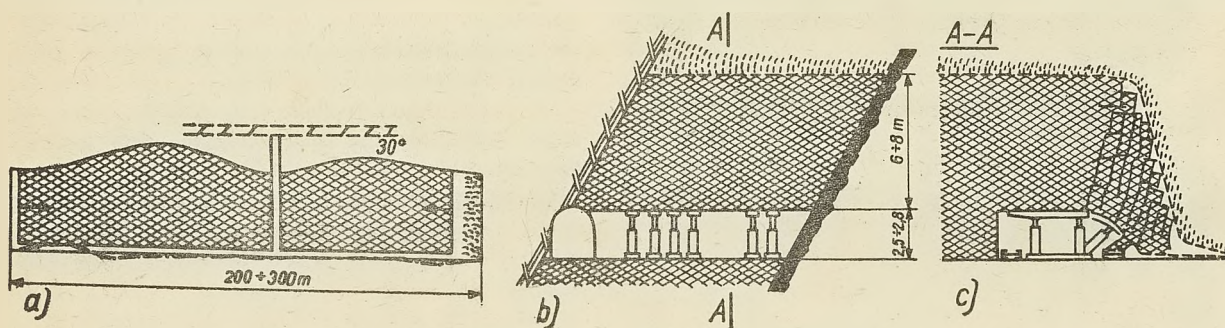
W większości kopalń Zagłębia Środkowej i Południowej Francji²⁾ eksploatuje się pokłady o różnym stopniu nachylenia i o różnej grubości (od 3 do 20 metrów i więcej). Ze względu na nieregularne ukształtowanie złoża, zagrożenia wybuchem metanu, możliwość powstawania pożarów, duże zapylenie i ciśnienie górotworu, jak i kłopoty z opanowaniem wyeksploatowanej przestrzeni, wybieranie takich pokładów sprawiało wiele trudności; zastosowano więc w nich różnorodne systemy eksploatacji.

Opisany system eksploatacji umożliwił osiągnięcie z jednej ściany 1500 t na dobę. Jednak proces wybierania górnej warstwy nie jest jeszcze całkowicie zmechanizowany. Bardzo pozytywne wyniki przeprowadzonych ostatnio doświadczeń rokuja zrealizowanie w najbliższym czasie całkowitej mechanizacji systemu urabiania z podbieraniem pokładu.

W Zagłębiu Węglowym Lotaryngii w kopalni La Houve dobowy postęp w zautomatyzowanej ścianie o długości 200 m, w pokładzie grubości 1,85 m o nachyleniu 3°, wynosił 9,41 m, a dobowe wydobywanie z przodku 4010 t.

Z powodu kruchości stropu początkowo trudnym problemem do rozwiązania było przystosowanie do tego pokładu nowej obudowy hydraulicznej o dużej nośności, skonstruowanej przez Ateliers et Chantiers de la Manche. W ścianie tej wprowadzono urządzenie do zdalnego sterowania kombajnem z dwoma bębniami urabiającymi, które zostało zaprojektowane i zrealizowane przez Cerchar¹⁾ — Ośrodek Badawczy Francuskich Kopalń Węgla. Urządzenie wykonuje 12 funkcji i może być przystosowane do wszystkich kombajnów pracujących w przemyśle węglowym Francji.

W Zagłębiu Węglowym Prowansji w dwóch ścianach



Rys. 1. Urabianie warstwami poziomymi z podbieraniem
a — przekrój poziomy, b — przekrój poziomy wzdłuż czoła ściany, c — przekrój A-A

Obecnie, tam gdzie nie ma zagrożenia szkód górniczych na powierzchni, stosuje się na ogół system eksploatacji z podbieraniem górnej warstwy. Polega on na tym, że pokład dzieli się na warstwy węglowe, wybiera się warstwę pośrednią, np. tę, która znajduje się przy spagu (w pokładach słabo nachylonych), następnie podbiera się górną warstwę (rys. 1). W słabo nachylonych pokładach warstwy wybierane są długimi ścianami, równoległymi do spagu, natomiast w pokładach bardziej nachylonych — warstwami poziomymi.

Do tych pokładów z powodzeniem wprowadzono nowy typ zmechanizowanej obudowy. Zawiera ona z tyłu odpowiednio zagięte przedłużacze, nastawiane za pomocą siłowników hydraulicznych i kontrolujące proces podbierania węgla z górnej warstwy oraz zabezpieczające przenośnik pancerny, który znajduje się za stosem obudowy. Taka obudowa pracuje we wszystkich długich ścianach urabianych z podbieraniem, np. w Zjednoczeniu Węglowym Blanzj, w Sewennach i Akwitani, jak również w krótkich ścianach lub warstwach poziomych w pokładach nachylonych Owernii i Loary (obudowa została opracowana przy udziale konstruktorów z następujących znanych w górnictwie firm: Marrell-Hydro, Sabes, Materiel de Fond et d'Industrie, Unis-Fond).

słabo nachylonych o długości 150 metrów i grubości pokładu 2,4 m, urabianych zautomatyzowanym strugiem, programowanie procesu urabiania oraz hydrauliczna zautomatyzowana obudowa całkowicie zdały egzamin.

Obudowa wysięgnikowa skonstruowana przez Zakłady Marrell-Hydro Somemi, o zasięgu od 1,3 do 2,8 m, zawierająca w jednym stosie dwa stojaki ściśle współpracujące z przenośnikiem. Obudowa jest całkowicie zautomatyzowana, lecz w razie potrzeby, np. w trudnych warunkach geologicznych, można ją sterować ręcznie.

W ostatnich 10 latach wprowadzono szereg udoskończeń oraz nowych urządzeń w transporcie, m.in. jednoszynową kolejkę podwieszoną dla załogi i dla sprzętu oraz rynnę ruchomą do odstawy urobku.

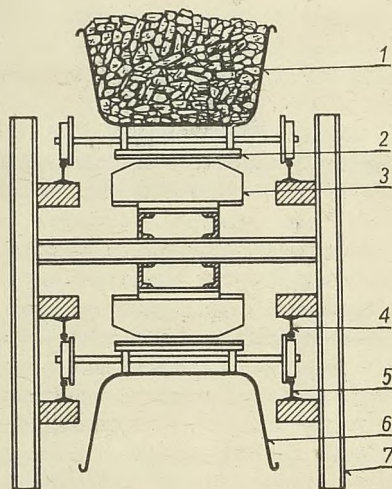
Skonstruowana przez S.S.C.M.²⁾ kolejka, która podwieszona jest na szynie, ma napęd dieslowski o mocy 50 kW i współpracuje z ośmioma silnikami hydraulicznymi. Kolejka składająca się z 6 wózków o łącznej wadze ładunku 5 t może pracować przy nachyleniu 17° z prędkością 12 km/h. Zastępując wózki do przewozu sprzętu i urobku wózkami osobowymi, można przewieźć całą załogę oddziału wydobywczego.

¹⁾ Cerchar Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France.

²⁾ S.S.C.M. — Société Stéphanoise de Contructions Mécaniques.

¹⁾ Ateliers du Nord de la France (A.N.F.), ²⁾ Bassin de Centre-Midi.

Innowacją techniczną w transporcie urobku było zastosowanie rynien ruchomych, które zainstalowano na długości 2300 m w jednej z kopalń zagłębia Prowansji (rys. 2). Urządzenie składa się z dwupoziomej konstrukcji stalowej. Ruchome rynny są zdalnie sterowane i posuwają się po szynach na dwóch poziomach, przy czym dolny jest poziomem zwrotnym.



Rys. 2. Przekrój rynny ruchomej

1 — załadowana rynna, 2 — twornik z miedzi i stali, 3 — induktor, 4 — prowadnica, 5 — szyna, 6 — opróżniona rynna, 7 — konstrukcja nośna

Przy drażeniu chodników w kamieniu wprowadzono lekkie wózki wiertnicze posuwające się na szynach lub na gasienicach (jumbo) i zaopatrzone w ciężkie lub półciężkie wiertarki, zwłaszcza 100 kg wiertarki hydrauliczne typu Montabert H50, zamontowane na kombajnie szynowym.

Obudowa kotwiowa z siatką oraz opracowane przez Zagłębie Węglowe Lotaryngii urządzenie do mechanicznego zakładania kotwi w chodnikach całkowicie zdało egzamin. W chodnikach poziomych zastąpiono mechaniczne ładowarki na gasienicach dwukrotnie szybszymi ładowarkami kołowymi.

Uspewniono odstawę urobku z dalekich przodków za pomocą zawieszonego przenośnika pancernego, przedłużonego taśmą przenośnikową, za pomocą której ładowano urobek do wózków o różnej pojemności.

W chodnikach drażonych w cienkim pokładzie węgla, a więc z przybierką spągu lub stropu, obecny stan techniki nie umożliwia całkowitej mechanizacji robót. Dotychczasowy sposób drażenia przy użyciu materiałów wybuchowych i zgarnianiu urobku na przenośnik został stopniowo zastąpiony wózkami wiertniczymi (jumbo) i ładowarkami kołowymi, które mają tę zaletę, że na odcinkach kilkusetmetrowych odstawiają urobek oraz zaopatrują przodek w niezbędny sprzęt i pomagają przy zakładaniu obudowy.

Przy drażeniu chodników w pokładach słabo nachylonych o średniej grubości usprawnienia techniczne odnosiły się głównie do odstawy urobku, np. stosowania ciężkich samochodów samoładujących oraz zespołów bardziej wydajnych przenośników. W tej dziedzinie, pomimo uzyskania bardzo dobrych wyników, pozostało jeszcze wiele do zrobienia.

Jeżeli idzie o drażenie chodników w pokładach o średniej grubości, lecz bardziej nachylonych, to zaawansowane są prace badawcze nad specjalnym kombajnem przystosowanym do tych warunków pracy. Jed-

nakże, jak dotąd roboty drażeniowe prowadzone są nadal starymi sposobami.

W grubych pokładach słabo nachylonych i stromych zaawansowane są prace badawcze nad opanowaniem łąty węglowej, otaczającej chodnik, przez wtłakiwanie żywicy i odpowiedniego materiału wiążącego.

Częstsze stosowanie obudowy kotwiowej z żywicą w chodnikach prostokątnych z obudową drewnianą niż w chodnikach półokrągłych z podaną obudową łukową stale wzrasta w ostatnich 10 latach. Należy jednak podkreślić, że w niektórych pokładach ten rodzaj obudowy zdaje egzamin tylko w połączeniu z obudową klasyczną. W górnictwie węglowym Francji stosowanie obudowy kotwiowej bardziej rozwinęło się aniżeli w innych krajach europejskich. We Francji używa się rocznie ponad milion kotwi do kotwienia 60% stromych pokładów i 17% chodników; wskaźnik ten stale wzrasta. Stosuje się przeważnie kotwie o długości 1,8 do 2,2 m, o średnicy od 16 do 20 mm, z żywicą poliestrową i z metalową siatką.

Już ponad 10 lat górnictwo francuskie wraz z zakładami badawczymi, m.in. Cercharem i Laboratorium Mechaniki Górnotworu w Szkole Górniczej w Nancy, prowadzi badania obudowy kotwiowej. W ostatnich latach przeprowadzono badania w 120 kotwionych chodnikach. Wyniki badań, opracowane przez komputer, wykazały techniczne i ekonomiczne zalety tej obudowy.

Obudowa kotwiowa w połączeniu z obudową klasyczną oraz dalsza mechanizacja procesu zakładania kotwi, np. udoskonalenie kotwiarki skonstruowanej przez Zagłębie Węglowe Lotaryngii wraz z pełnym wykorzystaniem do tego celu uniwersalnego wózka wiertniczego (jumbo), odegrają w niedalekiej przyszłości wielką rolę w górnictwie.

W ostatnich 10 latach nastąpił również bardzo szybki rozwój w górnictwie w zakresie zdalnego przekazywania danych, co przyczyniło się do wzrostu wydobywania i zwiększenia bezpieczeństwa pracy. W skład tego systemu wchodzi: zdalna sygnalizacja (telesygnalizacja), telemetria (wszelkie zdalne pomiary) oraz zdalna łączność foniczna. Informacje przekazywane są przeważnie do dyspozytorni znajdującej się na powierzchni i służą zarówno do podejmowania natychmiastowych decyzji, jak i dla potrzeb statystycznych.

Zaprojektowana przez Cerchar-Silec dyspozytornia pracuje na tych samych przewodach co kopalnia i przekazuje w ciągu 1/50 s sześć różnych informacji.

Nowością jest urządzenie zwane „thésigraph”, które rejestruje na powierzchni aktualne położenie pracującego pod ziemią kombajnu.

Informacje te są bardzo przydatne i niezbędne dla sprawnej organizacji pracy w przodkach ścianowych.

Opracowana 10 lat temu stacja do zdalnego pomiaru metanu typu Cerchar CTT 40, przy współudziale 10 do 40 punktów pomiarowych rozmieszczonych na dole w kopalni, rejestruje stężenie metanu w powietrzu. Co 4 minuty przez 5 sekund każdy punkt automatycznie dostarcza zakodowane informacje. Stacja wyposażona w specjalne linie łączności działa w zasięgu 10 km. Dokonuje również pomiarów zawartości tlenu węgla, ciśnienia barometrycznego i pomiarów anemometrycznych.

Wprowadza się coraz bardziej udoskonalone metanomierze, np. metanomierz przenośny wielofunkcyjny (GTM 67A¹⁾ działa samodzielnie lub może być podłą-

¹⁾ GTM — Grisomètre Transportable Multifonctions.

czony do zwykłej sieci kopalnianej. W razie przekroczenia określonego poziomu zawartości metanu w powietrzu urządzenie nadaje dźwiękowy lub świetlny sygnał alarmowy. Częstość uzyskiwania informacji waha się w granicach od 30 s do 4 min. Metanomierze mogą być połączone z anemometrami i przekazywać pomiary do dyspozytorni znajdującej się na powierzchni.

Opracowane przez Cerchar urządzenia teletransmisyjne, takie jak „X-Y fony”, które przekazują głos na odległość 400 m ze ściany urabianej mechanicznie i do 4 km z chodnika, oraz „fazofony” — urządzenia, które umożliwiają bezpośredni kontakt kombajnowego z dyspozytornią na powierzchni, mają zastosowanie nie tylko w górnictwie.

W ostatnich latach nastąpił znaczny postęp w automatyzacji pracy szybu wydobywczego.

Nowoczesne trzypoziomowe klatki szybowe z przeciważarem, na 150 osób lub 30 t urobku, które zawieszone są na 4 linach wyciągowych, zatrzymują się na nadszymbiu z dokładnością do 1 cm; wymagają jednak jeszcze bardziej kompleksowego rozwiązania pod względem stabilności, zdalnego sterowania i bezpieczeństwa pracy.

Zdalne sterowanie urządzeń wyciągowych odbywa się za pomocą tranzystorowych samokontrolujących obwodów logicznych. Zabezpieczenie klatki szybowej odbywa się za pomocą głowic magnetycznych, rozmieszczonych w pewnych odstępach na jednej z lin wyciągowych. Głowice emitują odpowiednie impulsy, a w razie przekroczenia określonej prędkości klatki włączają hamulce bezpieczeństwa. Używa się hamulców tarczowych, zaopatrzonych w sprężyny talerzowe, które sterowane są hydraulicznie, oraz w rezerwowe hamulce mechaniczne.

W Zagłębiu Węglowym Nord i Pas-de-Calais w kopalni Barois zainstalowano system automatycznej odstawy urobku. Instalacja o wydajności 12000 t na dobę obsługuje dwa szyby wydobywcze i dwie płuczki. W dwóch zautomatyzowanych liniach transportowych urobek z pięciu oddziałów wydobywczych jest m.in. oddzielany od kamienia dołowego, ważony i sortowany.

W Zagłębiu Węglowym Lotaryngii w płuszcze w Freimung całkowicie zaprogramowano i zautomatyzowano proces ładowania węgla do wagonów. Płuczka zatrudnia 70 pracowników i przy pracy na trzy zmiany za-

ładowuje 15 tys. t węgla w 12 sortymentach do różnych typów wagonów.

Wykorzystywanie skały płonnej, odpadów płuczkowych i lotnych pyłów z elektrowni jest przedmiotem intensywnych badań górnictwa francuskiego. W samym tylko Zagłębiu Węglowym Nord i Pas-de-Calais istnieje ponad 200 hałd (ok. 500 mln t odpadów). Wskazane jest wykorzystywanie w większym stopniu niż dotychczas kamienia dołowego do podsadzania wyrobisk, wzrastają bowiem koszty związane z utrzymywaniem hałd, a także przemawia za tym ochrona środowiska naturalnego.

Dyrekcja Zagłębia Węglowego Nord i Pas-de-Calais przy współpracy z Cerchar i Ceric¹⁾ prowadzi intensywne badania nad wykorzystywaniem odpadów na skalę przemysłową. Ostatnio z odpadów wypalanych w piecach obrotowych uzyskano doskonałe lekkie kruszywo pod nazwą „Surex”. Kruszywo ma szerokie zastosowanie zwłaszcza przy budowie mostów.

O postępie technicznym w górnictwie świadczy m.in. 111 patentów francuskich i 353 patentów zagranicznych zgłoszonych w 1974 r. w urzędzie patentowym Francji. Patenty dotyczyły urządzeń górniczych i przeróbczych. Firma francuska Oldham zawarła umowę z Polską na wielką dostawę metanomierzy GTM dla naszego górnictwa.

W roku 1974 Cerchar zbadał pod względem przydatności i bezpieczeństwa pracy 72896 urządzeń górniczych, jak: ciągniki szynowe, kombajny, transformatory, urządzenia do zdalnego sterowania, czujniki itd.

Pomimo stosunkowo niskiego wydobycia węgla kamiennego francuskie urządzenia górnicze, zwłaszcza sprzęt elektrotechniczny, nadal zajmują czołową pozycję w światowym górnictwie.

Literatura

1. Rocznik Statystyczny 1975, GUS.
2. Cerchar-Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France — Rapport d'Activité en 1974.
3. Cerchar-Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France — Rapport sur l'activité du Centre en 1973.
4. Annales des Mines 1975, nr 5.

¹⁾ Centre d'Etudes et de Réalisation Industrielles et Commerciales.

Oszczędna gospodarka surowcami i materiałami
zadaniem każdego członka

Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa

Projekt kompleksowego zagospodarowania złoża energii geotermicznej

Dr Jerzy Jureczko

Treść: Omówiono projekt wykorzystania energii geotermicznej, występującej w Kalifornii (USA) w postaci złoża wód termalnych. Zasoby solanki, której temperatura dochodzi do około 300°C , szacuje się na około $1,2 \times 10^{12} \text{ m}^3$. Część z otrzymywanej energii elektrycznej będzie wykorzystana do produkcji słodkiej wody w celu zasilenia nią rzeki Kolorado. Projektowana moc elektrowni wyniesie około 10 500 MW, zaś docelowa produkcja słodkiej wody około 3 mld m^3 rocznie.

Ze względu na kurczące się zasoby surowców energetycznych wiele krajów podejmuje badania bądź już realizuje projekty wykorzystania innych źródeł energii.

Człowiek ma do dyspozycji źródła energii [4]:

- chemicznej i nuklearnej, znajdujące się w zewnętrznej warstwie skorupy ziemskiej oraz w wodach mórz i oceanów;
- promieniowania słonecznego;
- kinetycznej pochodzącej z innych planet;
- ciepłej wewnątrz ziemi (geotermicznej).

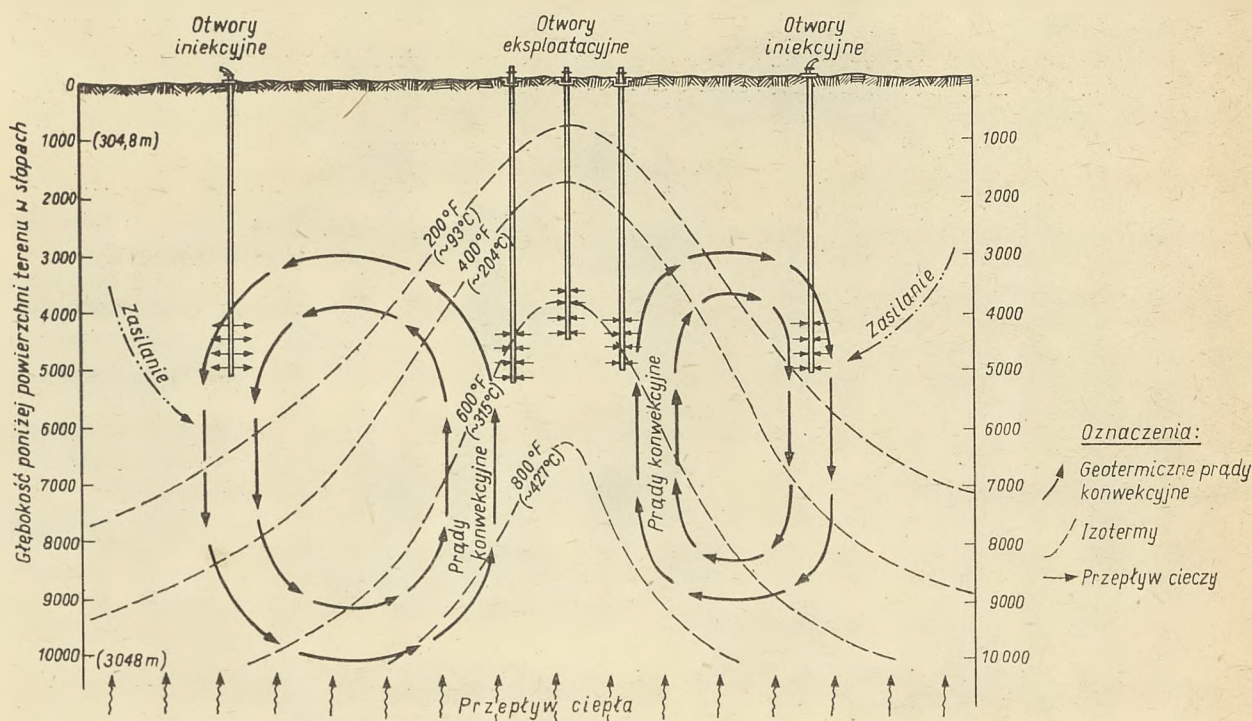
Do niedawna uważano źródła grupy pierwszej, tj. węgiel, ropę naftową i gaz, za najatrakcyjniejsze, a równocześnie najtańsze nośniki energii. Jednakże wskutek znacznej podwyżki cen na te surowce, jak również konieczności stosowania takich źródeł energii, których wykorzystanie nie będzie ujemnie wpływać na środowisko naturalne człowieka, ożywiło się zainteresowanie pozostałymi źródłami energii.

Obok energii nuklearnej, odgrywającej coraz większą rolę w energetyce światowej, dużo uwagi poświęca się ostatnio energii geotermicznej, której zasoby określa się wręcz jako nieograniczone. Gdyby można było wykorzystać z masy ciepła znajdującej się wewnątrz

skorupy ziemskiej ilość odpowiadająca obniżeniu temperatury tylko o jeden stopień Celsjusza, to na uzyskanej energii mogłyby pracować wszystkie elektrownie świata przez kilkadziesiąt milionów lat [3].

Kolejna konferencja, która odbyła się w maju 1975 r. w San Francisco [2] pod auspicjami ONZ na temat: „Rozwój i wykorzystanie zasobów energii geotermicznej”, wykazała, że zainteresowanie energią geotermiczną jak i stopień jej wykorzystania stale rosną. W stosunku do 1970 r. ogólna zainstalowana moc elektrowni geotermicznych w świecie zwiększyła się dwukrotnie i wynosi obecnie ok. 1400 MW. Poza tym obserwuje się również stały wzrost wykorzystania energii geotermicznej do celów ogrzewczych.

W USA realizowany jest obecnie projekt kompleksowego zagospodarowania dużego złoża wód termalnych, występujących w obrębie Imperial Valley w Kalifornii [1]. Imperial Valley jest częścią składową dużej jednostki synklijalnej Salton, stanowiącej strefę zapadliskową z wieloma fałdami. Podłoże tej jednostki, występujące na głębokości ok. 6000 m, tworzą granity, gnejsy i łupki krystaliczne z licznymi intruzjami magmy w postaci dałków. Utwory wypełniające synklino-



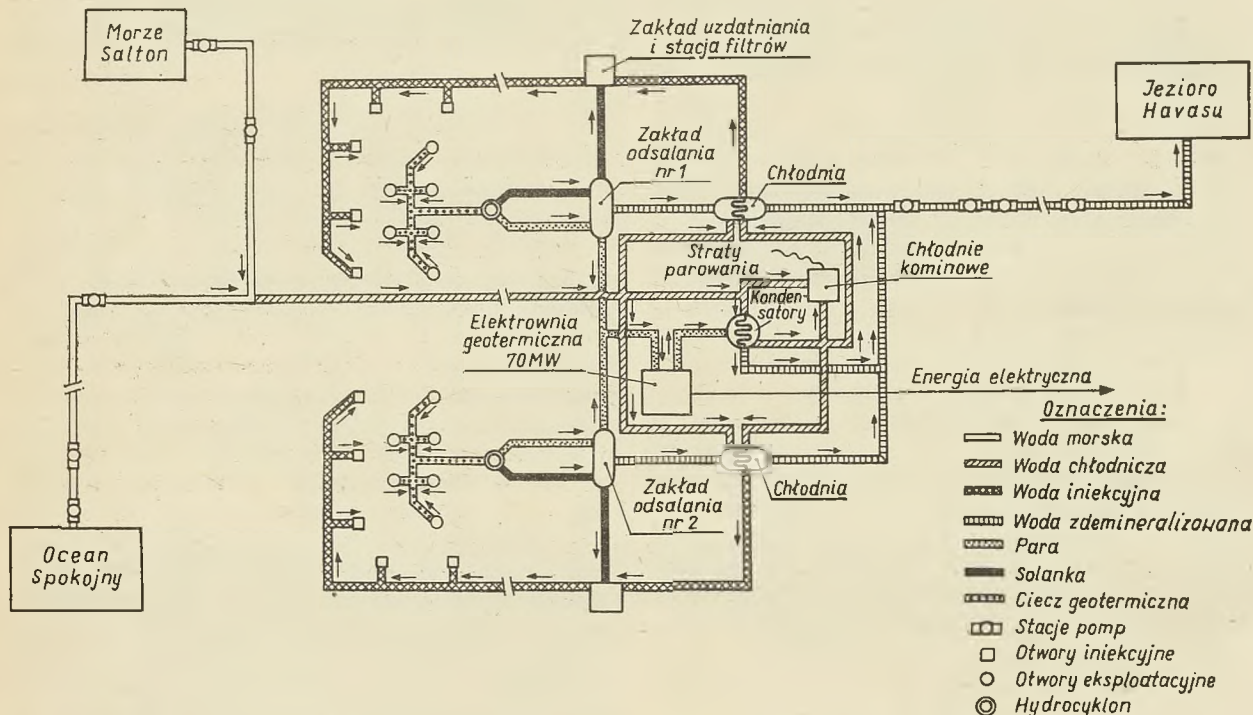
Rys. 1. Schematyczny przekrój konwekcyjnego systemu wykorzystania energii geotermicznej

rium Salton to przeważnie piaszczyste utwory trzeciorzędu, reprezentujące utwory deltowe, przykryte utworami pochodzenia zbiornikowego. Tworzą one ogromny zbiornik gorącej solanki, której temperatura, wzrastająca z głębokością, dochodzi do ok. 300°C , a mineralizacja waha się od $2\div 30\text{ g/dm}^3$. Wstępna ocena zasobów gorącej solanki do głębokości ok. 3000 m wykazała zasoby ok. 1235 mld m^3 .

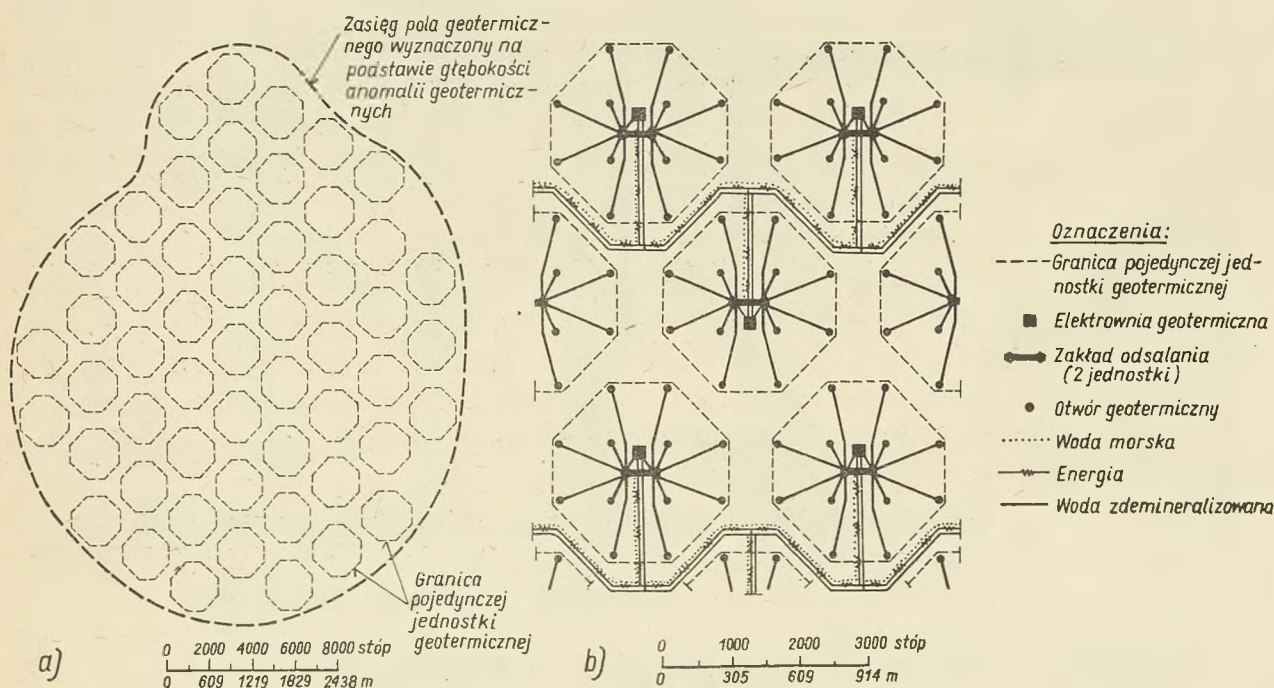
Utwory skalne nasycone solanką mają średnią porowatość od $20\div 30\%$.

Wydajność jednego otworu eksploatacyjnego określono na ok. $0,071\text{ m}^3/\text{s}$ ($4,25\text{ m}^3/\text{min}$). Schemat konwekcyjnego systemu wykorzystania energii geotermicznej przedstawia rysunek 1.

Jak wynika z projektu, wykorzystanie energii będzie miało charakter kompleksowy. Obok elektrowni geotermicznych, wykorzystujących parę wodną, zbudowane będą zakłady odsalania solanki produkujące słodką wodę (rys. 2). Potrzebną do odsalania energię elektryczną będą dostarczały elektrownie, natomiast nadmiar



Rys. 2. Schemat zagospodarowania przestrzennego złoża geotermicznego



Rys. 3. Typowe pole geotermiczne z rozmieszczonymi otworami: a — szkic ogólny, b — szkic szczegółowy

energii przeznaczony będzie do celów komunalnych. Ponadto zakłada się produkcję związków chemicznych z odpadów w procesie demineralizacji solanki oraz wykorzystania ciepła odpadowego dla przemysłu i ogrzewnictwa.

Otrzymana słodka woda będzie wykorzystana do zasilania rzeki Kolorado. Rzeka ta, stanowiąca jedyne źródło zaopatrzenia w wodę w tym rejonie, wykazuje zwiększające się zasolenie, które według przewidywań specjalistów może osiągnąć pod koniec tego stulecia ok. 1150 mg/dm³.

W celu utrzymania odpowiedniego ciśnienia w złożu oraz przeciwdziałania osiadaniu powierzchni terenu przewiduje się powtórne wprowadzenie odpowiedniej ilości wody do górotworu za pomocą specjalnych otworów iniekcyjnych. Woda do tych celów będzie doprowadzona rurociągiem z Oceanu Spokojnego lub jeziora Salton. Przed iniekcją wody te zostaną wykorzystane do celów chłodniczych.

Należy podkreślić, że dzięki kompleksowemu zagospodarowaniu tego złoża uzyska się bardzo korzystne wskaźniki ekonomiczno-techniczne, zarówno jeśli chodzi o produkcję energii elektrycznej, jak i wody słodkiej. Ponadto system ten zapewnia całkowitą ochronę środowiska naturalnego.

Projekt realizowany jest etapami.

Etap I rozpoczęty w 1972 r. przewidywał wykonanie różnego rodzaju badań uzupełniających, których głównym celem było dokładne określenie parametrów złoża oraz własności kolektora i solanki. W etapie II wykonane zostaną pierwsze zakłady pilotowe, wytwarzające prąd elektryczny i słodką wodę. Program tego etapu obejmuje wykonanie 72 otworów eksploatacyjnych, 100 otworów iniekcyjnych, 6 zakładów odsalania oraz 6 zakładów energetycznych. Etap III docelowy obejmował będzie budowę dalszych jednostek. Całość jest tak zaprojektowana, aby można było ją dowolnie roz-

budowywać przez włączanie nowych jednostek podstawowych (rys. 3). Pod koniec trzeciego etapu zakłady będą wytwarzały ok. 3 mld m³ słodkiej wody w ciągu roku, a zainstalowana moc elektrowni wyniesie około 10 500 MW. Około 2000 MW wykorzystane będzie do produkcji wody i zasilania stacji pomp, pozostałe zaś 8 500 MW — dla potrzeb komunalnych rejonu pld. zach. USA. Koszt otrzymywanej wody wahać się będzie od 0,08÷0,12 dol. za m³, natomiast energii elektrycznej od 0,003÷0,005 dol. za 1 kWh.

Dla wyprodukowania wymienionej ilości słodkiej wody będzie trzeba wydobywać ok. 3,7—4,9 mld m³ solanki rocznie. Ubytki solanki w złożu będą uzupełniane częściowo wodą pochodzącą z odsalania, a głównie wodą morską. W ten sposób system ten wykorzystywać będzie tylko ciepło pochodzące z głębi ziemi, nie stwarzając zaburzenia w istniejącym układzie warunków hydrogeologicznych.

Należy podkreślić, że podobne złoża geotermiczne występują również w graniczącym z USA od południa Meksyku, gdzie pracuje już kilka elektrowni geotermicznych [2].

Literatura

1. Bureau of Reclamation. U.S. Depart of the Interior: Geothermal Resource Investigations. Imperial Valley, California 1972.
2. Krieger J. H.: Geothermal energy stirs world wide action. Chem. Eng. News 1975, nr 23, s. 21÷23, 26.
3. Smith P. J.: Towards universal geothermal power. Nature. Vol. 257, 1972, nr 5521, s. 10÷11.
4. Voss A., Bundschuh V., Meliss M., Oesterwind D.: Andere Primaerenergiequellen. VDI — Berichte 1974, nr 224, s. 117÷125.

Przegląd Zagraniczny

NOWOŚCI EKONOMICZNE

Przemysł węglowy i perspektywy energetyczne w Wielkiej Brytanii

Wyniki działalności National Coal Board w roku finansowym 1975/1976 (od 1 kwietnia do 31 marca) były, mimo niekorzystnych warunków ekonomicznych, pozytywne.

Ogólne zapotrzebowanie na energię w Wielkiej Brytanii spadło do najniższego od czterech lat poziomu. Zużycie węgla zmniejszyło się ze 127,3 mln t długich (1016 kg) do 121,7 mln t dł. Tylko zużycie w elektrowniach zwiększyło się; z 71,4 do 74,6 mln t dł.; obniżyło się natomiast we wszystkich innych sektorach przemysłu. Udział węgla w globalnym zużyciu energii ustabilizował się na poziomie 37,3%.

Zahamowany został spadkowy trend wydobywania węgla w kopalniach podziemnych, przy czym zmniejszenie jego o 2 mln t w roku 1975/1976 przypisać należy przede wszystkim przyznaniu górnikom dodatkowego

dnia urlopu. Ogólna produkcja węgla wyniosła w ostatnim roku 123,8 mln t dł.

Mimo trudnych warunków globalny zysk brutto NCB wzrósł w omawianym okresie o 12 mln £ i wyniósł 52,2 mln £. Po potrąceniu podatku zysk netto osiągnął 5,3 mln £ w porównaniu do zera w roku poprzednim.

Wyniki finansowe w przeliczeniu na 1 tonę produkcji wynosiły w £/t dł.

	1974/1975	1975/1976
Koszty robocizny	5,86	7,89
Inne koszty	6,12	8,18
Ogółem koszty	11,98	16,07 *
Wpływy ze zbytu	11,44	15,97
Subwencje	0,55	0,27
Ogólne wpływy	11,99	16,24

* Tj. 27,52 \$ USA/t metr. wg aktualnego kursu 1 £ = 1,74 \$.

Poważne zagadnienie stanowi znalezienie odpowiednich kapitałów na budowę nowych zdolności produkcyjnych, m.in. na budowę kopalni Selby w Yorkshire oraz kopalni na terenie niedawno odkrytych złóż (350 mln t) w Belvoir.

W minionym roku liczba dokonanych wierceń poszukiwawczych była dziesięciokrotnie wyższa od średniorocznej w latach 60-tych.

W ciągu 12 miesięcy do kwietnia 1976 r. Wielka Brytania importowała 4,7 mln ton, a ilość ta na pewno wzrośnie w roku bieżącym, gdyż dodatkowe zapotrzebowanie oceniane jest na ok. 5 mln t, w tym 2 mln t węgla koksowego. Brytyjski przemysł węglowy nie jest w stanie pokryć wzrastającego zapotrzebowania, stąd wydaje się prawdopodobne utrzymanie się także w najbliższej przyszłości trendu wzrostu importu węgla.

Wielka Brytania znajduje się w poszukiwaniu ogólnej koncepcji polityki energetycznej. Wszystko wskazuje na to, że w latach 80-tych stanie się ona eksporterem energii. Znaczenie ma również fakt, że nie jest ona zdana na korzystanie wyłącznie z jednego nośnika energii, lecz podstawę jej zapotrzebowania stanowią cztery główne źródła energii, jak węgiel, ropa naftowa, gaz ziemny i energia jądrowa.

Najobfitszym źródłem energii jest węgiel, ale w latach 60-tych zaczął on stopniowo tracić na znaczeniu wskutek konkurencji taniej ropy importowanej oraz gazu ziemnego z Morza Północnego.

Struktura zużycia energii pierwotnej Wielkiej Brytanii

	1963	1969	1972	1974	1975
	mln t p.u.				
Ropa naftowa	93,3	135,7	157,6	149,0	132,9
Węgiel	187,2	161,1	120,9	115,9	120,3
Gaz ziemny	0,4	9,2	40,3	52,1	54,5
Energia jądrowa	3,2	10,5	10,5	11,9	10,8
Energia wodna	1,9	2,0	2,0	2,1	2,0
Ogółem energia	286,0	318,5	331,3	331,0	320,5

Wskutek kryzysu naftowego na przełomie lat 1973/1974 sytuacja energetyczna uległa radykalnej zmianie. Rząd brytyjski uchwalił specjalny 10-letni plan dla węgla (Plan for coal) na lata 1974÷1984, w ramach którego dąży się do utrzymania zdolności produkcyjnych na poziomie 135 mln t dł. rocznie.

Produkcja ropy naftowej z brytyjskiego sektora na Morzu Północnym może ulec zwiększeniu do 100 mln t, a następnie do 120 mln t rocznie, co odpowiada obecnemu poziomowi rocznej konsumpcji ropy w tym kraju.

W roku 1975 krajowe zapotrzebowanie na gaz ziemny pokryte zostało w 97% z rodzimych zasobów, a w przyszłości wydobyte gazu mogłoby ulec znacznemu zwiększeniu.

Wydać się, że razem z energią elektryczną z elektrowni jądrowych przyszłe potrzeby energetyczne tego kraju mogą być z nadwyżką zabezpieczone. W latach 80-tych może dojść nawet do ujawnienia nadwyżek energii, natomiast sytuacja energetyczna będzie się zmieniać w latach 90-tych.

Takiego zdania są rzeczoznawcy z Uniwersytetu Cambridge w studium pt. „Energy Prospects”, nakreślającego perspektywy energetyczne Wielkiej Brytanii do roku 2000.

W roku 1985 produkcja rodzima wszystkich paliw równać się będzie wielkości ich zapotrzebowania. Jedynie przewiduje się nadwyżki ropy naftowej.

Jednakże po roku 1985, kiedy to produkcja ropy i gazu ze złóż Morza Północnego zacznie już wykazywać trend spadkowy, podaż energii stawać się będzie coraz bardziej niewystarczająca dla pokrycia zapotrzebowania i jeszcze przed 2000 r. Wielka Brytania zmuszona będzie importować znaczne ilości energii. Na dalszą więc metę jedynie węgiel stanowić może dla Wielkiej Brytanii gwarancję samowystarczalności w pokryciu jej przyszłych potrzeb energetycznych.

Autorzy raportu apelują o przyjęcie przez rząd długofalowej strategii, która by dawała priorytet rozwojowi przemysłu węglowego i energii jądrowej. Uważają również, że więcej uwagi należy poświęcić oszczędnemu gospodarowaniu energią.

Światowe obroty węglem kamiennym

Pomimo silnej recesji gospodarczej światowy handel węglem wykazał w roku 1975 dalszy wzrost. W stosunku do roku poprzedniego wielkość obrotów podniosła się o ponad 4 mln t, tj. o 2,3% i wyniosła 194,6 mln t, co odpowiadało 8% ogólnoświatowego wydobycia węgla kamiennego. Wszyscy czołowi eksporterzy utrzymali dotychczasowe pozycje:

	mln t	% światowego eksportu
USA	60,1	31,0
Polska	38,3	17,9
Australia	32,4	16,6
ZSRR	26,0	13,4
RFN	14,5	7,3
Kanada	11,7	6,0

Związek Radziecki, RFN, a przede wszystkim Kanada są nie tylko eksporterami węgla, ale również znacznymi jego importerami. Głównym importerem węgla pozostaje nadal Japonia, na którą w 1975 r. przypadło 31,9% światowego importu. Na wymienione niżej kraje przypadło łącznie 68,6% ogólnych ilości węgla, będących przedmiotem obrotu światowego.

Czołowi importerzy węgla kamiennego

	1974 r.	1975 r.
	mln t	
Japonia	64,2	62,1
Francja	16,4	17,4
Kanada	12,4	15,3
Włochy	12,2	12,3
ZSRR	9,1	9,7
Bułgaria	6,2	6,3
Belgia	9,5	6,2

Światowy handel węglem rozwija się w przeważającej części między krajami wysoko uprzemysłowionymi i można oczekiwać, że stan ten utrzyma się w nadchodzącym dziesięcioleciu. Jedną trzecią światowego handlu stanowią obroty w ramach EWG i RWPG oraz między USA i Kanadą.

Wolumen międzynarodowych obrotów wykazuje wzrost o ok. 4% rocznie i, jak się przewiduje, powinien osiągnąć ok. 300 mln t w roku 1985, z czego ok. 200 mln t przypadłoby na węgiel koksowy, a 100 mln t na

węgiel energetyczny, przeznaczony głównie dla elektrowni.

Ustalanie prognoz dla rozwoju światowego handlu węglem jest bardzo problematyczne, bowiem większość krajów jest w fazie opracowywania nowych zasad swej polityki energetycznej, ponadto utrzymująca się recesja gospodarcza nie może pozostać bez wpływu na kształtowanie się długofalowych tendencji na rynku węglowym.

Do roku 1985 przeciętny wzrost obrotów światowych powinien wynieść 4% rocznie, w tym węgla kokowego 2,5%, zaś węgla energetycznego ok. 5%. Podczas gdy w przypadku węgla kokowego podjęte muszą być duże wysiłki, aby podaż dotrzymywała kroku jego zapotrzebowaniu, to w odniesieniu do węgla energetycznego istnieje możliwość przynajmniej w pewnych okresach nadwyżki podaży nad popytem, chociaż zwyżka cen ropy naftowej i gazu ziemnego oraz substytucja paliw płynnych węglem oddziaływać będą na rosnące zapotrzebowanie na węgiel energetyczny.

Według przeprowadzonych ocen na rok 1985 najważniejszymi eksporterami węgla będą

	mln t
USA	50÷130
Australia	50÷70
Republika Połudn. Afryki	25
ZSRR	30÷40
Polska	50
Kanada	25÷30

Za dalszych potencjalnych eksporterów węgla trzeba uważać Chiny Ludowe, Indie, Koreę Północną i Południową; Indie np. zamierzają zwiększyć swój eksport węgla z 1 mln t aktualnie do 12÷15 mln t w roku 1985.

Najważniejszymi importerami będą: Japonia (100 do 115 mln t) i kraje EWG (50 mln t).

L. Bieńkowski

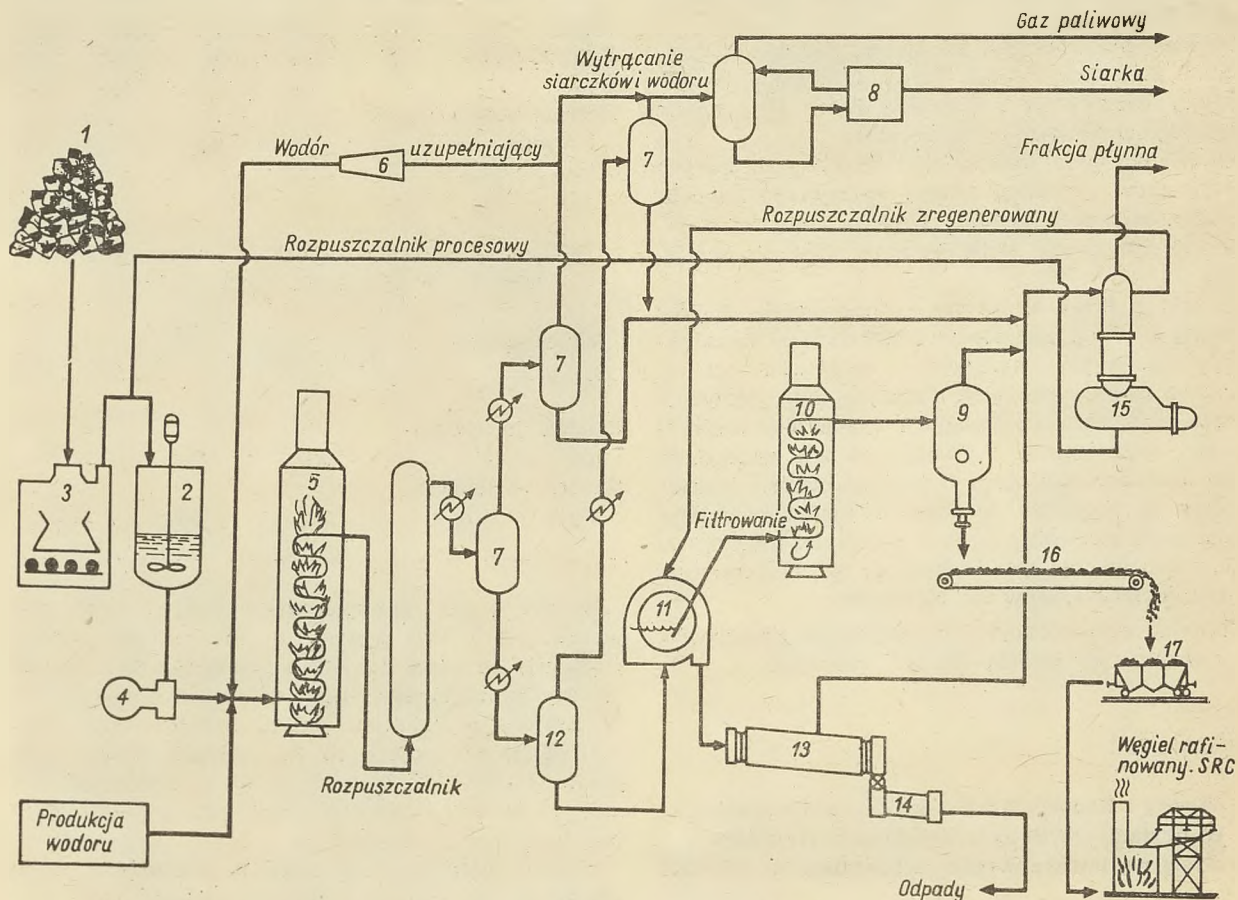
NOWOŚCI TECHNICZNE — INFORMACJE PRASY ZAGRANICZNEJ

NOWE TECHNOLOGIE

Stan badań nad uszlachetnionymi formami węgla w Stanach Zjednoczonych AP

Produkcja rafinowanego węgla jest możliwą alternatywą dla ropy naftowej i benzyny. Badania w tej dziedzinie są intensywnie prowadzone w USA. W 1974

roku rozpoczął produkcję pilotowy zakład rafinacji węgla w Ft. Lewis, Wash, zaprojektowany przez Stearns-Roger Corp. i zbudowany przez Rust Engineering Co, kosztem 20 mln dol. Program badań od stycznia 1975 r. finansowany jest przez Organizację Energii i Rozwoju badań, ERDA (Energy and Research Development Administration). W zakładzie produkuje się



Rys. 1. Proces rafinacji węgla

1 — węgiel, 2 — mieszalnik roztworu, 3 — młyn pyłowy, 4 — pompa wymiennik, 5 — podgrzewacz roztworu, 6 — sprężarka, 7 — separator, 8 — zakład siarkowy, 9 — bęben próżniowy, 10 — żarowy podgrzewacz próżniowy, 11 — filtr ciśnieniowy, 12 — filtr podajnik, 13 — suszarka pozostałości mineralnej, 14 — chłodnica, 15 — destylacja rozpuszczalnika, 16 — taśma zestawienia produkcji, 17 — węgiel rafinowany SRC

rafinowany węgiel SRC (Solvent Refined Coal) w postaci kruchego ciała stałego o kaloryczności 8550 kcal/kg (15 920 Btu/lb). Zawartość siarki w SRC ograniczono do 0,8%, popiołu do 0,1%.

Obecnie zakład przerabia 45 t/d węgla surowego „Kentucky”, z którego produkuje 27 t/d rafinowanego węgla SRC I. Po przerobieniu 2721 ton węgla, co przewiduje się wykonać do listopada 1976 r., zostanie przerwana produkcja SRC I i rozpoczęta produkcja płynnego węgla SRC II. Całość eksperymentu potrwa około 2÷3 lat, a koszt ruchowe wyniosą około 13 mln dol.

W procesie SRC kruszy się węgiel na ziarna o wymiarach poniżej 0,13 mm (200-mesh) i miesza z olejem antracenyowym, będącym ekstraktem węglowym. W stan roztworu przechodzi ok. 90% węgla. W takim stanie roztwór poddaje się podgrzaniu do temp. 454°C i rozpuszcza do jednorodnej masy pod ciśnieniem 215÷323 at (1000÷1500 psi). Niezreagowane cząstki, następnie, wydala się przez dekompresję. Siarkę odzyskuje się jako uboczny produkt użyteczny.

NOWE UKŁADY MECHANIZACJI

Symposium na temat obudów kopalnianych firmy Bochumer Eisenhütte Heintzmann, 14.10.1976 r., Katowice

W symposium udział wzięli: członkowie zarządu, kierownicy agend zagranicznych i niektórych działów firmy z dyrektorem *Peterem Heintzmannem* na czele oraz przedstawiciele polskich kopalń i zainteresowanych instytucji.

Obrodam przewodniczył wiceprezes Zarządu Oddziału SITG Katowice, *Henryk Purak*. Omówione zostały: obudowy chodnikowe i ścianowe firmy Heintzmann oraz integrowane systemy wybierania.

Symposium było zilustrowane wystawą niektórych asortymentów produkcji firmy; wystawiono segment obudowy osłonowej typu 05, elementy i osprzęt stojaków TH oraz model zintegrowanego systemu wybierania.

Od 1971 r. firma wypuszcza kolejne wersje obudów osłonowych. Obudowy osłonowe Heintzmann łączą zasady pracy obudów kaskowych z obudowami osłonowymi; są łatwo rozbieralne, funkcjonalne, wytrzymałe, szczelne przeciwko zapyleniu i wyposażone w 5 monitorów zraszających; wykazują dobrą stateczność dzięki dobremu rozkładowi ciśnień górotworu dopasowanemu do geometrii konstrukcji. Firma produkuje obudowy dla szerokiego zakresu wysokości ścian 0,7 do 4,0 m dla pokładów o nachyleniu do 30°, przystosowane do miękkich spągów (do 30 kG/cm²).

Aktualnie pracuje się nad rozwiązaniem zintegrowanego systemu wybierania ściany i chodnika.

INFORMACJE

Wyciąg z Raportu Krajowego Zarządu Kopalń W. Brytanii (NCB) na temat stanu brytyjskiego przemysłu węglowego w roku rozliczeniowym 1975/1976

Rok 1975/1976 był dla brytyjskiego przemysłu węglowego znamienny stabilizacją rozwoju. Mimo najmniejszego od czterech lat zapotrzebowania na energię

w przemyśle, spowodowanego recesją gospodarczą i wprowadzonym reżimem oszczędnościowym, zdołano utrzymać wydobycie węgla z nieznaczną stratą w stosunku do roku poprzedniego. Udział węgla w bilansie paliwowo-energetycznym nawet nieznacznie wzrósł. Skutki recesji gospodarczej odczuły się głównie na zużyciu ropy naftowej. Relacje te ilustrują tablice 1, 2 i 3.

Tablica 1
RELACJA WYDOBYCIA I ZUŻYCIA WĘGLA
(W UKŁADZIE DEKADOWYM)

Wyszczególnienie	Rok				
	1960	1965	1970	1975	1976
Wydobycie ogółem, mln t	193,6	192,5	147,4	125,2	123,8
w tym z kopalń podziemnych	183,8	183,7	139,8	115,0	112,6
Zużycie węgla, mln t	196,7	187,3	159,1	125,2	120,3

Tablica 2
ZUŻYCIE PALIW PIERWOTNYCH W OSTATNICH
DWÓCH LATACH w mln t EKWIWALENTU WĘGLA
(j.p.u.)

Wyszczególnienie	Lata			
	1975/1976		1974/1975	
	mln t j.p.u.	%	mln t j.p.u.	%
Węgiel	120	37,3	125	37,1
Ropa naftowa	132	41,1	145	43,0
Gaz	57	17,7	53	15,7
Energia nuklearna i wodna	13	3,9	14	4,2

Tablica 3
RELACJA SPADKU ZUŻYCIA I WYDOBYCIA
WĘGLA W UKŁADZIE DEKADOWYM

Wyszczególnienie	Lata		
	1960÷1965	1965÷1970	1970÷1975
Spadek zużycia węgla, mln t	9,4	28,2	33,9
Spadek wydobycia węgla w mln t	0,1	43,9	24,8

W ramach polityki popierania wydobycia węgla rząd wprowadził w 1976 r. w życie „Program dla węgla”. Obejmuje on okres do 1985 i przewiduje taki rozwój przemysłu węglowego, który zabezpieczy energię dla W. Brytanii po minięciu szczytu produkcji ropy i gazu z Morza Północnego, co ma nastąpić właśnie około połowy lat 80-tych. Z uwagi na to, że inwestycje górnicze są bardzo kosztowne i czasochłonne — program jest realizowany już teraz.

W roku 1975/1976 w stosunku do poprzedniego roku zanotowano nieznaczny spadek wydajności pracy spowodowany spadkiem wydobycia i utrzymaniem stanu liczebnego załóg górniczych. Dynamikę wzrostu wydajności pracy obrazuje tablica 4.

Tablica 4

Wydajność, kg/pdn	Rok				
	1960	1965	1970	1975	1976
Ogólna	1424	1770	2207	2288	2277
Dołowa	3274	3950	4851	4698	4612
Przodkowa	4042	5268	7002	7902	7902

W roku sprawozdawczym osiągnięto w przodku zmechanizowanym średnią wydajność 9076 kg/pdn w porównaniu z 9066 kg/pdn w roku poprzednim. Osiągnięto rekordową wydajność przodkową w ciągu roku w ścianie 10 423 kg/pdn.

Koncentracja i mechanizacja. Obserwuje się nadal tendencję koncentracji, mechanizacji i automatyzacji robót górniczych. Zmniejsza się systematycznie liczba jednostek produkcyjnych i podnosi ich wydajność, co pokazano w tablicach 5, 6 i 7.

Tablica 5

Wyszczególnienie	Rok				
	1960	1965	1970	1975	1976
Liczba kopalń	698	534	299	246	241
Wskaźnik mechanicznego wydobycia, %	37,5	75,0	92,3	93,5	93,6

Tablica 6

Wyszczególnienie	Wrzesień		
	1967 r.	1971 r.	1975 r.
Liczba przodków czynnych	1259	840	754
w tym przodki do granic	1222	786	661
Wydobycie dzienne z przodku, t/d	448	601	583
w tym przodki			
do granic	443	580	556
od granic	471	891	774

Tablica 7

Wyszczególnienie	Lata	
	1975/1976	1974/1975
Liczba ścian (na koniec roku)	730	750
Udział ścian od granic, %	16,4	18,6

Liczba kombajnów chodnikowych wzrosła w latach 1970÷1975 z 250 do 600, przy czym nie zanotowano widocznego wzrostu wskaźnika postępu chodników.

Badania i rozwój. Międzynarodowa Agencja Energetyczna IEA wytypowała Wielką Brytanię do prowadzenia w badaniach dla rozwoju produkcji węgla. IEA będzie finansować 5 projektów inwestycyjnych w Wielkiej Brytanii, z których najważniejszy to projekt kotła z fluidalnym spalaniem węgla o mocy 60 MW w Grimethrope. Kocioł będzie przystosowany do spalania przerostów kopalnianych i mułów popłuczkowych w stanie mokrym. Przewiduje się koszt tej inwestycji na 10 mln funtów. Będą prowadzone badania nad upłynnieniem węgla za pomocą czynnika chemicznego i pyrolizy, nad doskonaleniem i nowymi formami uszlachetniania węgla do paliwa bezdymnego

włącznie oraz nad sposobami oszczędnego spalania węgla w gospodarstwach domowych. Zaprojektowano instalację do ciągłej produkcji ekstraktu węglowego za pomocą czynnika rozpuszczającego. Prowadzono badania nad gazyfikacją węgla; badania nt. utylizacji odpadów kopalnianych zlecono dziewięciu uniwersytetom. Wprowadzono nowy system finansowania postępu technicznego ze środków centralnych, w ramach którego finansowano wykonanie prototypów i przemysłowe próby sześciu systemów zdalnego sterowania przenośników. W kop. Holditch wypróbowano kombajn o zabiorze 1 m, a w kop. Whitwick — system drażenia chodników z lokowaniem kamienia w kieszeniach przychodnikowych. W kop. Brodsworth wypróbowano system kontroli stanu bezpieczeństwa i zdalnego sterowania wentylacji. W stadium konstrukcji jest urządzenie kontroli grubości pokładu z wykorzystaniem zjawiska promieniowania gamma, pracujące w układzie z kombajnem. Wdrożono system wczesnego wykrywania pożarów na podstawie zmian tlenu węgla w atmosferze kopalnianej i metodę wykrywania wód pochodzenia zrobowego.

Badania rozpoznawcze potwierdziły zasoby węglowe Wielkiej Brytanii w wysokości 100 mld t w znanych obszarach górniczych i 60 mld ton w obszarach, których istnienie się przypuszcza. Do zasobów przemysłowych zakwalifikowano 45 mld t, co jest w dużej dysproporcji do 3,8 mld t zasobów będących obecnie w eksploatacji. Aktualnie prowadzi się inwestycję — kop. Selby — która udostępni nowe zasoby o wielkości 1,2 mld t. Po raz pierwszy od 50 lat udostępnia się dziewicze zasoby antracytu w kop. Betws koło Ammansford; jest to pierwsza od 10 lat kopalnia w Płd. Walii o wydobywaniu 0,5 mln t/r. i przewidzianym okresie eksploatacji 25 lat.

W 1975/1976 prowadzono 10 razy więcej wierceń badawczych niż w 1960 r., a czas odwiercenia otworu był 3-krotnie krótszy. Dynamikę wierceń badawczych obrazuje tablica 8.

Tablica 8
DYNAMICZNY ROZWÓJ WIERCEŃ BADAWCZYCH

Liczba wierceń	Lata	
	1975/1976	1974/1975
Ponad 600 m	130	47
300÷600 m	42	49
Na morzu	19	14
Ogółem	191	110
Linie sejsmiczne, km	500	610

Tablica 9
PLANOWANE INWESTYCJE

Wyszczególnienie	Kopalnie		Ogółem
	istniejące	nowe	
Liczba inwestycji			
(ponad 0,5 mln funtów)	60	3	69
Planowany wzrost wydobycia, mln t	13	11	24

„Program dla węgla” przewiduje uruchomienie nowych mocy produkcyjnych wielkości 42 mln t/r. w połowie lat 80-tych.

Na koniec 1975/1976 r. zaprojektowano i realizuje się inwestycje, które zaspokoja połowę tych potrzeb. Zakres planowanych inwestycji podano w tablicy 9.

Nowe rozwiązanie chemicznego rozpuszczania węgla, patent uniwersytetu Syracuse, USA

Medium rozpuszczającym jest kompozycja takich składników jak: amoniak, metanol, wodorotlenek sodu, izopropanol, kwas octowy, 70% etylamina, 40% metylamina, aceton, 3% nadtlenek wodoru. Proces rozpuszczania może być prowadzony z powierzchni za pomocą otworu wiertniczego.

Poduszkowa tama do zamykania wyrobisk kopalnianych; patent Bergwerkverein, RFN

Poduszkowa tama jest formowana przez nadmuchiwanie pojemnika z niepalnego tworzywa sprężonym gazem niepalnym i następnie wypełniana płynną substancją twardniejącą. Rozwiązanie znamienne jest tym, że ciecz po wpompowaniu ulega samoczynnie zestaleniu i utwardzeniu a poduszka szczelnie wypełnia wyrobisko. Poduszka jest wyposażona w nadciśnieniowe zawory bezpieczeństwa i końcówkę do podłączenia pompy.

Automatyczne zapory do zwalczania wybuchów pyłu węglowego

Zaporę stanowią dwa zbiorniki: jeden z wodą, drugi ze sprężonym azotem. Wzrost temperatury, wywołany wybuchem lub pożarem, powoduje zadziałanie czujnika (termoelement), wyzwolenie sprężonego azotu i rozpylenie wody. Obłok rozpylonej wody hamuje podmuch wybuchu, odbiera mu temperaturę i nie dopuszcza do wybuchu pyłu węglowego.

SME digest, Explosious 1975, nr 3.

Międzynarodowe sympozjum na temat ochrony środowiska na terenach górniczych, 18÷22.10.1976 r., Katowice

Organizatorem sympozjum była: Europejska Komisja Gospodarcza ONZ — Komitet Węglowy przy współpracy Ministerstwa Administracji, Gospodarki Terytorialnej i Ochrony Środowiska, reprezentowanego przez Instytut Kształtowania Środowiska — Oddział Katowice, oraz Ministerstwa Górnictwa, reprezentowanego przez Główny Instytut Górnictwa w Katowicach.

Przedmiotem sympozjum były problemy środowiskowe wynikające z działalności przemysłu węglowego, a w szczególności: szkody górnicze i osiadanie terenów górniczych, rekultywacja terenów pogórnich (odkrywką, hałdy), oczyszczanie i wykorzystanie wód kopalnianych i ścieków oraz odsiarczanie węgla i gazów spalinowych. Sympozjum było połączone z wycieczkami naukowo-technicznymi do zakładów utylizacji hałd Haldex i innych obiektów związanych z tematyką sympozjum.

Opracował mgr inż. Robert Pacer

Kronika Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa

VI POLSKO-JUGOSŁOWIAŃSKIE SYMPOZJUM GÓRNICZE

Kontynuując trwającą od 1963 r. współpracę naukowo-techniczną pomiędzy Zarządem Głównym Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa w Polsce i Związkiem Inżynierów i Techników Górnictwa, Geologii i Metalurgii Jugosławii, zorganizowano w dniach 27 i 28 września w Kielcach kolejne VI Polsko-Jugosłowiańskie Sympozjum Górnicze, w którym uczestniczyli:

- ze strony polskiej dyrektor Centralnego Ośrodka Badawczo-Projektowego Górnictwa Odkrywkowego POLTEGOR — dr inż. Henryk Turata, przewodniczący Głównej Komisji Górnictwa Odkrywkowego przy Zarządzie Głównym SiTG,
- ze strony jugosłowiańskiej dypl. inż. Mehmer Džindić, prezes Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa, Metalurgii i Geologii Jugosławii.

Tematem Sympozjum były najnowsze osiągnięcia w górnictwie odkrywkowym z uwzględnieniem światowych perspektyw jego rozwoju. W obradach wzięło udział 43 przedstawicieli górnictwa odkrywkowego Ju-

gosławii, reprezentujących placówki naukowe i przedsiębiorstwa eksploatujące kopaliny metodą odkrywkową, z wszystkich republik Socjalistycznej Federacji Republik Jugosławii.

Polskie górnictwo odkrywkowe reprezentowało 67 specjalistów z wyższych uczelni technicznych, instytutów i przedsiębiorstw górniczych.

W czasie dwudniowych obrad wygłoszono 19 referatów (11 polskich, 8 jugosłowiańskich).

Ponadto w Sympozjum wzięła udział trójosobowa grupa specjalistów radzieckich, którzy w dwóch referatach zapoznali uczestników Sympozjum z najnowszymi osiągnięciami górnictwa radzieckiego.

Obrady Sympozjum koncentrowały się na zagadnieniach rozwoju techniki urabiania skał zwięzłych, techniki eksploatacji węgla brunatnego, transportu taśmowego, odwadniania — a także rekultywacji i wykorzystania wyrobisk poeksploatacyjnych.

A.H.

ONOPKO W.: O dopuszczalnym zawisaniu stropu ścianach z obudowami zmechanizowanymi. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 2—5, rys. 4, poz. bibl. 4.

Opierając się na uogólnionych wynikach badań GIG przedstawiono sposób określania dopuszczalnej wielkości zawisania stropu w ścianach z obudowami zmechanizowanymi. Podano zależności empiryczne oraz nomogram, pozwalające ustalić optymalną i dopuszczalną odległość od czoła ściany do krawędzi zawalu dla określonych warunków geologiczno-górniczych ściany.

GAUZE H.: Rozwój konstrukcji wodoszczelnych obudów szybowych. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 19—22, rys. 5, poz. bibl. 4.

Omówiono konstrukcje obudów szybowych z cegły, betonu, betonu monolitycznego i natryskowego oraz tubingów żeliwnych. Ponadto omówiono stosowane rodzaje hydroizolacji obudów: emulsje asfaltowe, lateksowe, płyty gumowe, folie z tworzyw sztucznych (pcw, pe), blachy stalowe. Całość przedstawiono w układzie chronologicznym, podając wady i zalety poszczególnych rozwiązań.

622.273.12

22.765:622.7.084

ĘDRZEJOWSKI A., PŁANETA S., SIEWIERSKI S.: Wpływ czasu na zaciskanie przestrzeni roboczej w systemie komoro-filarowym jednoetapowym z zawalem stropu. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 5—9, rys. 4, tabl. 1, poz. bibl. 4.

Na podstawie przeprowadzonych pomiarów wielkości zaciskania komór eksploatacyjnych i osiadania stropu określono ośrodkowy udział stropu i spągu w zaciskaniu wyrobiska. Opracowano model matematyczny określający wielkość zaciśnięcia wyrobiska w miarę upływu czasu, przy średnim pościepnie frontu eksploatacyjnego 0,75 m/d.

SABLIK J., BERNARSKA J., OISZÓWKA J.: Technologiczna analiza warunków wzbogacania metodą flotacji mułów polskich węgla gazowych i energetycznych. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 22—31, rys. 1, tabl. 10, poz. bibl. 13.

Przedstawiono wyniki wykonanych w Głównym Instytucie Górniczym badań zmierzających do określenia optymalnych parametrów wzbogacania metodą flotacji mułów węgla gazowych i energetycznych siedmiu wybranych kopalń. Na podstawie uzyskanych wyników dokonano oceny flotowalności poszczególnych węgla, stosując jako układ odniesienia flotowalność węgla koksowych.

622.822:541.182.45

622.33(44):008

BURNAT B., MADEJSKI J., PAWLAK M.: O możliwościach gaszenia pożaru w szybie wdechowym przy użyciu piany mechanicznej. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 9—12, rys. 7, poz. bibl. 4.

Przedstawiono koncepcję gaszenia pożaru w szybie wdechowym popartą relacją z eksperymentu przeprowadzonego w jednym z szybów kopalni rudy miedzi. Podane w artykule wnioski wskazują na przydatność tej metody.

TRZECIAKOWSKI T.: Postęp techniczny w przemyśle węglowym Francji. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 31—34, rys. 2, poz. bibl. 4.

Omówiono postęp techniczny w ostatnich latach w trzech głównych zagłębiach węglowych Francji, współpracę poszczególnych zagłębi z ośrodkami naukowo-badawczymi i zakładami konstrukcyjnymi w dziedzinie urządzeń urabiających, metod eksploatacyjnych, urządzeń do zdalnego sterowania procesami eksploatacyjnymi, obudowy kotłowej, transportu oraz przemysłowego wykorzystywania odpadów kopalnianych.

622.51

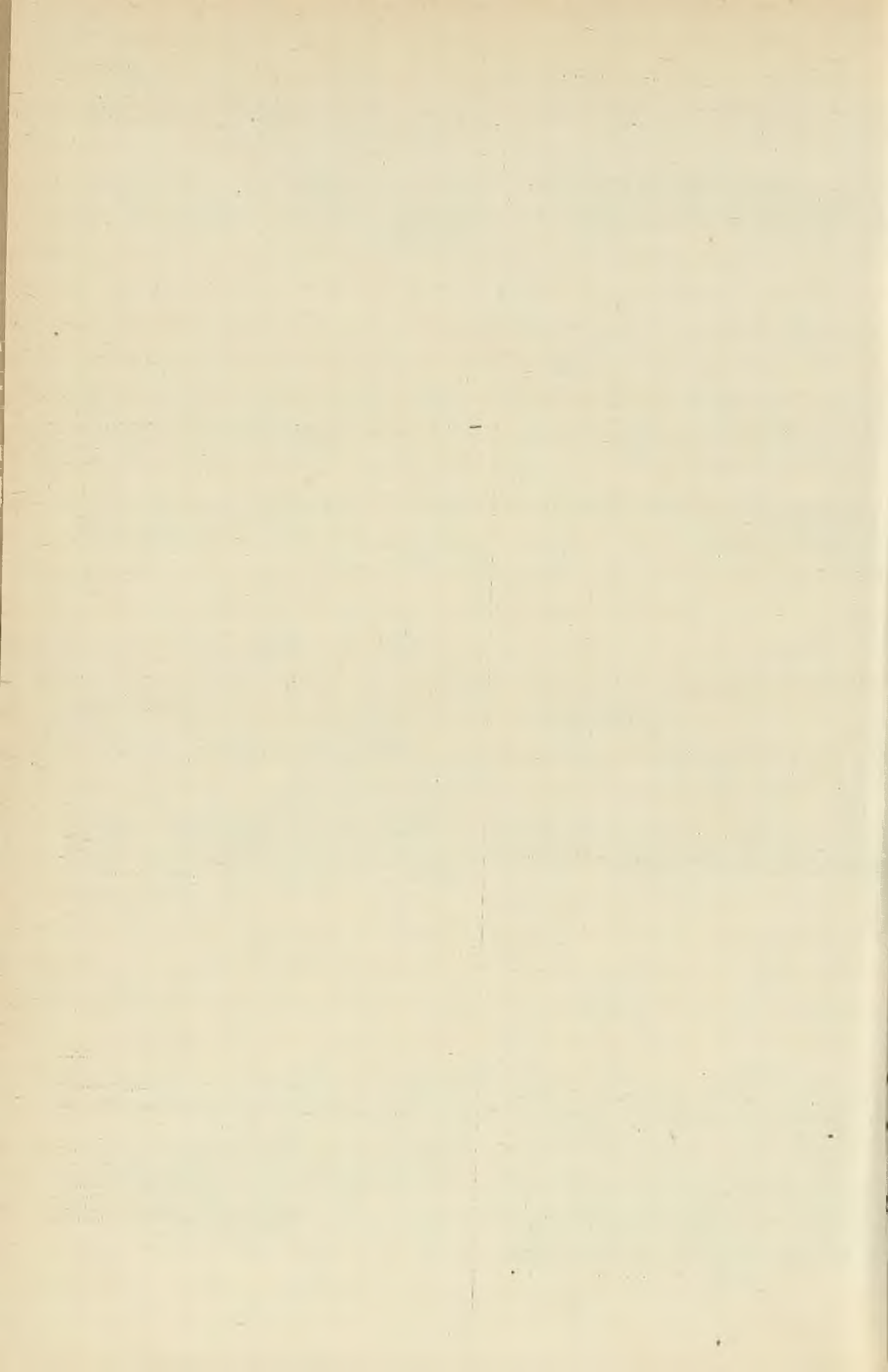
620.9

SKOWRONEK E., ŻMIJ M.: Określenie pochodzenia wody wypływającej z obmurza szybu znakowaniem rodaminą B. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 13—19, rys. 4, tabl. 1, poz. bibl. 5.

Przedstawiono praktyczny sposób określania pochodzenia wody wypływającej z obmurza szybu metodą jej znakowania rodaminą B. Opisano teren badań i jego warunki geologiczne. Omówiono sposób przygotowania znacznika, iniekcji, pobierania i preparatyki próbek wody oraz metodykę oznaczania przy użyciu spektrofotometru. Podano interpretację osiągniętych wyników badań znacznikowych i badań pomocniczych. Wyciągnięto wnioski dotyczące zarówno podanego przykładu, jak i możliwości zastosowania metody w przyszłości.

JURECZKO J.: Projekt kompleksowego zagospodarowania złoża energii geotermicznej. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 1, s. 35—37, rys. 3, poz. bibl. 4.

Omówiono projekt wykorzystania energii geotermicznej, występującej w Kalifornii (USA) w postaci złoża wód termalnych. Zasoby solanki, której temperatura dochodzi do około 300°C, szacuje się na około $1,2 \times 10^{12} \text{ m}^3$. Część z otrzymanej energii elektrycznej będzie wykorzystana do produkcji słodkiej wody w celu zasilenia nią rzeki Kolorado. Projektowana moc elektrowni wyniesie około 10500 MW, zaś docelowa produkcja słodkiej wody około 2 mld m^3 rocznie.



Zwiedzajcie



Międzynarodowa Wystawę Górnictwa

KTÓREJ PATRONUJE CUMIM

10–15 października 1977 r.

w Brytyjskim Ośrodku Wystaw

w Birmingham, Anglia

Zainteresowanych prosimy o zwracanie się do:

Printex Exhibitions Limited, 178–202 Great Portland Street, London W1NGNH
telefon 01-637-2400.

Cena 12 zł

