



1977 10



przegląd górnictwy

Branżowy Ośrodek Informacji Naukowej, Technicznej i Ekonomicznej Górnictwa (BOINTE), działający w Ośrodku Naukowo-Badawczym Wdrożeń i Informacji Naukowo-Technicznej Głównego Instytutu Górnictwa, prowadzi całokształt działalności informacyjnej przez gromadzenie, opracowywanie, przetwarzanie i rozpowszechnianie informacji o postępie technicznym, ekonomicznym i organizacyjnym ze wszystkich dziedzin górnictwa węgla kamiennego w kraju i za granicą. Działalność ta jest ściśle związana z Biblioteką Naukową, której zbiory stanowią podstawową bazę źródłową dla działalności informacyjnej. Księgozbiór Biblioteki liczy ponad 100 000 woluminów (w tym ponad 20 000 vol. czasopisma). Rocznie przybywa Bibliotece około 3000 vol. książek i 1200 vol. czasopism (w ponad 600 tytułach). Zbiory obejmują zasadniczo literaturę techniczną z zakresu górnictwa i dziedzin pokrewnych oraz wydawnictwa dotyczące nauk matematyczno-przyrodniczych, ekonomicznych, społeczno-politycznych i wybrane publikacje dotyczące prognozowania i naukoznawstwa.

Dla zaspokojenia potrzeb odbiorców indywidualnych i zbiorowych z całego resortu oraz zainteresowanych użytkowników spoza resortu BOINTE stosuje następujące formy informacji:

1. Wydawnictwa informacyjne

— *Przegląd Dokumentacyjny Górnictwa* publikowany jako dodatek do każdego numeru „Przeglądu Górniczego”, zawierający analizy dokumentacyjne (krótkie streszczenia) wraz z opisami bibliograficznymi wyselekcjonowanych, najbardziej przydatnych dla polskiego górnictwa artykułów z górniczych czasopism zagranicznych, w liczbie około 40 analiz miesięcznie.

— *Biuletyn Informacyjny* zawierający opisy dokumentacyjne artykułów z fachowych czasopism krajowych i zagranicznych, sprawozdań z podróży służbowych za granicę, opisów patentowych i prospektów krajowych i zagranicznych. Publikowany jest w dwóch seriach tematycznych:

A. Podziemne technologie górnicze — miesięcznik.

B. Utylizacja kopalin i usuwanie skutków eksploatacji górniczej — kwartalnik.

„Biuletyn Informacyjny” rozsyłany jest do odbiorców w jednostkach podległych Ministerstwu Górnictwa (nakład 300 egz.)

2. Zestawienia tematyczne bibliograficzne lub dokumentacyjne wykonywane na indywidualne zamówienia

wienia zainteresowanych osób lub instytucji. Zbiór zestawień obejmuje obecnie ponad 1500 egz.

3. *Kartoteka dokumentacyjna*, która jest zbiorem kart dokumentacyjnych zawierających opis bibliograficzny uzupełniony analizą dokumentacyjną dokumentów źródłowych, opracowanych według obowiązujących norm i uszeregowanych w układzie systematycznym według UKD, co pozwala na wykorzystanie kartoteki do tematycznego doboru literatury. Zbiór kart obejmuje 225 tys. egz.

4. *Serwis informacyjny dla obsługi zarejestrowanych tematów prac planowanych*, w ramach którego przysyła się zainteresowanym kserokopie oryginalnych artykułów z czasopism naukowych i technicznych, bieżąco napływających do Ośrodka.

5. *Kartoteki zbiorów specjalistycznych i materiałów trudnodostępnych* obejmujące opisy dokumentacyjne specjalnych materiałów informacyjnych, jak kartoteka sprawozdań ze służbowych wyjazdów za granicę, kartoteka tłumaczeń.

6. *Kartoteka wisząca* — doskonałe narzędzie informacji bezpośredniej, zawierająca oryginalne dokumenty lub ich kserokopie uszeregowane problemowo; umożliwia szybkie dostarczenie użytkownikowi oryginalnych dokumentów na żądany temat, bez potrzeby wyszukiwania odpowiednich pozycji w magazynach Biblioteki.

7. *Informacja ustna* w Ośrodku na podstawie zbiorów kart dokumentacyjnych, katalogów bibliotecznych, kartotek zagadnieniowych i specjalistycznych materiałów trudno dostępnych oraz zbiorów pomocniczych materiałów informacyjnych (bibliografie analityczne), wydawnictwa informacyjne o charakterze sygnalizacyjnym, referatowe przeglądy literatury technicznej, informatory i in.

Na indywidualne zamówienia zainteresowanych osób lub instytucji Ośrodek pośredniczy w wykonywaniu reprodukcji dokumentów pierwotnych. BOINTE przyjmuje zamówienia na mikrofilmy, fotokopie i kserokopie i zleca ich wykonanie pracowni fotograficznej ZBUiAND. Kosztami wykonania fotoreprodukcji obciążani są użytkownicy.

Ośrodek służy zawsze użytkownikom informacją bibliograficzną, biblioteczną, poradą językową w zakresie obsługiwanej dziedziny, udzielaną na miejscu, telefonicznie lub drogą korespondencyjną.

We wszystkich sprawach dotyczących informacji z dziedziny górnictwa węgla kamiennego zwracać się można do Ośrodka Naukowo-Badawczego Wdrożeń i Informacji Naukowo-Technicznej — BOINTE GIG, Plac Gwarków 1, 40-166 Katowice, tel. 59-29-70, w godz. 7.30 do 15.00, w sobotę 7.30 do 12.00. Czytelnia i wypożyczalnia Biblioteki czynne są w godz. 9.00 do 20.00, w sobotę 9.00 do 12.00.

PRZEGLĄD GÓRNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA

Nr 10 (950)

Październik 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

- Mgr inż. Bogusław Bednarczyk: Wodór w systemach i procesach przetwarzania węgla . . . 437
- Mgr inż. Bogusław Przeczek, mgr inż. Henryk Kaletka, mgr inż. Jan Gliniecki: Metoda oceny szczelności tam izolacyjnych . . . 443
- Mgr inż. Piotr Markefka, inż. Tadeusz Stefanowicz: Analiza wentylacji lutniowej z uwagi na warunki klimatyczne . . . 445
- Mgr inż. Bogdan Gajda, dr inż. Jerzy Smółka, mgr inż. Krzysztof Żywirski: Wzmacnianie stropów klejem iniekcyjnym 116 w kopalni Staszic . . . 454
- Prof. dr hab. inż. Kazimierz Chmura: Wpływ zmienności litologicznej masywu skalnego na warunki cieplne i rozkład temperatury w profilu pionowym górotworu . . . 459
- Mgr inż. Józef Gromysz, mgr inż. Andrzej Żyżak: Zachowanie się obudowy kotwionej w wyrobiskach chodnikowych w zależności od usytuowania frontu ścianowego . . . 471
- Dr inż. Jerzy Martyniak, mgr inż. Alina Dąbrowska, mgr inż. Adam Niewiadomski, mgr inż. Elżbieta Rolling, inż. Edward Wójcik: Założenia i kierunki modernizacji kontroli jakości rynkowego węgla kamiennego . . . 477
- Dr Jerzy Jureczko, mgr Ewa Skowronek: Badania metodą znacznikową bilansu wody w procesie wypełniania zrobów szlamami . . . 483
- Recenzje . . . 487
- Przegląd Zagraniczny . . . 488

СОДЕРЖАНИЕ

- Беднарчик Б.: Водород в системах и процессах переработки угля. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, рис. 2, табл. 2 . . . 437
- Водород, топливо будущего, играет многофункциональную роль в предлагаемых системах и процессах энерго-химической переработки угля. Водород в качестве фактора функциональных или причинно-следственных зависимостей, можно принять как носителя массы, энергии, затрат, технологических связей и т.п., который обуславливает достижение и эффективность необычайно интересных планов, основанных на комплексной переработке угля.
- Пжечек Б., Калетка Х., Глинецки Я.: Метод оценки герметичности изолирующих пере-
чек. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, рис. 1, табл. 1, библи. 20 назв. . . 443
- Введено понятие показателя падения концентрации кислорода в узле с изолирующей перемышкой и предложено уравнение для его расчета. Подсчитаны предельные значения этого показателя в условиях шахты „Рымер” и обоснована необходимость его расчета для принятия соответствующих решений, касающихся ликвидации опасностей, которые возникают в результате поступления газа из выработанного пространства в действующие горные выработки.
- Маркефка П., Стефанович Т.: Анализ проветривания вентиляционным трубопроводом с

учетом климатических условий. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, рис. 4, табл. 5, библи. 4 назв. 445

Представлен способ выполнения анализа проветривания вентиляционным трубопроводом с точки зрения климатических условий. На примере трех выработок, проходка которых осуществлялась на одной из шахт УП, показано, что существует необходимость выполнения таких анализов.

Гайда Б., Смолка Е., Живирски К.: Упрочнение кровель инъекционным клеем 116 на шахте Сташиц. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, рис. 4, табл. 2, библи. 2 назв. 454.

Представлена технология упрочнения пород кровли в зонах, в которых диагонально по отношению к фронту очистных работ возникли тектонические нарушения, с применением техники склеивания пород инъекционным клеем 116. Также рассмотрен способ применения этого метода при перекреплении узких выработок. На основании результатов, полученных на шахте „Сташиц” даны технические и экономические эффекты, достигнутые благодаря упрочнению породных слоев путем их склеивания.

Хмура К.: Влияние литологической изменчивости породного массива на температурный режим и распределение температуры в вертикальном профиле горного массива. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, рис. 9, табл. 4, библи. 53 назв. 459

Представлены результаты исследований влияния литологических изменений пород на температурный режим горного массива. Указывается на разницу между удельным и поверхностным коэффициентами концентрации тепла в потоке. На примере трех буровых скважин дано распределение температуры в вертикальном профиле, установленное на основании тепловых свойств пород и указывается на возможности использования тепловой энергии в некоторых отраслях горной промышленности.

Громыш Ю., Зызак А.: Поведение анкерной крепи в штрекообразных выработках в зависимости от расположения фронта очистных работ. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, рис. 6, библи. 6 назв. 471

На основании испытаний, выполненных на каменноугольной шахте „Анна” рассматривается поведение штрекообразных выработок с анкерной крепью. Представлены результаты измерений вертикальных перемещений гор-

ного массива в крепи, а также нагрузок на анкере и давления кровли в штреке во время проходки над ним лавы в вышележащем пласте. Также дано поведение штреков, прилегающих к лаве с анкерной крепью и результаты измерений нагрузки на анкеры в зависимости от расстояния, на котором находится фронт очистных работ. Указывается на отрицательное влияние тектонических нарушений и краев вышележащего пласта на штреки с анкерной крепью.

Мартыняк Е., Домбровска А., Невядомски А., Роллинг Э., Вуйчик Э.: Задачи и направления совершенствования качественного контроля торгового каменного угля. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, табл. 2, библи. 6 назв. 477

Анализируется современное состояние в области основ и направлений совершенствования контроля качества торгового угля. Представлен анализ результатов испытаний, выполненных на углеобогадательных фабриках и охарактеризованы существующие промышленные условия. Обращается внимание на практическое использование результатов испытаний при дальнейшем совершенствовании приемочного контроля качества каменного угля.

Юречко Е., Сковронек Э.: Исследование индикаторным методом баланса воды в процессе заполнения выработанного пространства шламом. Пш. гурн. 1977, т. 33, № 10, рис. 5, библи. 6 назв. 483

Даны результаты исследований, связанных с определением условий течения воды в процессе заполнения шламом старых выработок с целью определения степени опасности прорыва воды в горные выработки на одной из шахт. Для изучения течения был применен метод стабильных индикаторов нейтронного активационного анализа. В качестве индикатора был использован хром в комплексном соединении с EDTA.

Представлены горно-геологические условия в районе вышеуказанных испытаний и охарактеризован способ отвода разбавленных закладочных шламов. Рассматривается способ интерпретации результатов с целью определения скорости течения вод в старых выработках и водного баланса на основании анализа кривой прохождения индикатора.

Рецензия 487

Зарубежный обзор 488

CONTENTS

B. Bednarczyk: Hydrogen in the systems and processes of coal conversion. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, fig. 2, tabl. 2. 437

Hydrogen — combustible of the future — plays a multifunctional role in energo-chemical

systems and processes of coal conversion. The hydrogen as a factor of functional or causal-consecutive relations may be considered as a carrier of mass, energy, costs, technological feed backs etc. which conditions attainability and

effectiveness of interesting development aims based on an integrated conversion of coal.

B. Przeczek, H. Kaletka, J. Gliniecki: A method for assesment of tightness of stoppings. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 10, fig. 1, tabl. 1, ref. 20. 443

The notion of the index of oxygen concentration decrease in a node with a tigh stopping was introduced and a formula for its calculation was proposed. Marginal values of this index was calculated for the conditions of Rymer colliery, and the need to its calculation for making due decisions concerning the liquidation of hazards resulting from gas outflows from gobs into mine workings is justified.

P. Markefka, T. Stefanowicz: Analysis of auxiliary ventilation with regard to mine air conditions. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 10, fig. 4, tabl. 5, ref. 4. 445

A method for analysing the auxiliary ventilation with respect to mine air conditions is presented. It was shown on the example of three blind roads driven in one fo Polish mines that there is a need to carry out such analyses.

B. Gajda, J. Smolka, K. Żywirski: Consolidation of roofs with injected resin 116 at Staszic coal mine. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 10, fig. 4, tabl. 2, ref. 2. 454

The technology of roof rock consolidation with the use of injected resin 116 in tectonically disturbed zones running diagonally with respect to working faces is presented. The use of this method in rebuilding the roadways is also discussed. Basing on the results obtained at Staszic coal mine, technical and economical effects brought by consolidation of rock strata by their bonding are given.

K. Chmura: Influence of lithological variability of rocks on thermal conditions and distribution of temperature in the vertical cross-section of rock masses. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 10, fig. 9, tabl. 4, ref. 53. 459

Results of tests on the influence of litological variability of rocks on thermal conditions in rock masses are presented. The difference between the unit and surface coefficient of heat density in the flux is shown. On the example of three boreholes, the distribution of temperature in the vertical profile determined on the basis of thermal properties of rock is given and possibilities of using the thermal energy in selected branches of mining are indicated.

J. Gromysz, A. Zyzak: Behaviour of roof bolts in roadways depending on the locations of the

longwall face. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 10, fig. 6, ref. 6. 471

Basing on experiments of Anna coal mine, the behaviour of roadways supported by roof bolts is discussed. The results of measurements of vertical displacements of rock masses and of the support are presented together with the loads of bolts and roof pressure in the roadway during passing along with a longwall face over it in an overlying seam. The behaviour of gate roadways with roof bolting is also given including the results of measurements of roof bolt loads depending on the distance of the longwall face worked with roof caving and hydraulic stowing. The negative effect of tectonic disturbances and of the edges in the overlying seam on the bolted roadways is stressed.

J. Martyniak, A. Dąbrowska, A. Niewiadomski, E. Rolling, E. Wójcik: Assumption and modernization trends to the quality control of saleable coal. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 10, tabl. 2, ref. 6. 477

The present-day status of bases and undernization trends to quality control of saleable coal is analysed. The analysis of results carried out in coal cleaning plants is presented and the existing commercial conditions are characterized. Attention is drawn to the practical application of findings to the further modernization of acceptance inspection of coal.

J. Jureczko, E. Skowronek: Investigation by tracer method of water balance in filling the gob with slurries. *Prz. gór.* 1977, vol. 30, No 10, fig. 5, ref. 6. 483

Results of investigations into the establishment of conditions of water flow in filling old workings with mud, in order to determine the degree of water hazard for mine workings in one of mines are given. For the inspection of flow, the stable tracer method and the neutron activation analysis were used. Chromium with a complex compoud with EDTA was used as tracer.

Geological and mining conditions in the area of investigations by tracers are given and the disposal of diluted stowing slurry is characterized. The method of interpretation of results is discussed in order to determine the water flow rate in the gob and to draw up the water balance on the basis of the curve of tracer travel.

Book review 487

Foreign review 488

SOMMAIRE

B. Bednarczyk: L'hydrogène dans les systèmes et processus de conversion du charbon. *Prz. gór.* 1977, vol. 33, No 10, fig. 2, tabl. 2. 437

L'hydrogène — combustible de l'avenir — joue un rôle multifonctionnel dans les systèmes et processus énergétiques et chimiques de conver-

sion du charbon. L'hydrogène en tant que facteur des relations de fonction et de causes peut être considéré comme porteur de masse, d'énergie, de frais, de réactions technologiques etc. qui conditionne la réalisabilité et effets économiques des visées de développement extrêmement intéressantes basées sur la conversion intégrale du charbon.

B. Przeczek, H. Kaletka, J. Gliniecki: Méthode d'estimation de l'étanchéité des barrages. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, fig. 1, tabl. 1, réf. 20. 443

On a introduit la notion de l'indice de baisse de concentration en oxygène dans un noeud avec le barrage étanche et proposé la formule pour son calcul. On a calculé les valeurs limite de cet indice dans les conditions de la mine Rymer et justifié le besoin de son calcul pour prendre de justes décisions concernant la liquidation des risques résultant de l'écoulement des gaz des vieux travaux aux exploitations minières en marches

P. Markefka, T. Stefanowicz: Analyse de l'aé-
rage secondaire, eu égard au climat souterrain. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, fig. 4, tabl. 5, réf. 4. 445

On a présenté la méthode d'analyse d'aé-
rage secondaire au point de vue du climat souterrain. A l'exemple de trois galeries creusées dans une des mines polonaise on a démontré qu'il y a la nécessité d'effectuer de telles analyses.

B. Gajda, J. Smółka, K. Żywirski: Consolidation des toit avec la colle d'injection 116 à la mine Staszic. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, fig. 4, tabl. 2, réf. 2. 454

On a présenté la technologie de consolidation des roches du toit dans les zones accidentées traversant diagonalement les fronts d'abattage, avec l'emploi de la technique de collage des toits avec de la colle d'injection 116. On a esquissé aussi la mode d'application de la méthode lors du recarrage des galeries. En se basant sur les résultats obtenu à la mine Staszic, on a donné les effets techniques et économiques qu'apporte la consolidation des roches par leur collage.

K. Chmura: Influence de la variabilité lithologique des roches sur les conditions thermiques et répartition des températures dans le profil transversal des terrains. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, fig. 9, tabl. 4, réf. 53. 459

On a présenté les résultats des essais sur l'influence des variations lithologiques des roches sur les conditions thermiques des terrains. On a démontré la différence entre le facteur unitaire et facteur de surface de la densité de chaleur dans le flux. A l'exemple de trois trous de sonde on a donné la répartition des températures dans le profil transversal déterminée sur la base des propriétés thermiques des roches. On a indiqué aussi les possibilités de l'utilisation de l'énergie thermique dans certaines domaines de l'exploitation des mines.

J. Gromysz, A. Zyzak: Comportement des boulons d'anrage dans les galeries en fonction de localisation de la longue taille. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, fig. 6, réf. 6. 471

En se basent sur les expériences de la mine de charbon Anna, on a présenté le comportement des galeries boulonnées. On a donné les résultats des mesures des déplacements verticaux des terrains et du soutènement ainsi que des charges des boulons et de la pression du toit dans la galerie au cours de l'exploitation de la longue taille dans la couche sus-jacente.

On a présenté aussi de comportement des voies de tailles boulonnées ainsi que les résultats des mesures des boulons en fonction de la distance du front de taille exploitée avec la foudroyage ou avec le remblayage pneumatique. On a tiré l'attention à l'influence négative des accidents tectoniques et des arrêtes dans la couche sus-jacente sur les galeries boulonnées.

J. Martyniak, A. Dąbrowska, A. Niewiadomski, E. Relling, W. Wójcik: Principes et tendances de la modernisation du contrôle de qualité du charbon marchand. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, tabl. 2, réf. 6. 477

On a analysé l'état actuel dans le domaine des bases et des tendances de modernisation du contrôle de qualité du charbon marchand. On a présenté l'analyse des résultats des essais effectués dans les ateliers de préparation du charbon et caractérisé les conditions industrielles existantes. On a tiré l'attention sur l'utilisation des résultats des essais lors de la modernisation ultérieure du contrôle de qualité des charbons.

J. Jureczko, E. Skowronek: Recherches sur le bilan des eaux par méthode par traceurs au cours de remplissage des vieux travaux avec des schlamms. Prz. gór. 1977, vol. 33, No 10, fig. 5, réf. 6. 483

On a donné les résultats de recherches sur l'établissement des conditions de l'écoulement de l'eau au cors de remplissage des vieux travaux avec des schlamms en vue de déterminer le degré du risque d'eaux dans les exploitations minières dans une des mines. Par les essais de l'écoulement on a mis au point la méthode par traceurs stables et analyse par activation des neutrons. Le chrome dans le complexe EDTA a été employé comme traceur.

On a présenté les conditions géologiques et minières de la région des recherches par traceurs et caractérisé l'évacuation des schlamms de remblayage dilués. On a esquissé la manière d'interpréter les résultats pour la détermination de la vitesse d'écoulement des eaux dans les vieux travaux et pour l'établissement du bilan des eaux sur la base de l'analyse de la courbe du passage du traceur.

Compte des livres 487

Information du monde minier 488

INHALT

- Bednarczyk B.:** Wasserstoff in den Systemen und Prozessen bei der Kohlenverarbeitung. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 2 Abb., 2 Tab. 437
- Der Wasserstoff ein Zukunftsbrennstoff — erfüllt eine polyfunktionelle Rolle in den geforderten Systemen und energo-chemischen Verarbeitungsprozessen der Kohle. Der Wasserstoff tritt hier als Faktor von Funktionsabhängigkeiten oder Ursachenfolge auf und kann als Massenträger von Energie, Kosten technologischen Kopplungen und dergleichen angesehen werden, der den Erfolg und die Effektivität ungewöhnlich interessanter Entwicklungsvorhaben, aufgebaut auf der komplexen Verarbeitung der Kohle, ermöglicht.
- Przeczek B., Kaletka H., Gliniecki J.:** Ein Verfahren zur Bewertung der Dichtheit von Isolationsdämmen. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 1 Abb., 1 Tab., 20 Lit. 443
- Eingeführt wurde der Begriff eines Richtwerts in der Abnahme der Sauerstoffkonzentration im Knotenpunkt des Isolationsdammes. Vorgeschlagen wurde eine Formel zu dessen Berechnung. Errechnet wurden die äussersten Werte dieser Kennziffer unter Bedingungen der Zeche Rymer nebst der Begründung zur seiner Berechnung für die Fällung von geeigneten Entscheidungen, die die Abwendung von Gefährdungen durch den Durchfluss von Gasen aus bergmännischen Hohlräumen in neue Abbauräume zum Ziel haben.
- Markefka P., Stefanowicz T.:** Analyse der Luttenbewetterung hinsichtlich der Klimabedingungen. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 4 Abb., 5 Tab., 4 Lit. 445
- Dargestellt wird ein Verfahren zur Durchführung einer Analyse der Luttenbewetterung in Betrachtung vom klimatischen Standpunkt. Anhand von drei aufgefahrenen Abbauräumen in einer der Zechen der Steinkohlenindustrie wurde erwiesen, dass die Notwendigkeit zur Durchführung solcher Analysen besteht.
- Gajda B., Smółka J., Żywirski K.:** Die Stärkung des Hangenden mit dem Injektionsklebstoff 116 im Bergwerk Staszic. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 4 Abb., 2 Tab., 2 Lit. 454
- Vermittelt wird die Technologie zur Stärkung des Hangendgesteins in tektonisch gestörten Zonen die diagonal zur Abbaufont verläuft, bei Anwendung der Gesteinsklebtechnik mit dem Injektionsklebstoff 116. Geschildert wird auch die Anwendung dieses Verfahrens beim Umbau von Streckenräumen. Stützend auf Ergebnisse, die in der Grube Staszic erzielt wurden, werden technisch-wirtschaftliche Ergebnisse angeführt, die die Schichtenstärkung des Gesteins durch Klebung mit sich bringt.
- Chmura K.:** Einfluss lithologischer Veränderungen des Gesteinsmassivs auf Wärmebedingungen und die Temperaturverteilung im Vertikalprofil des Gebirges. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 9 Abb., 4 Tab., 53 Lit. 459
- Dargestellt werden Untersuchungsergebnisse über den Einfluss lithologischer Veränderungen auf Wärmebedingungen des Gebirges. Aufgezeigt wird der Unterschied zwischen der Einheits- und Flächenverdichtungsziffer bei der Wärme in der Strömung. Angeführt wurde, anhand von drei Bohrlöchern, die Temperaturverteilung im Vertikalprofil des Gebirges, aufgestellt aufgrund der Wärmegesteinseigenschaften. Hingewiesen wurde informativ auf die Nutzungsmöglichkeit der Wärmeenergie in einigen Bereichen des Bergbaus.
- Gromysz J., Zyzak A.:** Das Verhalten des Ankerausbaus in Streckenräumen mit Rücksicht der Lage der Strebfront. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 6 Abb., 6 Lit. 471
- Stützend auf Erfahrungen der Steinkohlengrube Anna wird das Verhalten von Streckenräumen mit Ankerausbau geschildert. Dargestellt werden Vermessungsergebnisse über Vertikalverschiebungen im Gebirge und des Ausbaus sowie die Ankerbelastung nebst des Hangendrucks während des Strebdurchgangs in höher gelegenen Flözen, Angeführt wird auch das Verhalten von Strebstrecken mit Ankerausbau sowie Vermessungsergebnisse der Ankerbelastung hinsichtlich des Abstandes der Strebfront mit Bruchbau und Blasversatz. Festgestellt wurde der negative Einfluss tektonischer Störungen und der Kante im anstehenden Flöz auf Streckenräume mit Ankerausbau.
- Martyniak J., Dąbrowska A., Niewiadomski A., Rolling E., Wójcik E.:** Voraussetzungen und Tendenzen bei der Modernisierung für die Qualitätskontrolle der handelsüblichen Steinkohle. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 2 Tab., 6 Lit. 477
- Analysiert wurde der bisherige Stand im Bereich der Grundlagen sowie Modernisierungstendenzen in der Qualitätskontrolle der handelsüblichen Kohle. Dargestellt wird eine Analyse über Untersuchungsergebnisse, durchgeführt in Steinkohlenaufbereitungsanlagen. Charakterisiert werden die existierenden industriellen Verhältnisse. Hingewiesen wurde auf die praktische Nutzung der Untersuchungsergebnisse bei der weiteren Modernisierung der Qualitätsabnahmekontrolle der Steinkohle.
- Jureczko J., Skowronek E.:** Untersuchungen mittels Indikatorverfahren der Wasserbilanz im Auffüllungsprozess der Hohlräume durch Schlämme. Prz. gór. 1977, Bd. 33, Nr. 10, 5 Abb., 6 Lit. 483
- Dargestellt werden Untersuchungsergebnisse zur Festlegung von Durchflussbedingungen für die Wasserzufuhr im Auffüllungsprozess der Hohlräume durch Schlämme in einer der Gruben, durchgeführt mit dem Ziel der Ermittlung des Wassergefährdungsgrades in Abbauräumen.

Für die Durchflussuntersuchungen wurde das stabile Indikatorverfahren und die aktive Neutronenanalyse angewandt. Als Indikator wurde Chrom in der komplexen EDTA Verbindung vorgezogen. Vermittelt werden geologisch-bergmännische Verhältnisse im Raum der Indikatoruntersuchungen. Charakterisiert wird die Abführungsmethode von verdünnten Versatzschläm-

men zwecks Bestimmung der Wasser- Durchflussgeschwindigkeit in Hohlräumen und Festlegung der Wasserbilanz aufgrund einer Analyse des Durchgangs der Indikatorkurve.

Rezensjon 487

Auslandsrundschau 488

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

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

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

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

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

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

Cena pojedynczego egzemplarza zł 12,—.

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

Nakład 3350 egz. Nr zam. 268. Oddano do składania w lipcu 1977 r. Ark. druk 8. Papier sat. kl. III, 80 g, 61×86 cm.

Druk ukończono w listopadzie 1977 r.

Wodór w systemach i procesach przetwarzania węgla

Mgr inż. Bogusław Bednarczyk

Treść: Wodór — paliwo przyszłości — spełnia wielofunkcyjną rolę w postulowanych systemach i procesach energochemicznego przetwarzania węgla. Wodór występując jako czynnik zależności funkcyjnych lub przyczynowo-skutkowych, może być traktowany jako nośnik masy, energii, kosztów, sprzężeń technologicznych, itp., który warunkuje osiągalność i efektywność niezwykle interesujących zamierzeń rozwojowych opartych na kompleksowym przetwórstwie węgla.

1. Wstęp

Od początku obecnego stulecia wodór w coraz większym stopniu przejmując technologiczne funkcje podstawowego substratu w procesach wieloprzemysłowych, którego produkty stają się wyznacznikiem postępu technicznego i cywilizacyjnego świata. I tak, opracowana przez F. Habera i C. Boscha w latach 1905—1915 synteza amoniaku otwiera erę przemysłu azotowego i agrokultury opartej na intensyfikacji produkcji rolnej. W tym samym czasie opanowana zostaje na wielką skalę produkcja kwasu solnego metodą bezpośredniego spalania wodoru w chlorze, co w konsekwencji pozwoliło na rozwinięcie nowych procesów metalurgii żelaza. W wyniku prac prowadzonych w latach 1910—1925 przez E. Patarta, F. Fischera, H. Trop-scha M. Piera, C. Elvinsa, W. Nacha, H. Pichlera i innych wdrożone zostają do przemysłu w przeciągu następnego dziesięciolecia, oparte na katalitycznych reakcjach, syntezy tlenku węgla i wodoru, procesy wytwarzania alkoholi, aldehydów oraz węglowodorów wchodzących w skład benzyn.

Na bazie produkowanego formaldehydu (również przez utlenianie metanolu) powstaje chemia tworzyw sztucznych (pierwsze fenoplasty i aminoplasty), której dalszy rozwój kształtuje poziom życia ludności świata.

Przemysłowa realizacja odkrycia F. Bergiusa dotyczącego możliwości otrzymywania paliw ciekłych metodą uwodornienia węgla ujawniła dodatkowo znaczenie wodoru jako czynnika rozwoju nowych systemów przemysłowych. Świadczy o tym również dzisiejsze odrodzenie powyższych kierunków chemicznego przetwórstwa węgla z perspektywą na wypełnienie luki energetycznej między „erą nafty” a „erą energii jądrowej”. Jednocześnie szybki wzrost w ciągu ostatnich dziesięcioleci zapotrzebowania na paliwa napędowe oraz produkty chemiczne wysokiej jakości przyczynił się do rozwoju systemów rafineryjno-petrochemicznych, w których procesy rafinacji, krakingu, dealkilacji, oparte na reakcjach z wodorem, ukształtowały nowy profil i charakterystykę przetwórstwa

ropy naftowej. Zużycie wodoru w skali światowej ocenia się obecnie na około 170 mld m³ rocznie, a wielkość tego zużycia przez poszczególne kraje stała się wyznacznikiem (jak niegdyś kwasu siarkowego) poziomu nowoczesności i kultury technicznej krajów. Udział USA w światowym zużyciu wodoru wynosi obecnie 38%, a przewidywane tempo zużycia do końca obecnego stulecia określane jest w granicach 6,5÷10,8% rocznie [1, 2].

W 1975 r. produkcja wodoru z węgla wynosiła łącznie 3,3 mld Nm³ (75% tego wodoru otrzymywano metodą KOPPERS-TOTZEK [20]), z czego 1,9 mld Nm³ zużyto na wytwarzanie amoniaku. Przewidywane na 1980 r. zużycie wodoru w świecie wyniesie około 400 mld m³, a w 2000 roku może ono wynieść od 730 do 1500 mld m³, a więc średnio w przybliżeniu tyle, ile aktualnie wynosi światowe wydobycie gazu ziemnego. Należy przypuszczać, że w przyszłości znacznej zmianie ulegnie struktura zużycia wodoru (dotychczas ponad 70% zużycia wodoru przypadało na przemysły: azotowy, rafineryjny i petrochemiczny), gdyż coraz silniej ujawnia się jego wielofunkcyjna rola w różnego rodzaju systemach energoprzemysłowych. Świadczyć o tym mogą między innymi cele, jakie postawił sobie amerykański program badawczo-rozwojowy [3]. Ważniejsze z nich przewidują: otrzymywanie wodoru z węgla jako surowca chemicznego i paliwa; zastosowanie wodoru jako gazu opałowego w elektrowniach; zastosowanie wodoru jako paliwa napędowego w transporcie; transport wodoru na duże odległości i jego masowe magazynowanie.

2. Wodór jako nośnik energii

Założmy wstępnie, że istnieje źródło energii pierwotnej, które pozwala na wytworzenie dostatecznej ilości taniej energii elektrycznej i cieplnej. Możliwe jest wówczas funkcjonowanie systemu według następującej relacji:

2.1. Energia → (wodór) → energia.

Tego rodzaju system może mieć szereg różnych

układów i sprzężeń technologicznych, w których głównym czynnikiem funkcyjnym jest wodór.

Jeden z ważniejszych układów opiera się na:

- możliwościach produkcji wodoru przez elektrolizę wody lub termogazyfikację bądź też elektrogazyfikację węgla,
- transporcie wodoru na duże odległości,
- odtworzeniu włożonej energii elektrycznej lub cieplnej za pomocą wodorowych ogniw paliwowych.

W takim układzie wodór traktowany jest jako medium energetyczne o właściwościach bardzo korzystnych dla przeprowadzenia operacji transportowych i magazynowych, które z kolei umożliwiają łatwy i elastyczny pobór energii w warunkach zmiennego zapotrzebowania.

Obliczenia wykonane w USA przez Federal Power Commission i American Gas Association [4] wykazały, że koszt transportu energii w postaci wodoru magistralą podziemnych rurociągów jest niższy bądź równy kosztom transportu energii elektrycznej naziemnym systemem linii wysokiego napięcia.

Inny wariant sprzężenia polegałby na wytworzeniu wodoru, jego przetransportowaniu i dystrybucji wśród odbiorców, a następnie na katalitycznym i bezpłomieniowym spalaniu przez użytkowników. Sprzężenie takie można określić jako „woda—woda”, co oznacza, że jest to idealny układ z punktu widzenia ochrony środowiska w porównaniu z użytkowaniem tradycyjnych paliw węglowodorowych.

W przedstawionym systemie funkcja wodoru jako nośnika energii ma przede wszystkim na celu podniesienie sprawności wykorzystania energii pierwotnej. Nasuwa się tu jednak pytanie, jakie może być pochodzenie energii, która zapewnia funkcjonowanie takiego systemu? Wynika to częściowo z immanentnych właściwości systemu, który — mając w swym zbiorze odpowiednie obiekty i czynniki funkcyjne — daje możliwość wykorzystywania różnych źródeł i metod przetwarzania energii. Procesy przebiegają w warunkach wzajemnego sprzężenia, stąd zasoby i skuteczność jednego ze źródeł nie określają „a priori” egzystencji systemu. W RFN, Japonii, USA, ZSRR i we Włoszech już obecnie prowadzi się prace naukowo-badawcze i projektowe nad budową atomowych kombinatów energoprzemysłowych. Koncepcje takich systemów zawierają z reguły procesy przemian energochemicznych oparte na źródle promieniotwórczym i na naturalnych nośnikach energii.

W ZSRR ustalono, nawet w systemie energetyki atomowej, hierarchię paliw naturalnych przewidzianych do produkcji gazów redukcyjnych dla potrzeb metalurgii w zależności od rejonu geograficznego kraju. W Japonii uważa się za celowe budowanie dużych kombinatów energoprzemysłowych, które łączyłyby produkcję żelaza i metali nieżelaznych, produkcję petrochemiczną, produkcję celulozy i uzdatnienie wody morskiej. W RFN, USA i ZSRR rozpatrywane są problemy budowy atomowych ośrodków energetycznych powiązanych ze zgazowaniem i koksowaniem węgla, produkcją i nagrzewaniem gazów redukcyjnych do wytwarzania żelaza gąbczastego w piecach szybowych i retortach z warstwą fluidalną [5].

System użytkowania energii, oparty głównie na energii rozpadu jądrowego w kompleksie z naturalnymi nośnikami energii i elementami procesów bezpośredniego przetwarzania można by ze względu na cha-

rakter składników funkcyjnych nazwać „energoprzemysłowym systemem pierwszej generacji”. W systemie „drugiej generacji” byłyby łączone takie elementy, jak reakcje termojądrowe, ogniwa paliwowe, generatory laserowe, przesyłanie energii elektrycznej w warunkach nadprzewodnictwa, wodór jako nośnik energii i paliwo powszechnego użytku itp.

Wyniki prognozy wykonanej na uniwersytecie stanowym w Pensylwanii wykazują, że realizacja głównych elementów systemów energochemicznych z szansą 50-procentową dla systemów I generacji może nastąpić około 1985 r., a dla systemów II generacji około 1995 r. [6]. W chwili obecnej widać, że jest to prognoza bardzo optymistyczna, i można spodziewać się, że realizacja wielu jej elementów będzie opóźniona o 10÷15 lat.

3. Wodór jako czynnik technologiczny

Wodór jako substrat reakcji głównej oraz jako reagent w procesach elementarnych może być nośnikiem sprzężania różnych systemów i układów energochemicznych.

3.1. *Energia* → (wodór+składniki powietrza i składniki minerałów i skał) → paliwa i produkty chemiczne.

Podany wyżej układ jest ogólnym wyrazem przemian energetycznych i procesów chemicznych, w których wodór spełnia funkcje reagenta — nośnika sprzężania układu. Koncepcję systemu można bowiem, zgodnie z relacją 3.1., oprzeć na wykorzystaniu wody do produkcji wodoru; wapienia lub dolomitu jako źródła dwutlenku węgla; powietrza jako źródła azotu. Przejście od powietrza i wody do syntezy paliw i nawozów sztucznych jest możliwe już przy obecnym stanie technologii chemicznej.

3.2. *Energia* → (wodór+węgiel) → paliwa i produkty karbochemiczne.

Powyższy zapis stanowi uszczegółowienie relacji 3.1. Tego rodzaju system energochemiczny może mieć kilka wariantów sprzężenia wewnętrznego przez wodór, w zależności od rodzaju i sposobu wykorzystania energii. O możliwościach realizacji takiego systemu świadczą prowadzone w USA prace nad procesem hydrogazowania węgla, z uwzględnieniem różnych sprzężeń ze źródłem powstawania wodoru, np. procesy HYGAS, HYDRANE [4, 7].

3.3. *Węgiel* → (wodór+węgiel) → paliwa ciekłe i gazowe+energia.

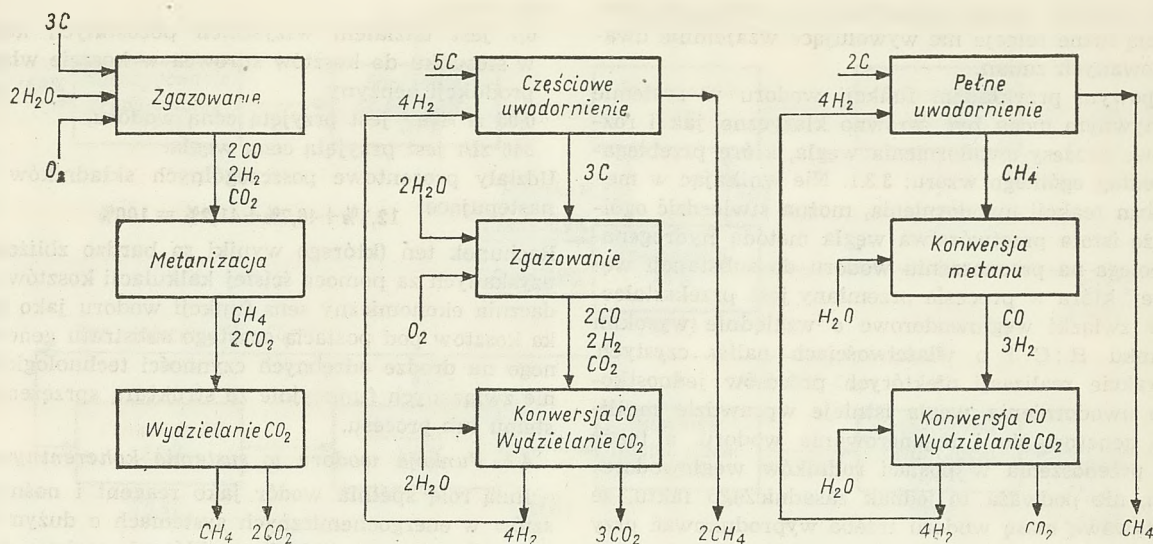
Przytoczony schemat jest dalszym uściśleniem relacji, jakie mogą mieć miejsce w systemie kompleksowego wykorzystania pierwotnych nośników energii, przy czym sugeruje on wyraźnie energochemiczne przetwórstwo węgla przy współudziale wodoru otrzymanego z węgla.

Ze względu na zapis kierunku przemian w skali procesu — uwodornienie węgla na paliwa płynne przebiega według następującego wzoru ogólnego

3.3.1. $\text{Węgiel (nC)} + \text{H}_2 + \text{katalizator} \rightarrow \text{n/CH}_x + \text{popiół}$

Reakcja uwodornienia węgla w skrajnym przypadku prowadzi do wytworzenia metanu

→ 3.3.2. $\text{Węgiel (C)} + 2\text{H}_2 \rightarrow \text{CH}_4 + \text{energia}$



Rys. 1. Idealne układy otrzymywania metanu z węgla

Idealne układy otrzymywania metanu przez zgazowanie i bezpośrednie uwodornienie węgla przedstawia rysunek 1 [8].

Ogólny kierunek oddziaływania systemu, gdy wodór występuje w roztworze gazów z węgla, przybiera postać formuły:

3.4. Węgiel $\rightarrow$ $(\text{CO} + \text{H}_2) \rightarrow$ produkty masowe + wtórne formy energii.

Prowadzi ona: przez syntezę katalityczną do produktów paliwowych i chemicznych; przez spalanie i syntezę metanu do gazu wysokokalorycznego, energii cieplnej i elektrycznej; przez procesy redukcji rud metali i uwodornienie węgla do produktów metalurgicznych oraz paliwowych.

Systemy oparte na wytwarzaniu i przetwarzaniu gazów z węgla zawierających wodór mogą mieć rozmaite elementy strukturalne w zależności od koncepcji metody technologicznej spełniającej warunki kryterialne systemu. W takim ujęciu wodór w roztworze gazów z węgla jest wielkością regulowaną, przy czym w relacji technologicznej zmienną niezależną funkcji celu systemu są parametry składu i stanu gazu na wejściu i wyjściu z obiektów węglowych.

Ilustracją do tych stwierdzeń jest np. technologia otrzymywania paliw syntetycznych z węgla metodą LURGI-KELLOG w zakładach SASOL w Republice Południowej Afryki. Zakłady te produkują (na wejściu) gaz surowy w generatorach LURGI, a wykorzystują w rzeczywistości co najmniej cztery rodzaje gazów o różnym składzie CO/H_2 i zawartości metanu, wytwarzając oprócz paliw ciekłych, gaz opałowy i amoniak [4].

Prowadzone w USA i Japonii badania nad zastosowaniem metanolu z węgla jako paliwa dla elektrowni są z kolei przykładem, gdzie wodór jest wielkością regulowaną w kierunku syntezy „paliwa metylowego” [9]. Koncepcja kombinatu energetycznego, który jest źródłem wytwarzania gazu wysoko- i niskokalorycznego, ciepła w postaci pary i gorącej wody oraz energii elektrycznej w układach skojarzonych w oparciu o instalację zgazowania węgla, została częściowo zrealizowana w elektrociepłowni Kellerman koncernu STEAG w Lünen (RFN) [10]. Amerykański projekt

procesu GULF SRC (Solvent Refined Coal), opracowany przez firmę Ralph M. Parsons Company, przewiduje ekstrakcję węgla w obecności gazu redukcyjnego zawierającego około 42% objętościowo H_2 i 35% objętościowo CO [11]. Firma DIDIER (RFN) opracowała wstępny projekt upłynniania węgla z zastosowaniem gazu koksowniczego jako źródła wodoru, przy czym gaz opałowy dla koksowni otrzymuje się z procesu uwodornienia obejmującego ekstrakcję węgla (SRC), hydrokraking produktów ciekłych (H-Oil) i zgazowanie pozostałości (TEXACO) [12]. Wodór w roztworze gazów redukcyjnych znajduje zastosowanie w procesie wielkopiecowym oraz w produkcji żelaza i innych metali o dużym powinowactwie względem tlenu metodami redukcji bezpośredniej. W zasadzie istnieje możliwość wytwarzania gazów redukcyjnych z dowolnego paliwa stałego, ciekłego lub gazowego. Jest to istotna przesłanka rozwoju metod metalurgicznych w warunkach pogłębiającego się deficytu węgla koksowych i koksu oraz wzrastającego zapotrzebowania na stale szlachetne [13].

4. Wodór jako czynnik zależności techniczno-ekonomicznych

Jeśli za system uważać zbiór elementów technologicznych (np. procesów jednostkowych wraz z obiektami) łącznie z relacjami istniejącymi pomiędzy tymi elementami oraz ich właściwościami, to techniczno-ekonomiczną funkcję użycia wodoru w ramach określonego systemu można rozpatrywać jako oddziaływanie o właściwościach addytywnych lub koherentnych. Ma to istotne znaczenie, gdyż jak łatwo udowodnić, stopień spójności (koherentności) czy niezależności (addytywności) systemu kształtuje powstawanie i poziom kosztów wytwórczych związanych z funkcjonowaniem systemu.

4.1. Funkcje wodoru w systemie addytywnym. Z założenia wynika, że zmiany w technologii wytwarzania wodoru zależą wyłącznie od właściwości tej technologii i tylko w nieznacznym stopniu wpływają na technologię całego systemu. System taki charakteryzuje się niskim stopniem spójności i ma tendencje podzia-

lu na zespoły i grupy technologiczne, między którymi istnieją luźne relacje nie wywołujące wzajemnie uwarunkowanych zmian.

Typowym przykładem funkcji wodoru w systemie addytywnym mogą być zarówno klasyczne, jak i rozwojowe procesy uwodornienia węgla, które przebiegają według ogólnego wzoru: 3.3.1. Nie wnikając w mechanizm reakcji uwodornienia, można stwierdzić ogólnie, że istota przetwórstwa węgla metodą hydrogenacji polega na przenoszeniu wodoru do substancji węglowej, która w procesie przemiany jest przekształcona w związki węglowodorowe o względnie wysokim stosunku H:C i o właściwościach paliw czystych. W trakcie realizacji niektórych procesów jednostkowych uwodornienia węgla istnieje wprawdzie możliwość generowania i regenerowania wodoru, a także jego przenoszenia w postaci rodników węglowodorowych, nie podważa to jednak zasadniczego faktu, że podstawową masę wodoru trzeba wyprodukować przy zastosowaniu specjalnych metod, których zasady technologiczne są w wysokim stopniu niezależne od zasad technologicznych wytwarzania produktu celowego (tzn. poza układem energochemicznych sprzężeń głównego procesu), a tym samym do kosztów uwodornienia węgla należy dodać koszty wytwarzania wodoru.

Przykładowo — najprostszy rachunek kosztów wytwarzania benzyny z węgla metodą wysokociśnieniowego uwodornienia będzie wyglądał następująco

$2,0 \text{ t węgla} + 2,8 \cdot 10^3 \text{ Nm}^3 \text{ wodoru} = 1,0 \text{ t benzyny}$
Koszty:

$$2,0 \times 346 \text{ zł/t} + 2,8 \cdot 10^3 \times 0,95 \text{ zł/Nm}^3 + 0,7 \text{ kosztów surowca} = 5700 \text{ zł/t}$$

przy czym

0,7 jest udziałem wszystkich pozostałych kosztów w stosunku do kosztów surowca w koszcie własnym produkcji benzyny,

0,95 zł /Nm³ jest przyjętą ceną wodoru,

346 zł/t jest przyjętą ceną węgla.

Udziały procentowe poszczególnych składników będą następujące $12,1\% + 46,7\% + 41,2\% = 100\%$

Rachunek ten (którego wyniki są bardzo zbliżone do uzyskanych za pomocą ścisłej kalkulacji kosztów) uwiadamia ekonomiczny sens funkcji wodoru jako nośnika kosztów pod postacią czystego substratu generowanego na drodze odrębnych czynności technologicznych nie związanych funkcyjnie ze strukturą sprzężenia systemu lub procesu.

4.2. Funkcja wodoru w systemie koherentnym.

Inną rolę spełnia wodór jako reagent i nośnik kosztów w energochemicznych systemach o dużym stopniu spójności, tzn. takich, w których zmiany w sferze pojedynczego elementu funkcjonalnego wywołują zmiany w całym systemie — system zachowuje się bowiem jako całość.

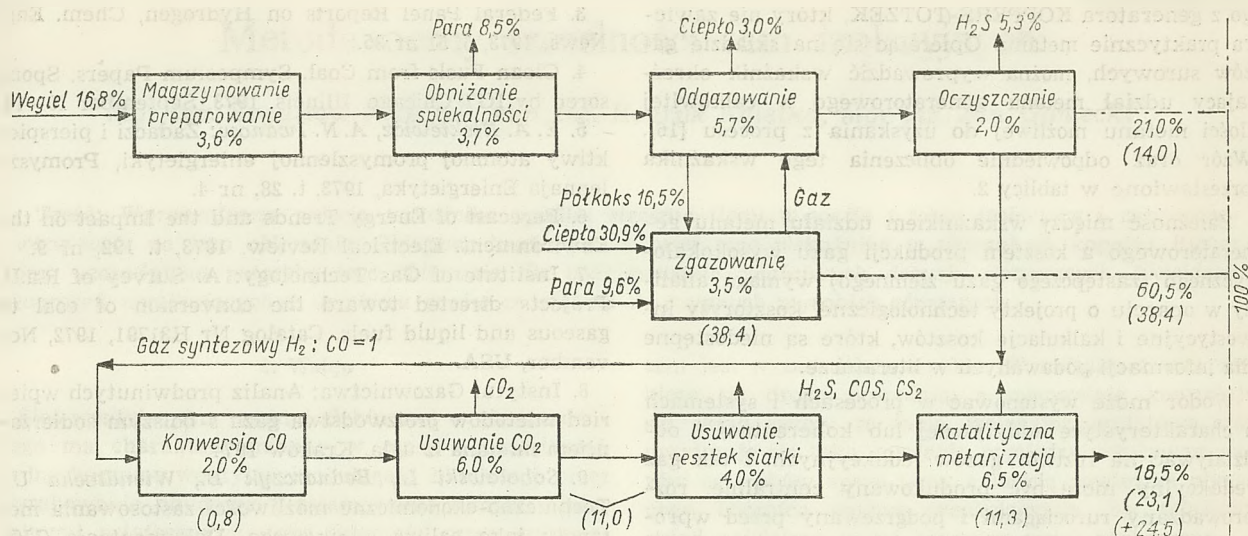
Wysokim stopniem spójności będą się więc charakteryzować systemy, w których reakcja z wodorem przebiega „in situ”, a produkty wtórne i uboczne są całkowicie wykorzystane do celów procesu. Wodór występuje wówczas jako medium przenoszenia masy i energii, przy czym powstaje on i zużywa się wewnątrz układu reakcji głównej, bądź stanowi czynnik sprzężania w syntezie procesów składających się na całość systemu.

Tablica 1

EKONOMICZNA OCENA WYTWARZANIA PALIWA CIEKŁEGO I GAZU Z WĘGLA W UKŁADZIE COG W ZALEŻNOŚCI OD METOD OTRZYMYWANIA WODORU I PALIWA DLA CELÓW TECHNOLOGICZNYCH PROCESU

Lp.	Wyszczególnienie	Warianty układów technologicznych					
1	metody wytwarzania wodoru: przez zgazowanie węgla przez zgazowanie półkoku	COED BCR (powietrze)	BCR/tlen —	BCR/tlen —	CBR/tlen —	BCR/tlen —	COED BCR/tlen
2	paliwa technologiczne metody wytwarzania paliwa	gaz słaby BCR (powietrze)	gaz słaby BCR (powietrze)	gaz mocny BCR/tlen	gaz słaby BCR pół- koks (powietrze)	ekstrakt SRC	ekstrakt RSC
3	nakłady inwestycyjne *), mld zł	21,6	21,3	16,2	19,0	16,2	15,2
4	roczna produkcja: paliwa ciekłe **), mln t, gaz wysokometanowy ***), 10 ⁸ Gcal	4,7 17,8	4,7 26,4	4,7 26,4	4,7 29,0	4,7 29,2	4,7 17,4
5	wartość produkcji, mld zł	13,4	14,9	14,9	15,4	15,4	13,4
6	koszty produkcji *) mld zł	10,2	10,3	10,2	10,4	9,7	8,9
7	akumulacja finansowa, minus podatek (48%), mld zł	1,7	2,4	2,45	2,6	2,95	2,35
8	procent zwrotu kapitału in- westycyjnego (poz. 3; poz. 7)	7,8	11,2	15,0	13,6	18,3	15,3
9	okres zwrotu kapitału in- westycyjnego (poz. 3 : poz. 7 + amortyzacja 5% od inwe- stycji)	7,7	6,2	5,0	5,4	4,3	4,9

Uwagi: *) z przeliczenia: 1 dol = 60 zł (dane lit. 1971 r.); **) benzyna ciężka + olej opałowy, gęstość 0,847 g/cm³, wartość opałowa 10 870 kcal/kg; ***) ciepło spalania około 9500 kcal/Nm³.



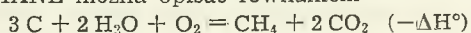
Rys. 2. Udziały procentowe składników kosztu produkcji gazu wysokokalorycznego z węgla. W nawiasach podano procenty nakładów kapitałowych w kosztach inwestycji

Firma Chem. Systems Inc. w USA przeprowadziła interesujące badania techniczno-ekonomiczne, w których wykazała wpływ różnych metod otrzymywania wodoru i paliw dla celów technologicznych na ekonomikę procesu wytwarzania paliw ciekłych i gazu wysokokalorycznego z węgla [14]. Analizowany system, nazywany COG (Coal, Oil, Gas), jest powiązaniem przetwarzania węgla połączonymi metodami COED (Coal, Oil, Energy Development) i GULF SRC. Układy wytwarzania wodoru i paliwa technologicznego dla potrzeb procesu oparto na dwustopniowym zgazowaniu (powietrzem lub tlenem) węgla i karbonizatów procesu metodą BIGAS, opracowaną przez firmę BITUMINOUS COAL RESEARCH, INC (BCR), oraz na wykorzystaniu do celów energetycznych ekstraktu węglowego. Surowe gazy z generatorów BCR przetwarzane są na wodór metodą konwersji tlenku węgla, natomiast gazy pochodzące z uwodornienia rozdzielane są metodą kriogeniczną.

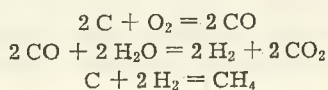
Przeliczone i usystematyzowane wyniki sześciu wariantowych rozwiązań przedstawiono w tablicy 1. Pozwalają one stwierdzić, że pozornie najkorzystniejszy, ale mało koherentny układ — bezciśnieniowe odgazowanie węgla (COED)+zgazowanie powietrzem półkoku — jest ekonomicznie najmniej efektywny.

Jedną z cech systemów i procesów koherentnych jest możliwość ich regulacji przez sprzężenie w celu uzyskania pożądanych wyjść. I tak w procesach gazyfikacji węgla istnieje możliwość regulacji składu gazu już w fazie procesu generatorowego, co powoduje obniżenie kosztów dalszej przeróbki wskutek mniejszej ilości wymaganych operacji bądź mniejszych nakładów na ich realizację.

Powstawanie metanu w ciśnieniowych reaktorach parowo-tlenowego zgazowania węgla typu BIGAS lub SYNTHANE można opisać równaniem



Chemizm procesu generatorowego oparty jest jednak na funkcji wodoru jako reagenta „in situ” i prowadzi do powstawania „metanu generatorowego” według reakcji



Zjawisko to w sposób zasadniczy wpływa na techniczno-ekonomiczny efekt procesu.

Koszty procesu będą tym niższe, im więcej powstanie „metanu generatorowego”, który będzie odciążał pozostałą część ciągu wytwórczego pod względem kosztów inwestycyjnych i kosztów przerobu. Przybliżoną wycenę kosztów produkcji i nakładów inwestycyjnych na ważniejsze fazy procesu otrzymywania gazu wysokokalorycznego z węgla podano na rysunku 2 [15]. Przyrost o jednostkę objętości metanu powstającego w generatorze zmniejsza o 75% stechiometryczną objętość strumienia gazu kierowanego do metanizacji. Oznacza to np. w praktyce, że ilość gazu syntezowego z reaktora BIGAS, zawierającego około 15% metanu, poddawanego dalszej przeróbce na gaz wysokometanowy będzie dla procesu o tej samej wydajności około dwukrotnie mniejsza niż ilość gazu syntezowego

Tablica 2

CHARAKTERYSTYKA METOD ZGAZOWANIA
WĘGLA POD WZGLĘDEM FUNKCJI WODORU
W TWORZENIU METANU GENERATOROWEGO

Metoda zgazowania węgla kamiennego	Zawartość w gazie surowcowym % obj.			Wskaźnik udziału metanu ge- neratoro- wego (CH ₄) _g %
	CO	H ₂	CH ₄	
KOPPERS-TOTZEK	55,7	31,7	0,1	0,47
LURGI	23,0	39,0	10,4	40,15
BIGAS	44,0	24,4	15,5	47,55
SYNTHANE	13,6	36,5	17,9	58,88
HYGAS	6,8	24,7	35,0	81,58

Wskaźnik udziału metanu generatorowego obliczono

według wzoru: $\% (CH_4)_g = \frac{CH_4 100}{CH_4 + \frac{1}{4} (CO + H_2)}$ gdzie

CH₄, CO, H₂ = % obj. składników w gazie surowym.

go z generatora KOPPERS-TOTZEK, który nie zawiera praktycznie metanu. Opierając się na składzie gazów surowych, można wyprowadzić wskaźnik określający udział metanu generatorowego w całkowitej ilości metanu możliwej do uzyskania z procesu [16]. Wzór oraz odpowiednie obliczenia tego wskaźnika przedstawiono w tablicy 2.

Zależność między wskaźnikiem udziału metanu generatorowego a kosztem produkcji gazu wysokokalorycznego (zastępczego gazu ziemnego) wymaga analizy w oparciu o projekty technologiczne, kosztorysy inwestycyjne i kalkulacje kosztów, które są niedostępne dla informacji podawanych w literaturze.

Wodór może występować w procesach i systemach o charakterystyce addytywnej lub koherentnej i oddziaływać na roztwór gazów redukcyjnych. I tak gaz redukcyjny może być produkowany centralnie, rozprawiany rurociągami i podgrzewany przed wprowadzeniem do agregatu redukcyjnego (piece, retorty) bądź też wytwornicą gazu stanowiącą część zablokowanego agregatu metalurgicznego; gaz doprowadzany jest wówczas w stanie gorącym. Reakcja redukcji może przebiegać również z gazem powstającym „in situ” [17, 18].

5. Zakończenie

Synteza procesów składowych technologii przetwarzania węgla w optymalny system energochemiczny wymagać będzie bliższego poznania własności oraz związków logicznych, przyczynowych i innych, w jakie może wchodzić wodór dla spełnienia funkcji celu działania takiego systemu. Wodór jako nośnik masy, energii, kosztów, informacji, sprzężeń technologicznych, może stanowić kryterium istotności systemów i procesów niezwykle ważnych dla gospodarki przemysłowej. Poznanie niektórych aspektów tego zagadnienia może mieć praktyczne znaczenie dla programowania rozwoju nowych technologii opartych na kompleksowym, energochemicznym przetwórstwie węgla, które wymagają rozwiązań systemowych przy uwzględnieniu wielofunkcyjnej roli wodoru.

Literatura

1. Hydrogen likely fuel of the future. Chem. Eng. News H. 1972, Juen 26.
2. Hydrogen fuel use calls for new source. Chem. Eng. News, 1972, July 3.
3. Federal Panel Reports on Hydrogen, Chem. Eng. News, 1973, 5, 51 nr 35.
4. Clean Fuels from Coal. Symposium Papers. Sponsored by IGT Chicago, Illinois, 1973, September 10—14.
5. E. A. Nickiewicz, A. N. Iwanow: Zadaczi i pierspektiwy atomnoj promyslennoj eniergietyki, Promyslennaja Eniergietyka, 1973, t. 28, nr 4.
6. Ferecast of Energy Trends and the Impact on the Enwironment. Electrical Review, 1973, t. 192, nr 9.
7. Institute of Gas Technology: A. Survey of R.a.D. Projects directed toward the conversion of coal to gaseous and liquid fuels, Catalog Nr H31791, 1972, November, USA.
8. Instytut Gazownictwa: Analiz prodwinutych wpieried mietodow proizvodstva gaza s bolszym sodierzaniem mietana iz uгля, Kraków 1974.
9. Sobolewski L., Bednarczyk B., Wiendlocha U.: Techniczno-ekonomiczne możliwości zastosowania metanolu jako paliwa silnikowego. Dokumentacja GIG, listopad 1974, symbol 117.08.01.03.
10. Matczewski A.: Kombinaty energetyczne — duża szansa... Przegląd Techniczny — INOWACJE 1975, nr 46.
11. The Ralph M. Parsons Comp.: Demonstration Plant Clean Boiler Fuels from Coal, Vol. III, R.a.D.Report No 82 — Interim Report No 1.
12. Wytwarzanie oleju metodą uwodornienia węgla kamiennego. Skrót studium opracowanego przez Konsorcjum RAG/STEAG, 1975.
13. Zieliński H.: Styczne problemy metalurgii żelaza z przetwórstwem węgla, Koks — Smoła — Gaz 1973, nr 4.
14. Chem. Systems, Inc.: Development of Process for Producing an Ashless Low-sulfur Fuel from Coal, OCR, R.a.D. Raport 53, Intrim Report No 3.
15. Mills G. A.: Gas from coal fuel of the future. Environmental Science a. Technology 1971, t. 5, nr 12.
16. Glen R. A., Donath E. E., Grace R. J.: Gasification of Coal under conditions simulating stage 2 of the BCR two-stage Supper — pressure process.
17. Sobolewski L., Ihnatowicz M.: Zgazowanie węgla dla otrzymywania zastępczego gazu ziemnego. Przemysł Chemiczny 1976, t. 55, nr 1.
18. Reducing Gas Processes Gase Coking Needs. Chem. Eng. News 1972, May 19.
19. Zieliński S.: Problemy energetyczne jako podstawa rozwoju procesów bezpośredniej redukcji rud. Gospodarka Paliwami i Energią 1973, nr 8÷9.
20. Steage von H.: Die Erzeugung von Wasserstoff und CO + H₂-haltigen. Gas aus Kohle nach dem Koppers-Totzek-Verfahren. Gas Wärme Int., 1976, nr 6, s. 287÷292.

Metoda oceny szczelności tam izolacyjnych

Mgr inż. Bogusław Przeczek, mgr inż. Henryk Kaletka, mgr inż. Jan Gliniecki

Treść: Wprowadzono pojęcie wskaźnika spadku stężenia tlenu w węźle z tamą izolacyjną i zaproponowano wzór na jego obliczenie. Obliczono krańcowe wartości tego wskaźnika w warunkach kopalni Rymer oraz uzasadniono potrzebę jego obliczania dla podejmowania właściwych decyzji, dotyczących likwidacji zagrożeń wynikających z wypływu gazów ze zrobów do czynnych wyrobisk górniczych.

1. Wstęp

Sieć wentylacyjna kopalni głębinowego węgla kamiennego ma charakter zmienny w czasie i przestrzeni. Jedne bocznice wentylacyjne ulegają likwidacji przez wyrobienie obudowy i zatamowanie tamami izolacyjnymi ostatecznymi, inne powstają przez wykonanie przebiegu wyrobisk z wentylacją odrębną i uzyskanie przez to opływowego prądu powietrza.

W sieci wentylacyjnej każdej podziemnej kopalni węgla kamiennego można wyodrębnić kilka ważnych bocznic wentylacyjnych, którymi płyną prądy grupowe powietrza nie ulegające zmianom przez stosunkowo dłuższy czas. Z bocznicami tymi łączą się bocznice wentylacyjne, którymi płyną prądy rejonowe, których okres trwania jest stosunkowo krótki.

Zlikwidowane i szczelnie otamowane bocznice nie powinny wywierać wpływu na sieć wentylacyjną. Jednak szczelność tam izolacyjnych w sieci wentylacyjnej kopalni węgla jest różna, zależna przede wszystkim od staranności wykonania tamy, jak również od spadku potencjału izentropowego, jakiemu dana tama jest poddana. Dużą rolę odgrywa również ciśnienie górotworu i czas istnienia tamy.

W wielu przypadkach czynnikiem umożliwiającym wpływ gazów ze zrobów jest również górotwór obok tamy.

W warunkach kopalni węgla kamiennego, przy powszechnym stosowaniu ścianowego systemu eksploatacji z zawałem stropu, powstają zrobys poeksploatacyjne o dużej objętości. W zrobach tych zachodzi szereg procesów fizykochemicznych, w wyniku których skład chemiczny gazów w przestrzeni otamowanej różni się znacznie od składu chemicznego powietrza kopalnianego. Gazy te w zależności od szczelności tam izolacyjnych, wielkości spadku potencjału izentropowego, wpływają do bocznic czynnych wentylacyjnie, powodując zmianę składu chemicznego powietrza kopalnianego oraz związaną z tym zmianę gęstości powietrza w bocznicach kopalnianej sieci wentylacyjnej.

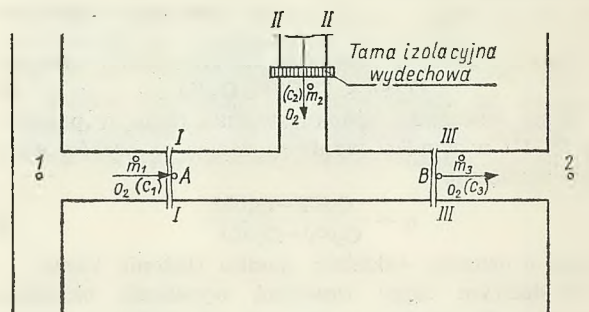
Kopalnia Rymer jest kopalnią metanową z pokładami niemetanowymi oraz metanowymi I i II kategorii zagrożenia metanowego. Według obserwacji przeprowadzonych w tej kopalni wypływy gazów spoza tam izolacyjnych o zdecydowanym wydechu stanowią zasadniczy czynnik zmian składu chemicznego powietrza kopalnianego.

Skład chemiczny powietrza kopalnianego jest określony przepisami bhp i obok warunków wentylacyjno-klimatycznych jest czynnikiem decydującym o bezpieczeństwie i komforcie pracy. Ideałem byłyby całkowicie szczelne tamy izolacyjne, jednak w warunkach ruchowych uzyskanie bardzo dużej szczelności

tam jest w zasadzie nierealne. W związku z tym wybiera się drogę pośrednią, a mianowicie kontroluje się skład gazów za tamą izolacyjną wylotową oraz przyjmuje się taką korelację pomiędzy wpływem gazów ze zrobów spoza tamy a ilością powietrza płynącego bocznicą czynną wentylacyjnie, by właściwy skład powietrza w tej bocznicie został zachowany.

2. Wprowadzenie pojęcia wskaźnika spadku stężenia tlenu w węźle z tamą izolacyjną

Ropatrzymy sytuację wentylacyjną podaną na rysunku 1.



Rys. 1. Węzeł wentylacyjny z tamą izolacyjną

Oznaczenia:

$\dot{m}_1$ — masa strumienia powietrza w bocznicie dopływającego do przekroju I-I,

$\dot{m}_2$ — masa strumienia gazów zrobowych wypływająca spoza tamy izolacyjnej (z przekroju II-II),

$\dot{m}_3$ — masa strumienia powietrza w bocznicie wypływającego z przekroju III-III,

$O_2(C_1)$ — stężenie tlenu w przekroju I-I, %,

$O_2(C_2)$ — stężenie tlenu w przekroju II-II, %,

$O_2(C_3)$ — stężenie tlenu w przekroju III-III, %.

Do odcinka AB wypływają przez tamę izolacyjną gazy zrobowe o masie $\dot{m}_2$. Wpływ gazów zrobowych spoza tamy izolacyjnej powoduje zmianę stężenia poszczególnych składników powietrza kopalnianego, a zwłaszcza tlenu, w przekroju III-III. W warunkach kopalni Rymer skład chemiczny gazów zrobowych spoza wybranych tam izolacyjnych o zdecydowanym wydechu przedstawia tablica 1.

Wpływ gazów ubogich w tlen spoza tamy izolacyjnej powoduje wyraźny spadek stężenia tlenu $O_2(C_3)$ w przekroju III-III, stwierdzany analizami chemicznymi. Przy niewielkiej odległości przekrojów I-I oraz III-III można pominąć wpływ sorpcji na zmianę stężenia tlenu w przekroju III-III oraz wydzielanie się gazów z górotworu wskutek desorpcji.

Tablica 1
SKŁAD CHEMICZNY GAZÓW ZROBOWYCH
SPOZA WYBRANYCH TAM IZOLACYJNYCH
W KOPALNI RYMER

Miejsce pobrania próbki gazów do analizy chemicznej	Stężenie gazów, %					
	O ₂	CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	C _x H _y
Tama izolacyjna nr 774, wylot z przekopu pochyłego do pochylni w pokł. 606 Beata	3,57	6,90	0,000	0,000	0,000	0,000
Tama izolacyjna nr 392, wylot z części II i III poziom ± 0 Szymański	6,27	7,00	0,000	0,000	0,000	0,000
Tama izolacyjna nr 219, przecinka do ścian podszadzkowej w pokł. 711 cz. III poz. 430 m	7,53	7,24	0,000	0,000	0,000	0,000
Tama izolacyjna nr 162, wylot z chodnika głównego w 711 cz. III poz. 430 m	6,31	8,20	0,000	0,000	0,000	0,000

Stężenie O₂(C₃) w przekroju III-III spełnia warunek
O₂(C₂) < O₂(C₃) ≤ O₂(C₁) (1)

Miarą wskaźnika spadku stężenia tlenu w przekroju III-III w wyniku wypływu gazów ze zrobów może być wyrażenie

$$a = \frac{O_2(C_1) - O_2(C_3)}{O_2(C_1) - O_2(C_3)} \quad (2)$$

gdzie a oznacza wskaźnik spadku stężenia tlenu.

W dalszym ciągu rozważań wyrażenie określone wzorem (2) będziemy nazywali wskaźnikiem spadku stężenia tlenu w węźle z tamą izolacyjną.

Wskaźnik spadku stężenia tlenu (2) może przyjmować wartości w pewnym określonym przedziale. Dolną i górną wartość wskaźnika a można wyznaczyć z analizy wzoru (2). W przypadku, gdy we wzorze (2) O₂(C₁) = O₂(C₃), co oznacza, że masa gazów wypływająca spoza tamy izolacyjnej równa jest zeru, tj. $\dot{m}_2 = 0$, wówczas zgodnie ze wzorem (2) wskaźnik przyjmuje wartość $a = 0$, która jest dolną granicą wskaźnika spadku stężenia tlenu.

Zgodnie z przepisami bhp stężenie tlenu w powietrzu kopalnianym nie może być mniejsze od 19%. Wobec tego górną wartość wskaźnika spadku stężenia tlenu możemy wyznaczyć, korzystając z warunku, że stężenie tlenu w powietrzu kopalnianym w przekroju III-III będzie spełniało nierówność (3)

$$O_2(C_3) \geq 0,19 \quad (3)$$

Wartość mianownika w wyrażeniu na wskaźnik a spełnia zawsze warunek O₂(C₁) - O₂(C₃) > 0.

Wartość O₂(C₁) według wieloletnich obserwacji dla kopalni Rymer wynosi O₂(C₁) = 0,206.

Za wartość O₂(C₃) przyjmujemy najmniejsze stężenie tlenu w gazach wypływających spoza tam izolacyjnych, które w warunkach kopalni Rymer wynosi

$$O_2(C_3) = 0,0357 \text{ (p. tabl. 1).}$$

Podstawiając powyższe wartości do wzoru (2) oraz korzystając z zależności (3) otrzymamy

$$a = \frac{0,206 - 0,19}{0,206 - 0,0357} = 0,09$$

Wartość wskaźnika spadku stężenia tlenu $a = 0,09$ stanowi górną granicę tego wskaźnika i można ją nazwać również wartością krytyczną wskaźnika spadku tlenu.

W warunkach ustalonych dane do wzoru (2) można otrzymać z pobieranych analiz chemicznych.

Wskaźnik spadku stężenia tlenu w warunkach kopalni Rymer, obliczony dla innych tam izolacyjnych o zdecydowanym wydechu na podstawie danych z analiz chemicznych, powinien zawierać się więc w przedziale $0 \leq a \leq 0,09$.

W warunkach ustalonych wartość licznika wyrażenia na wskaźnik ubytku tlenu jest dla danego węzła z tamą izolacyjną zazwyczaj stała. Wartość liczbową wskaźnika spadku stężenia tlenu zależy wówczas jedynie od masy gazów wypływających ze zrobów, od której z kolei zależy stężenie tlenu O₂(C₃).

Wzrost wartości liczbowej wskaźnika ponad wartość krytyczną świadczy o dużej nieszczelności węzła z tamą izolacyjną (nieszczelna tama izolacyjna, spękanie ociosy, nieprawidłowa regulacja rozplywu powietrza).

3. Potrzeba okresowego obliczania wskaźnika spadku stężenia tlenu dla tam o zdecydowanym wydechu

Z dotychczasowych doświadczeń kopalni Rymer wynika, że w węzłach sieci wentylacyjnej, w których zlokalizowane są tamy wydechowe, może dochodzić do wyraźnych spadków stężenia tlenu, które mogą stworzyć zagrożenie dla załogi dołowej, jeśli nie zostaną w odpowiednim czasie wychwycone przez służbę wentylacyjną. Dlatego też zachodzi potrzeba okresowego obliczania wskaźnika spadku tlenu, zwłaszcza podczas częstych zmian ciśnienia barometrycznego. Takie okresowe obliczanie wskaźnika spadku stężenia tlenu dla danego węzła daje rozeznanie sytuacji wentylacyjnej w węźle i ułatwia podjęcie właściwej decyzji.

Kształtowanie się wskaźnika spadku stężenia tlenu w czasie pozwala ocenić skuteczność działania nie tylko co do likwidacji zagrożeń wentylacyjnych, ale również w zakresie poprawy szczelności wydechowych tam izolacyjnych. Wskaźnik spadku stężenia tlenu daje również rozeznanie odnośnie do zagrożenia gazowego nie tylko w rejonie tamy, ale również w bocznicach czynnych wentylacyjnie.

4. Wnioski

- Znajomość wskaźnika spadku stężenia tlenu w węźle z tamą izolacyjną ułatwia ocenę lokalnego stanu zagrożenia w sieci wentylacyjnej oraz pozwala wybrać właściwą decyzję zmierzającą do jego likwidacji.
- Okresowe obliczanie wskaźnika spadku stężenia tlenu w węzłach z tamami izolacyjnymi o zdecydowanym wydechu poprawia bezpieczeństwo w bocznicach wentylacyjnej, szczególnie w przypadkach gdy bocznicą ta nie stanowi rejonowej lub grupowej drogi powietrza i okresowe pobieranie analiz chemicznych w niej nie obowiązuje.
- Proponowany wzór (2) może być zastosowany również w zmodyfikowanej postaci do obliczania wskaźników przyrostu stężeń innych gazów zrobowych (np. CH₄, CO₂) w węźle, w zależności od konkretnej sytuacji wentylacyjnej.

Analiza wentylacji lutniowej z uwagi na warunki klimatyczne

Mgr inż. Piotr Markefka, inż. Tadeusz Stefanowicz

Treść: Przedstawiono sposób przeprowadzenia analizy wentylacji lutniowej z klimatycznego punktu widzenia. Na przykładzie trzech wyrobisk drążonych w jednej z kopalń PW wykazano, że istnieje potrzeba wykonywania takich analiz.

1. Wprowadzenie

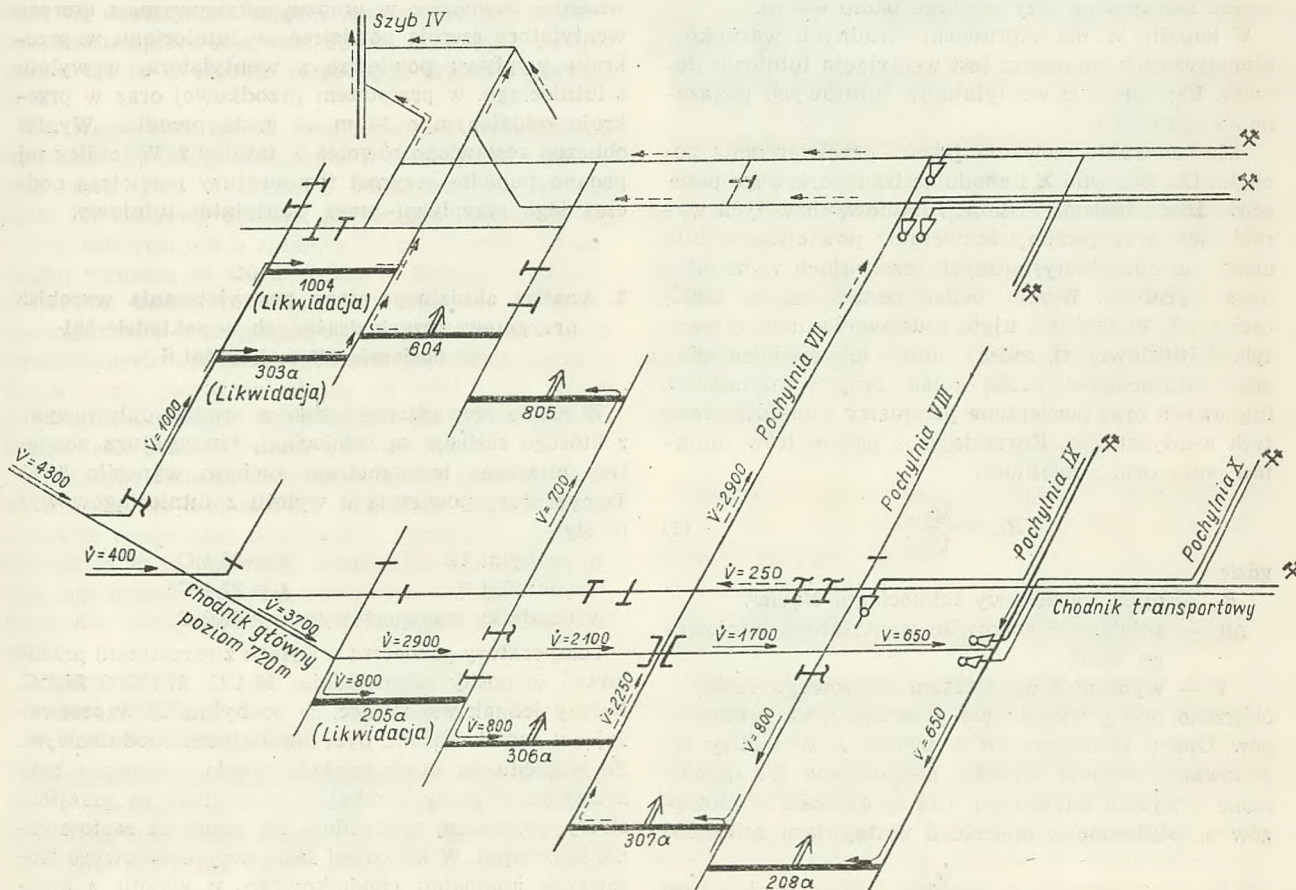
W górnictwie polskim eksploatacja kopalni użytecznych przechodzi na coraz większe głębokości. W grudniu 1973 r. w górnictwie węglowym czynnych było 27 poziomów wydobywczych, na których temperatura pierwotna skał przekraczała 30°C. Udostępniane są również dalsze głębokie poziomy.

Na wymienionych poziomach stwierdza się niejednokrotnie istnienie trudnych warunków klimatycznych w przodkach drążonych wyrobisk górniczych. Aby zapewnić dobre warunki klimatyczne w przodkach wyrobisk ślepych zakupiono i zastosowano dotychczas kilkadziesiąt przodkowych ziębiarek górniczych. Stosowanie urządzeń chłodniczych wpływa w istotny sposób na wzrost kosztów przewietrzania drążonych wyrobisk. Dlatego też każde zastosowanie przodkowych ziębiarek górniczych powinno być poprzedzone analizą wentylacji lutniowej, której celem jest sprawdzenie możliwości uzyskania prawidłowych warunków klimatycznych w wyrobisku ślepych bez konieczności stosowania

urządzeń chłodniczych. Analizy takie należy przeprowadzać zarówno w stadium projektowania, jak i w przypadku stwierdzenia występowania trudnych warunków klimatycznych w drążonych wyrobiskach.

2. Aktualny stan przewietrzania wyrobisk przygotowawczych drążonych w pokładzie 501 na poziomie 720 m kopalni S

Badania aktualnego stanu przewietrzania wyrobisk przygotowawczych drążonych w pokładzie 501 na poziomie 720 m kopalni węgla kamiennego S. przeprowadzono w IV kwartale 1976 r. Stan robót górniczych w tym okresie przedstawiono na schemacie przestrzennym partii pokładu 501 tej kopalni (rys. 1). Z rysunku 1 widać, że z poziomu 720 m przewietrzanych jest pięć ścian wydobywczych oraz trzy ściany będące w stadium likwidacji. Powietrze świeże dla wyrobisk przygotowawczych, tj. dla pochylni IX, pochylni X i chodnika transportowego, doprowadzane jest chodni-



Rys. 1. Rozprowadzenie powietrza w pokładzie 501 (grudzień 1976 r.)

Tablica 1

**DANE O INSTALACJI LUTNIOWEJ, PARAMETRY PUNKTU PRACY WENTYLATORA,
WYDATEK POWIETRZA NA KOŃCU LUTNIOCIĄGU, OPÓR I SPRAWNOŚĆ
LUTNIOCIĄGU (GRUDZIEŃ 1976 R.)**

Lp.	Wyrobisko	Dane lutniociągu				Typ wentylatora czynnego	Parametry punktu pracy wentylatora				Opór lutniociągu		Wydatek powietrza na końcu lutniociągu		Sprawność lutniociągu
		rodzaj lutni	średnica	długość	liczba kolan (90°)		spiętrzenie		wydajność						
			D	L			Δp_c		$\dot{V}$		R_L		$\dot{V}_k$		
			m	m			kp/m²	N/m²	m³/min	m³/s	Ns⁴/m⁸	kps²/m⁸	m³/min	m³/s	η _L
1	pochylnia IX w pokładzie 501, z poz. 720 m	Elastyczne	0,8	450	2	WLE-600B	285	2795,8	240	4,0	174,7	17,8	100	1,7	41,7
2	pochylnia X w pokładzie 501, z poz. 720 m		0,8	590	3	WLE-1000B	342	3365,0	380	6,3	84,5	8,6	110	1,8	28,9
3	chodnik transportowy w pokładzie 501, poziom 720 m		0,6/0,8	100/320 420	2	WLE-600B	420	4120,2	210	3,5	336,3	34,3	60	1,0	28,6

kiem głównym w pokładzie 501. Powietrze wylotowe z wymienionych wyrobisk kierowane jest do ściany 208 a i 407 a, skąd dopływa do pochylni VII, gdzie łączy się z powietrzem płynącym ze ścian 205 a (likwidacja) i 306 a. Z kolei powietrze płynące pochylnią VII wykorzystywane jest do przewietrzania trzech przodków ślepych w pokładzie 501, około 80 m powyżej poziomu 720 m. Jeden z tych przodków drażony jest „na zbiecie” z otamowaną częścią pochylni VIII, której drażenie ze względu na bardzo trudne warunki klimatyczne zatrzymano przy wybiegu około 900 m.

W kopalni S. dla poprawienia trudnych warunków klimatycznych stosowana jest wentylacja lutniowa tłocząca. Usytuowanie wentylatorów lutniowych pokazano na rysunku 1.

Dla scharakteryzowania jakości przewietrzania pochylni IX, pochylni X i chodnika transportowego przeprowadzono badania instalacji lutniowych w tych wyrobiskach oraz pomiary temperatur powietrza w lutniach i w charakterystycznych przekrojach wymienionych wyrobisk. Wyniki badań zestawiono w tablicach 1 i 2. W tablicy 1 ujęto podstawowe dane o wentylacji lutniowej, tj. rodzaj lutni i ich średnice, długości lutniociągów, liczbę kolan, typy wentylatorów lutniowych oraz pomierzone parametry punktów pracy tych wentylatorów. Korzystając z parametrów punktów pracy oraz z zależności

$$R_L = \frac{\Delta p_c}{\dot{V}^2} \quad (1)$$

gdzie:

R_L — opór wypadkowy lutniociągu, Ns²/m⁸,

Δp_c — spiętrzenie całkowite wentylatora lutniowego N/m²,

$\dot{V}$ — wydajność wentylatora lutniowego, m³/s, obliczono opory wypadkowe poszczególnych lutniociągów. Opory te zestawiono w tablicy 1. W tablicy tej zestawiono również wydatki objętościowe $\dot{V}_k$ pomierzone u wylotu lutniociągu oraz sprawności lutniociągów η_L obliczone w oparciu o następującą zależność

$$\eta_L = \frac{\dot{V}_k}{\dot{V}} \quad (2)$$

gdzie

$\dot{V}$ — wydajność wentylatora,

$\dot{V}_k$ — wydatek na końcu lutniociągu.

Ilości powietrza płynące w poszczególnych wyrobiskach pokładu 501 naniesiono na rysunek 1.

W tablicy 2 zestawiono wyniki pomiarów temperatur powietrza (mierzonych termometrem suchym i termometrem mokrym) w charakterystycznych przekrojach lutniociągów i wyrobisk. Na podstawie tych pomiarów wyznaczono wilgotność względną i stopień zawilżenia powietrza: w prądzie opływowym, z którego wentylatory czerpią powietrze, w lutniociągu w przekroju wypływu powietrza z wentylatora, u wylotu z lutniociągu, w przestrzeni przodkowej oraz w przekroju oddalonym o 20 m od czoła przodku. Wyniki obliczeń zestawiono również w tablicy 2. W tablicy tej podano ponadto przyrost temperatury powietrza podczas jego przepływu przez wentylator lutniowy.

3. Analiza aktualnego stanu przewietrzania wyrobisk przygotowawczych drażonych w pokładzie 501 na poziomie 720 m kopalni S

W czasie prowadzenia badań w prądzie opływowym, z którego zasilane są lutniociągi, temperatura powietrza mierzona termometrem suchym wynosiła 20°C. Temperatury powietrza u wylotu z lutniociągów wynosiły:

w pochylni IX $t = 26,4^\circ\text{C}$,

w pochylni X $t = 27,4^\circ\text{C}$,

w chodniku transportowym $t = 27,8^\circ\text{C}$.

Temperatury powietrza u wylotu z przestrzeni przodkowej wynosiły odpowiednio: 26,4°C, 27,6°C i 28,2°C. Należy jednak wspomnieć, że pochylnia X w przeważającej części drażona była kombajnem chodnikowym. Ze względu na zanik pokładu węgla, konieczne było zatrzymanie pracy kombajnu, przy czym po przejściu strefy zaburzonej przewiduje się ponowne zastosowanie kombajnu. W końcowej fazie dotychczasowego stosowania kombajnu chodnikowego, u wylotu z przestrzeni przodkowej stwierdzono temperaturę powietrza

Tablica 2

TEMPERATURA, WILGOTNOŚĆ I STOPIEŃ ZAWILŻENIA POWIETRZA W PRĄDZIE
OPŁYWOWYM, W LUTNIOCIĄGU ZA WENTYLATOREM, NA KOŃCU LUTNIOCIĄGU, W PRZODKU
I W WYROBISKU 20 m od PRZODKU (GRUDZIEŃ 1976 R.)

Lp.	Wyrobisisko	Temperatura, wilgotność, stopień zawilżenia powietrza w prądzie opływowym				Temperatura i wilgotność powietrza w lutniociągu za wentylatorem			Przyrost temperatury powietrza w wentylatorze	Temperatura i wilgotność powietrza na końcu lutniociągu			Temperatura, wilgotność i stopień zawilżenia powietrza							
													w przodku				w wyrobisku 20 m od przodku			
		t	t_w	φ	κ	t	t_w	φ	Δt	t	t_w	φ	t	t_w	φ	κ	t	t_w	φ	κ
		°C		%	kg/kg	°C		%	°C			%	°C		%	kg/kg	°C		%	kg/kg
1	pochylnia IX w pokł. 501, z poz. 720 m	20,0	17,2	76	0,0106	25,2	29,0	56	5,2	26,2	18,6	48	6,4	23,2	76	0,0166	26,4	24,6	86	0,0177
2	pochylnia X w pokł. 501, z poz. 720 m	20,0	17,0	74	0,0104	26,4	19,2	51	6,4	27,2	19,5	49	27,4	23,8	74	0,0162	27,6	25,2	82	0,0180
3	chodnik transportowy w pokł. 501, poz. 720 m	20,0	17,0	74	0,0104	25,0	18,8	55	5,4	27,0	19,6	48	27,8	24,2	74	0,0165	28,2	26,4	87	0,0200

równą 29°C. W związku z tym, kierownictwo kopalni rozważało potrzebę uruchomienia przodkowej ziębiarki górniczej dla uzyskania prawidłowych warunków klimatycznych w przodku pochylni X. Potrzeba ta wydawała się uzasadniona między innymi również wysoką temperaturą pierwotną skał, równą około 34°C, na poziomie 720 m w rejonie rozpoczęcia drążenia pochylni X.

We wszystkich trzech analizowanych wyrobiskach stosowane są lutnie elastyczne o średnicy $D = 0,8$ m, przy czym tylko w chodniku transportowym istnieje około 100-metrowy odcinek lutniociągu składający się z lutni elastycznych o średnicy 0,8 m. Długości lutniociągów wynoszą od 420 m do 590 m. Zgodnie z dotychczasowymi badaniami GIG, w warunkach górniczo-geologicznych występujących przy drążeniu trzech wymienionych wyrobisk, można w przodkach uzyskać temperatury powietrza niższe od 28°C i to nawet w znacznie dłuższych wyrobiskach, ale przy dużej intensywności przewietrzania tych wyrobisk.

Analizując dane zestawione w tablicy 2 można dojść do wniosku, że bezpośrednią przyczyną występowania wysokich temperatur powietrza w przodkach wyrobisk ślepych są duże przyrosty temperatur powietrza podczas jego przepływu przez wentylator. Przyrosty te wynoszą dla wentylatorów zainstalowanych w lutniociągach:

w pochylni IX $\Delta t = 5,2^\circ\text{C}$,
w pochylni X $\Delta t = 6,4^\circ\text{C}$,
w chodniku transportowym $\Delta t = 5,4^\circ\text{C}$.

Wymienione przyrosty temperatury powietrza świadczą o niewłaściwej wentylacji lutniowej wyrobisk. Przyczyną tego stanu mogą być zbyt duże opory lutniociągów lub praca nieprawidłowo dobranych wentylatorów.

Zgodnie z badaniami GIG, opór jednostkowy lutnio-

ciągu elastycznego o średnicy $D = 0,8$ m wynosi $r_j = 0,039 \text{ N s}^2/\text{m}^6$.

Opory szczelnych elastycznych lutniociągów o średnicach $D = 0,8$ m i długościach analogicznych do długości lutniociągów stosowanych w pokładzie 501 wynosiłyby zatem:

dla 450 m (pochylnia IX) $R = 17,55 \text{ N s}^2/\text{m}^6$,
dla 590 m (pochylnia X) $R = 23,01 \text{ N s}^2/\text{m}^6$,
dla 420 m (chodnik transportowy) $R = 16,38 \text{ N s}^2/\text{m}^6$.

Rzeczywiście spotykane opory lutniociągów (tablica 1) są czter- do dwudziestokrotnie większe od wyżej podanych. Dla wykrycia przyczyn tych olbrzymich dysproporcji wykonano dodatkowe pomiary, na podstawie których stwierdzono, że istotną rolę odgrywają niewłaściwie wykonane kolana w lutniociągach. Zgodnie bowiem z pracą [1] dla lutni o średnicy $D = 0,8$ m, długość równoznaczna kolana 90° wynosi 34 m, co daje opór kolana

$$R_k = 34 \cdot 0,039 = 1,36 \text{ N s}^2/\text{m}^6$$

Pomiary przeprowadzone w kopalni S. wykazują, że opory kolan znajdujących się bezpośrednio za wentylatorami wynoszą obecnie:

dla pochylni IX $R_k = 137,3 \text{ N s}^2/\text{m}^6$,
dla pochylni X $R_k = 35,1 \text{ N s}^2/\text{m}^6$,
dla chodnika transportowego $R_k = 283,5 \text{ N s}^2/\text{m}^6$.

Zmniejszenie oporów lutniociągów o opory nieprawidłowo wykonanych kolan pociągnęłoby za sobą znaczne zwiększenie intensywności przewietrzania wyrobisk ślepych. Dzięki temu uzyskanoby znaczną poprawę warunków klimatycznych w przodkach ślepych.

Z tablicy 1 widać, że sprawności lutniociągów zabudowanych w pochylni IX, pochylni X i chodniku transportowym są małe i wynoszą odpowiednio 41,7, 28,9% i 28,6%. Wymienione sprawności zostały wyznaczone

w oparciu o wzór (2), przy czym można również wy-
prowadzić zależność [2]

$$\eta_L = \frac{2}{1 + ak + eak} \quad (3)$$

gdzie

a — współczynnik obliczeniowy zależny od stosowa-
nej średnicy lutniociągu, jego długości i oporu
jednostkowego, $N^{1/2} \text{ s/m}^3$,

k — współczynnik nieszczelności lutniociągu,
 $\text{m}^3/(\text{N}^{1/2} \text{ s})$,

e — podstawa logarytmu naturalnego.

Współczynnik a wzrasta wraz ze wzrostem oporu
lutniociągu, a zatem przy dużych oporach lutniociągów
sprawności ich są małe. Dlatego też, z uwagi na uży-
skiwanie dużych sprawności lutniociągu, celowe jest
wielominowanie dużych oporów miejscowych wymie-
nionych kolan 90° .

4. Analiza możliwości poprawy aktualnego stanu przewietrzania wyrobisk przygotowawczych drażonych w pokładzie 501 na poziomie 720 m kopalni S

W punkcie 3 stwierdzono, że jedną z istotnych przy-
czyn trudnych warunków klimatycznych w przodkach
wyrobisk przygotowawczych w pokładzie 501 na po-
ziomie 720 m są duże opory miejscowe występujące
w kolanach 90° zlokalizowanych bezpośrednio za wen-
tylatorami lutniowymi. Wymienione kolana utworzono
przez zagięcie prostych odcinków lutni elastycznych.

Dla zmniejszenia oporu lutniociągu należy łączyć pro-
ste odcinki lutni elastycznych kolanami metalowymi.
Dotyczy to nie tylko wspomnianych trzech kolan, ale
również wszystkich analogicznych połączeń lutni ela-
stycznych w wyrobiskach drażonych w pokładzie 501.

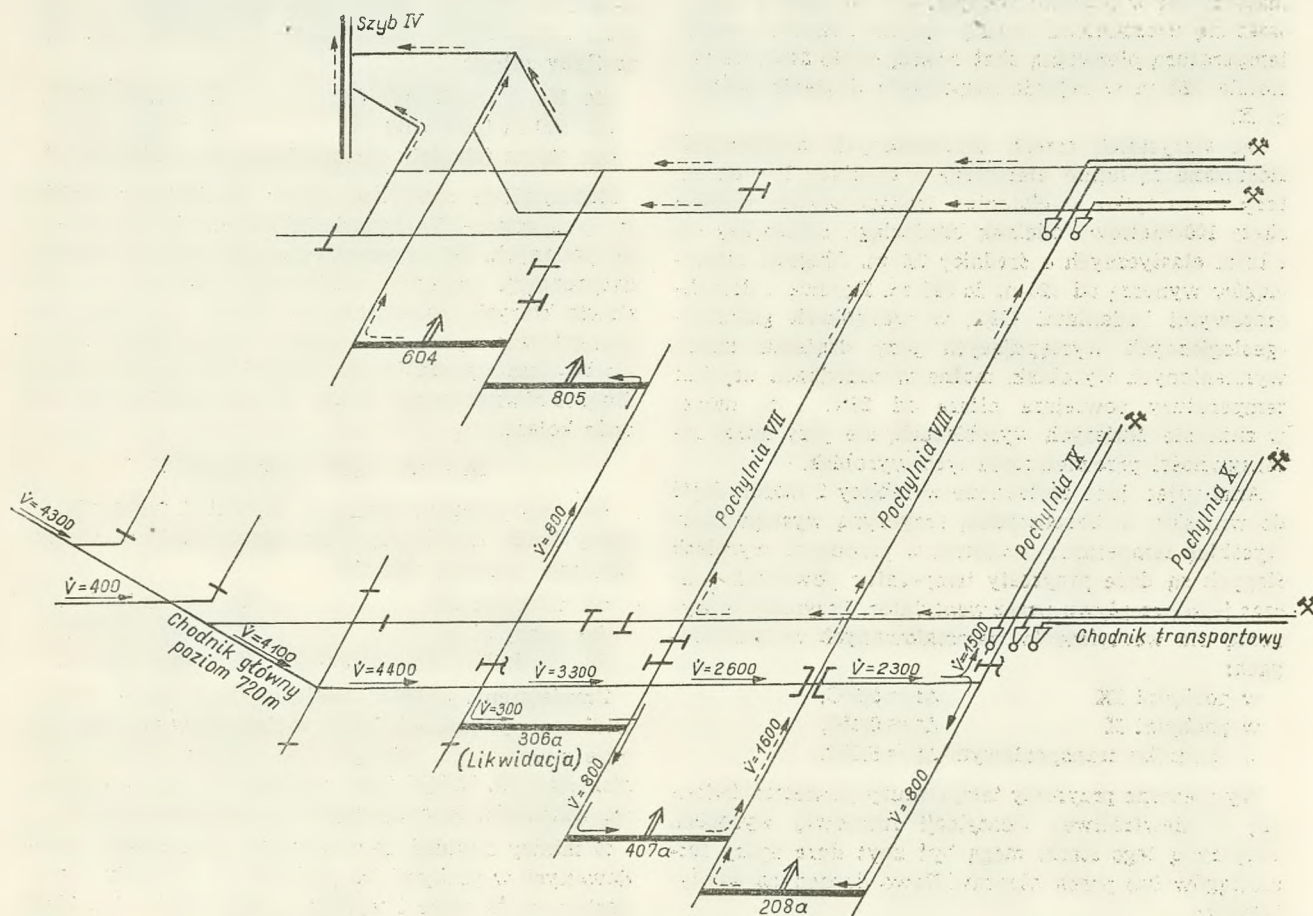
Z analizy rysunku 1 wynika, że w pokładzie 501 ist-
nieje możliwość skrócenia lutniociągu o około 150 m
w przypadku pochylni IX, z jednoczesną likwidacją
obydwu kolan, oraz o około 100 m, z jednoczesną li-
kwidacją jednego kolana w przypadku pochylni X
i w przypadku chodnika transportowego. Sytuację taką
pokazano na rysunku 2 dotyczącym stanu robót górni-
czych w styczniu 1977 r.

Dla umożliwienia oceny skutków skrócenia lutnio-
ciągów i wyeliminowania z nich niektórych kolan
(rys. 1 i 2), podano rysunek 3. Na rysunku tym podano
charakterystyki wentylatorów lutniowych WLE-600 B,
WLE-600 A i WLE-1000 B oraz charakterystyki oporów
lutniociągów ułożonych w pochylni IX, pochylni X
i chodniku transportowym. Charakterystyki oporów
lutniociągów podano dla stanu obecnego oraz dla stanu
po wyeliminowaniu niektórych kolan w każdym z lut-
niociągów.

Z analizy rysunku 3 wynika co następuje:

Pochylnia IX. W lutniociągu zainstalowany jest wen-
tylator lutniowy WLE-600 B. Parametry punktu pracy
tego wentylatora są następujące:

wydajność	$\dot{V} = 4,2 \text{ m}^3/\text{s}$,	
sprawność	$\Delta p_c = 3080 \text{ N/m}^2$,	(A)
spiętrzenie całkowite	$\eta = 0,43$	



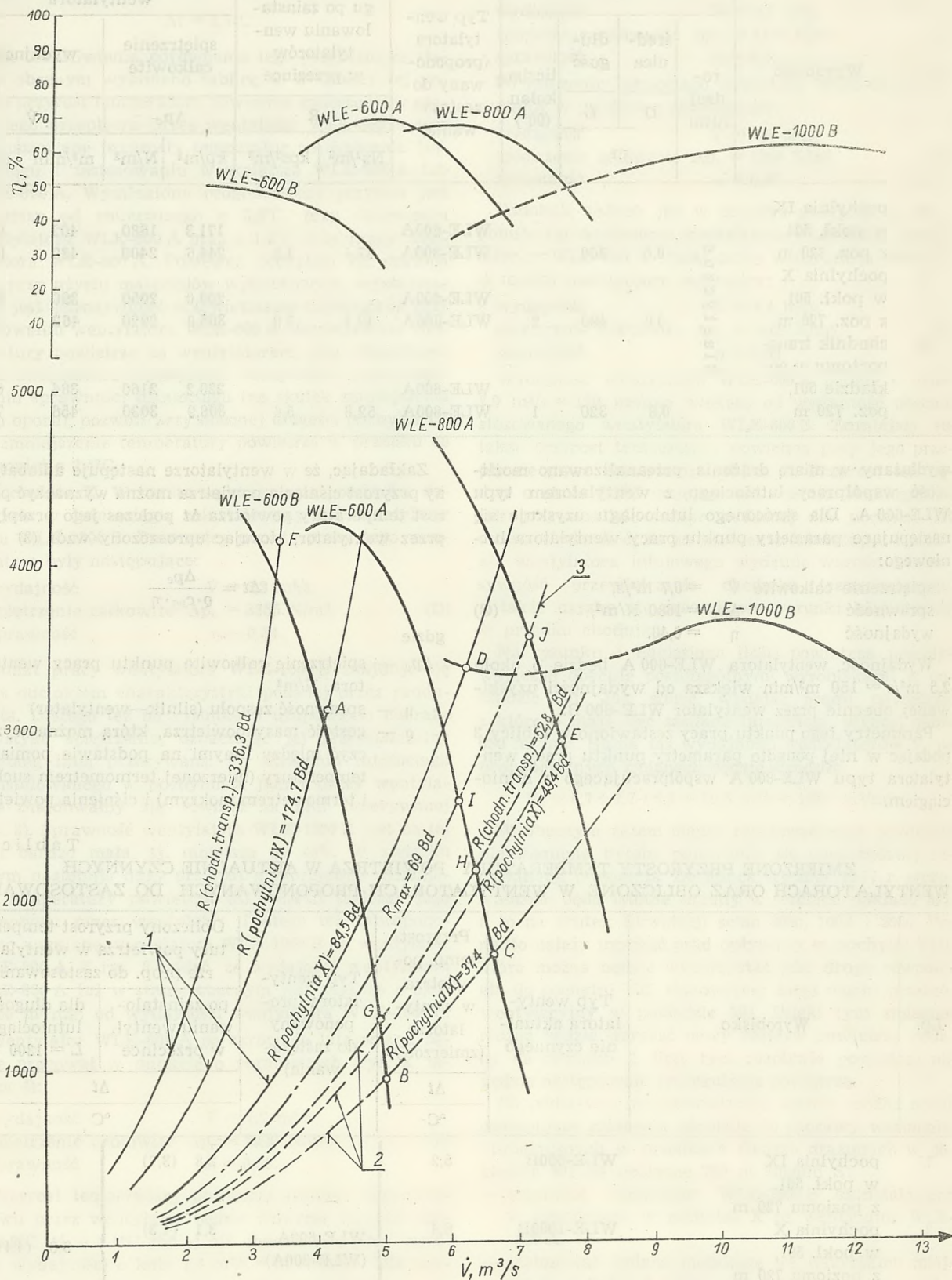
Rys. 2. Rozprowadzenie powietrza w pokładzie 501 (koniec stycznia 1977 r.)

Po skróceniu lutniociągu wentylator WLE-600 B pracowałby w punkcie o parametrach:

wydajność $\dot{V} = 5,0 \text{ m}^3/\text{s}$,
 spiętrzenie całkowite $\Delta p_c = 940 \text{ N/m}^2$,
 sprawność $\eta = 0,30$

(B)

Zmiana ta wpłynęłaby w istotny sposób na zmniejszenie przyrostu temperatury powietrza podczas jego przepływu przez wentylator. Biorąc pod uwagę, że wentylator WLE-600 B ma znacznie niższe sprawności niż wentylator typu WLE-600 A i że lutniociąg będzie



Rys. 3. Charakterystyki wentylatorów oraz lutniociągów

1 — stan aktualny, 2 — stan po wyeliminowaniu niektórych kolan, 3 — stan przy maksymalnych długościach lutniociągów $L = 1300 \text{ m}$

Tablica 3

DANE O INSTALACJI LUTNIOWEJ, OPÓR LUTNIOCIĄGU, PARAMETRY PUNKTU PRACY
WENTYLATORA PO ZAINSTALOWANIU WENTYLATORÓW W PRZECINCIE
(KONIEC STYCZNIA 1977 R.)

Lp.	Wyrobisko	Dane lutniociągu				Typ wentylatora (proponowany do zastosowania)	Opór lutniociągu po zainstalowaniu wentylatorów w przecince		Parametry punktu pracy wentylatora			
		rodzaj lutni	średnica	długość	liczba kolan (90°)				spiętrzenie całkowite		wydajność	
			D	L			R		Δp _c		V̇	
			m				Ns ² /m ³	kps ² /m ³	kp/m ²	N/m ²	m ³ /min	m ³ /s
1	pochylnia IX w pokł. 501, z poz. 720 m	Elastyczne	0,8	300	—	WLE-600A	37,4	3,8	171,3	1680	402	6,7
2	pochylnia X w pokł. 501, z poz. 720 m					WLE-800A			244,6	2400	480	8,0
3	chodnik transportowy w pokładzie 501, poz. 720 m		0,8	490	2	WLE-600A	49,4	5,0	209,0	2050	390	6,5
						WLE-800A			305,8	2920	462	7,7
			0,8	320	1	WLE-600A	52,8	5,4	220,2	2160	384	6,4
						WLE-800A			308,9	3030	456	7,0

wydłużany w miarę drażenia, przeanalizowano możliwość współpracy lutniociągu z wentylatorem typu WLE-600 A. Dla skróconego lutniociągu uzyskuje się następujące parametry punktu pracy wentylatora lutniowego:

spiętrzenie całkowite $\dot{V} = 6,7 \text{ m}^3/\text{s}$,
sprawność $\Delta p_c = 1680 \text{ N/m}^2$, (C)
wydajność $\eta = 0,46$.

Wydajność wentylatora WLE-600 A będzie o około $2,5 \text{ m}^3/\text{s} = 150 \text{ m}^3/\text{min}$ większa od wydajności uzyskiwanej obecnie przez wentylator WLE-600 B.

Parametry tego punktu pracy zestawiono w tablicy 3 podając w niej ponadto parametry punktu pracy wentylatora typu WLE-800 A współpracującego z lutniociągiem.

Zakładając, że w wentylatorze następuje adiabatyczny przyrost ciśnienia powietrza można wyznaczyć przyrost temperatury powietrza Δt podczas jego przepływu przez wentylator, stosując uproszczony wzór (3)

$$\Delta t = \frac{\Delta p_c}{q \cdot c_{pa} \cdot \eta} \quad (4)$$

gdzie

Δp_c — spiętrzenie całkowite punktu pracy wentylatora, N/m^2 ,

η — sprawność zespołu (silnik—wentylator)

q — gęstość masy powietrza, którą można wyznaczyć między innymi na podstawie pomiarów temperatury (mierzonej termometrem suchym i termometrem mokrym) i ciśnienia powietrza,

Tablica 4

ZMIERZONE PRZYROSTY TEMPERATURY POWIETRZA W AKTUALNIE CZYNNYCH
WENTYLATORACH ORAZ OBLICZONE W WENTYLATORACH PROPONOWANYCH DO ZASTOSOWANIA

Lp.	Wyrobisko	Typ wenty- latora aktual- nie czynnego	Przyrost temp. po- wietrza w wenty- latorze (zmierzony)	Typ wenty- latora (pro- ponowany do zastoso- wania)	Obliczony przyrost tempera- tury powietrza w wentylato- rze prop. do zastosowania	
					po zainstalo- waniu wentyl. w przecince	dla długości lutniociągu L = 1300 m
			Δt		Δt	
			$^{\circ}\text{C}$		$^{\circ}\text{C}$	
1	pochylnia IX w pokł. 501, z poziomu 720 m	WLE-600B	5,2	WLE-600A (WLE-800A)	2,8 (3,7)	3,3 (4,4)
2	pochylnia X w pokł. 501, z poziomu 720 m	WLE-1000B	6,4		3,1 (4,3)	
3	chodnik transportowy w pokł. 501, poziom 720 m	WLE-600B	5,4		3,2 (4,2)	

korzystając z nomogramu. W warunkach kopalni S, $q \approx 1,3 \text{ kg/m}^3$,

c_{pa} — właściwa pojemność cieplna powietrza suchego pod stałym ciśnieniem, $c_{pa} = 1005 \text{ J/(kg K)}$.

Korzystając ze wzoru (4) oraz parametrów punktu pracy wentylatora WLE-600 A (C) uzyskano

$$\Delta t = 2,8^\circ\text{C}$$

Dla umożliwienia porównania tego przyrostu ze stanem obecnym wykonano tablicę 4. W tablicy tej podano przyrost temperatury powietrza zmierzony w czasie jego przepływu przez wentylator WLE-600 B oraz prognozowane przyrosty temperatur po skróceniu lutniociągu i zastosowaniu wentylatora WLE-600 A lub WLE-800 A. Wymieniony prognozowany przyrost jest mniejszy od zmierzonego o $2,4^\circ\text{C}$, przy stosowaniu wentylatora WLE-600 A oraz o $1,5^\circ\text{C}$ przy pracy wentylatora WLE-800 A. Ponieważ pochylnia IX drażona jest przy użyciu materiałów wybuchowych, wystarczająca jest intensywność przewietrzania uzyskiwana przy stosowaniu wentylatora WLE-600 A. Zmniejszenie temperatury powietrza za wentylatorem, przy równoczesnym zwiększeniu wydajności wentylatora oraz zwiększeniu sprawności lutniociągu (na skutek zmniejszenia jego oporu), pozwoli przy obecnej długości pochylni IX na zmniejszenie temperatury powietrza w przodku co najmniej o $2,4^\circ\text{C}$.

Pochylnia X. W czasie wykonywania pomiarów dolowych w lutniociągu zainstalowany był wentylator typu WLE-1000 B. Parametry punktu pracy tego wentylatora były następujące:

$$\begin{aligned} \text{wydajność} & \quad \dot{V} = 6,3 \text{ m}^3/\text{s}, \\ \text{śpiętrzenie całkowite} & \quad \Delta p_c = 3355 \text{ N/m}^2, \\ \text{sprawność} & \quad \eta \approx 0,34. \end{aligned} \quad (\text{D})$$

Punkt pracy wentylatora WLE-1000 B znajduje się poza odcinkiem charakterystyki podanej przez producenta. Dlatego też na rysunku 3 uzupełniono charakterystykę śpiętrzenia, oznaczając jej przypuszczalny przebieg linią przerywaną. Po skróceniu lutniociągu zainstalowanego w pochylni X punkt pracy wentylatora znajdowałby się również na linii przerywanej (rys. 3). Sprawność wentylatora WLE-1000 B jest na tej linii bardzo mała, tj. mniejsza od 40%. W związku z tym następuje duży przyrost niekorzystnie działającej temperatury powietrza ($\Delta t = 6,4^\circ\text{C}$) podczas jego przepływu przez wentylator. Dlatego też zaproponowano wymianę wentylatora WLE-1000 B na wentylator WLE-800 A. Z rys. 3 widać, że wydajność wentylatora WLE-800 A już w stanie obecnym jest większa o około $50 \text{ m}^3/\text{min}$ od wydajności wentylatora WLE-1000 B.

Wentylator WLE-800 A po skróceniu lutniociągu będzie pracował w punkcie o parametrach (rys. 3, tablica 4):

$$\begin{aligned} \text{wydajność} & \quad \dot{V} = 7,7 \text{ m}^3/\text{s} \\ \text{śpiętrzenie całkowite} & \quad \Delta p_c = 2920 \text{ N/m}^2, \\ \text{sprawność} & \quad \eta = 0,52. \end{aligned} \quad (\text{E})$$

Przyrost temperatury powietrza podczas jego przepływu przez wentylator będzie wówczas wynosił około $4,3^\circ\text{C}$, tj. o $2,1^\circ\text{C}$ mniej niż obecnie i to przy wzroście wydajności o około $1,4 \text{ m}^3/\text{s} = 80 \text{ m}^3/\text{min}$. Dla uzyskania możliwie niskiej temperatury powietrza u wylotu z lutniociągu można by również stosować wentylator WLE-600 A (tablica 3 i 4). Wówczas jednak, przy wydłużeniu lutniociągu, intensywność przewietrzania

przodku kombajnowego byłaby zbyt mała aby nie dopuścić do dużego przyrostu temperatury powietrza w przestrzeni przodkowej.

Chodnik transportowy. W lutniociągu zainstalowany jest wentylator WLE-600 B działający przy następujących parametrach:

$$\begin{aligned} \text{wydajność} & \quad \dot{V} = 3,5 \text{ m}^3/\text{s}, \\ \text{śpiętrzenie całkowite} & \quad \Delta p_c = 4120 \text{ N/m}^2, \\ \text{sprawność} & \quad \eta = 0,48. \end{aligned} \quad (\text{F})$$

Po skróceniu lutniociągu wentylator WLE-600 B pracowałby w punkcie o parametrach:

$$\begin{aligned} \text{wydajność} & \quad \dot{V} = 4,9 \text{ m}^3/\text{s}, \\ \text{śpiętrzenie całkowite} & \quad \Delta p_c = 1300 \text{ N/m}^2, \\ \text{sprawność} & \quad \eta = 0,35. \end{aligned} \quad (\text{G})$$

Podobnie jednak jak w przodku pochylni IX, proponuje się zastąpienie wentylatora WLE-600 B wentylatorem WLE-600 A. Punkt pracy wentylatora WLE-600 A miałby następujące parametry:

$$\begin{aligned} \text{wydajność} & \quad \dot{V} = 6,4 \text{ m}^3/\text{s}, \\ \text{śpiętrzenie całkowite} & \quad \Delta p_c = 2160 \text{ N/m}^2, \\ \text{sprawność} & \quad \eta = 0,52. \end{aligned} \quad (\text{H})$$

Wydajność wentylatora WLE-600 A będzie o około $2,9 \text{ m}^3/\text{s} = 170 \text{ m}^3/\text{min}$ większa od wydajności obecnie stosowanego wentylatora WLE-600 B. Zmniejszy się także przyrost temperatury powietrza przy jego przepływie przez wentylator (tablica 4). Przyrost ten będzie o około $2,2^\circ\text{C}$ mniejszy niż obecnie. Analogicznie jak przy analizie przeprowadzonej dla pochylni IX można stwierdzić, że po skróceniu lutniociągu i zmianie wentylatora lutniowego wydatnie wzrośnie intensywność przewietrzania chodnika transportowego, a także uzyska się prawidłowe warunki klimatyczne w przodku chodnika.

Na rysunku 1 naniesiono ilości powietrza przepływającego obecnie poszczególnymi wyrobiskami w pokładzie 501. Jak widać, wydatek prądu powietrza, z którego mają być zasilane lutniociągi, wynosi około $650 \text{ m}^3/\text{min}$. Suma zaś wydajności wentylatorów $\dot{V}_s$ po proponowanych zmianach będzie wynosiła

$$\dot{V}_s = 6,7 + 7,7 + 6,4 = 20,5 \text{ m}^3/\text{s} = 1250 \text{ m}^3/\text{min}$$

W obecnym zatem stanie rozproszczenia powietrza nieuniknione byłoby pojawienie się niepożądanego recyrkulacji powietrza. Do końca stycznia 1977 r. wprowadzone będą istotne zmiany w rozcince pokładu 501, a to na skutek likwidacji ścian 303a, 1004 i 205a. Ponadto należy uzyskać prąd opływowy w pochylni VIII, którą można będzie wykorzystać jako drogę równoległą do pochylni VII, stanowiącej dotąd wąski przekrój wentylacyjny w pokładzie 501. Dzięki tym zmianom można będzie uzyskać nowy rozpyw powietrza podany na rysunku 2. Przy tym rozpywie powietrza nie będzie następowała recyrkulacja powietrza.

Na podstawie przeprowadzonej analizy można podać następujące zalecenia odnośnie do poprawy warunków klimatycznych w przodkach ślepych drażonych w pokładzie 501 na poziomie 720 m kopalni S:

- wymienić wentylator WLE-1000 B zainstalowany w lutniociągu w pochylni X na wentylator WLE-800 A,
- zastosować kolana metalowe we wszystkich miejscach, w których lutniociąg elastyczny zmienia kierunek,
- możliwie szybko ukończyć drażenie pochylni VIII oraz zlikwidować ściany 303a, 1004 i 205a,

- ukończyć w styczniu prace podjęte dla uzyskania rozplywu powietrza podanego na rysunku 2,
- po uzyskaniu żadanego rozplywu powietrza skrócić lutniociągi i zabudować wentylatory typu WLE-600 A w lutniociągach potrzebnych dla przewietrzania pochylni IX i chodnika transportowego oraz wentylator typu WLE-800 A w lutniociągu ułożonym w pochylni X (rys. 2).

Realizacja tych zaleceń umożliwi:

- uzyskanie pożądanego wzrostu intensywności przewietrzania wyrobisk drążonych w pokładzie 501,
- zmniejszenie mocy wentylatorów lutniowych,
- uzyskanie prawidłowych warunków klimatycznych w przodkach wymienionych wyrobisk ślepych bez konieczności stosowania przodkowych ziebiarek górniczych,
- poprawę warunków klimatycznych w ścianach 208a i 407a.

Wymienione zmiany wpłyną również korzystnie na poprawę warunków klimatycznych w wyrobiskach drążonych w pokładzie 501, powyżej poziomu 720 m.

5. Analiza możliwości uzyskania prawidłowych warunków klimatycznych dla maksymalnych wybiegów wyrobisk drążonych w pokładzie 501, poziom 720 m kopalni S

Maksymalne wybiegi pochylni IX i pochylni X będą wynosiły około 1250 m. Lutniociągi będą wówczas miały około 1300 m długości. Maksymalnej długości chodnika transportowego nie można obecnie podać, gdyż brak jest odpowiedniego rozeznania geologicznego. Dlatego też przyjęto, że również ten wybieg będzie nie większy niż 1250 m (rys. 4). Opór wypadkowy lutniociągu elastycznego o średnicy $D = 0,8$ m i długości 1300 m wyznaczono w następujący sposób:

Na rysunku 4 w prostokątnym układzie współrzędnych naniesiono krzywe zależności oporu właściwego lutniociągu od jego długości dla lutni metalowych o średnicach $D = 0,6$ m i $D = 0,8$ m. Wymienione krzywe wykreślono, korzystając z danych zestawionych w tablicy I.29 tomu III Poradnika Górnika i dla współczynnika nieszczelności lutniociągu $k = 0,0003 \text{ m}^3/(\text{N}^{1/2}\text{s})$ charakteryzującego zadowalające uszczelnienie lutnio-

ciągu. Następnie na rysunku tym naniesiono trzy punkty odpowiadające wyznaczonym oporom wypadkowym lutniociągów (bez pierwszych kolan 90°) ułożonych w pochylni IX, pochylni X i chodniku transportowym w pokładzie 501 na poziomie 720 m kopalni S. Wymienione trzy punkty wykorzystano do wykreślenia krzywej dotyczącej lutniociągu elastycznego o średnicy $D = 0,8$ m, przy czym zwrócono uwagę, aby kształt tej krzywej odpowiadał kształtowi krzywych odpowiadających lutniom metalowym o średnicach $D = 0,6$ m i $D = 0,8$ m. Uzyskana krzywa jest reprezentatywna dla lutniociągów elastycznych o średnicy $D = 0,8$ m stosowanych w wyrobiskach drążonych w pokładzie 501 na poziomie 720 m kopalni S.

Opór wypadkowy lutniociągu elastycznego o średnicy $D = 0,8$ m i długości $L = 1300$ m wyznaczony z rys. 4 wynosi $R_w = R_{\max} = 69 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$. Opór R_w naniesiono na rys. 3. Z rysunku tego widać, że wentylator lutniowy WLE-600 A zainstalowany na początku lutniociągu o oporze wypadkowym $R = 69 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$ będzie miał punkt pracy o następujących parametrach (rys. 3):

$$\begin{aligned} \text{wydajność} \quad \dot{V} &= 6,2 \text{ m}^3/\text{s}, \\ \text{spiętrzenie całkowite} \quad \Delta p_c &= 2580 \text{ N/m}^2, \\ \text{sprawność} \quad \eta &= 0,60. \end{aligned} \quad (\text{I})$$

Wentylator WLE-800 A zainstalowany na początku takiego lutniociągu będzie miał punkt pracy (rys. 3) o następujących parametrach:

$$\begin{aligned} \text{wydajność} \quad \dot{V} &= 7,2 \text{ m}^3/\text{s}, \\ \text{spiętrzenie całkowite} \quad \Delta p_c &= 3550 \text{ N/m}^2, \\ \text{sprawność} \quad \eta &= 0,62. \end{aligned} \quad (\text{J})$$

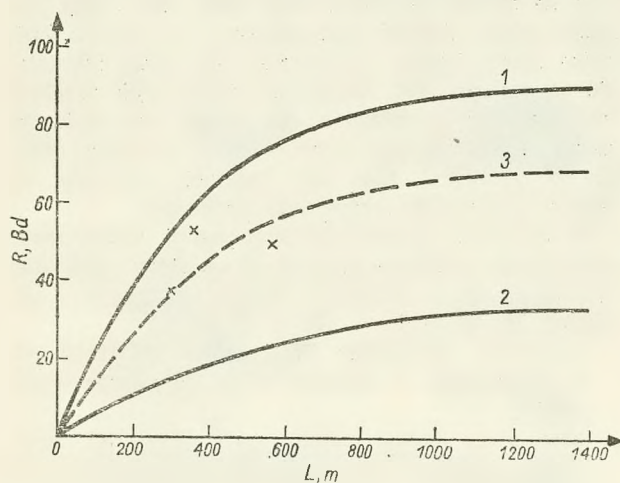
Przy stosowaniu wentylatora WLE-600 A powietrze przepływające przez wentylator zwiększa swoją temperaturę o $3,3^\circ\text{C}$, a przy stosowaniu wentylatora WLE-800 A — o $4,4^\circ\text{C}$ (tablica 4). Ponieważ przyjęto, że dla przewietrzania pochylni IX i chodnika transportowego stosowane będą wentylatory WLE-600 A, to na wylocie z wentylatorów uzyska się temperaturę powietrza o dwa stopnie niższą niż w stanie obecnym. Taki sam efekt uzyska się na wylocie z wentylatora WLE-800 A, w przypadku jego pracy w lutniociągu zainstalowanym w pochylni X.

Temperaturę powietrza u wylotu z lutniociągu można wyznaczyć na podstawie obliczeń prognostycznych [4], co jest konieczne zwłaszcza przy projektowaniu wentylacji drążonych wyrobisk. W niniejszej analizie wykorzystano wyniki badań doświadczalnych stosując następujące rozumowanie:

Przy obecnych wydajnościach wentylatorów lutniowych w lutniociągach stwierdzono przyrosty temperatury powietrza od $0,2$ do $0,4^\circ\text{C}$ (tablica 2), przy długościach lutniociągów od 420 do 590 m. Przy zbliżaniu się wyrobisk do docelowych długości (wybiegów) sytuacja będzie się przedstawiać następująco:

- wydajności wentylatorów lutniowych będą większe niż obecnie (średnio o $1,9 \text{ m}^3/\text{s} = 110 \text{ m}^3/\text{min}$);
- opory wypadkowe będą znacznie mniejsze od obecnych, co może poprawić sprawność lutniociągów;
- prędkości przepływu powietrza we wszystkich odcińkach lutniociągów będą większe od obecnych;
- temperatura pierwotna skał w otoczeniu przodku będzie niższa o około 3° niż na początku wyrobiska.

Wymienione fakty pozwalają sądzić, że powietrze w lutniociągu będzie się wolniej nagrzewało niż obec-



Rys. 4. Zależność oporu lutniociągu od jego długości. Lutniociąg metalowy: 1 — $D = 0,6$ m, 2 — $D = 0,8$ m; lutniociąg elastyczny 3 — $D = 0,8$ m

Tablica 5

OPÓR LUTNIOCIĄGU ORAZ PARAMETRY PRACY WENTYLATORA
PO ZAINSTALOWANIU WENTYLATORÓW W PRZECINCIE, PRZY $L = 1300$ M

Lp.	Wyrobnisko	Typ wentyla- tora (proponowany do zastosowa- nia)	Opór lutniociągu po zainstalo- waniu wentyla- torów w przecince przy $L = 1300$ m		Parametry punktu pracy wentylatora			
					spiętrzenie		wydajność	
					Δp_c		$\dot{V}$	
			Ns ² /m ⁸	kps ² /m ⁸	kp/m ²	N/m ²	m ³ /min	m ³ /s
1	pochylnia IX w pokładzie 501, z poz. 720 m	WLE-600 A WLE-800 A	69,0	7,0	263,0	2580	370	6,2
2	pochylnia X w pokładzie 501, z poz. 720 m				362,0	3550	430	7,2
3	chodnik transportowy w po- kładzie 501, poz. 720 m							

nie. Zachowując pożądaną ostrożność można przyjąć, że w lutniociągu powietrze będzie się ogrzewało najwyżej o $0,4^{\circ}\text{C}$ na każde 400 m długości lutniociągu. A zatem całkowity przyrost temperatury powietrza w lutniociągu na długości 1300 m będzie nie większy od $1,3^{\circ}\text{C}$. Uwzględniając przyrosty temperatury powietrza podczas jego przepływu przez wentylator uzyskuje się temperaturę powietrza u wylotu z lutniociągu w pochylni IX i w chodniku transportowym

$$t = 20^{\circ}\text{C} + 3,3^{\circ}\text{C} + 1,3^{\circ}\text{C} = 24,6^{\circ}\text{C}$$

oraz w pochylni X

$$t = 20^{\circ}\text{C} + 4,4^{\circ}\text{C} + 1,3^{\circ}\text{C} = 25,7^{\circ}\text{C}$$

Temperatury te są znacznie niższe od 28°C , dlatego też można przyjąć, że nawet wtedy, gdy temperatura powietrza w prądzie opływowym wzrosłaby o około 2°C możliwe byłoby uzyskanie prawidłowych warunków klimatycznych w przodkach rozpatrywanych wyrobisk, bez konieczności stosowania przodkowych ziębiarek górniczych.

Należy podkreślić, że w przeprowadzonej analizie przyjęto, że lutniociąg będzie prawidłowo uszczelniony. Obniżenie szczelności lutniociągu może oczywiście doprowadzić do wystąpienia trudnych warunków klimatycznych w przodkach omawianych wyrobisk ślepych.

6. Wniosek końcowy

Wykazano, że w niektórych przypadkach istnieją możliwości poprawy warunków klimatycznych w przodkach chodnikowych bez konieczności stosowania przodkowych ziębiarek górniczych. Dla znalezienia tych możliwości konieczne jest przeprowadzenie odpowiednich analiz wentylacji lutniowej.

Literatura

1. Praca zbiorowa, Poradnik Górnika, Tom 3, Dział I. Przewietrzanie kopalń. Katowice 1974, Wydawnictwo Śląsk.
2. Bystroń H., Wojtyczka A., Wawrowski E.: Metoda obliczania i regulowania kopalnianych lutniociągów nierozgałęzionych. Komunikat GIG nr 409, Katowice 1967, Wydawnictwo Śląsk.
3. Dokumentacja GIG z 1974 r., Symbol pracy 01.2.2. 04.05.05: Z optymalizowane metody prognozowania temperatury powietrza w ścianach i wyrobiskach ślepych z uwzględnieniem przodkowych ziębiarek górniczych.
4. Wacławik J.: Sposób obliczenia temperatury powietrza w wyrobiskach przygotowawczych drążonych w skałach o wysokiej temperaturze pierwotnej przewietrzanych lutniociągiem. Zeszyty Naukowe Akademii Górniczo-Hutniczej, Górnictwo, z. 17, 1968.

**Oszczędna gospodarka surowcami i materiałami
zadaniem każdego członka**

Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa

Wzmacnianie stropów klejem iniekcyjnym 116 w kopalni Staszic

Mgr inż. Bogdan Gajda, dr inż. Jerzy Smółka, mgr inż. Krzysztof Żywirski

Treść: Przedstawiono technologię wzmacniania skał stropowych w strefach zaburzonych tektonicznie, przebiegających diagonalnie w stosunku do frontów wybierkowych z zastosowaniem techniki sklejanie skał klejem iniekcyjnym 116. Omówiono również stosowanie metody przy prowadzeniu przebudów wyrobisk korytarzowych. Opierając się na wynikach uzyskanych w kopalni Staszic, podano efekty techniczne i ekonomiczne, jakie przynosi wzmacnianie warstw skalnych przez ich sklejanie.

1. Wprowadzenie

W przypadkach występowania w stropie skał słabych, kruchych lub spękanych następuje często opad skał bezpośrednio po odsłonięciu stropu, w wyniku czego tworzą się w stropie pustki sięgające niejednokrotnie do kilku metrów nad wyrobiskiem. Stanowi to nie tylko duże zagrożenie dla bezpieczeństwa pracującej w przodku załogi górniczej, ale wymaga również poważnych nakładów robocizny i materiałów dla zabezpieczenia wyrobiska oraz wpływa hamująco na przebieg procesów produkcyjnych. Trudności związane z opadem skał stropowych wymagają bowiem zastosowania takich zabiegów jak: zagęszczenie obudowy, wykonywanie szczelniejszej opinki, zastosowanie obudowy pomocniczej oraz kasztowanie pustek powstałych w wyniku obwałów skał stropowych.

Wymienione sposoby opanowywania opadów skał stropowych są bardzo pracochłonne, materiałochłonne oraz niebezpieczne, a przy tym nie zawsze skuteczne. W ostatnich latach w wielu krajach dla zapobiegania opadom skał stropu zastosowano wyprzedzające wzmacnianie tych skał przy użyciu syntetycznych środków wiążących. W polskim górnictwie węglowym również przeprowadzono próby wzmacniania skał stropowych żywicą mocznikowo-formaldyhdową o nazwie „Klej iniekcyjny 116”. Trudności występujące przy prowadzeniu robót eksploatacyjnych oraz przy przebudach wyrobisk korytarzowych skłoniły kopalnię Staszic do zastosowania tej metody dla ciągłego wzmacniania skał stropowych w rejonach występujących zaburzeń tektonicznych lub też przy lokalnych osłabieniach skał stropowych.

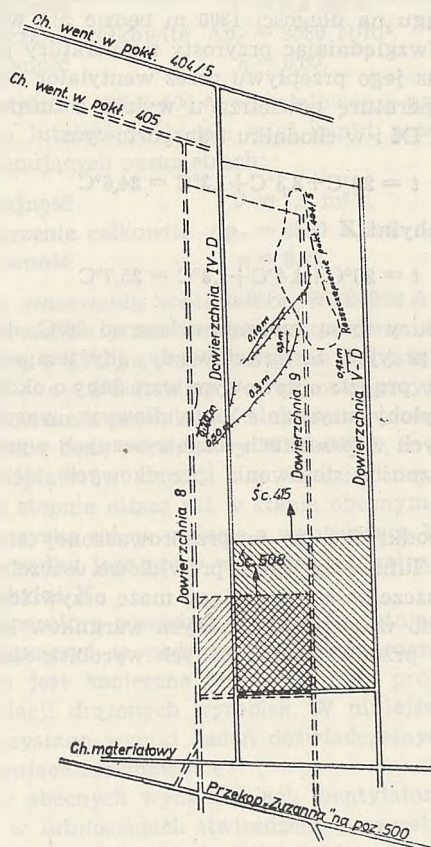
Jest to dotychczas jedno z nielicznych zastosowań tej metody w polskim górnictwie na skalę przemysłową w wyrobiskach eksploatacyjnych, a pierwsze przy przebudach wyrobisk korytarzowych.

2. Charakterystyka geologiczno-górnicza rejonu i wyrobisk, w których zastosowano wyprzedzające sklejanie skał stropowych

Wyprzedzające sklejanie skał stropowych zastosowano w kopalni Staszic w wyrobiskach eksploatacyjnych i przygotowawczych zlokalizowanych w polu D, które usytuowane jest w środkowo-wschodniej części obszaru górniczego kopalni. Przez pole D przebiega wiązka uskóków o kierunku NW-SE, zapadających ku południowemu-wschodowi. Wysokości zrzutów wahają się od 0,1 do 1,65 m (rys. 1). W zaburzonej uskókami strefie zasięg opadów skał stropowych dochodził do 2,50 m,

co w dużym stopniu utrudniało wybieranie pokładów 404/5 i 405 w polu D.

Pierwszym wyrobiskiem, w którym wprowadzono sklejanie warstw skał stropowych, była ściana 507 w pokładzie 405, który w polu D zalega na głębokości od 440 do 480 m, ma grubość zmieniającą się w granicach od 2,90 m do 3,40 m i jest nachylony w kierunku południowym pod kątem $3 \div 7^\circ$.



Rys. 1. Schematyczne usytuowanie ścian 415 w pokładzie 404/5 oraz 507 w pokładzie 405 z naniesioną wiązką uskóków

Strop pokładu 405 zbudowany jest z warstw łupków ilastych i piaszczystych, zalegających na przemianlegle, o łącznej grubości około 20 m, nad którym zalega eksploatowany pokład 404/5. Spąg pokładu tworzy dwu- dziestometrowa warstwa łupków ilastych, która stanowi strop nie eksploatowanego dotychczas pokładu 407/1. Pokład 405 został zaliczony do II kategorii zagrożenia metanowego, do klasy B zagrożenia pyłowego i jest skłonnym do samozapalenia. Pokład ten w po-

lu D jest aktualnie wybierany na całą grubość systemem ścianowym — poprzecznym z zawałem stropu, ścianami długości 150 m. Ściany wyposażone są: w obudowę zmechanizowaną firmy Rheinstahl typu SH70, przenośnik zgrzeblowy Rybnik 73 oraz kombajn Anderson-Mavor o zabiorze 0,6 m.

Jedną z dowierzchni przyścianowych likwidowano wraz ze ścianą, drugą natomiast chroniono rzędem stosów drewnianych o wymiarach $2,50 \times 2,50$ m, układanych z zużytych podkładów kolejowych i wypełnianych skałą płonna.

Omawiana wiązka uskoków przebiega w polu D diagonalnie do frontu wybierkowego pod kątem około 45° . W związku z tym miała ona wpływ na każdą ze ścian na długości około 150 m wzdłuż wybiegu ściany. Szerokość zaburzonej strefy wahała się od 30 do 50 m, a występujące w niej obwały dochodziły do 2,20 m i powodowały w ścianach z nie klejonym stropem zmniejszenie postępu z 3,60 m/d do 1,75 m/d, a więc zmniejszenie wydobywania oraz znaczny spadek wydajności.

Po uzyskaniu pozytywnych wyników w ścianie 507, wyprzedzające sklepienie słabych warstw stropowych wprowadzono w ścianie 415 w pokładzie 404/5, która również znajduje się w polu D i zaburzona jest tą samą wiaźką uskoków.

Pokład 404/5 w polu D zalega na głębokościach od 420 do 460 m i ma zmieniającą się grubość w granicach od 2,0 do 3,2 m. Strop bezpośredni tworzy warstwa łupku ilastego grubości od 0,7 do 7,0 m, nad którą zalega dość mocny łupek piaszczysty. Spąg pokładu tworzą naprzemianległe warstwy łupków piaszczystych i ilastych, o łącznej miąższości około 20 m.

Pokład 404/5 został zaliczony do III kategorii zagrożenia metanowego, do klasy B zagrożenia pyłowego i jest skłonny do samozapalenia.

Wypożażenie ścian w tym pokładzie jest identyczne jak w opisanej ścianie 507.

Zaburzenia w ścianach w pokładzie 404/5 występowały na długości około 120 m (wzdłuż wybiegu ściany), a szerokość zaburzonej strefy wynosiła od 20 do 40 m. Wysokości obwałów w ścianach nieklejonych osiągały 2,50 m.

Zaciskanie obudowy dowierzchni przyścianowych w strefie objętej wiązką uskoków w polu D było tak duże, że konieczna była przebudowa dowierzchni. Aby ograniczyć opad stropu w przebudowywanych dowierzchniach i poprawić warunki bezpieczeństwa wy-

konywania tych robót zastosowano również sklepienie popękanego stropu przed posuwającą się przebudową (rys. 4).

3. Organizacja i przebieg robót wzmacniających

3.1. Środki i sprzęt używany do wzmacniania skał

Do wzmacniania słabych lub naruszonych skał stropowych w wymienionych pokładach użyto żywicy mocznikowo-formaldehdowej o nazwie handlowej „Klej iniekcyjny 116”. Jako utwardzacza kleju użyto wodnego roztworu kwasu solnego oraz fosforanu jednoamowego. Aby zapewnić bezpieczne transportowanie utwardzacza (kwas solny), przygotowano go na powierzchni w następujących proporcjach:

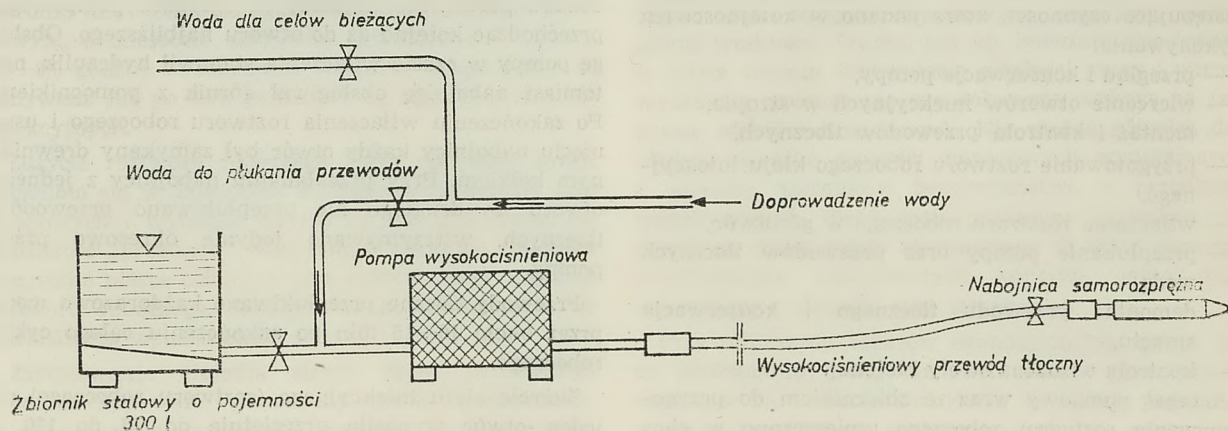
— woda	100 l
— fosforan jednoamonowy	4 kg
— kwas solny, techniczny	2,5 kg

Utwardzacz transportowano z powierzchni do wyrobisk górniczych w pojemnikach polietylenowych o pojemności 10 lub 20 l, zaś klej iniekcyjny w 200-litrowych beczkach stalowych.

Podstawowy sprzęt do wykonywania iniekcyjnych robót wzmacniających składał się z:

- pompy wysokociśnieniowej typu T-60/1500,
- zbiornika stalowego o pojemności 300 l z mieszal-
nikiem dla przygotowywania roztworów robo-
czych,
- wysokociśnieniowych przewodów tłocznych (waż-
 gumowy zbrojony $\varnothing$ 16 mm),
- nabojnic samorozprężnych z końcówkami stalo-
wymi (typ GESBO),
- wiertarki elektrycznej EWRO-600 z żerdziami spi-
ralnymi i raczkami $\varnothing$ 42 mm,
- osprzętu pomocniczego.

Roztwór roboczy, składający się z dawki „Kleju iniekcyjnego 116” oraz utwardzacza, przygotowywano bezpośrednio przed rozpoczęciem robót iniekcyjnych w takich proporcjach, by czas wiązania kleju wynosił około 30÷60 min. Zapewnia to wykonanie robót iniekcyjnych bez obawy stwardnienia kleju w przewodach tłocznych. Schemat instalacji służącej do wtłaczania robocznych roztworów kleju w górotwór przedstawiono na rysunku 2.

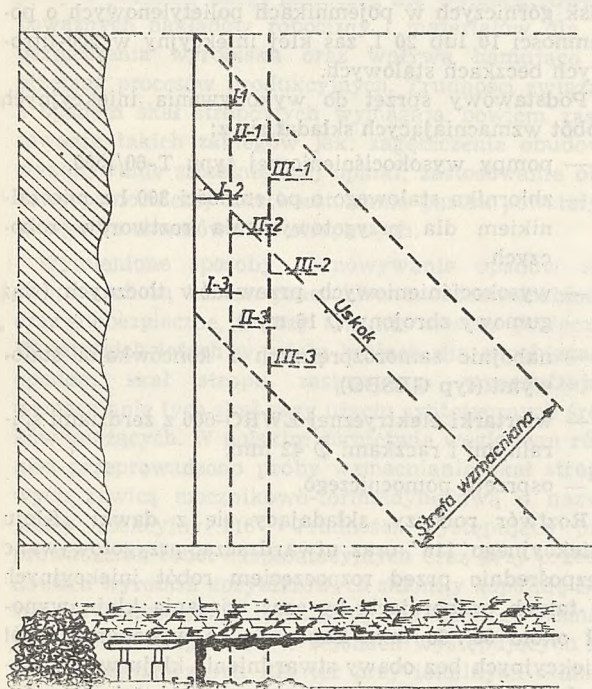


Rys. 2. Schemat instalacji iniekcyjnej

3.2. Wzmacnianie słabych skał stropowych w ścianach

Wzmacnianie skał stropowych w ścianach 507 (pokład 405) i 415 (pokład 404/5) prowadzono tylko w strefach spękanego stropu, czyli w najbliższym sąsiedztwie omawianej uprzednio wiązki uskoków. Szerokość strefy wzmacnianej wynosiła około 12÷15 m. W strefie tej wiercono do stropu zasadniczego, pod kątem 20°, po trzy wyprzedzające otwory wiertnicze długości 3,5÷4,0 m. Odległość między otworami wynosiła 5÷7 m. Następny rząd otworów wiercono po przesunięciu się czoła ściany o 2,5÷3,5 m. Rozmieszczenie otworów w ścianie przedstawiono schematycznie na rysunku 3. Ogółem odwiercono 168 otworów na 190 m łącznej długości wybiegów obu ścian.

Wszelkie roboty związane ze wzmacnianiem skał stropowych w ścianie wykonywała brygada złożona z trzech osób: hydraulika (mechanika), górnika i pomocnika, pracujących pod nadzorem osoby dozoru. Roboty te były wykonywane na zmianie „D”.



Rys. 3. Schemat rozmieszczenia otworów iniekcyjnych w ścianie

Pojedynczy cykl robót zabezpieczających obejmuje następujące czynności, które podano w kolejności ich wykonywania:

- przegląd i konserwacja pompy,
- wiercenie otworów iniekcyjnych w stropie,
- montaż i kontrola przewodów tłocznych,
- przygotowanie roztworu roboczego kleju iniekcyjnego,
- wtlaczanie roztworu roboczego w górotwór,
- przepłukanie pompy oraz przewodów tłocznych wodą,
- demontaż przewodu tłoczego i konserwacja sprzętu,
- kontrola wizualna strefy klejonej.

Agregat pompowy wraz ze zbiornikiem do przygotowywania roztworu roboczego umieszczano w chodniku pod- lub nadścianowym. Roztwór roboczy przy-

Tablica 1

HARMONOGRAM CZYNNOŚCI

Lp.	Czynność	Obłożenie	Czas pracy — godzina					
			1	2	3	4	5	6
1	przegląd pompy, przewodów tłocznych i oprzyrządowania	1 hydraulik						
2	przygotowanie sprzętu do wiercen i wiercenie otworów iniekcyjnych do stropu	1 górnik 1 pomocnik						
3	montaż przewodów tłocznych, kontrola szczelności i drożności	1 górnik 1 hydraulik 1 pomocnik						
4	przygotowanie roztworu roboczego	jak wyżej						
5	wtlaczanie roztworu roboczego w górotwór	jak wyżej						
6	przemycie i demontaż przewodów tłocznych, konserwacja sprzętu	jak wyżej						

gotowywano dopiero po zakończeniu trzech pierwszych z wymienionych czynności i po upewnieniu się co do prawidłowej pracy pompy, drożności i szczelności przewodów tłocznych oraz drożności otworów iniekcyjnych (możliwość wprowadzenia nabojnicy).

Aby prawidłowo przygotować wiążący roztwór iniekcyjny (optymalny czas wiązania około 30 min) wykonywano każdorazowo próby wiązania na małych próbkach o różnych proporcjach kleju iniekcyjnego i utwardzacza. Stosunek ten wahał się w granicach od 4:1 do 5:1. W praktyce do jednej 200-litrowej beczki kleju dodawano 40 do 50 litrów utwardzacza, sporządzanego uprzednio na powierzchni według receptury w punkcie 3.1.

Wtlaczanie roztworu roboczego rozpoczynano od otworu położonego najdalej od agregatu pompowego, przechodząc kolejno aż do otworu najbliższego. Obsługę pompy w czasie wtlaczania stanowił hydraulik, natomiast nabojnicę obsługiwał górnik z pomocnikiem. Po zakończeniu wtlaczania roztworu roboczego i usunięciu nabojnicy każdy otwór był zamykany drewnianym kołkiem. Przy przekładaniu nabojnicy z jednego otworu do drugiego nie przepłukiwano przewodów tłocznych, wstrzymywano jedynie okresowo pracę pompy.

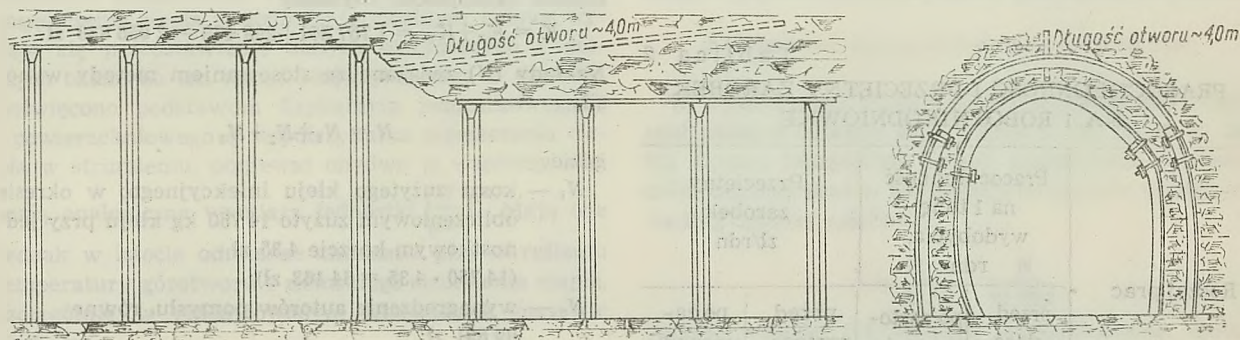
Przewody tłoczne przepłukiwano każdorazowo wodą przez około 10÷15 min po zakończeniu całego cyklu roboczego.

Zużycie kleju iniekcyjnego (roztworu roboczego) na jeden otwór wynosiło przeciętnie od 70 do 120 l. W partiach bardziej zaburzonych zużycie wzrastało do

200 l na jeden otwór. Efekty wzmacniania stropu były bardzo wyraźne. Zastosowanie sklejanie skał stropowych w partiach zaburzonych uskokami wyeliminowało całkowicie opady stropu, które poprzednio sięgały do wysokości 2,5 m. Tym samym przywrócone zostały właściwe warunki pracy w przodkach ścianowych, co zapewniło prawidłowy postęp frontów ścianowych i osiągnięcie planowanego wydobycia.

3.3. Wzmacnianie skał stropowych przy przebudowie chodników przyścianowych

Wzmacnianie stropu klejem iniekcyjnym zastosowano również przy przebudowie zaciśniętego chodnika przyścianowego między ścianami 507 i 508 w pokładzie 405. Przebudowa chodnika wyprzedzała front eksploatacji ściany 507 o 20 m. Wzmacniania stropu dokonywano z wyprzedzeniem co najmniej jednej zmiany (około 6 godzin) w stosunku do zmiany przebudowywanej chodnik.



Rys. 4. Schemat położenia otworu iniekcyjnego przy przebudowie chodnika

Dla sklejanie skał stropowych w czole przybierki wiercono centralnie położony otwór wyprzedzający długości 3,0 m nachylony do płaszczyzny stropu pod kątem 20° (rys. 4). Wiercenie większej liczby otworów było niepotrzebne. Odstęp pomiędzy kolejnymi otworami wzdłuż podłużnej osi chodnika wynosił 2,5 m, co zapewniało nakładanie się kolejnych stref wzmocnionego stropu. Odpowiadało to równocześnie planowanemu dobowemu postępowi przebudowy chodnika, wynoszącemu również 2,5 m. Cykl robót oraz skład brygady wykonującej sklepanie były analogiczne jak przy wzmacnianiu stropów w ścianach. Czas wykonywania tych robót, z uwagi na mniejszy zakres i dogodniejsze warunki (niewielkie odległości między agregatem pompowym, a miejscem sklepania), był krótszy i wynosił $2,5 \div 3,0$ godzin. Przebudowa chodnika mogła być wykonywana już po dwu godzinach od zakończenia robót iniekcyjnych.

Zużycie roztworu roboczego kleju na jeden otwór zmieniało się w zależności od stopnia naruszenia skał stropowych i wynosiło od 100 do 150 l. Z uwagi na możliwość „przebicia” wtłaczanego kleju do chodnika stosowano niższe ciśnienia oraz krótsze czasy wiązania roztworu roboczego. Stosunek kleju iniekcyjnego do utwardzacza wynosił około 4 : 1.

Zastosowanie klejenia stropu przed przebudową chodnika zapewniło planowany postęp przebudowy, a równocześnie polepszyło warunki bezpieczeństwa przy wykonywaniu tych robót. Zmniejszył się również

bardzo opad skał stropowych w czasie przebudowy, co pociągnęło za sobą zmniejszenie odstawy skały płonnej.

4. Efekty techniczne i ekonomiczne wzmacniania słabych skał stropowych w kopalni Staszic

Zastosowanie metody sklejanie słabych skał stropowych w wyrobiskach ścianowych i chodnikowych (przy przebudowie) doprowadziło do wyeliminowania opadów skał stropowych, występujących w strefach zaburzeń tektonicznych. Efekty techniczne wynikające z zastosowania omawianej metody polegają na:

- znacznym zwiększeniu bezpieczeństwa pracy zarówno w przodkach ścianowych, jak i przy przebudowie chodników,
- zapewnieniu ciągłości procesów eksploatacyjnych w ścianach,
- zwiększeniu postępu w przodkach ścianowych i przy przebudowie chodnika

- zwiększeniu wydobycia i wydajności w przodkach ścianowych,
- zmniejszeniu zużycia drewna do wypełniania pustek powstałych wskutek opadu skał stropowych,
- zmniejszeniu zanieczyszczenia urobku skałą płonną,
- zmniejszeniu obciążenia transportu dołowego dzięki zmniejszeniu zużycia drewna i zmniejszonej ilości skały płonnej.

Te niewątpliwe korzyści techniczne, wynikające z zastosowania metody pozwalającej na prowadzenie ścian w strefach tektonicznie zaburzonych bez niebezpiecznych, ograniczających postęp opadów skał stropowych, przynoszą konkretne efekty ekonomiczne. Ilościowe ujęcie tych korzyści finansowych napotyka jednak pewne trudności. Trudno jest np. jednoznacznie ocenić, w jakim stopniu zapewnienie ciągłości pracy i wzrost wydobycia zmianowego czy dobowego wpływa na poprawę efektów finansowych. Nie można również dołącznie określić korzyści finansowych wynikających z poprawy warunków bezpieczeństwa w przodkach wydobywczych. Te i inne przyczyny powodują, że określone dalej efekty ekonomiczne są tylko pewnym przybliżeniem rzeczywistych korzyści, jakie daje wzmacnianie słabych skał stropowych.

Przy obliczaniu efektów ekonomicznych oparto się na porównaniu pracochłonności robót i przeciętnych zarobków na 1 robotnikodniówkę w okresie przed zastosowaniem klejenia skał stropowych i po zastosowaniu tej metody. Jako dane wyjściowe obliczenia tych

efektów przyjęto zestawienia dniówek i zarobków według oddziałowych stanowisk kosztów i ich rodzajów (wzór AR-49) w oddziale, w którym zastosowano sklejanie. Określając efekty ekonomiczne, uwzględniono następujące elementy:

1. Oszczędności w kosztach robocizny wynikające ze zmniejszenia pracochłonności robót:
 - w ścianach węglowych,
 - przy utrzymywaniu wyrobisk (chodników),
 - przy transporcie materiałów.
2. Oszczędności w kosztach materiałowych, wynikające ze zmniejszonego zużycia drewna.
3. Nakłady związane z zastosowaniem sklejanie:
 - dodatkowe zużycie materiałów (zużycie kleju iniekcyjnego),
 - wynagrodzenie autorów wynalazku,
 - amortyzacja aparatury i urządzeń do wtłaczania roztworu kleju w górotwór.

Przytoczone zestawienie (tablica 2) efektów ekonomicznych dotyczy okresu 5-miesięcznego stosowania metody sklejanie skał stropowych w ścianach 507 i 415.

Tablica 2

**PRACOCHOŃNOŚĆ I PRZECIĘTNY ZAROBEK
NA 1 ROBOTNIKODNIÓWKĘ**

Rodzaj prac	Pracochłonność na 1 tonę wydobycia, rdn		Przeciętny zarobek zł/rdn	
	przed zastosowa- aniem klejenia	po zasto- sowaniu klejenia	przed zastosowa- aniem klejenia	po za- stosowa- niu klejenia
W ścianie	0,064	0,052	288,48	282,02
Utrzymanie wy- robisk	0,020	0,017	254,48	250,26
Transport	0,010	0,006	178,61	178,74

W okresie tym wydobyte całkowite wyniosło 233 347 t. Zużycie kleju iniekcyjnego w tym okresie wyniosło 14 750 kg.

Na efekty ekonomiczne E składać się będą oszczędności wynikające ze zmniejszenia kosztów robocizny K_r , kosztów materiałowych K_m , pomniejszone o nakłady N związane z zastosowaniem metody

$$E = K_r + K_m - N$$

Oszczędności w robociznie, na podstawie danych tablicy 2, wyniosły:

a) w ścianie

$$K_{rs} = (0,064 \cdot 288,48) - (0,052 \cdot 282,02) \cdot 233\,347 = 886\,177 \text{ zł}$$

b) przy utrzymaniu wyrobisk

$$K_{rw} = (0,020 \cdot 254,48) - (0,017 \cdot 250,26) \cdot 233\,347 = 194\,887 \text{ zł}$$

c) przy transporcie

$$K_{rt} = (0,010 \cdot 178,61) - (0,006 \cdot 178,74) \cdot 233\,347 = 166\,530 \text{ zł}$$

Łączne oszczędności w robociznie wyniosły:

$$K_r = 886\,177 + 194\,887 + 166\,530 = 1\,247\,594 \text{ zł}$$

Po uwzględnieniu obowiązujących narzutów na płace w wysokości 40,86% całkowite oszczędności na robociznie wyniosły

$$K_r = 1\,247\,594 + 509\,767 = 1\,757\,361 \text{ zł}$$

Dla określenia oszczędności wynikających ze zmniejszenia zużycia drewna wykorzystano zużycie drewna zarejestrowane przed zastosowaniem sklejanie i po jego zastosowaniu. Wynosiło ono:

przed zastosowaniem: 1392 m³ (przy wydobywaniu 312 045 t)
po zastosowaniu: 718 m³ (przy wydobywaniu 233 347 t)
Jednostkowe zużycie drewna wynosiło odpowiednio 4,46 oraz 3,08 m³ na 1000 t wydobywania.

Oszczędności w zużyciu drewna przy koszcie 1 m³ równym 930 zł wyniosły zatem

$$K_m = (4,46 - 3,08) \cdot 233\,347 \cdot 930 = 299\,478 \text{ zł}$$

Łączne oszczędności wyniosły

$$K = K_r + K_m = 1\,757\,361 + 299\,478 = 2\,056\,839 \text{ zł}$$

Nakłady (N) związane ze stosowaniem metody wyniosły

$$N = N_1 + N_2 + N_3$$

gdzie

N_1 — koszt zużytego kleju iniekcyjnego; w okresie obliczeniowym zużyto 14 750 kg kleju przy jednostkowym koszcie 4,35 zł
(14 750 · 4,35 = 64 163 zł);

N_2 — wynagrodzenie autorów pomysłu, równe 99 691 zł;

N_3 — amortyzacja aparatury i urządzeń; tych kosztów nie określano przyjmując, że równoważą je oszczędności wynikające ze zmniejszenia zanieczyszczenia urobku skałą płoną.

Nakłady związane z zastosowaniem metody sklejanie wyniosły zatem

$$N = N_1 + N_2 = 64\,163 + 99\,691 = 163\,854 \text{ zł.}$$

Ostateczne efekty ekonomiczne uzyskane w okresie pięciomiesięcznego stosowania metody sklejanie skał stropowych w dwu ścianach oraz w chodniku przyścianowym wyniosły

$$E = K - N = 2\,056\,839 - 163\,854 = 1\,892\,985 \text{ zł.}$$

Jednostkowe zmniejszenie kosztów wydobywania 1 tony węgla wyniosło w tym przypadku

$$1\,892\,985 : 233\,347 = 8,11 \text{ zł/t.}$$

Literatura

Biliński A. + Zespół: Kryteria doboru schematów obudowy indywidualnej i zmechanizowanej dla wyrobisk ścianowych. Katowice 1973, Opracowanie GIG.

Smolka J. + Zespół: Wytyczne prowadzenia prac związanych z klejeniem skał stropowych wraz z instrukcją sporządzania roztworów roboczych kleju iniekcyjnego. Katowice 1976. Dokumentacja GIG, maszynopis.

Wpływ zmienności litologicznej masywu skalnego na warunki cieplne i rozkład temperatury w profilu pionowym górotworu

Prof. dr hab. inż. Kłazimierz Chmura

Treść: Przedstawiono wyniki badań nad wpływem zmian litologicznych skał na warunki cieplne górotworu. Wykazano różnicę między jednostkowym a powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu. Na przykładzie trzech otworów wiertniczych podano rozkład temperatury w profilu pionowym, ustalony na podstawie właściwości cieplnych skał, oraz informacyjnie wskazano na możliwości wykorzystania energii cieplnej w niektórych dziedzinach górnictwa.

1. Wstęp

W związku z dyskusją, która odbyła się z początkiem 1976 r. w Zespole Geotermicznym Komisji Prognozowania Górnictwa Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa w Katowicach na temat metody wyznaczania temperatury w górotworze i współczynników zagęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym, celowe wydaje się przedstawienie danych otrzymanych z dalszych badań na ten temat. Najwięcej czasu w dyskusji poświęcono podstawom fizykalnym jednostkowego $\dot{q}$ i powierzchniowego $\bar{q}$ współczynnika zagęszczenia ciepła w strumieniu, ponieważ obydwa te współczynniki mają analogiczne wymiary jednostki $\left(\frac{W}{m^2}\right)$. Mają one jednak w istocie odmienne znaczenie przy określaniu temperatury górotworu i ziemskiego strumienia ciepła, szczególnie w zróżnicowanym litologicznie masywie skalnym.

Jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu $\dot{q}$ jest, podobnie jak współczynnik przewodzenia ciepła λ , zasadniczym elementem obliczania temperatury górotworu, która z kolei jest podstawą wyznaczenia powierzchniowego $\bar{q}$ współczynnika zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym. W artykule niniejszym omówione zostaną w dużym skrócie współzależności między poszczególnymi współczynnikami cieplnymi dotyczącymi zmian petrograficznych skał a zmiennością litologiczną kompleksów skalnych w górotworze.

2. Krótki przegląd dotychczasowych badań geotermicznych

Metodami wyznaczania temperatury górotworu i ziemskiego strumienia ciepła zajmowano się już od dawna w wielu krajach [1, 3, 7, 10, 19, 21, 23, 27, 28, 30, 41, 43, 45, 49, 50, 51]. Szczególnie w ostatnich latach przeprowadzono wiele obserwacji i pomiarów kompleksów skalnych z punktu widzenia przepływu energii cieplnej z głębszych partii skorupy ziemskiej do jej wierzchnich części [8, 11, 13, 15, 16, 17, 20, 22, 24, 25, 33, 40]. Energia cieplna i jej powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu oraz charakter rozkładu tego współczynnika na znacznych obszarach w masywach skalnych skorupy ziemskiej stanowią potencjalne elementy geotermiczne w opracowaniach warunków hydrogeologicznych, roponośnych i gazonośnych oraz w wykrywaniu i ustalaniu struktur

wgłębnich. W związku z tym metody wyznaczania temperatury w górotworze i ziemskiego strumienia ciepła są ciągle doskonalone i uściślane, gdyż od prawidłowego wyznaczenia tych geotermicznych elementów strukturalnych zależeć będzie w dalszej kolejności dokładność danych dotyczących między innymi budowy geologicznej głębszych partii skorupy ziemskiej.

2.1. Badania nad przewodnością cieplną skał

W wyznaczeniu współczynnika przewodzenia ciepła skał nastąpił ostatnio duży postęp [7, 10, 15, 21, 27, 30, 51]. Oprócz klasycznych metod wyznaczania przewodności cieplnej skał w warunkach termicznie ustalonych według ogólnej zależności

$$\lambda = \frac{\dot{Q} \cdot \delta}{A \cdot \Delta \theta} \quad \frac{W}{m \cdot deg}$$

istnieją metody już bardziej unowocześnione, zautomatyzowane, do bezpośredniego otrzymywania wartości liczbowych współczynnika przewodzenia ciepła [30, 32]. Znane są urządzenia do bezpośredniego określania przewodności cieplnej w górotworze oraz urządzenia uwzględniające w pomiarach ciśnienie i własności fizyczne skał. Ustalono są w tym zakresie diagramy współzależności między przewodnością cieplną skał a innymi właściwościami górotworu. Wyprowadzono λ zależne od prędkości rozchodzenia się w masach skalnych fal ultradźwiękowych. Wszystkie urządzenia sporządzone są na układach scalonych z termistorami, a wyliczenia dokonywane są na komputerach.

2.2. Doświadczenia w zakresie pomiarów temperatury w górotworze.

Pomiar temperatury w górotworze dokonywany jest metodą bezpośrednią i pośrednią. W tej ostatniej wykorzystywane są właściwości cieplne skał. Do pomiaru temperatury metodą bezpośrednią w otworach wiertniczych i wyrobiskach górniczych wykorzystywane są precyzyjne mierniki termoelektryczne z automatyczną rejestracją. Mierniki te dają dość dokładny pomiar. Ostatnio wprowadzono w górnictwie naftowym i pracach wiertniczych metodę ciągłego pomiaru temperatury zarówno urządzeń zwiercających, jak i calizny przewiercanych skał.

W trakcie wiercenia pomiar temperatury jest w pewnym sensie utrudniony, a to ze względu na długotrwałą stabilizację strumienia cieplnego w górotworze. Okres stabilizacji waha się w dość dużych granicach; niekiedy wynosi on 6 miesięcy w zależności od sto-

sunków geologiczno-litologicznych górotworu i warunków hydrogeologicznych. W związku z tym korzystne jest ustalenie temperatury metodą pośrednią. Na temat tej metody istnieją liczne opracowania, które podają wzory funkcyjnej zależności między temperaturą a współczynnikami cieplnymi przewierczanych skał.

3. Badania w zakresie wpływu niektórych czynników litologiczno-geologicznych na właściwości cieplne skał i górotworu

W celu stwierdzenia wpływu zmian litologicznych kompleksów skalnych masywu zbadano trzy otwory wiertnicze, z których pobrano około 150 próbek skał z różnych odmian petrograficznych dla określenia właściwości cieplnych. W tych trzech otworach profile litologiczne różniły się między sobą i to zarówno grubością poszczególnych warstw skalnych, jak i charakterem petrograficznym. Wyniki otrzymane z badań

Tablica 1

WSPÓŁCZYNNIK PRZEWODZENIA CIEPŁA I JEDNOSTKOWY WSPÓŁCZYNNIK ZAGĘSZCZENIA CIEPŁA W STRUMIENIU

Rodzaje skał badanych dla określenia temperatury górotworu	Współczynnik przewodzenia ciepła		Jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu	
	$\lambda \frac{W}{m \text{ deg}}$		$q \frac{W}{m^2} \cdot 10^{-3}$	
	skrajne wartości	średnie wartości	skrajne wartości	średnie wartości
Piaskowce	1,05÷5,93	2,62	0,331÷0,946	0,672
Mułowce	1,38÷3,75	2,61	0,547÷0,886	0,771
Iłowce	1,74÷3,45	2,46	0,420÷0,860	0,573
Margle	2,01÷2,86	2,02	0,489÷0,692	0,536
Wapienie	1,44÷2,98	1,88	0,557÷0,797	0,667
Wapienie dolomityczne	2,91÷3,96	3,46	0,521÷0,381	0,727
Dolomity	3,66÷5,87	4,87	0,730÷0,839	0,649
Anhydryty	4,54÷6,12	5,40	0,783÷0,984	0,844
Sole	4,47÷4,89	4,62	0,808÷0,828	0,817
Żwirry	1,48÷2,80	2,10	0,346÷0,561	0,446
Piaski	1,02÷1,92	1,42	0,311÷0,401	0,388
Mułki	1,12÷2,31	1,59	0,292÷0,500	0,392
Iły	0,93÷1,52	1,37	0,343÷0,375	0,362
Glina	1,43÷1,46	1,44	0,361÷0,365	0,363
Węgiel brunatny z iłem	1,21÷1,27	1,24	0,316÷0,324	0,320
Węgiel kamienny	0,27÷0,81	0,56	0,231÷0,283	0,256

laboratoryjnych ujęto w tablicach 1 i 2. Współczynnik przewodzenia ciepła i jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym (tabl. 1) oraz właściwą pojemność cieplną (tabl. 2) ustalono w temperaturze 20°C, natomiast współczynnik wyrównywania temperatury przez skały i powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu górotworu wyznaczono rachunkowo (tabl. 2). Nie będziemy tutaj

omawiać współczynnika przewodzenia ciepła, gdyż zostało to już omówione w innych pracach, omówimy natomiast jednostkowy i powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu.

3.1. Jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym $\dot{q}$.

Współczynnik ten charakteryzuje intensywność przepływu ciepła przez skałę przy określonej przewodności cieplnej i właściwej pojemności cieplnej oraz gęstości przestrzennej. W zależności od wielkości współczynnika przewodzenia ciepła w ustalonych warunkach termicznych jednostkowy współczynnik jest charakterystyczny dla danego typu skały i jej budowy petrograficznej jako ciała anizotropowego. Z definicji tego współczynnika wynika, że każda odmiennie zbudowana skała będzie się cechować odmiennym przepływem przez nią energii cieplnej w jednostce czasu i na jednostkę powierzchni. Wartości liczbowe współczynnika zagęszczenia ciepła w strumieniu przepływającym przez skałę, przy uwzględnieniu przewodności cieplnej materiału skalnego, są różne i odzwierciedlają faktyczny stan termodynamiczny strumienia cieplnego danej skały. Całkowity strumień cieplny dla określonej skały jest ujmowany zależnością

$$\dot{Q} = \dot{q} \cdot A \quad W$$

$$\dot{q} = \frac{\dot{Q}}{A} \quad \frac{W}{m^2}$$

gdzie

$\dot{Q}$ — całkowita energia cieplna, W,

$\dot{q}$ — zagęszczenie ciepła w strumieniu dla określonej ilości energii, $\frac{W}{m^2}$,

A — pole powierzchni, m².

Natomiast jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu w odniesieniu do skały wiąże się z następującą zależnością

$$\dot{q} = \frac{d^2 Q}{dA \cdot d\tau} \quad \frac{W}{m^2}$$

gdzie

$\dot{Q}$ — całkowite ciepło, jakie przepływnie w ciągu jednostki czasu na jednostkę powierzchni przy określonej jednostkowej przewodności cieplnej, W,

τ — czas, s.

Praktycznie wyznaczamy ilość energii cieplnej, jaka przejdzie w ustalonych warunkach termicznych przez skałę o określonej powierzchni i grubości z energii elektrycznej, a więc

$$\dot{Q} = I \cdot U = \frac{J}{S} = W$$

Wychodząc z tych współzależności, jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu wyliczano dla wszystkich badanych odmian skał (p. tabl. 1). Badania wykazały, że skały pod względem zdolności przewodzenia ciepła i odprowadzania go wykazują dość dużą anizotropowość. Zaznacza się to wyraźnie w wielkości liczb otrzymanych z jednostkowego współczynnika zagęszczenia ciepła w strumieniu. Innymi wielkościami cechują się piaskowce, innymi mułowce i iłowce, a jeszcze innymi skały węglanowe

Tablica 2

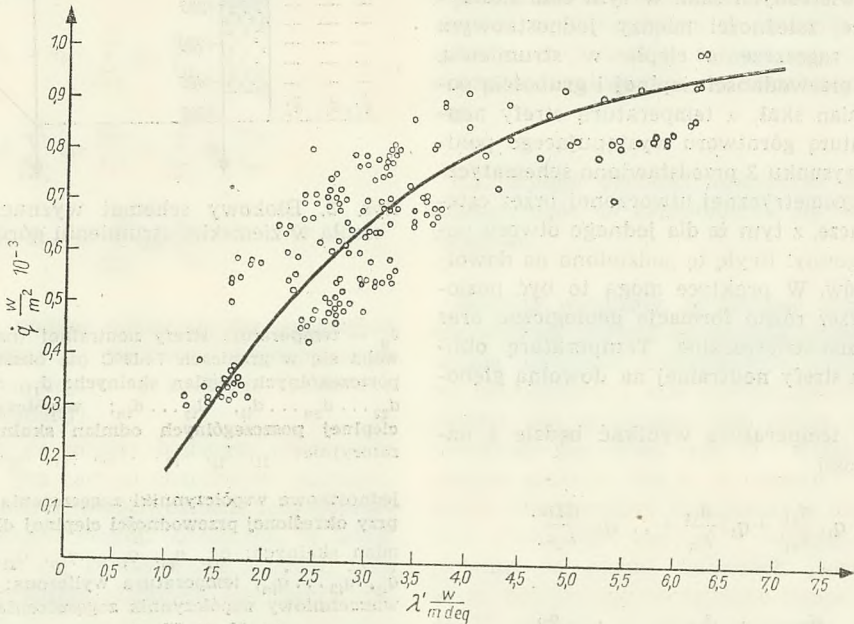
WŁAŚCIWA POJEMNOŚĆ CIEPLNA, WSPÓŁCZYNNIK WYRÓWNYWANIA TEMPERATURY
ORAZ POWIERZCHNIOWY WSPÓŁCZYNNIK ZAGĘSZCZENIA CIEPŁA W STRUMIENIU

Rodzaje skał badanych dla określenia temperatury	Właściwa pojemność ciepna skał C		Współczynnik wyrówny- wania temperatury przez skały Q		Powierzchniowy współ- czynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu usta- lony na podstawie tem- peratury q	
	$\frac{J}{kg \cdot ^\circ C} 10^3$		$\frac{m^2}{s} 10^{-6}$		$\frac{W}{m^2} 10^{-3}$	
	skrajne wartości	średnie wartości	skrajne wartości	średnie wartości	skrajne wartości	średnie wartości
Piaskowce	0,908÷1,038	0,973	0,518÷2,140	1,196	29,3÷129,5	72,33
Mulowce	0,934÷1,063	1,006	0,525÷1,547	1,006	22,3÷122,7	80,49
Iłowce	0,883÷1,247	1,026	0,589÷1,353	0,947	21,6÷224,0	70,77
Margle	0,860÷0,993	0,951	0,498÷1,277	0,812	39,1÷62,4	50,88
Wapienie	0,850÷0,967	0,932	0,675÷1,344	0,991	66,2÷97,3	73,85
Wapienie dolomityczne	0,821÷1,010	0,992	0,532÷1,622	1,099	63,1÷95,3	82,01
Dolomity	0,783÷0,929	0,929	2,202÷2,860	2,391	78,3÷86,90	80,30
Anhydryty	0,883÷0,950	0,916	1,750÷2,415	2,048	69,2÷90,8	79,34
Sole	0,921÷0,963	0,939	2,183÷2,445	2,283	78,2÷90,8	85,00
Zwiry	0,996÷1,099	1,000	0,780÷0,989	0,880	39,5÷70,1	59,50
Piaski	0,971÷0,984	0,977	0,855÷0,887	0,871	35,8÷71,9	60,80
Mułki	0,823÷0,962	0,855	0,790÷0,999	0,890	40,1÷62,8	50,20
Iły	0,929÷1,218	1,032	0,487÷0,905	0,749	21,7÷57,6	39,70
Gлина	0,981÷0,952	0,959	0,781÷0,810	0,791	39,8÷0,600	50,5
Węgiel brunatny z iłem	0,980÷1,009	0,994	0,874÷0,888	0,881	55,9÷58,8	57,35
Węgiel kamienny	0,721÷0,802	0,692	0,100÷0,700	0,392	44,2÷51,1	45,80

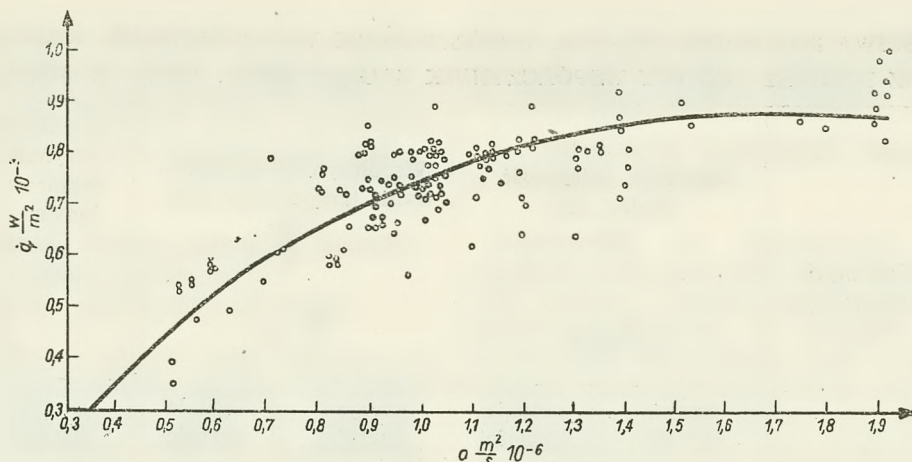
i siarczanowe oraz sole (p. tabl. 1 i 2). Omawiany współczynnik jest funkcyjnie zależny od przewodności cieplnej. Wykazuje to wyraźnie diagram (rys. 1). Wynika z niego, że wszystkie punkty pomiarowe różnych rodzajów skał układają się wokół krzywej logarytmicznej, dla której wyprowadzono następującą po-

$$\dot{q} = 0,55 \ln \left(\lambda + \frac{1}{2} \right)$$

Podobna zależność istnieje między jednostkowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu a współczynnikiem wyrównywania temperatury α . Na rysunku 2 przedstawiono przebieg krzywej, dla której



Rys. 1. Zależność funkcyjna między jednostkowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu a współczynnikiem przewodzenia ciepła



Rys. 2. Zależność funkcyjną między jednostkowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu a współczynnikiem wyrównywania temperatury

wyprowadzono równanie $\dot{q} = 0,36 \ln(5\alpha + 2)$

Jak wynika z podanych równań i przebiegu krzywych (rys. 1, 2), omawiany współczynnik jest funkcyjnie zależny od przewodności cieplnej oraz wyrównywania temperatury przez skały. W związku z tym jest on jednostkową cechą stanu termodynamicznego każdej odmiany skał.

3.2. Wyznaczenie temperatury górotworu na podstawie właściwości cieplnych skał.

Wykonane na podstawie wierceń profile litologiczne przewierconych masywów skalnych, przez które przechodziły trzy analizowane otwory, pozwoliły określić dokładną grubość poszczególnych warstw oraz zlokalizować próbki pobrane do badań laboratoryjnych właściwości cieplnych (λ , $\dot{q}$, c , ρ). Uzyskane w ten sposób dane pozwoliły na wyznaczenie temperatur na dowolnej głębokości profili geologicznych.

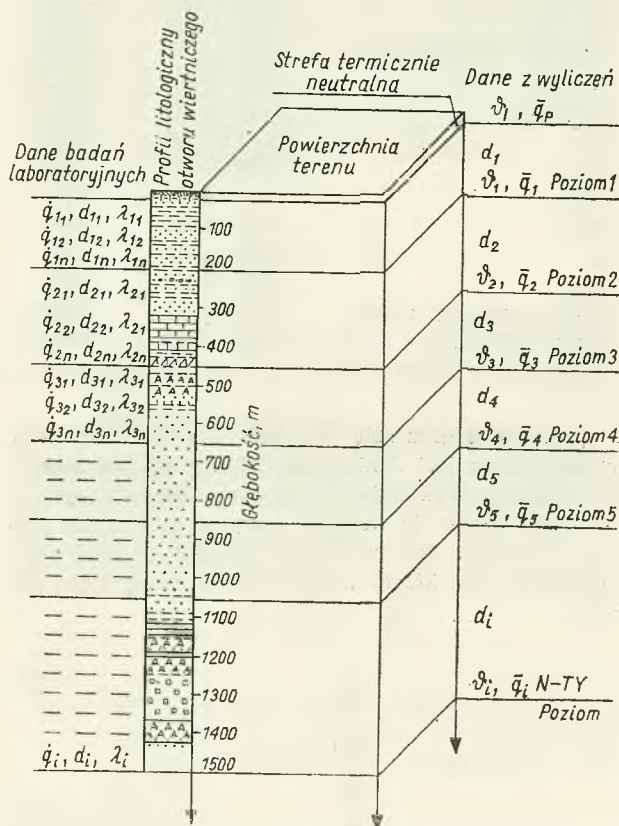
Po zbadaniu przewodności cieplnej próbek skalnych pobranych z wszystkich możliwych odmian petrograficznych można z dość dużą dokładnością wyznaczyć temperaturę przewierconych skał. W tym celu skorzystano z istniejącej zależności między jednostkowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu, współczynnikiem przewodności cieplnej i grubością poszczególnych odmian skał, a temperaturą strefy neutralnej i temperaturą górotworu występującego poniżej tej strefy. Na rysunku 3 przedstawiono schematycznie model bryły geometrycznej utworzonej przez cztery otwory wiertnicze, z tym że dla jednego otworu podano profil litologiczny. Bryłę tę podzielono na dowolną liczbę poziomów. W praktyce mogą to być poziomy utworzone przez różne formacje geologiczne oraz procesy tektoniczno-strukturalne. Temperaturę obliczono od poziomu strefy neutralnej na dowolną głębokość.

Dla poziomu 1 temperatura wynikać będzie z następującej zależności

$$\vartheta_1 = \vartheta_p + \dot{q}_{11} \frac{d_{11}}{\lambda_{11}} + \dot{q}_{12} \frac{d_{12}}{\lambda_{12}} + \dots + \dot{q}_{1n} \frac{d_{1n}}{\lambda_{1n}}$$

Dla poziomu 2

$$\vartheta_2 = \vartheta_1 + \dot{q}_{21} \frac{d_{21}}{\lambda_{21}} + \dot{q}_{22} \frac{d_{22}}{\lambda_{22}} + \dots + \dot{q}_{2n} \frac{d_{2n}}{\lambda_{2n}}$$



Rys. 3. Blokowy schemat wyznaczania temperatury ciepła w ziemskim strumieniu górotworu (przykład)

ϑ_p — temperatura strefy neutralnej (na głębokość 20÷30 m) waha się w granicach 7÷10°C (na obszarze Polski); grubość poszczególnych odmian skalnych: $d_{11}, d_{12}, d_{13}, d_{1n}, d_{21}, d_{22}, d_{23}, \dots, d_{2n}, \dots, d_{i1}, d_{i2}, \dots, d_{in}$; współczynniki przewodności cieplnej poszczególnych odmian skalnych określone laboratoryjnie: $\lambda_{11}, \lambda_{12}, \lambda_{13}, \dots, \lambda_{1n}, \lambda_{21}, \lambda_{22}, \lambda_{23}, \dots, \lambda_{2n}, \dots, \lambda_{i2}, \dots, \lambda_{in}$;

jednostkowe współczynniki zagęszczenia ciepła w strumieniu przy określonej przewodności cieplnej dla poszczególnych odmian skalnych: $\dot{q}_{11}, \dot{q}_{12}, \dot{q}_{13}, \dots, \dot{q}_{1n}, \dot{q}_{21}, \dot{q}_{22}, \dot{q}_{23}, \dots, \dot{q}_{2n}, \dots, \dot{q}_{i1}, \dot{q}_{i2}, \dot{q}_{i3}, \dots, \dot{q}_{in}$; temperatura wyliczona: $\vartheta_1, \vartheta_2, \vartheta_3, \dots, \vartheta_i$; powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu górotworu: $\bar{q}_1, \bar{q}_2, \bar{q}_3, \bar{q}_4, \bar{q}_5, \dots, \bar{q}_i$; grubość kompleksu skalnego: $d_1, d_2, d_3, d_4, d_5, \dots, d_i$.

Tablica 3

WSPÓŁCZYNNIK PRZEWODZENIA CIEPŁA I JEDNOSTKOWY WSPÓŁCZYNNIK ZAGĘSZCZENIA
CIEPŁA W STRUMIENIU CIEPLNYM SKAŁ Z OKREŚLONEJ GŁĘBOKOŚCI TRZECH OTWORÓW
WIERTNICZYCH
(dane do rysunku 5)

Otwór wiertniczy A (obszar lubelski)		Otwór wiertniczy B (obszar ROW)		Otwór wiertniczy C (obszar lubiński)	
Współczynnik przewodzenia ciepła λ	jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w stru- mieniu $\dot{q}$	współczynnik przewodności cieplnej λ	jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w stru- mieniu $\dot{q}$	współczynnik przewodności cieplnej λ	jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w stru- mieniu $\dot{q}$
$\frac{W}{m \text{ deg}}$	$\frac{W}{m^2} 10^{-3}$	$\frac{W}{m \text{ deg}}$	$\frac{W}{m^2} 10^{-3}$	$\frac{W}{m^2 \text{ deg}}$	$\frac{W}{m^2} 10^{-3}$
1 = 2,62	$\dot{q}_1 = 0,782$	1 = 3,45	$\dot{q}_1 = 0,420$	1 = 5,77	$\dot{q}_1 = 0,819$
2 = 2,59	$\dot{q}_2 = 0,788$	2 = 0,39	$\dot{q}_2 = 0,193$	2 = 4,34	$\dot{q}_2 = 0,758$
3 = 2,44	$\dot{q}_3 = 0,744$	3 = 2,47	$\dot{q}_3 = 0,478$	3 = 4,68	$\dot{q}_3 = 0,792$
4 = 2,19	$\dot{q}_4 = 0,718$	4 = 2,38	$\dot{q}_4 = 0,478$	4 = 4,99	$\dot{q}_4 = 0,821$
5 = 2,76	$\dot{q}_5 = 0,793$	5 = 2,63	$\dot{q}_5 = 0,665$	5 = 5,87	$\dot{q}_5 = 0,839$
6 = 2,74	$\dot{q}_6 = 0,806$	6 = 0,51	$\dot{q}_6 = 0,231$	6 = 4,51	$\dot{q}_6 = 0,787$
7 = 3,01	$\dot{q}_7 = 0,807$	7 = 2,29	$\dot{q}_7 = 0,631$	1 = 4,71	$\dot{q}_7 = 0,783$
8 = 2,31	$\dot{q}_8 = 0,713$	8 = 2,38	$\dot{q}_8 = 0,478$	8 = 3,22	$\dot{q}_8 = 0,639$
9 = 2,67	$\dot{q}_9 = 0,794$	9 = 0,58	$\dot{q}_9 = 0,392$	9 = 5,42	$\dot{q}_9 = 0,869$
10 = 2,80	$\dot{q}_{10} = 0,803$	10 = 2,21	$\dot{q}_{10} = 0,455$	10 = 4,59	$\dot{q}_{10} = 0,818$
11 = 2,79	$\dot{q}_{11} = 0,800$	11 = 2,40	$\dot{q}_{11} = 0,672$	11 = 4,54	$\dot{q}_{11} = 0,828$
12 = 2,79	$\dot{q}_{12} = 0,800$	12 = 3,22	$\dot{q}_{12} = 0,669$	12 = 5,01	$\dot{q}_{12} = 0,878$
13 = 2,36	$\dot{q}_{13} = 0,728$	13 = 2,51	$\dot{q}_{13} = 0,472$	13 = 4,47	$\dot{q}_{13} = 0,808$
14 = 2,40	$\dot{q}_{14} = 0,769$	14 = 2,43	$\dot{q}_{14} = 0,476$	14 = 4,66	$\dot{q}_{14} = 0,880$
15 = 2,22	$\dot{q}_{15} = 0,716$	15 = 0,67	$\dot{q}_{15} = 0,283$	15 = 4,72	$\dot{q}_{15} = 0,838$
Średnie wartości					
$\lambda_{sr} = 2,58$	$\dot{q}_{sr} = 0,773$	$\lambda_{sr} = 2,04$	$\dot{q}_{sr} = 0,0466$	$\lambda_{sr} = 4,77$	$\dot{q}_{sr} = 0,811$

Dla poziomu n -tego

$$\vartheta_i = \vartheta_{i-1} + q_{i1} \frac{d_{i1}}{\lambda_{i1}} + \dot{q}_{i2} \frac{d_{i2}}{\lambda_{i2}} + \dots + \dot{q}_{in} \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}$$

czyli możemy napisać

$$\vartheta_1 = \vartheta_p + \sum_{i=1}^n \dot{q}_{in} \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}$$

$$\vartheta_2 = \vartheta_p + \sum_{i=1}^n \dot{q}_{1n} \frac{d_{1n}}{\lambda_{1n}} + \sum_{i=1}^n \dot{q}_{2n} \frac{d_{2n}}{\lambda_{2n}}$$

$$\vartheta_n = \vartheta_{i-1} + \sum_{i=1}^n \dot{q}_{in} \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}$$

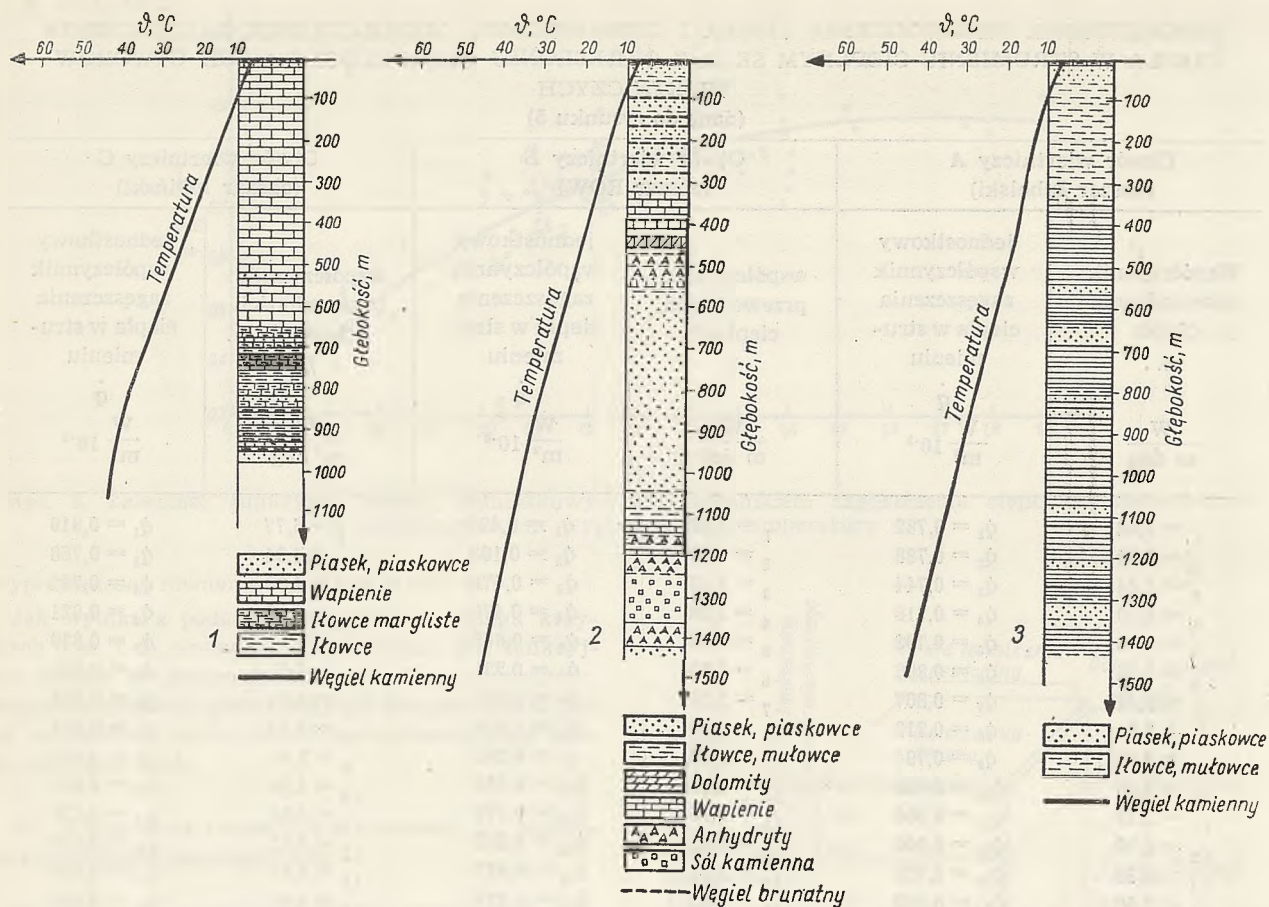
Wartości $\dot{q}$, λ , są podane oddzielnie dla wszystkich odmian petrograficznych górotworu występujących między poziomem nadległym a badanym (poziom 1 nadległy, poziom 2 badany).

Często zdarza się, że między badanymi poziomami występują skały o tym samym charakterze petrograficznym i o tych samych właściwościach, lecz poprzedzielane naprzemiennie innymi odmianami. W takim przypadku dopuszcza się komasowanie grubości tych skał, co znacznie upraszcza rachunek. Jest rzeczą zrozumiałą, że wartości $\dot{q}$ i λ dla tych skał muszą być niezmiennie.

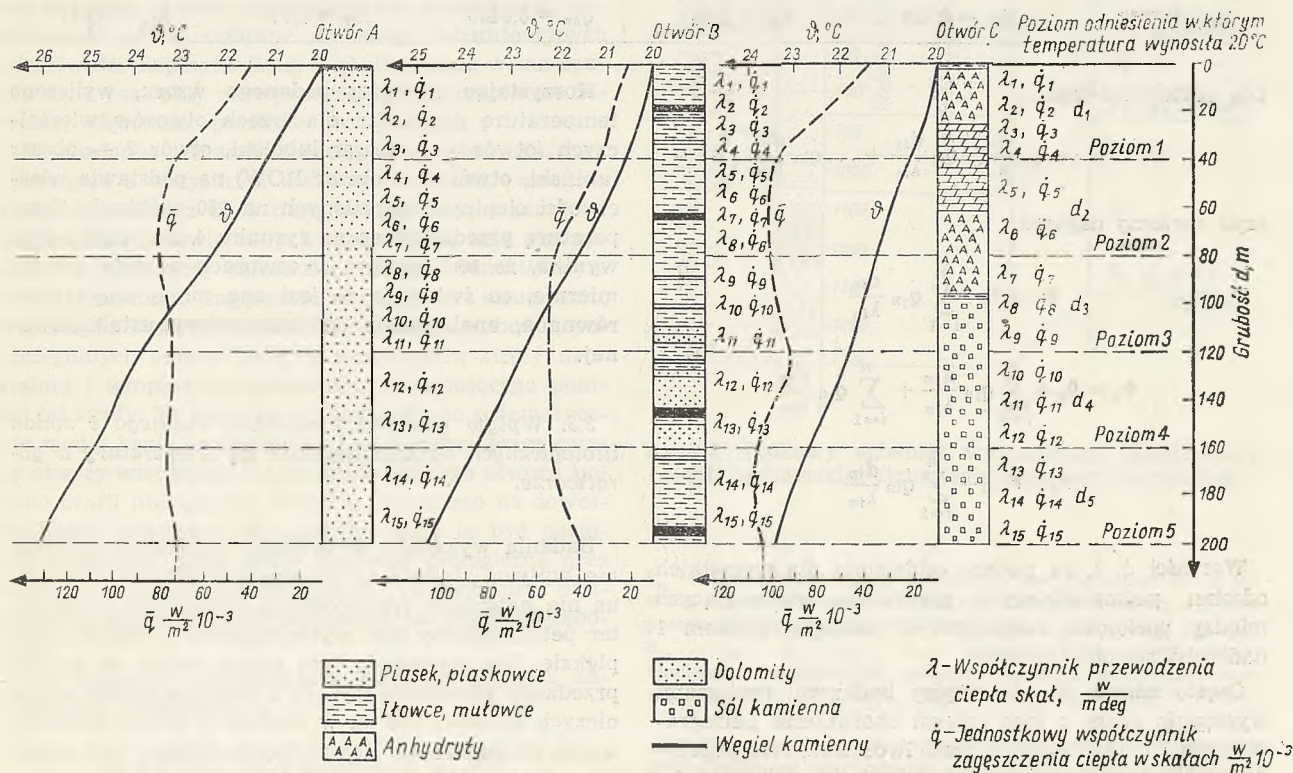
Korzystając z wyżej podanego wzoru, wyliczono temperaturę górotworu dla trzech otworów wiertniczych (otwór 1 — obszar lubelski, otwór 2 — obszar lubiński, otwór 3 — obszar ROW) na podstawie właściwości cieplnych określonych na 150 próbkach. Temperaturę przedstawiono na rysunku 4. Z rysunku tego wynika, że temperatura w otworach wzrasta równomiernie, co świadczy, że jest ona mniej więcej wyrównana, analogicznie do temperatury ustabilizowanej.

3.3. Wpływ grubości kompleksu skalnego i zmian litologicznych na kształtowanie się temperatury w górotworze.

Badania wykazały, że grubość kompleksu skalnego nie wpływa zbyt na zmianę temperatury. Wpływa na nią natomiast zróżnicowanie litologiczne i charakter petrograficzny skał występujących w danym kompleksie. Dla wykazania tych zmian wzięto do analizy przedziały głębokości (rys. 5) z trzech otworów wiertniczych grubości 200 m, w skałach o dużym zróżnicowaniu litologicznym. Kompleksy te zbadano pod względem właściwości cieplnej, a następnie wyliczono temperaturę na pięciu poziomach jednakowej grubości 40 m, przyjmując początkową temperaturę 20°C (tabl. 4). W otworze A, gdzie występują same piaskowce, przyrost temperatury na każde 40 m grubości zwię-



Rys. 4. Profile litologiczne otworów wiertniczych, dla których wyznaczono temperaturę na podstawie własności cieplnej różnych odmian litologicznych skał



Rys. 5. Wycinki profili otworów wiertniczych o jednakowej grubości kompleksów skalnych i o równych poziomach, lecz o zróżnicowanej litologii

$\lambda_1 + \lambda_{15}$ współczynniki przewodności cieplnej poszczególnych odmian skalnych, $\dot{q}_1 + \dot{q}_{15}$ jednostkowe współczynniki zagęszczenia ciepła w strumieniu, ϑ — temperatura wyliczona, $\bar{q}$ — powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu ciepłym górotworu

Tablica 4

TEMPERATURA I POWIERZCHNIOWY WSPÓŁCZYNNIK ZAGĘSZCZENIA CIEPŁA W ZIEMSKIM STRUMIENIU CIEPLNYM GÓROTWORU, OKREŚLONE NA PODSTAWIE WŁAŚCIWOŚCI CIEPLNYCH SKAŁ DLA PRZYJĘTEJ GŁĘBOKOŚCI KOMPLEKSU SKALNEGO PRZEWIERCONEGO TRZEMA OTWORAMI WIERTNICZYMI (dane do rysunku 5)

Otwór wiertniczy A (obszar lubelski)			Otwór wiertniczy B (obszar ROW)			Otwór wiertniczy C (obszar lubiński)		
Grubość kompleksu skalnego dm i nr poziomu	tempera- tura °C	powierz- chniowy współczyn- nik zagęsz- czenia ciep- ła w stru- mieniu cieplnym górotworu $\bar{q}$ $\frac{W}{m^2} 10^{-3}$	grubość kompleksu skalnego dm i nr poziomu	tempera- tura °C	powierz- chniowy współ- czynnik za- gęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym górotworu $\bar{q}$ $\frac{W}{m^2} 10^{-3}$	grubość kompleksu skalnego dm i nr poziomu	tempera- tura °C	powierz- chniowy współ- czynnik za- gęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym górotworu $\bar{q}$ $\frac{W}{m^2} 10^{-3}$
40			40			40		
poz. 1	21,20	76,5	poz. 1	20,66	35,8	poz. 1	20,65	80,4
40			40			40		
poz. 2	22,40	80,4	poz. 2	21,71	51,2	poz. 2	21,29	83,0
40			40			40		
poz. 3	23,65	75,9	poz. 3	22,85	53,9	poz. 3	21,94	72,3
40			40			40		
poz. 4	24,87	78,7	poz. 5	23,89	54,6	poz. 4	22,66	84,8
40			40			40		
poz. 5	26,15	73,9	poz. 4	24,79	42,1	poz. 5	23,38	83,2
Średnie wartości								
200	25,99	79,3	200	24,57	48,9	200	23,4	80,6

sza się idąc od góry ku dołowi następująco: 1,20; 1,25; 1,22; 1,28°C, zaś w otworze B przyrost ten przedstawia się następująco: 1,05; 1,14; 1,04; 0,90°C, a w otworze C jest jeszcze mniejszy i wynosi: 0,64; 0,65; 0,72 i 0,72°C. Jak z tego wynika grubość nie ma tu wpływu, a jedynie litologia. W tablicy 4 przedstawiono dane z tych wyliczeń.

3.4. Powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym górotworu.

Współczynnik ten jest miarą wielkości ziemskiego strumienia ciepła, który jest w korelacji z właściwościami cieplnymi skał jako funkcją głębokości, z prędkością przepływu strumienia cieplnego z zewnętrznych do wewnętrznych partii skorupy ziemskiej. Każda odmienna petrograficznie skała odznacza się swoistym jednostkowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu, przewodnością cieplną i współczynnikiem wyrównywania temperatury, tj. zdolnością do przepływu ilości energii w jednostce czasu na jednostkę powierzchni. W związku z tym ziemski strumień cieplny będzie więc składową tych współczynników cieplnych skał i całych kompleksów skalnych.

Do wyznaczenia omawianego współczynnika potrzebna jest temperatura górotworu. W naszych rozważaniach temperaturę wyznaczono według podanych za-

sad (p. tabl. 4.). Mając wyznaczoną temperaturę na dowolnych poziomach (p. rys. 3), możemy określić wartość liczbową powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym górotworu. Współczynnik ten jest też określany jako ziemski strumień ciepła. Możemy go wyznaczyć w dowolnym punkcie profilu, jeśli mamy wyznaczoną temperaturę na podstawie właściwości cieplnych skał.

Dla poziomu 1 (p. rys. 3) współczynnik ten wyznaczamy z zależności

$$\bar{q}_1 = \frac{\vartheta_1 - \vartheta_p}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{1i}}{\lambda_{1i}}} = \frac{\dot{q}_{11} \frac{d_{11}}{\lambda_{11}} + \dot{q}_{12} \frac{d_{12}}{\lambda_{12}} + \dots + \dot{q}_{1n} \frac{d_{1n}}{\lambda_{1n}}}{\frac{d_{11}}{\lambda_{11}} + \frac{d_{12}}{\lambda_{12}} + \dots + \frac{d_{1n}}{\lambda_{1n}}} = \frac{\sum_{i=1}^n \dot{q}_{1i} \frac{d_{1i}}{\lambda_{1i}}}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{1i}}{\lambda_{1i}}}$$

Dla poziomu 2

$$\bar{q}_2 = \frac{\vartheta_2 - \vartheta_1}{\sum_{i=2}^n \frac{d_{2i}}{\lambda_{2i}}} = \frac{\dot{q}_{21} \frac{d_{21}}{\lambda_{21}} + \dot{q}_{22} + \dots + \dot{q}_{2n} \frac{d_{2n}}{\lambda_{2n}}}{\frac{d_{21}}{\lambda_{21}} + \frac{d_{22}}{\lambda_{22}} + \dots + \frac{d_{2n}}{\lambda_{2n}}}$$

$$= \frac{\sum_{i=1}^n q_{2n} \frac{d_{2n}}{\lambda_{2n}}}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{2n}}{\lambda_{2n}}}$$

Dla poziomu n -tego

$$\bar{q}_i = \frac{\vartheta_1 - \vartheta_{i-1}}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}} = \frac{\dot{q}_{i1} \frac{d_{i1}}{\lambda_{i1}} + \dot{q}_{i2} \frac{d_{i2}}{\lambda_{i2}} + \dots + \dot{q}_{in} \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}} = \frac{\sum_{i=1}^n \dot{q}_{in} \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}}$$

Ostateczna postać

$$\bar{q} = \frac{\sum_{i=1}^n \dot{q}_{in} \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}}$$

Postać tę traktować można jako równanie ogólne powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w strumieniu. Jest rzeczą charakterystyczną, że dotychczas w wielu opracowaniach naukowych wartość powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła $\bar{q}$ i jednostkowego $\dot{q}$ nie są od siebie odróżnione, gdyż

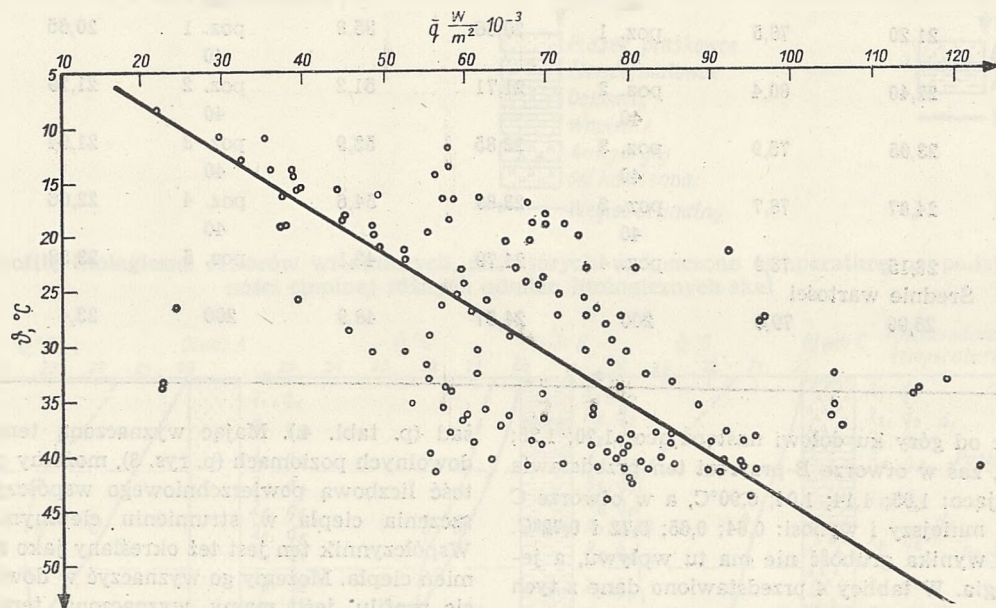
$\bar{q}$ i $\dot{q}$ mają ten sam wymiar $\frac{W}{m^2}$. Wynika to również z założenia jednakowej wartości $\dot{q}$ dla wszystkich rodzajów skał ($\dot{q} = \text{const}$). Istotnie, gdy przyjmie się takie założenie, to

$$\bar{q}_i = \dot{q}_i \frac{\sum_{i=1}^n \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}}{\sum_{i=1}^n \frac{d_{in}}{\lambda_{in}}}$$

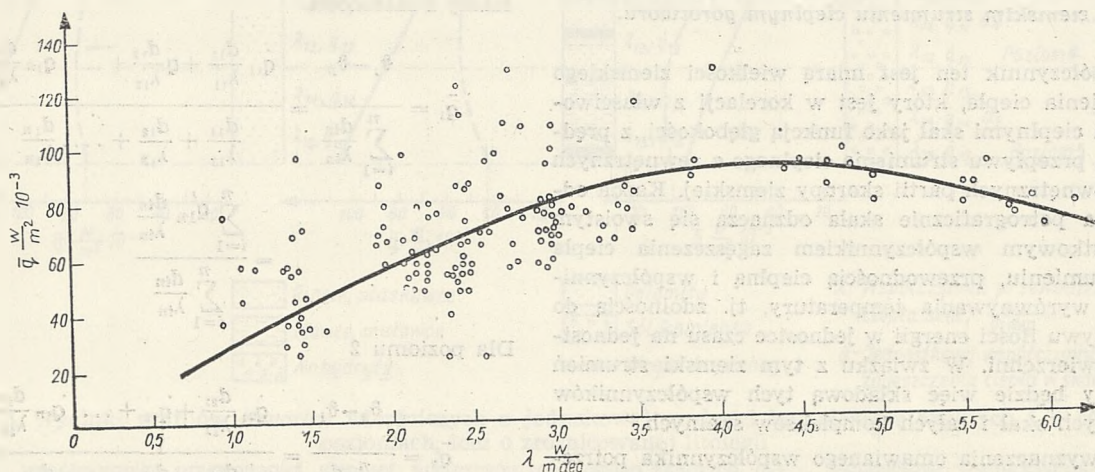
Wówczas po redukcji otrzymamy

$$\bar{q}_i = \dot{q}_i$$

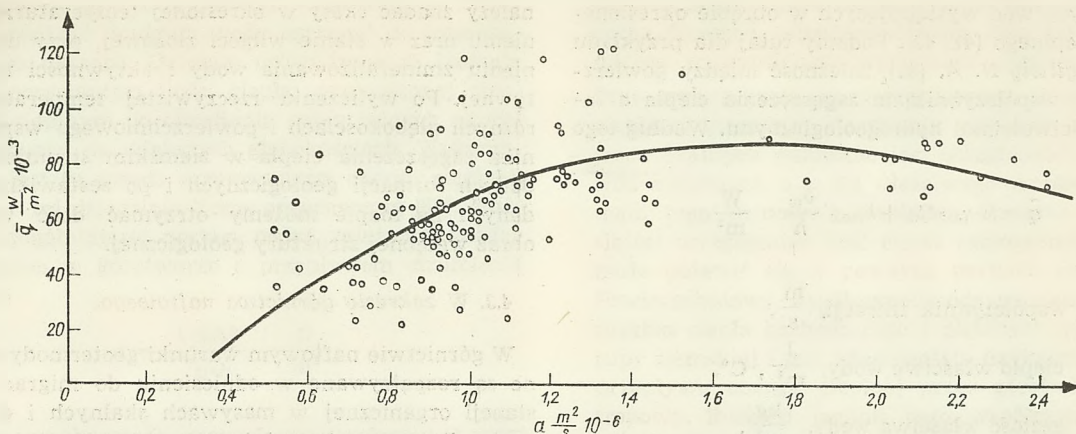
W rzeczywistości jednak tak nie jest, ponieważ, jak uprzednio wskazano, $\dot{q}$ ma inny sens niż $\bar{q}$. Jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu $\dot{q}$



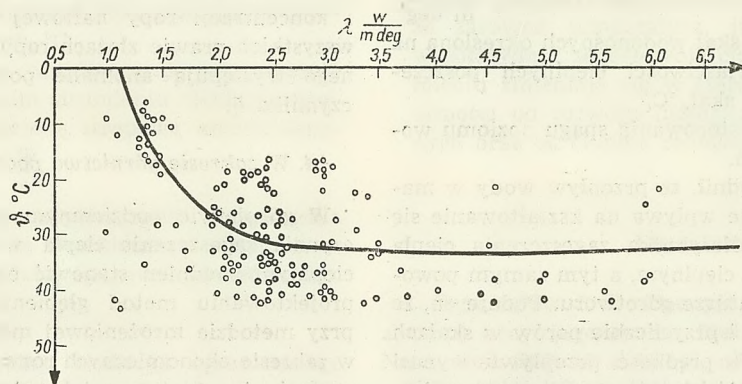
Rys. 6. Diagram zależności funkcyjnej między temperaturą wyliczoną dla górotworu a powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym górotworu



Rys. 7. Diagram zależności funkcyjnej między powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym górotworu a przewodnością cieplną



Rys. 8. Diagram zależności funkcyjnej między powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w górotworze a współczynnikiem wyrównywania temperatury



Rys. 9. Diagram zależności funkcyjnej między wyliczoną temperaturą dla górotworu a przewodnością cieplną skał, występujących w tym górotworze

stanowi swoistą cechę danej skały, a $\bar{q}$ odnosi się do masywu skalnego. Gdyby masyw skalny był izotropowy pod względem właściwości cieplnych i budowy litologiczno-strukturalnej, to oczywiście $\bar{q}$ równałoby się $\dot{q}$. Doświadczenia wskazują jednak, że tak nie jest; wiemy, że górotwór jest pod każdym względem anizotropowy. Współczynnik ten przebiega prostoliniowo z wyliczoną temperaturą górotworu. Widać to doskonale na rysunku 6. Punkty pomiarowe układają się wokół prostej, która ma postać

$$\bar{q} = 2,26 \theta - 0,4$$

Nieco inaczej przedstawia się zależność funkcyjna powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła od przewodności cieplnej (rys. 7). Funkcja ta jest drugiego stopnia i jest wyrażona równaniem

$$\bar{q} = -6,875 \lambda^2 + 58,75 \lambda - 35$$

Podobną zależność (rys. 8) wyprowadzono dla współczynnika wyrównywania temperatury, określonego laboratoryjnie. Równanie tej współzależności przedstawia się następująco

$$\bar{q} = -40,82 \alpha^2 + 138,78 \alpha - 27,96$$

Jak wynika z przedstawionych danych, istnieje różnica między jednostkowym a powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu. Pierwszy z nich $\dot{q}$ pozostaje względem przewodności cieplnej w funkcji logarytmicznej, a drugi $\bar{q}$ w funkcji krzywoliniowej drugiego stopnia.

Należy zwrócić uwagę na charakterystyczną funkcję między wyprowadzoną temperaturą górotworu a przewodnością cieplną skał (rys. 9). Jest to funkcja hiperboliczna (homograficzna). Jej postać jest następująca

$$\lambda = \frac{8,8}{34 - \theta}$$

4. Praktyczne wykorzystanie powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu ciepłym górotworu

Jak podaje literatura, istnieją możliwości wykorzystania ziemskiego strumienia ciepła w wielu dziedzinach, a mianowicie: w hydrogeologii, w geologii strukturalnej, w górnictwie naftowym i podziemnym oraz w geologii poszukiwawczej.

4.1. W zakresie hydrogeologii.

Dotychczasowe prace podają, że istnieje wiele rozwiązań koncepcyjnych w dziedzinie wykorzystania ziemskiego strumienia ciepła $\bar{q}$ przy opracowaniu zagadnień hydrogeologicznych, jak między innymi — wyznaczanie współczynnika filtracji, grubości poziomów wodonośnych, hydrodynamiki, kierunków spływu wód głębszych [15, 18, 41, 42]. W wielu pracach podaje się ścisłą współzależność między powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu (który określa wielkość pola cieplnego) i dynamiką

podziemnych wód występujących w obrębie określonego pola cieplnego [41, 42]. Podamy tutaj dla przykładu według *Ogilwiy N. A.* [41], zależność między powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła a innymi właściwościami hydrogeologicznymi. Według tego autora

$$\bar{q} = k \cdot \gamma_w \cdot C_w + \lambda_{max} \frac{\partial w}{h} \quad \frac{W}{m^2}$$

gdzie

k — współczynnik filtracji, $\frac{m}{s}$,

C_w — ciepło właściwe wody, $\frac{J}{m^3}$, $^{\circ}C$,

γ_w — gęstość właściwa wody, $\frac{kg}{m^3}$,

λ_{max} — współczynnik przewodzenia ciepła skał, w których występuje woda przy maksymalnym nasyceniu i danym ciśnieniu, $\frac{W}{m \text{ deg}}$,

∂w — temperatura skał wodonośnych określona na podstawie właściwości cieplnych poszczególnych odmian skał, $^{\circ}C$,

h — głębokość występowania spągu poziomu wodonośnego, m.

Autor ten [41] udowodnił, że przepływ wody w masywie skalnym wyraźnie wpływa na kształtowanie się powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym, a tym samym powoduje zmiany w temperaturze górotworu. Podaje on, że przy filtracji 0,04 mm/s i przy liczbie porów w skałach wodonośnych około 20% prędkość przepływu wynosi 0,2 mm/s, przy czym musi istnieć anomalia geotermiczna ziemskiego strumienia ciepła w obszarze wodonośnym.

4.2. W zakresie geologii strukturalnej.

W geologii strukturalnej powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym jest, obok sejsmiki refleksyjnej, wykorzystywany do określania struktur wgłębnich [2, 8, 10, 12, 13, 15, 21, 28, 29, 35, 38, 45, 50]. Wielu autorów podaje związki funkcyjne między budową geologiczną głębszego podłoża a rozkładem ziemskiego strumienia w skorupie ziemskiej. Między innymi *S. W. Lysak* [55] wyprowadził dla uskokowej strefy bajkalskiej i obszarów przyległych zależność między ziemskim strumieniem cieplnym a stopniem zaangażowania tektonicznego i głębokością występowania zdeformowanej struktury.

Związek ten podał równaniem

$$\bar{q} = 0,228 H^2 - 30,32 H + 741,78 \quad \frac{W}{m^2}$$

gdzie H — głębokość występowania struktury, m. Natomiast związek między strumieniem cieplnym a stopniem zdeformowania autor podał równaniem

$$\bar{q} = 7,14x + 34,6 \quad \frac{W}{m^2},$$

gdzie x wielkość deformacji w liczbach rzeczywistych.

Doświadczenia wykazują, że dla określenia wielkości i rozkładu w górotworze powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w poszczególnych strukturach należy w pierwszej kolejności zbadać przewodność cieplną skał w takich warunkach, w jakich one występują w głębszych partiach skorupy ziemskiej, tj.

należy zbadać skały w określonej temperaturze i ciśnieniu oraz w stanie wilgoci złożowej, przy uwzględnieniu zmineralizowania wody i aktywności radioaktywnej. Po wyliczeniu rzeczywistej temperatury na różnych głębokościach i powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu dla danych formacji geologicznych i po zestawieniu tych danych na mapie możemy otrzymać dość wyraźny obraz wgłębnej struktury geologicznej.

4.3. W zakresie górnictwa naftowego.

W górnictwie naftowym warunki geotermodynamiczne są rozpatrywane w odniesieniu do migracji substancji organicznej w masywach skalnych i do koncentracji ropy naftowej i gazu ziemnego w poszczególnych strukturach geologicznych [14, 18, 28, 39, 42, 46, 48]. Wykorzystywane są tutaj anomalie ziemskiego strumienia ciepła do określania kierunków migracji i koncentracji ropy naftowej i gazu ziemnego. We wszystkich prawie złożach ropy naftowej i gazu ziemnego występują anomalie powierzchniowego współczynnika $\bar{q}$.

4.4. W zakresie górnictwa podziemnego.

W górnictwie podziemnym powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym powinien stanowić element poznawczy przy projektowaniu metod głębinienia szybów. Szczególnie przy metodzie mroźniowej może oddać duże usługi w zakresie ekonomicznych rozważań dotyczących czasu zamrażania górotworu i bezpiecznych warunków głębinienia. Znajomość wielkości tego współczynnika na różnych głębokościach pozwala również na dokonanie oceny hydrogeologicznej i geotermodynamicznej obszarów, w których projektowane są wyrobiska. Jest to naturalny czynnik, który powinien być analizowany przy szeroko zakrojonych pracach w kopalniach podziemnych [1, 8, 9, 18, 19, 25]. Na podstawie jednostkowego i powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w strumieniu cieplnym oraz właściwej pojemności cieplnej wody, współczynnika filtracji, współczynnika przewodności cieplnej i kąta nachylenia warstw możemy wyznaczyć grubość warstwy wodonośnej o podwyższonej temperaturze

$$\delta = \frac{\bar{q} \cdot \lambda}{c \cdot k \cdot \bar{q} \cdot \text{tg} \alpha} \quad m$$

gdzie

δ — grubość warstwy wodonośnej, m,

$\bar{q}$ — powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w warstwie wodonośnej, $\frac{W}{m^2}$,

λ — współczynnik przewodności cieplnej skał wodonośnych, $\frac{W}{m \text{ deg}}$,

c — właściwa pojemność cieplna wody, $\frac{J}{m^3 \cdot ^{\circ}C}$,

k — współczynnik filtracji, $\frac{m}{s}$,

α — jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu skał wodonośnych przy danej przewodności cieplnej, $\frac{W}{m^2}$,

α — kąt nachylenia warstwy wodonośnej.

Z zależności tej można obliczyć współczynniki filtracji lub prędkość dopływu wody ogrzanej do interesującego nas obszaru. Ostatnio prowadzone są badania nad wykorzystaniem ilości ciepła, przenoszonej strumieniem cieplnym do określania potencjalnych naprężeń górotworu na większych głębokościach. Wykorzystywana jest tu zasada przemienności energii cieplnej. Istnieją w tej dziedzinie liczne opracowania [47]. Można w najogólniejszej postaci podać zależność między naprężeniem w górotworze a przepływem strumienia cieplnego

$$\sigma = \frac{\lambda \cdot E \Delta \vartheta}{\bar{q} \cdot h} \quad \frac{N}{m^2}$$

gdzie

- λ — współczynnik przewodności cieplnej skał, $\frac{W}{mdeg}$
- E — moduł Younga, $\frac{N}{m^2}$,
- $\Delta \vartheta$ — różnica między temperaturami dwóch powierzchni ograniczających górotwór rozpatrywany w obliczeniach, °C,
- $\bar{q}_1$ — powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym tworzącym powierzchnię stropową analizowanego górotworu, $\frac{W}{m^2}$,
- $\bar{q}_2$ — powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym tworzącym powierzchnię spagową analizowanego górotworu, $\frac{W}{m^2}$,
- h — grubość kompleksu skalnego ograniczonego powierzchniami utworzonymi przez temperaturę i strumień ziemski, m.

5. Uwagi końcowe

Przedstawione dane pozwalają na wyprowadzenie kilku ogólnych wniosków:

- Dotychczasowe badania przewodności cieplnej skał wykazują, że współczynnik przewodzenia ciepła jest zależny nie tylko od składu mineralnego, struktury i tekstury skał, ale i od temperatury, kierunku przepływu strumienia cieplnego w skale (prostopa-dle lub równoległe do uwarstwienia), ciśnienia jedno- i trójosiowego oraz od stanu nasycenia skał wodą o różnym stopniu zmineralizowania. W związku z tym przy określaniu przewodności cieplnej skał dla potrzeb wyznaczania temperatury górotworu i powierzchniowego współczynnika zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym powinny być uwzględnione wszystkie podane czynniki.
- Dla wyznaczania temperatury górotworu na podstawie właściwości cieplnych skał powinien być ustalony i wprowadzony do obliczeń jednostkowy współczynnik zagęszczenia ciepła w strumieniu dla każdej odmiany petrograficznej skał, dla której wyznaczona została przewodność cieplna.
- Badania wykazały, że istnieje ścisły związek w postaci funkcji logarytmicznej między jednostkowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu przepływającym przez skałę na określonej powierzchni, a przewodnością cieplną i współczynnikiem wyrównywania temperatury przez poszczególne odmiany skał. Wynika stąd, że jednostkowy współ-

czynnik zagęszczenia ciepła w skale jest jej swoistą cechą fizyczną, odzwierciedlającą stan termodynamiczny w określonych warunkach badania.

- Przy wyznaczaniu powierzchniowego zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu cieplnym w masach skalnych wskazane jest uwzględnianie ruchu wód wgłębnych, a to dla właściwego określenia anomalii tego strumienia cieplnego. Ponadto powinno się też uwzględniać ilość ciepła radiogenne, które może pojawić się w pewnych partiach górotworu. Powierzchniowy współczynnik odzwierciedla zatem rozkład ciepła pochodzącego z głębszych partii skorupy ziemskiej i jest właściwością fizyczną procesu przepływu energii cieplnej przez górotwór anizotropowy. Rozkład izolinii tego współczynnika na większych obszarach i na różnych głębokościach jest zależny od stosunków litologiczno-strukturalnych całych masywów skalnych.
- Analiza zmian litologicznych górotworu wykazuje, że zarówno temperatura, jak i powierzchniowy współczynnik zagęszczenia ciepła w ziemskim strumieniu zmieniają się w szerokich granicach w zależności od rozwoju litologicznego masywów skalnych oraz od stopnia zaangażowania tektonicznego.

Literatura

1. Bogumółow J. T.: Danyje o tiepłowom rieżymie ziemnoj kory jugozapadn. Biał. SSR. Dokład. Akad. Nauk. Biał. SSR 14, s. 57÷61, nr 1, Mińsk 1970.
2. Buachidze G. I.: Interpretation of heat flow data in Georgia. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe; Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 450÷454.
3. Chmura K.: Przewodność cieplna skał i węgla górnośląskiego karbonu. Zeszyty Nauk. Pol. Śl. nr 190, ser. Górnictwo z. 26, Gliwice 1968.
4. Chmura K.: Charakterystyka termiczna karbońskich skał Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Prz. gór. 1970, nr 4.
5. Chmura K.: Własności fizykotermiczne skał niektórych krajowych zagłębi górniczych. Wyd. „Śląsk”, Katowice 1971.
6. Chmura K., Kempa S., Łukwiński L.: Właściwości cieplne węgla Rybnickiego Okręgu Węglowego. Prz. gór. 1971 nr 2.
7. Chmura K., Dusik L., Frączek M.: Wpływ ciśnienia na wielkości współczynnika przewodzenia ciepła skał. Prz. gór. 1973, nr 10.
8. Chmura K.: Analiza ziemskiego strumienia ciepła na przykładzie kopalni Borynia. Prz. gór. 1975, nr 12.
9. Chmura K.: Cieplny strumień ziemski w obszarze ROW. Zeszyty Nauk. Pol. Śl., seria Górnictwo, z. 71, Gliwice 1976.
10. Čermak V.: Heat flow investigation in Czechoslovakia. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 414÷424.
11. Čermak V.: Paleoclimatic effect on the underground temperature and same problems of correcting heat flow. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 59÷66.
12. Čermak V., Lubimova E. A.: Heat flow map of

central and Eastern Europe (1:10 000 000). Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 376÷380.

13. Christopher H., Armstead H.: Geothermal power development et Hairalei New. Zeland. U. N. Conference 1961, G/71, t. 3, s. 100.

14. Czeikaljuk E. B.: Tiermodynamika nieftjanowo płasta. Izd. Niedra, Moskwa 1965.

15. Decius L.: Geological environment of hyperthermal areas in continental United States and suggested methods prospecting them for geothermal power. U.N. Conference 1961 G/48, t. 2, s. 166÷177.

16. Doyle D., Studt F. E.: Scientific factors in geothermal investigation and exploitation. U.N. Conference 1961, G/12, t. 2, s. 230÷235.

17. Fooks A.C.L.: Preliminary investigation of the Rabaul geothermal areas for the production of electric power. U. IX. Conference 1961, G/2, t. 2, s. 230÷235.

18. Frołow N.M.: Hidrogeotiermija. Izd. Niedra, Moskwa 1968.

19. Frołow N. M.: Tiempieraturnyj režym gietiermowoy. Izdatielstwo Niedra, Moskwa 1966.

20. Hisachi Havada, Tsunefoda Mon.: The present position regarding the drom the viewpoint of energy economy in Japan. U.N. Conference 1961, 6/57, t. 2, s. 246÷249.

21. Hurtig E., Schlosse P.: Geothermal studies in the GDR and relations to the geological structur. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 384÷401.

22. Kerr R. N., Rongma R., Cooke W. L., Furness F. G., Vames G.: Recent developments in New Zeland in the theutilization of geothermal energy for hesting-purposes. U.N. Conference 1961, 6/52, t. 3, s. 456÷470.

23. Kowalczyk J., Pałys J.: Wstępne wyniki badań geotermicznych na Górnym Śląsku. Prz. gór. 1967, nr 2.

24. Kozłowski B. K.: Ekonomiczeskaja perspektiwa gietiermicheskoy energietiki. Izd. Nauka, Moskwa 1966, s. 339÷346.

25. Krasemikow G. I.: Perspektiwy ispolzowanija tiepla niedr ziemi w kompleksnych schiemach tiepla ziemi. Izd. Nauka, Moskwa 1973, s. 331÷339.

26. Kraskovsky S. A.: Hest field on the shields. Izv. Acad. Nauk SSSR, sery Geof. 13, Moskwa 1961.

27. Kresl M.: The measurement of thermal conductivity of rocks by means of an automatic apparatus. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 38÷43.

28. Kutas R. J., Gordienko W. W.: Tiepłowoje pole Ukrainy. Akademia Nauk Ukrainśkiej SSR, Inst. Geof., Kiew 1971.

29. Kutas R. I., Lubimova E. A., Smirnow Y.A.B.: Heal flow map of the European part of the USSR and its geological and geophysical interpretation. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 343÷349.

30. Iwanov N. S.: Mietody opriedielienija tiepłowych swojstw gornych porod. Izd. Nauk Moskwa 1970.

31. Lee W. M. K., Uyeda S.: Review of heat flow data. Geophysical monograph 8. Am. Geophys. Union Washington S. C. 1965.

32. Lubimova E. A., Feldman I. S.: Hest flow, temperatures and electric conductivity of the crust and upper mantle in USSR. Tectonophisics 10, Amsterdam 1970, s. 245÷281.

33. Lubimova E. A.: Podgotowka spieczalistow w obłasti ispolzowanija gietiermalnoj energii, Izuczenije i spolzowanije, głubinnogo tiepla ziemi. Izd. Nauka, Moskwa 1973, s. 40÷43.

34. Lubimova E. A., Lyuboshits V. M., Nikitina V. N.: Effect of contrasts in the physical properties on the hers flow and electromagnetic profiles. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kadó. Budapest 1976, s. 72÷99.

35. Lysk S. V.: Heat flow geology and geophysics in the Baikal rift zone and adiacent. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó. Budapest 1976, s. 455÷462.

36. Majerowicz J.: Przebieg wartości stopnia geotermicznego w Polsce w przedziale głębokości 200÷2500 m. Kwartalnik Geologiczny, t. 15, nr 4, Warszawa 1971.

37. Majerowicz J.: Aspekty geologiczne rozkładu parametrów geotermicznych w Polsce i Europie Srodkowej, Kwartalnik Geologiczny, nr 2, Warszawa 1972.

38. Majerowicz J.: Związki elementów pola cieplnego z wiekiem konsolidacji podłoża obszaru Polski. Kwartalnik Geologiczny nr 4, Warszawa 1972.

39. Miechtiejew S. P., Murzadzandie A. H., Aliew S.A.: Gietiermicheskije issledowanija nieftianych i gazowych miestorożdienij, Izd. Niedra, Mokska 1971.

40. Nursanow W. A., Dworow J. M., Bolgarina J. F.: Osnownyje zadaczi organizacii promyslnennogo ispolzowanija głubinnogo tiepla w SSSR. Gietiermicheskije issledowanija i ispolzowanije tiepla ziemi. Izd. Nauka, Moskwa 1966, s. 19÷23.

41. Ogiłwi N. A.: Woprosy tieorii gietiertemperaturnych polej w prikożenii k gietiermicheskich mietodach razwiedki podziemnych wod. Prob. gietiermi i prakticz. ispolzowanije tiepla ziemi. Izd. Akad. Nauk. SSSR, Moskwa 1959.

42. Osadczyj W. G., Lure A. N., Jerofiew W. F.: Gietiermicheskije kritierli nieftie-gazowosti niedr. Akad. Nauk USSR, Izd. Naukowa Dumka, Kijew 1976.

43. Paszyński J., Krawczyk B.: Zużycie ciepła na parowanie na obszarze Polski. Dokumentacja geograficzna Instytutu PAN, z. 2, Materiały do klimatologii Polski, Warszawa 1963.

44. Pisp B. J., Iwanow V. V.: Sowriemiennoje sostojanije gietiermalnych issledowanij w eniergieticzeskich celjach za rubieżom. Gietiermicheskije issledowanija i ispolzowanije tiepla ziemi. Izd. Nauka, Moskwa 1935, s. 23÷33.

45. Plewa S.: Regionalny obraz parametrów geotermicznych obszaru Polski. Przegląd Geograficzny 1966, nr 1, Kraków.

46. Rool I. G., Rutherford W. W.: Rate of migration of petroleum by proposed mechanizm. Bull. Amer. Assoc. Petrol. Geol. 1958, t. 42, z. 5.

47. Sokolova L. S.: Temperatures, heat flow and heat generation in south and west Siberia and Kamchatka. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 463÷472.

48. *Stegena L.*: The variation of temperature with depth in the Pannonian basin. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó, Budapest 1976, s. 425÷438.

49. *Van-Orstrand C. E.*: Temperature gradients. Problem of petroleum Geology. Amer. Assoc. of Petrol Geol. Tulsa 1934.

50. *Van-Orstrand C. E.*: Temperature of the Earth in relation to oil location Temperature, its measurements and control in science and industry. Reinhold Publ. Corp. 1941.

51. *Velinow T., Petkov I.*: Same results of the geothermal investigations in Bulgaria. Geoelectric and geothermal studies (East-central Europe, Soviet Asia). Kapg geophysical monograph. Akademiai Kiadó Budapest 1976, s. 439÷422.

52. *Viloria G. F., Ali S. M.*: Rock thermal conductivity and its variation with density, temperature, and fluid saturation. Producers Monthly, 1968, t. 8, z. 32, s. 27÷30.

53. *Wąsierska M.*: Terrestrial heat flow measurements Publ. of the Inst. Pol. Acad. Sc. 60, Warsaw 1973.

622.281.74:622.016.34:622.273.23

Zachowanie się obudowy kotwiowej w wyrobiskach chodnikowych w zależności od usytuowania frontu ścianowego

Mgr inż. Józef Gromysz, mgr inż. Andrzej Zyzak

Treść: Opierając się na doświadczeniach Kopalni Węgla Kamiennego Anna omówiono zachowanie się wyrobisk chodnikowych z obudową kotwiową. Przedstawiono wyniki pomiarów przemieszczeń pionowych górotworu i obudowy oraz obciążeń kotwi i nacisku stropu w chodniku w czasie przechodzenia nad nim ścianą w pokładzie wyżej zalegającym. Podano również zachowanie się chodników przyścianowych z obudową kotwiową oraz wyniki pomiarów obciążenia kotwi w zależności od odległości frontu ścianowego z zawalaniem stropu i podszkawką pneumatyczną. Zasygnalizowano negatywny wpływ zaburzeń tektonicznych i krawędzi w wyżej zalegającym pokładzie na chodniki z obudową kotwiową.

1. Wstęp

Każda obudowa w określony sposób przeciwstawia się działaniu ciśnienia górotworu. Ciśnienie to obejmuje swym zasięgiem pewną strefę wokół wyrobiska, która zmienia się w czasie i przestrzeni, powodując różne stany naprężeń i różny stopień deformacji górotworu.

Wielkość ciśnienia dynamicznego zależy głównie od głębokości, rodzaju skał i obudowy oraz od czasu, jaki upłynął od wykonania wyrobiska, w którym wystąpiły odkształcenia górotworu.

Celem kotwienia jest uzyskanie bezpośredniego wzmocnienia skał otaczających wyrobiska górnicze przez sztuczne wytworzenie naprężeń ściskających w górotworze na skutek spięcia pojedynczych cienkich warstw w jedną grubą warstwę skalną oraz przejęcie przez kotwie naprężeń rozciągających.

Uzyskany w ten sposób wzrost wytrzymałości skały jest wystarczający dla zachowania jej struktury i przejęcia przez nią naprężeń występujących wokół wyrobiska [1].

W zależności od sposobu umocowania w górotworze rozróżniamy kotwie umocowane mechanicznie oraz spoinowe. Ze względu na pewne ujemne strony kotwi umocowanych, takie jak:

- gorsze właściwości umocowania niż właściwości mechaniczne stosowanego pręta,
- malejące możliwości przejmowania obciążenia w miarę upływu czasu,
- niszczenie struktury skalnej wokół obwodu kotwiowego, co uniemożliwia właściwe zakotwienie.

przy przeprowadzeniu prób z obudową kotwiową zastosowano kotwie wklejane odcinkowe o średnicy pręta 22 mm, dopuszczone do stosowania przez Resortową Komisję do Spraw Obudowy i Kierowania Stropem (protokół nr 6/75 z dnia 30.11.1976 r.). Szerokość wyrobisk w omawianych przypadkach wynosiła 2,9÷3,2 m, a wysokość 2,5÷3,0 m. Obudowę stanowiły kotwie wklejane długości 1,7 m budowane w rzędach co 1,0 m, po 4 kotwie w rzędzie. Jako opinkę stropu stosowano siatkę MM. W czasie prowadzenia prób wydrążono 2320 m wyrobisk w obudowie kotwiowej.

Specjalnym obserwacjom poddano:

- chodnik podścianowy R-3 w pokładzie 712, nad którym w odległości około 12 m prowadzono eksploatację w wyżej zalegającym pokładzie 708;
 - chodnik podścianowy C13 w pokładzie 713 będący chodnikiem przyścianowym ściany podszkawkowej, w której zastosowano podszkawkę pneumatyczną;
 - chodnik nadścianowy C-7 w pokładzie 718 będący chodnikiem przyścianowym ściany zawalowej.
- Wyniki tych obserwacji i metodykę pomiarów w konkretnych warunkach kopalnianych opisano w punkcie 2, 3 i 4.

2. Warunki geologiczno-górnice rejonów wyrobisk z obudową kotwiową

Analizowane wyrobiska górnicze zlokalizowane są w pokładach węgla karbońskiej serii produktywnej w tzw. warstwach jaskłowieckich (grupa 700). Warstwy te stanowią w kopalni Anna główny przedmiot eks-

ploatacji górniczej. Skład litologiczny serii skalnej warstw jakłowiickich charakteryzuje się przewagą łupków piaszczystych nad piaskowcami w stosunku 70 do 30%. Nad pokładami węgla grupy 700 zalegają wyeksploatowane bilansowe części pokładów grupy 600.

Wyrobiska, o których mowa, występują na głębokości od 500 do 700 m w różnych częściach złoża oraz w różnych warunkach litologiczno-stratygraficznych i tektonicznych, jak również w różnym stopniu wpływu krawędzi (nadbudowy) pokładów wyeksploatowanych w różnych okresach. Niektóre parametry mechaniczne skał otaczających pokłady, w których prowadzono doświadczenia z obudową kotwiczną, zostały określone w związku z innymi badaniami na próbkach rdzeni wiertniczych. Wynoszą one średnio: moduł Younga $E = 10^3 \cdot 650 \text{ N/cm}^2$, liczba Poissona $V = 0,11$, wytrzymałość na ściskanie $R_c = 5000 \text{ N/m}^2$.

2.1. Chodnik podścianowy R-3 w pokładzie 712 wydrążony został na głębokości około 700 m częściowo w obudowie ŁP-7, a częściowo w obudowie kotwicznej.

Średnia grubość pokładu 712 wynosi około 1,8 m łącznie z przerostami węgla nieczystego w środkowej części pokładu oraz łupku węglowego laminowanego w spągowej części pokładu. Strop bezpośredni grubości od 0,5 m do 1,0 m stanowią skały złożone z łupków ilastych zapiaszczonych przechodzących do stropu zasadniczego w laminowane warstwy łupku piaszczystego, miejscami przekładane cienkimi warstewkami piaskowców. Są to skały łatwo ulegające zawałowi. Miąższość tej warstwy wynosi do pokładu 708 około 12 m, grubość pokładu 708 wynosi średnio 1,4 m. Powyżej pokładu 708 zalega pokład 707 grubości od 1,3 m do 2,0 m wyeksploatowany w 1973 r. systemem ścianowym z zawałem stropu.

W trakcie prowadzonych pomiarów w chodniku podścianowym R-3 w pokładzie 712 zbliżał się, a następnie przeszedł od strony północnej front ściany R-3 w pokładzie 708. Eksploatacja prowadzona była systemem podłużnym z zawałem stropu z obudową indywidualną, poprzeczną. Urabianie w ścianie odbywało się za pomocą kombajnu przy średnim postępie 3,5 m na dobę. Chodnik R-3 w pokładzie 712 w trakcie dokonywania pomiarów i obserwacji zachowania się obudów — tradycyjnej ŁP i obudowy kotwicznej — był zatrzymany.

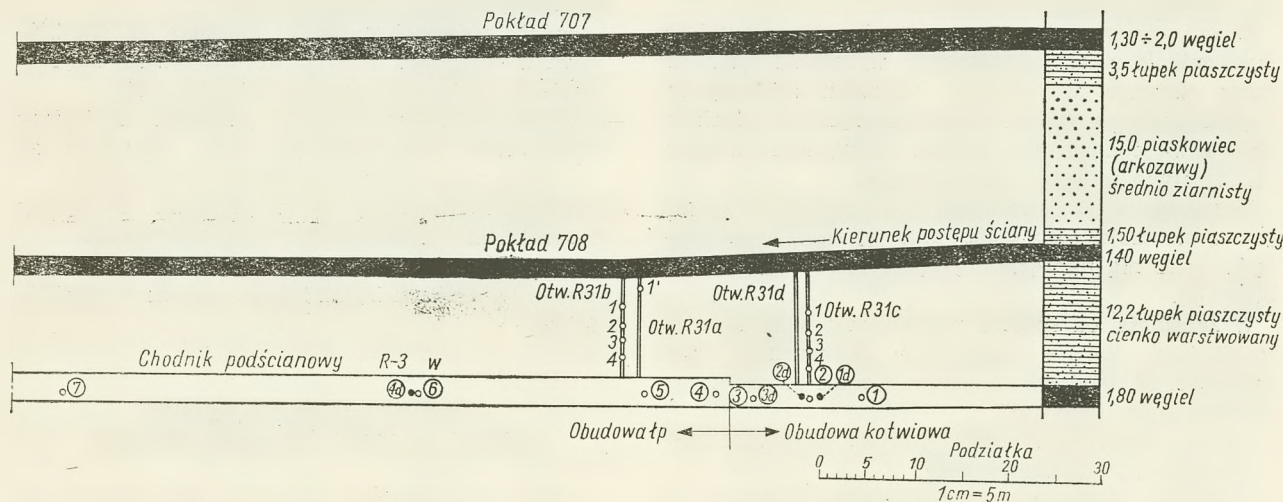
Po przejściu frontu ścianowego chodnik R-3 w pokładzie 712 drążono w dalszym ciągu, równolegle do uskoku o zrzućcie około 6 m.

Warstwy w tym rejonie rozciągają się w kierunku NNE-SSW z nachyleniem około od 13° do 20° skierowanym na wschód. Na załączonym przekroju wzdłuż chodnika podścianowego R-3 w pokładzie 712 przedstawiono zaleganie i wykształtowanie litologiczne warstw wiązki pokładów 707÷712 oraz lokalizację punktów obserwacyjnych (rys. 1).

2.2. Chodnik podścianowy C-3 w pokładzie 713 wydrążony został na głębokości 500÷550 m skośnie do rozciągłości. Nachylenie chodnika wynosiło 10° . Po załamaniu chodnika dalsze drążenie (około 160 m) prowadzono w poziomie równolegle do rozciągłości N-S. Pokład 713 ma dość stałą grubość — około 2,70 m. Skały otaczające stanowią łupki piaszczyste laminowane, miejscami z cienkimi wkładkami piaskowca. Nachylenie warstw w tej części złoża wynosi od 15° do 20° w kierunku wschodnim. W trzech przypadkach chodnik przechodził strefy spękań i uskoku o zrzućcie $h = 0,2$ do 1,2 m.

W strefach tych wykonano dodatkowe zabezpieczenia obudową podporową drewnianą. Obecnie chodnik ten spełnia funkcję chodnika podścianowego czynnej ściany prowadzonej z podsadzką suchą, pneumatyczną. Jest on likwidowany w miarę postępu frontu ścianowego.

2.3. Chodnik nadścianowy C-7 w pokładzie 718 wydrążony został równolegle do chodnika głównego na głębokość około 500 m. Rozciągłość pokładu jest zmienna N-S do NNW-SSE. Nachylenie o kierunku wschodnim 12° ÷ 15° . Grubość pokładu 718 wynosi około 1,3 m. Jest to rejon o intensywnej eksploatacji górniczej. Odległość pionowa pomiędzy pokładem 718 a zrobami pokładu 713, tj. do ostatniego z wyeksploatowanych pokładów w opisywanej części, wynosi około 60 m. Skały otaczające stanowią naprzemianległe łupki piaszczyste laminowane i piaskowce arkozowe. Chodnik likwidowany jest wraz z postępowaniem frontu ścianowego. Po stronie zachodniej tego chodnika pozostawiono filar oporowy dla chodnika głównego na poziomie 500 m.



Rys. 1. Przekrój przez chodnik podścianowy R-3 w pokładzie 712

1', 1, 2, 3, 4 — punkty pomiarowe w otworach wykonanych w stropie chodnika, 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 — stanowiska pomiarowe, 1d 2d 3d 4d — punkty pomiarowe obciążenia kotwi stanowiących obudowę chodnika.

3. Zakres prowadzonych obserwacji

3.1. W chodniku podścianowym R-3 w pokładzie 712 przeprowadzono następujące obserwacje:

— Za pomocą czterech krążków dynamometrycznych badano obciążenie kotwi oraz nacisk stropu w zależności od odległości frontu ściany R-3 w pokładzie 708 od punktu pomiarowego. Dynamometry 1 i 2, którymi dokonywano pomiarów obciążenia kotwi, były zabudowane na kotwiach stropowych obudowy chodnika, a dynamometry 3 i 4 podparte zostały stojakami w celu określenia nacisku stropu (rys. 1). Dynamometr 3 umieszczony był w rejonie obudowy kotwiowej, a 4 w rejonie obudowy ŁP. Dynamometrem 4 wykonano 11 obserwacji do czasu jego wypadnięcia na skutek poziomych przemieszczeń stropu, dynamometrem 3 wykonano 19 obserwacji, zaś dynamometrami 1 i 2 po 21 obserwacji.

Nacisk na krążki dynamometryczne określono pośrednio przez pomiar obwodów krążków przymiarem wstęgowym z dokładnością ± 2 mm. Nacisk stropu określono z zależności obwodu krążka dynamometrycznego od jego obciążenia.

— Przeszacowania pionowe mierzono na siedmiu stanowiskach. Trzy z nich umieszczone były w rejonie obudowy kotwiowej, a cztery w strefie obudowy ŁP.

Na każdym ze stanowisk mierzono przemieszczenia pionowe punktów w stropie, ociosach oraz spągu wyrobiska. Wykonano 10 obserwacji w odstępach czasu od 3 do 20 dni. Pomiary przemieszczeń pionowych przeprowadzono za pomocą niwelacji geometrycznej niwelatorem firmy Zeiss Ni 025. Każdorazowo dokonywano dwukrotnego pomiaru w nawiązaniu do dwóch stałych punktów. Na podstawie obserwacji obliczono średni błąd średniej arytmetycznej, który w tym przypadku kształtował się w granicach $\pm 3,2$ mm.

— W celu określenia rozwarstwienia się stropu odwiercono 3 otwory o średnicy 42 mm z chodnika R-3 w pokładzie 712 do pokładu 708.

Do jednego z nich w rejonie obudowy kotwiowej i jednego w rejonie obudowy ŁP wprowadzono i zakotwiono po cztery zawiesia stanowiące punkty obserwacyjne. Dodatkowo umieszczono jeden punkt obserwacyjny w trzecim otworze, możliwie blisko pokładu 708. Do zawiesi umocowanych w otworach na określonych wysokościach przymocowano druty, których końce znajdowały się w chodniku R-3. Końce te obciążono ciężarkami około dwukilogramowymi, na których zaznaczono wyraźnie punkt, którego przemieszczenia mierzono. Przeprowadzono 4 pełne cykle obserwacji.

Pomiary przemieszczeń pionowych wykonano, jak uprzednio, niwelacją geometryczną łącznie z pomiarem punktów na obudowie. Błąd średni określenia wysokości tych punktów względem najbliższego punktu na ociosie obudowy wynosił $\pm 1,3$ mm.

3.2. W chodniku podścianowym C-3 w pokładzie 713 prowadzono pomiary obciążenia kotwi za pomocą krążków dynamometrycznych zabudowanych na kotwiach stanowiących obudowę wyrobiska. Powyższych obserwacji dokonywano trzykrotnie, budując krążek w odległości około 40 m przed frontem ścianowym ściany C-3, podsadzkowej (podsadzka pneumatyczna), w pokładzie 713. W czasie pomiarów uzyskiwano obciążenie kotwi w zależności od odległości frontu ściany. Podjęto również próbę określenia pionowych przemie-

szczeń kotwi stropowych i przemieszczeń w spągach za pomocą niwelacji geometrycznej. Wykonano trzy cykle pomiarowe. W związku z 10-stopniowym nachyleniem chodnika i dużą liczbą stanowisk niwelatora średni błąd wyznaczenia położenia kotwi wynosił około ± 15 mm. Duży błąd pomiaru nie pozwalał uchwycić ewentualnego zjawiska przemieszczeń pionowych kotwi. Tylko w jednym przypadku, w rejonie szczeliny tektonicznej szerokości około 2 mm wypełnionej pirytem, nastąpiło rozwarstwienie i obniżenie się stropu o około 80 mm oraz rozwarście szczeliny.

3.3. W chodniku nadścianowym C-7 w pokładzie 718 prowadzono, tak jak w chodniku podścianowym C-3 w pokładzie 713, pomiary obciążenia kotwi obudowy chodnika w zależności od odległości ściany zawałowej C-7 w pokładzie 718. Pomiary tych również dokonywano za pomocą krążków dynamometrycznych.

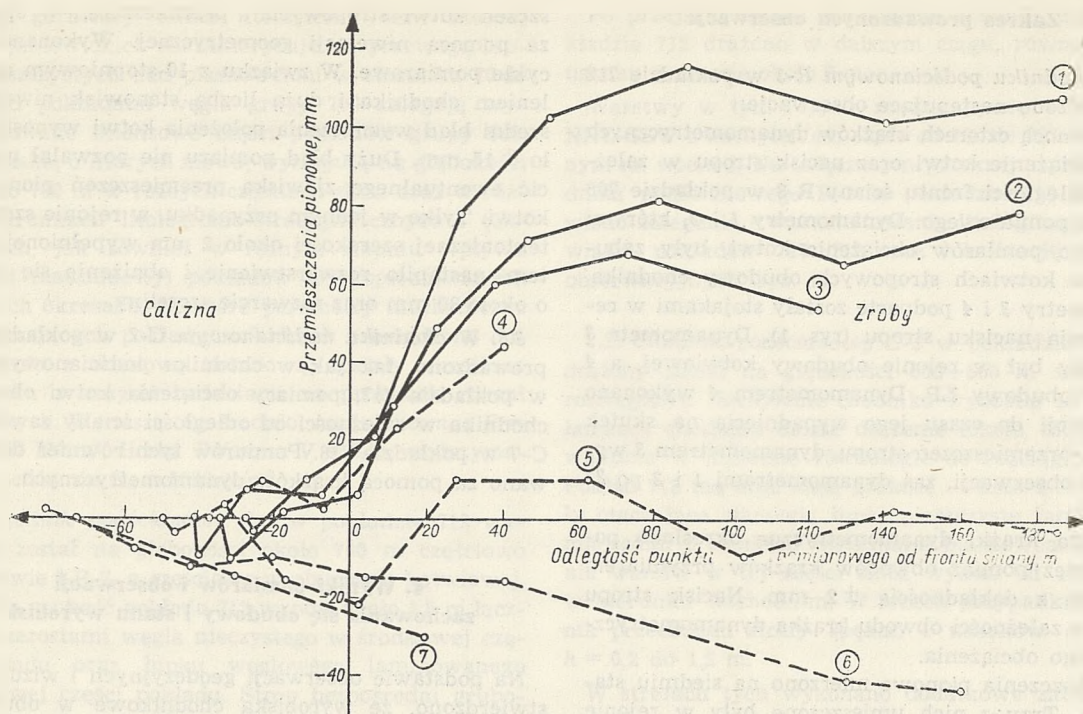
4. Wyniki pomiarów i obserwacji zachowania się obudowy i stanu wyrobisk

Na podstawie obserwacji geodezyjnych i wizualnych stwierdzono, że wyrobiska chodnikowe w obudowie kotwiowej ulegają znacznie mniejszej deformacji niż wyrobiska w obudowie ŁP. Stan wyrobisk jest dobry i z powodzeniem spełnia przewidziane funkcje.

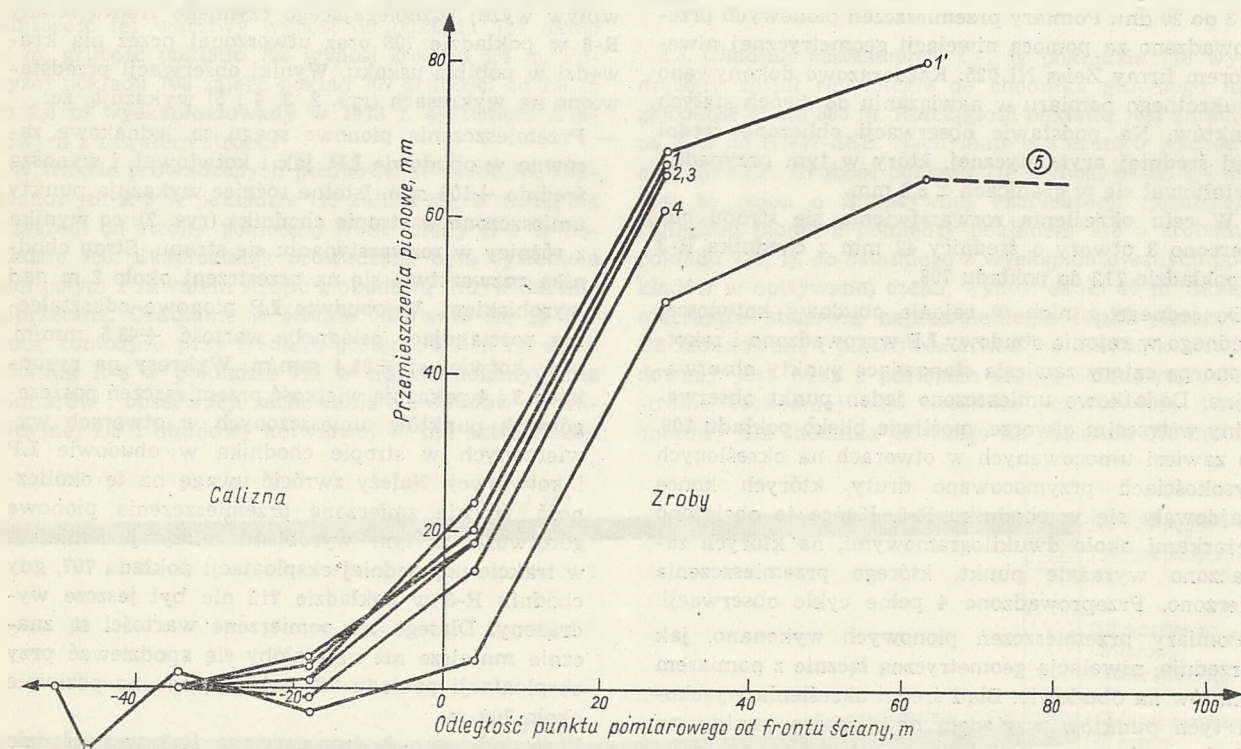
4.1. W chodniku R-3 w pokładzie 712 prześlędzono wpływ wyżej przebiegającego czynnego frontu ściany R-3 w pokładzie 708 oraz utworzonej przez nią krawędzi w pobliżu uskoku. Wyniki obserwacji przedstawione na wykresach (rys. 2, 3, 4 i 5) wykazują, że:

— Przeszacowania pionowe spągu są jednakowe zarówno w obudowie ŁP, jak i kotwiowej, i wynoszą średnio $+103$ mm. Istotne różnice wykazują punkty umieszczone w stropie chodnika (rys. 2), co wynika z różnicy w rozwarstwianiu się stropu. Strop chodnika rozwarstwia się na przestrzeni około 2 m nad wyrobiskiem. W obudowie ŁP pionowe odkształcenia rozciągające osiągnęły wartość $+43,5$ mm/m, a w kotwiowej $+21,4$ mm/m. Wykresy na rysunkach 3 i 4 pokazują wielkość przemieszczeń poszczególnych punktów umieszczonych w otworach wywierconych w stropie chodnika w obudowie ŁP i kotwiowej. Należy zwrócić uwagę na tę okoliczność, że nie zmierzone przemieszczenia pionowe górotworu w tym wyrobisku miały już miejsce w trakcie poprzedniej eksploatacji pokładu 707, gdy chodnik R-3 w pokładzie 712 nie był jeszcze wydrążony. Dlatego też pomierzone wartości są znacznie mniejsze niż należałoby się spodziewać przy eksploatacji pokładu 708 zalegającego na poziomie około 700 m.

— W trakcie przechodzenia ścianą R-3 w pokładzie 708, jak już wspomniano, wstrzymane było drażnienie chodnika (ze względów bezpieczeństwa). W czasie tym prowadzone były wyżej opisane obserwacje. Po przejściu frontu ściany nad rejonem obserwacji ponownie rozpoczęto drażnienie chodnika w obudowie kotwiowej. Na odcinku tym badano obciążenie kotwi i nie stwierdzono wzrostu obciążenia ponad obciążenie początkowe nadane w czasie zakładania dynamometrów. Z chwilą zbliżenia się przodkiem do krawędzi w pokładzie 708 rozpoczęły się trudności z utrzymaniem stropu i zaszła konieczność



Rys. 2. Przemieszczenia pionowe punktów na stropie chodnika R-3 w pokładzie 712
1 2 3 — przemieszczenia stropu na odcinku chodnika wykonanym w obudowie kotwiowej. 4 5 6 7 — przemieszczenia stropu na odcinku chodnika wykonanym w obudowie ŁP

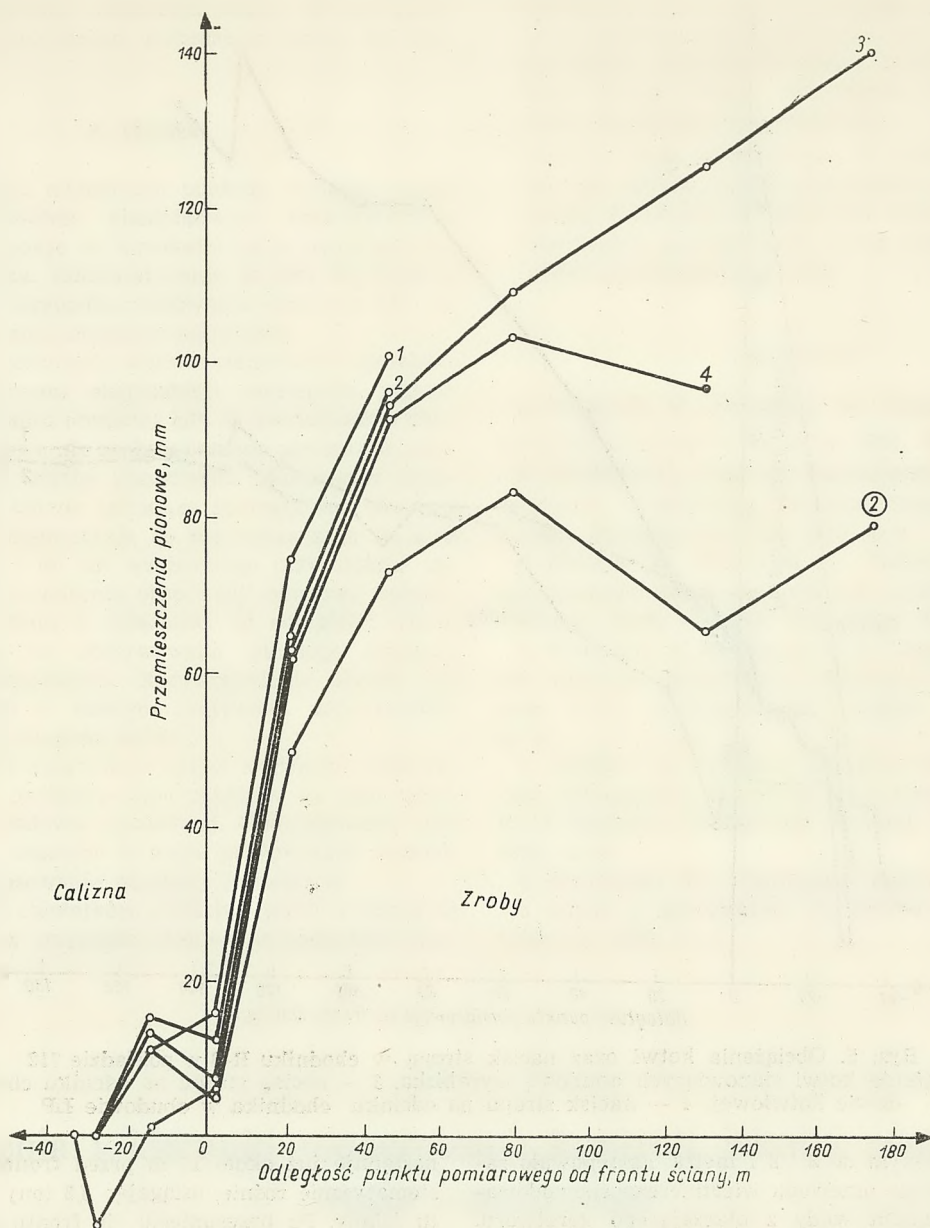


Rys. 3. Przemieszczenie pionowe punktów w górotworze między pokładami 708 i 712 na odcinku chodnika R-3 w pokładzie 712 wykonanego w obudowie ŁP; 1', 1, 2, 3, 4 — punkty pomiarowe w otworach w stropie wyrobiska, 5 — punkt pomiarowy w ociosie wyrobiska

przejścia na obudowę ŁP. Na tej podstawie stwierdzono negatywny wpływ krawędzi i uskoków, nie pozwalający stosować obudowy kotwiowej, przy mniejszej odległości poziomej niż 30 m od krawędzi i uskoku w opisanych warunkach geologiczno-górnictwowych. Łupek piaszczysty zalegający w stropie chodnika R-3/712 uległ popękaniu na kontakcie

z pokładem wzdłuż płaszczyzn kławażu i uławiceniu na wysokość 2 m, przechodząc z fazy sprężystej w kruchą.

— Przeprowadzone obserwacje obciążenia kotwi oraz nacisku stropu pokazano na rysunku 5. Obserwacje prowadzono przez okres przemieszczania się frontu ścianowego nad stanowiskami pomiarowymi na od-



Rys. 4. Przemieszczenia pionowe punktów w górotworze między pokładami 708 i 712 na odcinku chodnika R-3 w pokładzie 712 wykonanego w obudowie kotwiowej

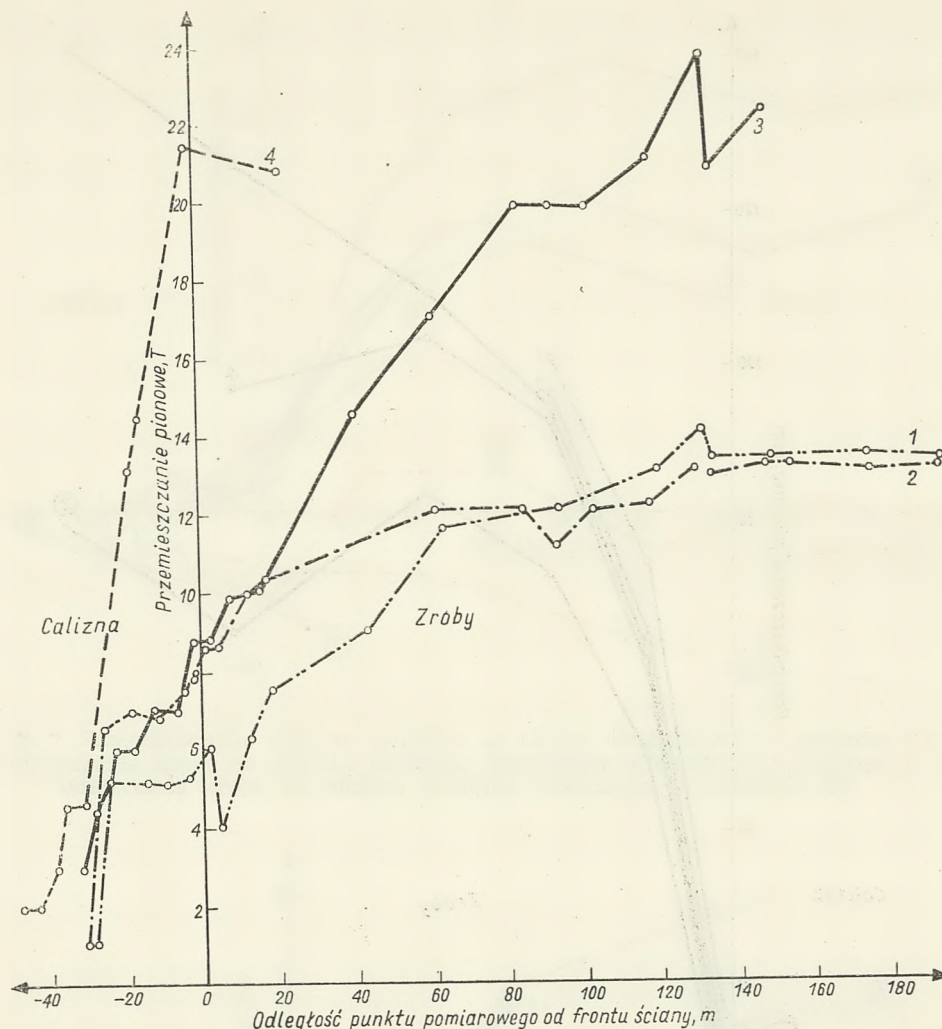
1, 2, 3, 4 — punkty pomiarowe w otworze w stropie wyrobiska, 2 — punkt pomiarowy w ociosie wyrobiska

cinku od około 40 m przed frontem ściany do około 200 m za frontem ściany.

Krzywe 1 i 2 przedstawiają obciążenie kotwi, natomiast krzywe 3 i 4 nacisk stropu w chodniku R-3 w pokładzie 712. Wzrost obciążenia kotwi rozpoczął się w odległości około 30 m przed frontem ściany i gwałtownie wzrastał do około 6 ton. Obserwowany dalej wzrost obciążenia kotwi był minimalny, aż do około 5 m przed frontem ściany, gdzie ponownie nastąpiło zwiększenie obciążenia kotwi o około 1 tonę. Po przejściu frontu ścianowego, po niewielkim spadku obciążenia następował systematyczny wzrost obciążenia kotwi do wartości 13 ton w odległości około 140 m za frontem ściany. Zupełnie inaczej przebiegał nacisk stropu, szczególnie na stanowisku 4, gdzie dokonywano pomiaru nacisku stropu na odcinku chodnika prowadzonego w obudowie ŁP. Nacisk stropu na tym odcinku następował gwałtownie osiągając w odległości 5 m przed frontem wartość około 21,5 tony. Wzrostowi ob-

ciążenia towarzyszyło poziome przesuwanie się warstw stropowych w kierunku nachylenia pokładu. Po przesunięciu się frontu ścianowego na odległość około 20 m za czwarty punkt pomiarowy, w wyniku poziomego przesunięcia się warstw stropowych nastąpiło zniszczenie krążka dynamometrycznego. Nacisk stropu na odcinku chodnika w obudowie kotwiowej następował nie tak gwałtownie, jak w obudowie ŁP, i przy przechodzeniu frontu ścianowego nad punktem pomiarowym 3 nacisk stropu był zbliżony do obciążenia kotwi. Stan ten utrzymywał się do odległości 20 m za frontem ściany, gdzie nastąpił jego dalszy wzrost. Wzrostowi nacisku stropu w obudowie kotwiowej nie towarzyszyło przemieszczanie się warstw stropowych.

— W czasie zbliżania się frontu ścianowego do rejonu pomiarowego dokonano pomiaru wychodu zwiercin z 1-metrowego otworu i stwierdzono, że gdy front ściany znajdował się około 25 m przed punktem pomiarowym, to przy niewielkim wychodzie zwier-



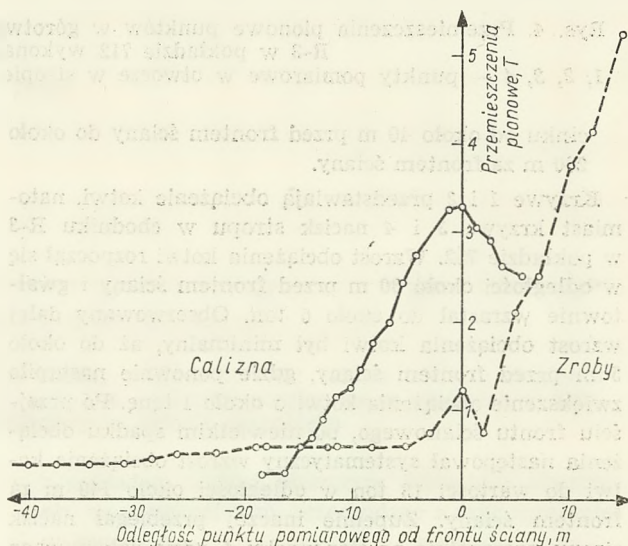
Rys. 5. Obciążenia kotwi oraz nacisk stropu w chodniku R-3 w pokładzie 712
1, 2 — obciążenie kotwi stanowiących obudowę wyrobiska, 3 — nacisk stropu na odcinku chodnika w obudowie kotwiowej, 4 — nacisk stropu na odcinku chodnika w obudowie ŁP

cin dochodząc do 3 l z 1 metra, następowało zaciskanie całego przewodu wiertniczego spowodowane wyciskaniem wody z otaczającego górotworu. W pozostałych okresach nie stwierdzono zawodnienia skał. Przy dalszym zbliżaniu się frontu ścianowego następował wzrost wychodu zwiercin. Maksymalny wychód zwiercin wynoszący 6,2 l z 1 metra bieżącego otworu zarejestrowano w odległości około 6 m przed frontem ściany.

4.2. Przeprowadzono pomiary zależności obciążenia obudowy kotwiowej w chodnikach przyścianowych od odległości frontu ścianowego czynnego w tym samym pokładzie. Wyniki przedstawiono na wykresie (rys. 6).

Krzywa 2 obrazuje obciążenie obudowy kotwiowej w chodniku przyścianowym ściany zawałowej. Z jej przebiegu wynika, że ze zbliżaniem się frontu ścianowego obciążenie kotwi minimalnie wzrasta, osiągając wartość około 0,7 tony w odległości około 5 m od linii frontu. Przy dalszym zbliżaniu się frontu ścianowego następuje wzrost obciążenia kotwi; po przejściu frontu za punkt pomiarowy w odległości około 2 m obciążenie spada do wartości zbliżonej, jaką obserwuje się przed frontem ściany i następnie systematycznie rośnie. Inny przebieg ma krzywa 1 obciążenia kotwi w chodniku przyścianowym ściany podsadzkowej z podsadzką pneumatyczną. Wzrost obciążenia kotwi

następuje już około 17 m przed frontem ściany i systematycznie rośnie, osiągając 3,3 tony w rejonie wlotu ściany. Po przesunięciu się frontu ścianowego na



Rys. 6. Obciążenie kotwi zależnie od odległości frontu ścianowego od punktu pomiarowego
1 — chodnik przyścianowy ściany podsadzkowej (podsadzka pneumatyczna), 2 — chodnik przyścianowy ściany zawałowej

stępuje zmniejszenie obciążenia kotwi. W obu przypadkach nie stwierdzono uszkodzenia kotwi ani spękań stropu.

5. Wnioski

- W przypadku wybierania pokładu leżącego wyżej nad wyrobiskiem chodnikowym rozwarstwienie stropu występuje do wysokości 2,0 m powyżej stropu wyrobiska. Rozwarstwienie to jest dwukrotnie większe w przypadku stosowania obudowy ŁP, niż przy stosowaniu obudowy kotwiowej.
- Poziome przesunięcia warstw stropowych spowodowane wpływami eksploatacji występują jedynie przy stosowaniu obudowy ŁP. W chodnikach z obudową kotwiową nie zaobserwowano poziomego przesuwania się warstw stropowych. Można stąd wnioskować, że kotwie spinające poszczególne warstwy stropu nie dopuszczają do rozwarstwiania się skał stropowych i do ich wzajemnego przesuwania się.
- W czasie prowadzenia obserwacji obudowy kotwiowej i jej stanu w zależności od odległości frontu ścianowego nie obserwowano istotnego spękania warstw stropowych. Rozwarstwienie stropu nie przekraczało w żadnym przypadku dopuszczalnej wartości 2% długości kotwi.
- Stwierdzono negatywny wpływ krawędzi wyżej zalegających pokładów oraz uskoków na stan wyrobiska w obudowie kotwiowej. Oddziaływanie tych krawędzi i uskoków w wielu przypadkach uniemożliwia zastosowanie obudowy kotwiowej.
- Utrzymanie chodników przyścianowych w obudowie kotwiowej w przypadku stosowania podsadzki pneu-

matycznej jest możliwe. Natomiast przy eksploatacji z zawałem stropu konieczne jest mocne podparcie stropu chodnika od strony zrobów oraz wywołanie zawału warstw stropowych w możliwie bliskim sąsiedztwie tego podparcia.

- Autorzy zdają sobie sprawę, że cytowane tu wnioski nie ujmują całości zagadnienia. Doświadczenia należy rozciągać na wyrobiska drażone w różnych warunkach geologicznych, ściśle określając właściwości geomechaniczne skał.

Literatura

1. Podgórski K., Podgórski W.: Obudowa kotwiowa wyrobisk górniczych. Katowice 1966, Wyd. Śląsk.
2. Fairhurst C., Singh B.: Teoretyczne studia nad statecznością okotwionego rozwarstwowanego stropu górniczego. Przegląd Górniczy 1974, nr 1.
3. Chudek M., Podgórski K., Podgórski W.: Ocena stosowalności kotwi mocowanych mechanicznie w górotworze. Rudy i Metale Nieżelazne 1966, nr 11.
4. Whittaker B. N., Blades M. J.: Kotwienie skał wokół wyrobisk górniczych w Wielkiej Brytanii z użyciem żywic syntetycznych. Przegląd Górniczy 1974, nr 1.
5. Biliński A.: Przejawy ciśnienia górotworu w polach eksploatacji ścianowej w pokładach węgla. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo 1973, nr 4.
6. Siewierski St.: Współpraca mocowanych punktowo kotwi z górotworem rozwarstwowanym. Przegląd Górniczy 1975, nr 1.

658.56:662.66

Założenia i kierunki modernizacji kontroli jakości rynkowego węgla kamiennego

Dr inż. Jerzy Martyniak, mgr inż. Alina Dąbrowska, mgr inż. Adam Niewiadomski,
mgr inż. Elżbieta Rolling, inż. Edward Wójcik

Treść: Przeanalizowano obecny stan w zakresie podstaw i kierunków modernizacji kontroli jakości węgla rynkowego. Przedstawiono analizę rezultatów badań przeprowadzonych w zakładach przerobczych węgla kamiennego i scharakteryzowano istniejące warunki przemysłowe. Zwrócono uwagę na praktyczne wykorzystanie wyników badań przy dalszej modernizacji odbiorczej kontroli jakości węgla kamiennego.

1. Wstęp

Obecna sytuacja wskazuje na konieczność modernizacji kontroli jakości rynkowego węgla kamiennego. Przemawia za tym szczególnie:

- ciągle zmniejszanie się czasu przebywania wagonów kolejowych na torach załadunkowych oraz ich postoju na terenie dworca kopalnianego, spowodowane wzrostem wydobywania,
- duże trudności techniczne wiążące się z pobieraniem próbek węgla znajdującego się w wagonach kolejowych,

— mała dokładność oceny jakości węgla przy pobieraniu obecnie próbek z wagonów.

Dlatego też próbki węgla rynkowego powinno się pobierać przed jego załadunkiem do środków transportowych, a więc w obrębie budynku zakładu przerobczego.

Najdalej przy tym wysunięte punkty próbobiorcze mogą być usytuowane przy urządzeniach załadunkowych.

W związku z tym przeprowadzono badania, biorąc pod uwagę następujące informacje z wybranych zakładów przerobczych:

- ilościową produkcję węgla rynkowego, średnio na dobę, według typów, sortymentów i klas czystości,
- charakterystykę wielkości partii węgla przekazywanych odbiorcom,
- charakterystykę liczebności partii węgla kierowanych do odbiorców,
- pracochłonność czynności kontrolno-pomiarowych istniejącą w obecnych warunkach,
- metodykę przeprowadzanych czynności kontrolno-pomiarowych,
- liczbę i przepustowość punktów załadunkowych dla różnych sortymentów węgla,
- charakterystykę drogi węgla od ostatniej operacji przeróbczej do punktów załadunkowych.

2. Modernizacja badania parametrów jakościowych węgla w kraju

Uwzględniając występujące potrzeby, zwiększono liczbę i zakres prac analityczno-badawczych oraz projektowo-konstrukcyjnych, służących modernizacji odbiorczej kontroli jakości węgla kamiennego.

W zakresie rozwiązań projektowo-konstrukcyjnych istnieje szereg udanych osiągnięć. Na uwagę zasługują już opatentowane rozwiązania [1], [2], [3], [4], [5] i [6], a w opracowaniu są dalsze. Niektóre z tych rozwiązań mogą być wykorzystane od razu, inne zaś po pewnych zabiegach adaptacyjnych bądź uzupełnieniach precyzujących charakterystykę dla górnych granic uziarnienia węgla rynkowego produkowanego w kraju. Do tych pierwszych zalicza się oryginalny i bardzo cenny sposób automatycznego oznaczania zawartości popiołu i kaloryczności węgla o wielkości ziarn $30 \div 0$ mm.

Należy podkreślić, że wiele wniosków i postulatów, które wynikają z omówionych poniżej w punkcie 3 badań kształtowania się istniejących warunków przemysłowych — jest już w trakcie realizacji. Opracowano między innymi w KOMAG urządzenia nadające się do wykorzystania w nowo budowanych lub modernizowanych zakładach, na przykład próbobiorniki ramieniowe typu RS i RJ dla maksymalnego uziarnienia węgla 200 mm oraz bębnowe typu BO dla takiego samego węgla i typu BP dla węgla o górnej wielkości ziarn 80 mm. W opracowaniu są urządzenia, których prototypy wykonuje się w warsztatach i poddaje się je próbom i badaniom, do których należy na przykład próbobiornik łańcuchowo-wahadłowy, przeznaczony dla węgla $200 \div 0$ mm. Przewiduje się ukończenie dokumentacji nowych urządzeń, a wśród nich próbobiorniki ramieniowe ERS i ERJ oraz próbobiornik: zgarniarkowy PZ — przystosowany do górnej wielkości ziarn 200 mm, próbobiornik obrotowo-szczelinowy dla maksymalnych wielkości ziarn węgla 50 i 20 mm i próbobiornik szczelinowy PS, nadający się dla ziarn węgla nie przekraczających 30 mm.

Zaprojektowano także 10 typowych układów próbobiorniczych, które są przewidziane do zastosowania w inwestycjach przeróbczych, zależnie od lokalnych potrzeb. Układy te składają się z próbobiorników, kruszarek, pomniejszalników i innych urządzeń i zapewniają pełną mechanizację pobierania i przygotowania próbek węgla.

Przygotowania do szerokiej modernizacji odbioru jakościowego węgla kamiennego zamyka oficjalny do-

kument: Zarządzenie nr 46 Ministra Górnictwa i Energetyki z dnia 6 X 1975 r. dotyczące jakościowego odbioru węgla i brykietów z węgla kamiennego. Stanowi ono podstawę prawną do wdrażania przez kopalnie węgla kamiennego nowych rozwiązań przy określaniu jakości węgla rynkowego.

3. Badania w kopalniach

3.1. Ilość i granulometryczne zróżnicowanie węgla rynkowego. W czasie badań wielkość produkcji w analizowanych zakładach przeróbczych mieściła się w zakresie od 660 t/dobę do 10 100 t/dobę. Najczęściej produkcja wynosiła 3–6 tys. t/dobę.

Liczba sortymentów produkowanych w pojedynczym zakładzie przeróbczym zmieniała się od 2 do 12, przy czym najczęściej uzyskiwano od 3 do 8 sortymentów.

Dane te nie są jeszcze wystarczające dla dokładnego określenia potrzebnej ilości typów próbobiorników oraz orientacyjnego zapotrzebowania na nie.

[W związku z tym, że podstawowe parametry próbobiorników zależą od maksymalnego uziarnienia węgla, liczbę ich typów należy powiązać z liczbą górnych granic uziarnienia produkowanych sortymentów handlowych. Dla każdej bowiem górnej granicy uziarnienia węgla rynkowego powinien istnieć odpowiedni typ próbobiornika. W Polsce można wyróżnić następujące granice maksymalne uziarnienia: powyżej 125, 125, 80, 50, 30, 20 i 10 mm, według których należy zróżnicować typy próbobiorników.

Przy sporządzaniu orientacyjnego zapotrzebowania na poszczególne typy próbobiorników powinno się uwzględniać ogólną liczbę punktów załadunkowych węgla o tym samym maksymalnym uziarnieniu oraz zasadę, że każdy punkt załadunkowy powinien być wyposażony w próbobiornik. Biorąc pod uwagę strukturę produkcji węgla każdego zakładu przeróbczego według maksymalnego uziarnienia można podać wzory do obliczania przewidywanych liczb punktów załadunkowych na podstawie przewidywanej liczby czynnych zakładów przeróbczych.

Liczby punktów załadunkowych k zsumowane we wszystkich zakładach przeróbczych dla różnych wielkości maksymalnego uziarnienia są następujące:

$$k_{>125} = \sum (a_i)_{>125} \quad (1)$$

$$k_{125} = \sum (a_i)_{125} \quad (2)$$

$$k_{80} = \sum (a_i)_{80} \quad (3)$$

$$k_{50} = \sum (a_i)_{50} \quad (4)$$

$$k_{30} = \sum (a_i)_{30} \quad (5)$$

$$k_{20} = \sum (a_i)_{20} \quad (6)$$

$$k_{10} = \sum (a_i)_{10} \quad (7)$$

przy czym $(a_i)_{>125}$ do $(a_i)_{10}$ są liczbami punktów załadunkowych węgla rynkowego o maksymalnym uziarnieniu od > 125 do 10 mm w kolejnych zakładach przeróbczych, gdzie produkuje się lub zamierza się produkować taki węgiel.

3.2. Charakterystyka partii węgla rynkowego. W celu ułatwienia orientacji o aktualnej liczbie i wielkości partii wysyłanych w ciągu doby do różnych odbiorców w zakładach przeróbczych oraz w poszczególnych Zjednoczeniach PW — sporządzono zestawienie podane

Tablica 1

DOBOWA CHARAKTERYSTYKA LICZBY I WIELKOŚCI PARTII WĘGLA RYNKOWEGO

Zjednoczenie	Zakład przerobczy	Liczba partii na dobę			Wielkość partii, t	
		ogółem	w jednym sortymencie		minimalna	maksymalna
			minimalna	maksymalna		
Jaworznicko-Mikołowski	Brzeszcze R I	10	1	2	50	1230
	R II	12	2	3	24	1400
	Komuna Paryska	70	1	10	24	800
	Lenin R I	8	1	4	24	1400
	R II	22	1	13	24	1300
	Siersza	112	1	60	24	5500
	Ziemowit R I	46	3	11	24	1200
	R II	10	1	4	24	500
	R III	24	3	10	24	600
	Jowisz	60	1	14	24	960
Dąbrowskie	Niwka Modrzejów R I	36	3	13	24	400
	R II	46	2	16	24	1200
	Sosnowiec	95	3	19	24	1680
	Polska R I	21	1	4	24	1300
Katowickie	R II	26	2	11	24	1400
	Staszic	100	2	53	24	4000
	Siemianowice R I	78	1	15	24	1600
	R II	40	3	9	24	1600
	Halemba	81	1	22	24	1400
Bytomskie	Nowy Wirek	26	3	10	24	1000
	Pokój R I	21	2	12	24	900
	R II	6	1	3	24	1100
	Radzionków	55	2	24	24	1400
	Szombierki	84	1	22	24	1200
	Knurów R I	19	1	5	24	1000
	R II	21	2	7	24	1200
Zabrzezańskie	Makoszowy	23	1	5	24	1300
	Rokitnica R I	21	7	14	24	600
	R II	52	1	14	24	650
	R III	7	1	3	24	1000
	R IV	19	9	10	24	1300
	Zabrze	31	1	3	24	3000
	Dębieńsko	16	1	11	100	1100
Rybnickie	Moszczenica	6	1	1	24	1600
	Rydułtowy R I	8	1	4	70	1400
	R II	39	4	28	24	120
Dolnośląskie	Nowa Ruda R I	10	1	4	24	600
	R II	8	2	4	24	240

w tablicy 1. Z zestawienia tego widać, że największymi liczbami wysyłanych partii charakteryzują się zakłady przerobcze węgla energetycznego, szczególnie należące do Dąbrowskiego Zjednoczenia PW i że najmniejsze partie węgla odpowiadają pojemności jednego wagonu kolejowego, największe zaś znacznie przekraczają masę 1000 t.

Zgodnie z obecnie obowiązującymi zasadami odbioru węgla kamiennego każda partia węgla powinna mieć ściśle określoną jakość. Stąd można wywnioskować ile próbek ogólnych w ciągu jednej zmiany należy podawać badaniom kontrolnym w jednej kopalni.

Dane uzyskane w toku badań wykazują, że chociaż

węgiel drobny przeważa ilościowo, to jednak struktura jego dostaw jest korzystniejsza z punktu widzenia kontroli jakości, ponieważ partie tego węgla są przeważnie większe a ich liczność jest mniejsza, zaś jak wiadomo pracochłonność pobrania i przygotowania próbki węgla grubego jest znacznie większa niż węgla drobnego.

3.3. Przepustowość punktów załadunkowych i odstępy czasu przy pobieraniu próbek pierwotnych. Przepustowość punktów załadunkowych oraz niektóre inne ważniejsze dane ilościowe, które powinny być przedmiotem analizy przy opracowywaniu założeń technicz-

Tablica 2

ZESTAWIENIE WYBRANYCH DANYCH WYJŚCIOWYCH DO ZAŁOŻEŃ PRZY MECHANIZACJI
KONTROLI JAKOŚCI WĘGLA RYNKOWEGO

Kopalnia	Zakład prze- róbczy	Liczba prod. sorty- mentów	Liczba punktów załado- wczych	Przepustowość (t/h) punktów załadunkowych węgla o maksymalnym uziarnieniu, mm						
				> 125	125	80	50	30	20	10
Brzeszcze	R I	8	8	35÷60	—	—	60	60	60	30÷60
	R II	5	6	45	45	70	—	—	70	70
Dębieńsko	R	4	4	—	—	300	—	—	—	300
Halemba	R	10	6	—	—	130÷150	—	130	50÷150	50÷130
Jowisz	R	8	7	18÷20	—	42	34	25	9÷130	28
Knurów	R I	5	7	—	—	200	—	—	240	120
	R II	7	5	50	—	200	—	—	240÷300	240
Komuna Pary- ska	R	13	20	10÷30	—	20	10÷50	—	20÷60	—
Lenin	R I	5	3	6÷16	—	—	—	—	480	—
	R II	8	5	8÷25	—	260	—	100	480	—
Makoszowy	R	10	12	30	—	200	200	220	220÷240	240
Moszczenica	R	6	6	—	—	—	—	—	200	100÷200
Niwka Modrze- jów	R I	8	6	40	—	50	50	30	140	—
	R II	6	4	70	40	130	20	130	180	—
Nowa Ruda	R I	5	5	—	—	—	—	350	350	100
	R II	3	3	—	—	100	—	—	—	120
Nowy Wirek	R	6	4	—	—	180	180	—	180	—
Pokój	R I	4	9	13	—	56	—	135	—	25÷150
	R II	4	7	14	—	36	—	16	70÷150	—
Polska	R I	9	12	10	10	25	20	20	25	25÷50
	R II	8	8	20÷40	20	50	50	30	50	50÷120
Radzionków	R	5	5	90	—	90	—	50	270÷300	—
Rokitnica	R I	2	2	50	—	—	—	—	—	240
	R II	8	4	45	—	75	120	100	100	30÷200
	R III	2	2	35	—	—	—	—	—	320
	R IV	9	10	—	—	24÷240	—	—	24	24÷250
Rydułtowy	R I	4	4	—	—	—	—	200	240	120
	R II	8	3	45	—	200	200	200	250	250
Siemianowice	R I	23	15	110	20÷80	100	10÷90	30	70	10÷200
	R II	18	12	30÷35	30	25	15÷18	5÷15	20÷60	—
Siersza	R	5	5	30÷75	—	140	300	250	70÷250	—
Sosnowiec	R	6	6	150	—	300	300	250	250	—
Staszic	R	8	7	200	—	200	—	200	250	250
Szombierki	R	10	8	150	150	150	150	—	150÷1000	1000
Zabrze	R	19	15	15÷20	18	15	120	120	120	80÷130
Ziemowit	R I	7	9	20÷40	—	100	—	100	100÷250	—
	R II	5	4	35	—	—	—	3	120	—
	R III	5	8	40	—	30	30	40	25÷100	—

nych dla poprawy wyposażenia kopalń w zmechanizowane urządzenia kontrolno-pomiarowe podano w tablicy 2.

Jeżeli chodzi o wyjściowe warunki kontroli jakości węgla rynkowego, do których należy dostosować parametry urządzeń mechanicznych, do najważniejszych,

obok maksymalnego uziarnienia kontrolowanego węgla, należą odstępy czasu między pobraniami próbek pierwotnych. Dla określenia z jakimi odstępami czasu (c_i) pobierania próbek pierwotnych trzeba się liczyć w praktyce, wykonano obliczenia przy zastosowaniu wzoru

$$c_i = \frac{M_i}{n q_i} \quad (8)$$

w którym

M_i — masa pojedynczej partii węgla, t,

q_i — przepustowość punktu załadunkowego, t/h,

n — liczba próbek pierwotnych, według PN-74/G-04502,

i — liczba porządkowa punktu załadunkowego.

Minimalne odstępy czasu, których utrzymanie jest najtrudniejsze, odpowiadają najmniejszym partiom węgla i wahają się w następujących granicach:

Maks. uziar-

nienie mm	> 125	125	80	50	30	20	10
Minimalne odstępy czasu, min.	0 ²¹ — —8 ⁴²	0 ²¹ — —7 ¹²	0 ¹⁵ — —7 ¹⁸	0 ¹⁵ — —4 ⁴⁸	0 ¹² — —20 ⁴⁵	0 ⁶ — —7 ³⁰	0 ³ — —9 ¹²

Najmniej korzystne warunki z tego punktu widzenia powstają tam, gdzie występuje duża liczba małych partii i tam też otrzymuje się odstępy czasu poniżej 1 minuty. W tych warunkach oznaczenie jakości każdej partii oddzielnie staje się problematyczne, co stwarza konieczność określenia przez konstruktorów, jaki najmniejszy odstęp czasu jest do przyjęcia przy kontroli jakości węgla rynkowego biorąc pod uwagę konstrukcję próbobiorników. Gdyby okazało się, że najmniejszy odstęp czasu jest zbyt duży przy większych przepustowościach punktów załadunkowych i mniejszym tonażu partii węgla, wówczas powstałaby potrzeba opracowania dla takich przypadków pośredniego sposobu oznaczania jakości partii węgla, z uwzględnieniem najmniejszego odstępu czasu, przy którym próbobiornik może pracować.

W związku z tym, że stwierdzone odstępy przy pobieraniu próbek pierwotnych wahają się w szerokich granicach, próbobiorniki trzeba wyposażyć w regulatory częstości pobierania próbek pierwotnych o szerokiej skali zmian. Funkcjonowanie tych regulatorów należy powiązać z pracą punktów załadunkowych tak, aby odliczanie odstępow czasu następowało tylko podczas ładowania węgla.

3.4. *Analiza potrzeb z punktu widzenia pracochłonności kontroli jakości węgla rynkowego.* Na pracochłonność pobierania i przygotowania próbek węgla rynkowego ma wpływ szereg czynników lokalnych, występujących w różnych zakładach przeróbczych. Jednakże w danych warunkach, największy wpływ na pracochłonność ma wielkość próbki ogólnej, której masa zależy przede wszystkim od górnej granicy uziarnienia kontrolowanego węgla. Przy obserwacjach pracochłonności pobierania i przygotowania próbek węgla o różnych maksymalnych uziarnieniach stwierdzono, że ze względu na brak odpowiedniego wyposażenia, w większości przypadków miarodajna może być jedynie pracochłonność uzyskiwana przy najdrobniejszych sortymentach węgla. Tą też właśnie pracochłonność należy uznać za podstawę określenia rzeczywistych potrzeb kopalń dotyczących ułatwienia zdawczo-odbiorczej kontroli jakości węgla.

Wobec braku miernika, charakteryzującego potrzeby kopalń dotyczące należytej kontroli całej produkcji węgla rynkowego, przyjęto koncepcję teoretycznej pracochłonności — jako funkcji miarodajnej pracochłonności, odpowiadającej najdrobniejszym sortymentom węgla, mas próbek ogólnych wymaganych dla różnych maksymalnych uziarnień węgla oraz przeciętnych liczb partii węgla, które są przekazywane odbiorcom.

Dla poszczególnych zakładów przeróbczych obliczono wszystkie teoretyczne pracochłonności $(p_t)_i$, które odpowiadają różnym (i -tym) maksymalnym uziarnieniom produkowanego węgla. Przy obliczeniach posłużono się następującym wzorem

$$(p_t)_i = p_m \frac{m_i}{m_m} \cdot l \quad (9)$$

w którym

p_m — stwierdzona pracochłonność miarodajna w danym zakładzie przeróbczym,

m_i — masa próbki ogólnej, odpowiadająca i -temu maksymalnemu uziarnieniu węgla, według PN-74/G-04502,

m_m — masa próbki ogólnej, odpowiadająca maksymalnemu uziarnieniu węgla, przy którym uzyskiwaną pracochłonność uznano za miarodajną,

l — przeciętna liczba wysyłanych w ciągu doby partii węgla o i -tym maksymalnym uziarnieniu.

Suma $\sum_i (p_t)_i$ poszczególnych pracochłonności w jed-

nym zakładzie przeróbczym wyraża jego lokalne potrzeby w stosunku do innych. Natomiast ogólne potrzeby wiążące się z różnymi wielkościami maksymalnego uziarnienia węgla rynkowego można ocenić w skali całego przemysłu węglowego za pomocą procentowych udziałów w pracochłonności $(u_p)_i$, określonych według wzoru

$$(u_p)_i = \frac{\sum_j (p_t)_{ij}}{\sum_j \sum_i (p_t)_{ij}} \cdot 100 \quad (10)$$

przy czym

i — liczba porządkowa maksymalnego uziarnienia węgla rynkowego w danym zakładzie przeróbczym,

j — liczba porządkowa zakładu przeróbczego.

Na podstawie badań i obliczeń otrzymano następujący szereg procentowych udziałów w pracochłonności w zależności od maksymalnego uziarnienia produkowanego węgla rynkowego.

Maksym.

uziarnienie

mm > 120 120 80 50 30 20 10 razem

Udział

w praco-

chłonności

(u_p) 75,52 1,43 12,28 5,11 1,49 3,40 0,77 100,0

Jak widać, zasadniczą część teoretycznej pracochłonności dają sortymenty węgla mające górną granicę uziarnienia powyżej 120 mm. Zmechanizowanie pobierania i przygotowania próbek wymaganych dla tych sortymentów w ramach zdawczo-odbiorczej kontroli jakości, ma więc w przemyśle węglowym większe zna-

czenie niż zmechanizowana powierzchnia próbek wszystkich innych sortymentów razem wziętych. Sumując podane udziały w pracochłonności poczynając od największego maksymalnego uziarnienia, można zauważyć, że mechanizacja czynności kontrolnych w przypadku sortymentów o górnej wielkości ziarna węgla powyżej 50 mm zaspokoi około 90% potrzeb, istniejących w kopalniach węgla dla podniesienia efektywności kontroli jakości węgla.

4. Kierunki wykorzystania wyników badań

Wyniki badań mogą być wykorzystane jako dane wyjściowe lub założenia przy przedsięwzięciach, które wiążą się z modernizacją kontroli jakości węgla rynkowego. W ujęciu perspektywicznym należy oczekiwać jej przyspieszenia. Zarysowuje się podział dalszej modernizacji na trzy główne etapy:

- podejmowanie produkcji urządzeń do mechanizacji i automatyzacji kontroli węgla na podstawie dokumentacji już opracowanych, oraz dokumentacji, które zostaną uzupełnione lub dokumentacji nowych,
- wyposażenie kopalń w nowe urządzenia i równoczesne opracowanie nowych zasad odbioru węgla, które uwzględnią ich zastosowanie,
- przemysłowa weryfikacja nowych urządzeń i zasad odbioru jakościowego.

W pierwszym etapie wyniki badań można wykorzystać do ustalenia hierarchii potrzeb i kolejności ich zaspokajania. Analiza wyników badań prowadzi do wniosku, że mimo największego udziału sortymentów drobnych w ogólnej produkcji węgla kontrola ich jakości jest stosunkowo łatwa. Z drugiej zaś strony wiadomo, że są już opracowane polskie urządzenia do ciągłego pomiaru niektórych parametrów jakościowych węgla — podczas jego transportu.

Jak najszerze upowszechnienie tych urządzeń jest sprawą bardzo istotną. Dlatego też zastosowanie próbobiorników dla węgla drobnego (poniżej 30 mm) ma obecnie mniejsze znaczenie. W przyszłości jednak i one będą niezbędne nawet tam, gdzie zastosuje się urządzenia do ciągłego automatycznego pomiaru jakości transportowanego węgla, ponieważ te ostatnie nie określają wszystkich, lecz tylko najczęściej obecnie brane pod uwagę parametry jakościowe węgla.

Szczególnie ważna jest natomiast mechanizacja kontroli jakości sortymentów grubych, to jest o maksymalnej granicy uziarnienia przekraczającej 30 mm.

Nie ulega wątpliwości, że w tym etapie modernizacji kontroli jakości węgla rynkowego wyłoni się także sprawa uporządkowania wielkości i parametrów pracy sprzętu kontrolno-pomiarowego, tak aby produkcją można było objąć tylko jego niezbędne szeregi. W związku z tym powstanie potrzeba określania zapotrzebowania na różnego rodzaju sprzęt. Pożądaną pomocą przy rozwiązywaniu tych problemów, np. przy

opracowywaniu założeń do typizacji i produkcji urządzeń kontrolno-pomiarowych mogą stać się uzyskane wyniki badań.

5. Wnioski

1. Modernizacja kontroli jakości węgla jest uzasadniona zwiększaniem się dobowej i godzinowej produkcji kopalń, zmniejszaniem się czasu na podejmowanie decyzji o przeznaczeniu węgla, wzrostem wymagań odbiorców w zakresie utrzymania wysokiej jakości węgla oraz ogólnymi tendencjami rozwoju automatyzacji procesów przeróbczych i załadunku węgla.

2. W wyniku unowocześnienia jakościowego odbioru węgla uzyskuje się:

- zmniejszenie pracochłonności i ułatwienie odbiorczej kontroli węgla,
- zwiększenie dokładności oceny partii węgla przekazywanych odbiorcom,
- zmniejszenie czasu otrzymywania informacji o jakości węgla kierowanego do użytkowników.

3. Modernizacja kontroli jakości węgla rynkowego jest w toku realizacji, przy czym w dalszym ciągu zarysowują się następujące jej etapy:

- dokonanie wyboru próbobiorników do dalszego stosowania oraz innego sprzętu kontrolno-pomiarowego o najkorzystniejszych cechach dotyczących górnych granic uziarnienia sortymentów węgla oraz przewidywanego zakresu częstości pobierania próbek pierwotnych,
- zwiększenie lub uruchomienie produkcji wspomnianych urządzeń, które już opracowano, szczególnie zaś przeznaczonych do ciągłego pomiaru parametrów jakościowych węgla w czasie jego transportu, a następnie tych, które dopiero zostaną opracowane,
- znowelizowanie zasad jakościowego odbioru węgla rynkowego, aby w pełni uwzględniały zastosowanie nowego sprzętu kontrolno-pomiarowego, w który będzie wyposażony zakład przeróbczy.

Literatura

1. Burek R., Nowak Z., Mironowicz W., Wróbel K.: Urządzenie do ciągłego radiometrycznego określania zawartości popiołu w węglu. Patent PRL 66224.
2. Dietrych J., Mironowicz W., Nowak Z., Burek R.: Urządzenie do pobierania próbek. Patent PRL 83185.
3. Macura A., Cierpisz S., Wróbel K., Tokarz J.: Sposób automatycznego oznaczania procentowego udziału poszczególnych frakcji ziarna w materiałach sypkich na przykład w węglu. Patent PRL 64222.
4. Mirkowski Cz., Mironowicz W., Jardel L., Guzen-da Z., Gil J.: Urządzenie do radiometrycznego oznaczania popiołu w węglu. Patent PRL 54358.
5. Rogowski T., Skrzypek A.: Sonda do pomiaru wilgotności materiałów sypkich na przenośniku taśmowym. Patent PRL.
6. Skrzypek A., Rogowski T.: Czujnik pomiarowy do wilgotnościomierzy. Patent PRL 66186.

Badanie metodą znacznikową bilansu wody w procesie wypełniania zrobów szlamami

Dr Jerzy Jureczko, mgr Ewa Skowronek

Treść: Podano wyniki badań nad ustaleniem warunków przepływu wody w procesie wypełniania szlamami starych wyrobisk poeksploatacyjnych, w celu określenia stopnia zagrożenia wodnego dla wyrobisk górniczych w jednej z kopalń. Do badań przepływu zastosowano metodę znaczników stabilnych i neutro nowej analizy aktywacyjnej. Jako znacznik zastosowano chrom w związku kompleksowym z EDTA.

Przedstawiono warunki geologiczno-górnice w rejonie badań znacznikowych oraz scharakteryzowano sposób odprowadzania rozcieńczonych szlamów podszadzkowych. Omówiono sposób interpretacji wyników w celu określenia prędkości przepływu wód w zrobach i ustalenia bilansu wodnego na podstawie analizy krzywej przejścia znacznika.

1. Wstęp

Hydrauliczne lokowanie szlamów podszadzkowych lub innych odpadów przemysłowych z zakładów górniczych w wyrobiskach poeksploatacyjnych staje się metodą coraz szerzej stosowaną w górnictwie. Zasadniczym celem tej metody jest usunięcie zanieczyszczających i zajmujących niejednokrotnie znaczną powierzchnię składowisk odpadów oraz wykorzystanie nieczynnych wyrobisk poeksploatacyjnych. Wyrobiska te mogą również spełniać rolę osadników do oczyszczania wód, pochodzących z podszadzki hydraulicznej, z zanieczyszczeń mechanicznych.

Poza konkretnymi efektami ekonomicznymi, lokowanie szlamów w wyrobiskach podziemnych wiąże się z coraz szerzej uwzględnianą zasadą ochrony środowiska.

Oprócz pojemności zrobów, warunkiem ich wykorzystania do hydraulicznego lokowania szlamów jest drożność zrobów dla wody, gdyż po osadzeniu się szlamów woda musi być usuwana, aby niedopuszczyć do tworzenia się zbiorników, które mogłyby stwarzać zagrożenie wodne dla czynnych wyrobisk górniczych. Znane muszą być również dokładnie kierunki spływu wody w zrobach.

Sprawdzeniem prawidłowości przebiegu procesu jest bilans wodny, w którym ilość wody doprowadzanej ze szlamami do zrobów powinna odpowiadać ilości odzyskiwanej wody w miejscach wypływu, po uwzględnieniu pewnych strat na drodze przepływu.

Ze względu na niedostępność zrobów jak i trudności w identyfikacji wypływających wód, ustalenie bilansu wodnego oraz określenie warunków przepływu wód odprowadzanych ze szlamami napotyka na znaczne trudności. Na podstawie dotychczasowych badań [1, 4] stwierdzono, że dobre wyniki pomiarów przepływu wód w starych zrobach można uzyskać metodą znaczników.

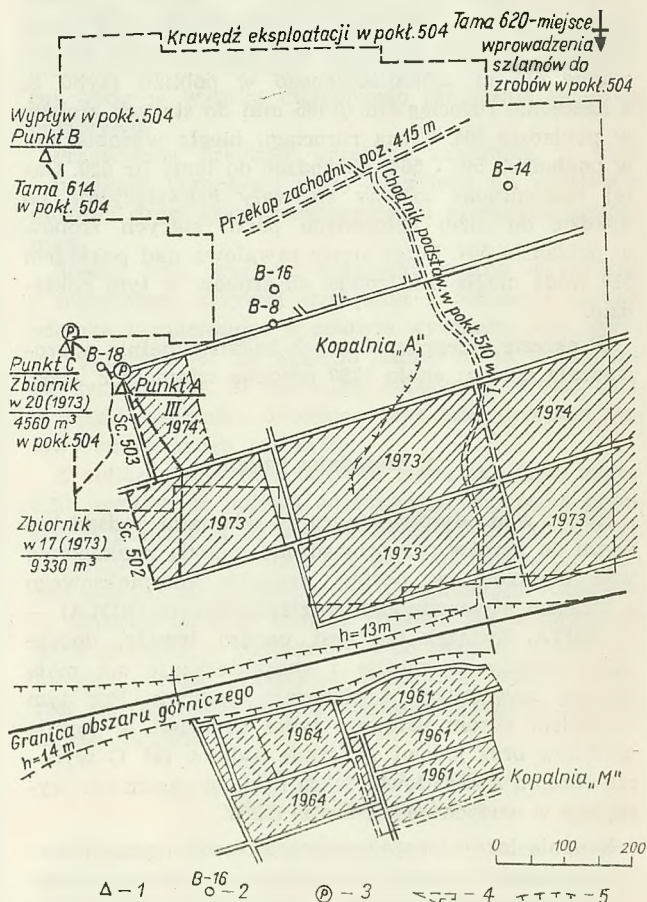
Dodając do odprowadzanych wód charakterystyczny znacznik, a następnie oznaczając jego zawartość w miejscach wypływu odbieranej wody w funkcji czasu, można ustalić bilans tych wód.

Badania wykonano w kopalni węgla kamiennego „Andaluzja” w celu ustalenia bilansu wód odprowadzanych ze szlamami podszadzkowymi do wyrobisk poeksploatacyjnych, pod którymi prowadzono eksploatację.

2. Warunki geologiczno-górnice

Litologia skał w profilu pionowym obszaru pomiędzy będącymi przedmiotem badań pokładami 510 a 504 jest następująca:

— pokład 510 ma miąższość 9,5÷10,0 m, bezpośrednio nad nim występuje warstwa łupku ilastego o miąższości ok. 0,2 m, powyżej zaś zalegają łupki piaszczyste lub piaskowce o grubości 3,2÷14,0 m i warstwa łupku z przewarstwieniami piaskowca o miąższości ok. 2,0 m; łączna miąższość skał płonnych



Rys. 1. Wycinek mapy pokładu 510 w. III
1 — punkty wypływu wody i opróbowania, 2 — otwory wiertnicze, 3 — stanowisko pompy, 4 — kontury zbiornika wodnego, 5 — uskok

pomiędzy pokładem 510 a wyżej leżącym pokładem 506 wynosi 16,0 m;

- pokład 506 ma grubość 1,2–1,5 m; pomiędzy pokładem 506 a wyżej leżącym pokładem 504 występuje seria naprzemianległych łupków ilastych, łupków piaszczystych i piaszczowców z cienkimi warstwami węgla, o ogólnej miąższości 24–27 m, przy czym przeważają piaszkowce;
- pokład 504 ma miąższość od 1,4 do 2,7 m; w stropie pokładu występują piaszkowe lub łupki piaszczyste o łącznej miąższości 6,0–26,0 m, powyżej zaś zalega pokład 501.

Zatem ogólna miąższość skał zalegających pomiędzy pokładami 510 a 504 wynosi około 40 m.

W badanym rejonie kopalni pokład 504 na poziomie 415 m został wyeksploatowany w latach 1970–1973 systemem ścianowym z zawałem stropu na całą grubość pokładu. Pokład 506 nie był eksploatowany. Pokład 510 wybrany został w latach 1970–1971 na jedną warstwę systemem ścianowym z podszadką hydrauliczną na wysokość 3,0 m. Od 1973 r. eksploatowana jest III warstwa tego pokładu systemem ścianowym na wysokość 2,5 m z zawałem stropu (rys. 1).

Ogólny wpływ naturalny wód do zrobów w pokładach 504 i 510 wynosił, według danych kopalni, około 600 m³/dobę.

3. Sposób odprowadzania szlamów

Rozcieńczone wodą w stosunku 1 : 1 szlamy podszadkowe z osadnika głównego na powierzchni były przepompowywane do zbiornika dołowego szlamów na poziomie 415 m, zlokalizowanego w pobliżu szybu S, a następnie rurociągiem $\varnothing 185$ mm do starych zrobów w pokładzie 504. Trasa rurociągu biegła wyrobiskami w pokładach 501 i 504, dochodząc do tamy nr 620. Dalej rozcieńczone szlamy spływały grawitacyjnie po upadzie do niżej położonych partii starych zrobów w pokładzie 504. Przez strefę zawałową nad pokładem 510 woda mogła infiltrować do zrobów w tym pokładzie.

W okresie przeprowadzanych badań kopalnia odprowadzała średnio około 1230 m³/dobę szlamów z wodą.

4. Metodyka badań

Bilans wód odprowadzanych ze szlamami podszadkowymi do zrobów przeprowadzono metodą znakowania wód chromem w postaci związku kompleksowego z kwasem etylenodwuaminocteroocetowym (EDTA) — Cr-EDTA. Związek ten jest bardzo trwały, dobrze rozpuszczalny w wodzie i charakteryzuje się małą sorpcją w gruntach i materiale skalnym. Pod tym względem chrom ustępuje tylko bromowi w formie bromków oraz jodowi w formie jodków [3]. O wyborze chromu zdecydował także fakt, że chrom nie występuje w wodach podziemnych GZW.

Badania laboratoryjne sorpcji znacznika przeprowadzone metodą statyczną na szlamach i wodzie podszadkowej pobranych z kopalni „Andaluzja” wykazały, że wynosiła ona 2% po upływie 1 doby i 6% po upływie 22 dob.

Znacznik do iniekcji przygotowywany w oparciu

o metodę podaną przez Knutssona [5] wprowadzano do osadnika szlamów na poziomie 415 m. Pobieranie próbek rozpoczęto następnego dnia po wprowadzeniu znacznika.

Próbki o objętości 1 dm³ pobierano w trzech punktach wypływu:

- punkt A — pokład 510, poziom 415, upadowa 503/504;
- punkt B — pokład 510, poziom 415, zbiornik wodny
- punkt C — pokład 510, poziom 415, upadowa 503/ nr 20.

W okresie pierwszych 5 dni pobierano po jednej próbce wody na zmianę (co 8 godzin), a w następnych dniach po jednej próbce wody na dobę.

Zawartość chromu oznaczano metodą neutronowej analizy aktywacyjnej. Czulość oznaczania chromu tą metodą w roztworach wodnych wynosi około $2,5 \times 10^{-10}$ g/ml [1].

W celu uzyskania lepszej czułości jak i dokładności oznaczeń, próbki wody przed aktywacją neutronową poddano odpowiedniej preparatyce chemicznej aby wyeliminować silnie aktywujące się pierwiastki, których izotopy stanowią silne tło promieniowania [4]. Badane próbki poddawano częściowej demineralizacji, przepuszczając je przez kolumny wypełnione wymieniaczem jonowym (kationitem) typu Wofatit KPS. Cr-EDTA w roztworze wodnym występuje w formie anionowej i dlatego znacznik prawie całkowicie przechodził przez kationit. Następnie przez odparowanie zateżano próbki z objętości 1 dm³ do objętości kilku lub kilkunastu cm³.

Oprócz próbek pobieranych z punktów poboru przygotowano także zestaw próbek służących do określenia tła oraz czułości metody pomiarowej. W skład tego zestawu weszły:

- próbki wody pobrane z poszczególnych punktów poboru przed iniekcją znacznika, oczyszczone na kationicie i zateżone;
- próbki wzorcowe o znanym stężeniu chromu.

Przygotowane w ten sposób próbki poddawane były dalszej preparacji a następnie naświetlane w strumieniu neutronów termicznych $4,3 \times 10^{12}$ n/cm² · s w reaktorze jądrowym Ewa.

W wyniku oddziaływania jąder pierwiastków zawartych w próbkach z neutronami termicznymi powstają promieniotwórcze izotopy tych pierwiastków, tak więc w wyniku procesu wychwytu neutronów z jąder ⁵⁰Cr powstały promieniotwórcze jądra ⁵¹Cr, emitujące monoenergetyczne kwanty gamma o energii 320 keV. Promieniowanie emitowane przez ⁵¹Cr, zawarty w próbkach wody, mierzono przy użyciu spektrometru scyntylacyjnego lub, w przypadku wątpliwej zawartości chromu, przy użyciu detektora germanowego. Zawartość chromu obliczano odejmując tło od całkowitej liczby zliczeń dla pików ⁵¹Cr 320 keV i porównując otrzymaną wartość z analogiczną wartością uzyskaną dla próbki wzorcowej. Obliczenia wykonano przy pomocy maszyny cyfrowej.

Aktywację próbek i pomiary spektrometryczne wykonali mgr L. Adamski i mgr K. Józefowicz z Zakładu Fizyki Reaktorowej w Instytucie Badań Jądrowych w Świerku.

Preparatykę próbek wody do aktywacji jak i interpretację wyników pomiarów spektrometrycznych wykonano w GIG pod kierunkiem mgr J. Lebeckiej.

5. Interpretacja wyników

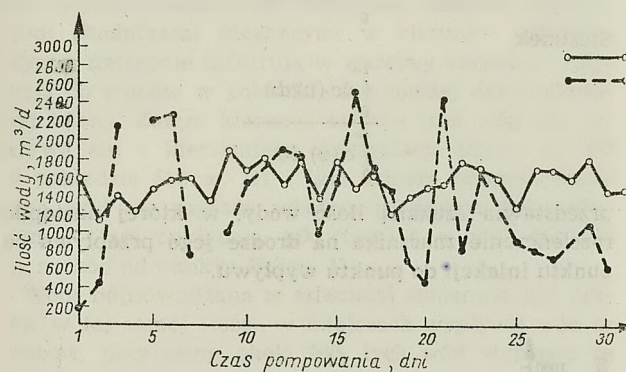
5.1. Określenie kierunku przepływu wody.

Obecność znacznika stwierdzono w wypływach wody w punktach A i C (rys. 1). W punkcie B, położonym najwyżej w stosunku do pozostałych punktów, nie stwierdzono znacznika.

W okresie prowadzonych badań średnie wydajności wypływu wody w wymienionych punktach były następujące:

- punkt A — 1474 m³/dobę,
- punkt B — 15,6 m³/dobę,
- punkt C — 99,6 m³/dobę.

Z danych tych wynika, że największe wypływy wody występowały w najgłębszym miejscu zrobów w pokładzie 510. Zatem należało przypuszczać, że odprowadzana do zrobów pokładu 504 woda ze szlamami podszadzkowymi przechodzi w większości do niżej położonych zrobów w pokładzie 510 w. I. Przypuszczenie to zostało potwierdzone największym stężeniem znacznika w punkcie A (rys. 2). Zatem można było założyć,



Rys. 2. Wykres ilości wody odprowadzanej ze szlamami do zrobów oraz wody odbieranej w punkcie A 1 — woda odbierana w punkcie A, 2 — woda doprowadzana do zrobów

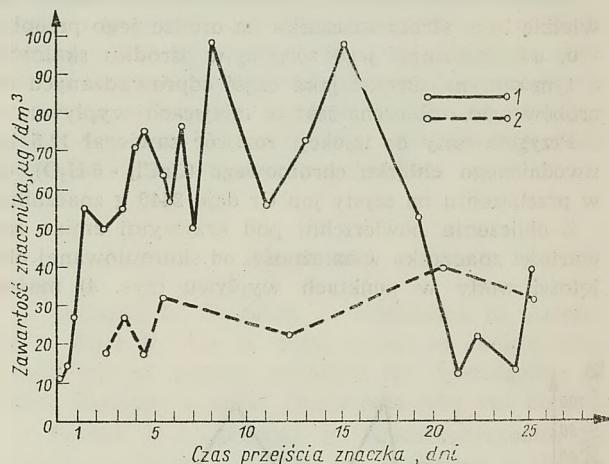
że woda podszadzkowa w zrobach pokładu 504 nie płynie zgodnie z kierunkiem nachylenia warstw lecz starymi chodnikami biegnącymi w kierunku południowym tj. zbliżonym do rozciągłości warstw. Następnie, w wyniku spekań jakie powstały na skutek eksploatacji I a zwłaszcza III warstwy, z zawałem stropu, niżej zalegającego pokładu, infiltruje w warstwy karbunu i spływa do zrobów w pokładzie 510. O przyjęciu takiego kierunku przepływu wód podszadzkowych świadczył również i fakt, iż w chwili prowadzonych badań nie obserwowano żadnych dopływów wody w rejonie prowadzonej eksploatacji pokładu 510 w. III na ścianie nr 503 (rys. 1). Otwór badawczy z upadowej w pokładzie 510 w. III do zrobów w pokładzie 504 wykazywał tylko nieznaczne wykroplenia.

5.2. Określenie prędkości przepływu.

Wyrobiska poeksploatacyjne kopalń węgla kamiennego stanowią specyficzne środowisko dla wody, którego nie można porównać do żadnego naturalnego środowiska geologicznego, charakteryzującego się określonymi własnościami filtracyjnymi. W celu określenia prędkości przepływu wody w zrobach nie można posługiwać się wzorami stosowanymi w hydrogeologii. Prędkość tę można wyznaczyć jedynie eksperymental-

nie na podstawie pomiaru czasu oraz drogi przepływu wody. W metodzie znacznikowej, w odniesieniu do zrobów, można ją tylko szacować na podstawie analizy krzywej przejścia znacznika.

Z wykresu zmian zawartości znacznika w czasie (rys. 3) wynika, że pierwsza fala znacznika pojawiła się w punkcie A po kilkunastu godzinach od momentu



Rys. 3. Krzywa zmian zawartości znacznika w czasie 1 — punkt wypływu A, 2 — punkt wypływu C

iniekcji. Z kształtu krzywej, która wykazuje liczne załamania wynika, że przepływ wody na drodze od punktu iniekcji do miejsca wypływu w punkcie A był bardzo nierównomierny. Fakt ten należy tłumaczyć z jednej strony nierównomiernym zrzutem wody z szlamem do zrobów w pokładzie 504, z drugiej zaś możliwością chwilowego spiętrzenia się przepływającej wody w wyniku częściowego zamulania się dróg przepływu.

Przybliżoną prędkość przejścia znacznika, a więc i prędkość przepływu wody określono na podstawie długości drogi oraz średniego czasu przepływu znacznika.

Średni czas przejścia znacznika można wyznaczyć z maksimum krzywej względnie z położenia środka odcinka zaznaczonego w połowie wysokości piku krzywej przejścia [6]. Ze względu jednak na to, iż uzyskana krzywa (rys. 3) ma kilka maksimów, średni czas przejścia znacznika określono jako czas przejścia połowy odzyskanego znacznika.

Z obliczenia bilansu odzysku znacznika (zob. rozdz. 5.3.) wynika, że połowa odzyskanego znacznika przeszła w punkcie A po upływie około 12 dni (104×10^4 s). Przyjmując, iż kierunek spływu wód podszadzkowych jest taki jak go przedstawiono w poprzednim rozdziale, tj. najpierw na S w zrobach pokładu 504, a następnie na W w zrobach w pokładzie 510 do najniżej położonego miejsca, droga przepływu znacznika wynosi około 1200 m. Obliczona średnia prędkość przejścia znacznika ma wartość

$$V_{sr} = \frac{1200 \text{ m}}{104 \cdot 10^4 \text{ s}} = 11,5 \cdot 10^{-4} \text{ m/s}$$

Odmienny charakter przepływu wykazuje krzywa zmian znacznika dla punktu C (rys. 3). Z ilości zawartego znacznika wynika, że w miejscu tym wypływa tylko znikoma część wód odprowadzanych ze szlamami do zrobów. Należy przypuszczać, że prędkość przepływu wody w tej części zrobów jest znacznie mniej-

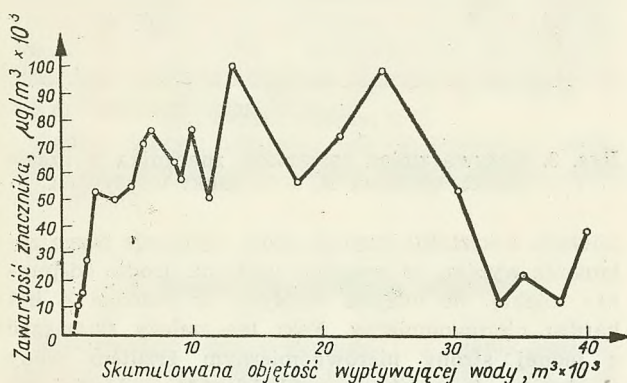
sza. Trudno jest wyciągnąć dalsze wnioski odnośnie do warunków przepływu wody dla tej części zrobów gdyż krzywa przejścia znacznika dla wypływu w punkcie C nie jest kompletna.

5.3. Przybliżony bilans odprowadzanych wód.

Na podstawie odzysku znacznika można ustalić, jak wielkie były straty znacznika na drodze jego przepływu, uwzględniając jego sorpcję w ośrodku skalnym, a tym samym określić jaka część odprowadzanych do zrobów wód odbierana jest w miejscach wypływu.

Przygotowany do iniekcji roztwór zawierał 12,5 kg uwodnionego chlorku chromowego ($\text{CrCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$), co w przeliczeniu na czysty jon Cr daje 2440 g znacznika.

Z obliczenia powierzchni pod krzywymi zmian zawartości znacznika w zależności od skumulowanej objętości wody w punktach wypływu (rys. 4) można



Rys. 4. Zmiana zawartości znacznika w zależności od ilości wypływu wody w punkcie A

otrzymać całkowitą ilość odzyskanego znacznika. Powierzchnię tę określa całka [2]

$$\int_0^{\infty} c(v) dv = m$$

gdzie

- c — zawartość znacznika, g/m³;
- v — skumulowana objętość wypływu wody, m³;
- m — całkowita masa odzyskanego znacznika, g.

Do obliczeń powierzchni nad krzywymi zastosowano całkowanie numeryczne funkcji $v = f(x)$ metodą trapezów. Z obliczenia powierzchni wynika, że w punkcie A odzyskano 2265 g znacznika Cr co stanowi około 93% całkowitej ilości jaką wprowadzono do zrobów.

Zakładając, że krzywa zmian zawartości znacznika (rys. 3) powinna w miarę wypływu dalszych ilości wody zbliżać się asymptotycznie do osi x , obliczono poprawkę na brakującą część krzywej przez wyznaczenie wartości dla $v = 0$, na podstawie wyprowadzonego równania regresji, biorąc za podstawę ostatnie 4 punkty krzywej. Obliczona w ten sposób dodatkowa ilość znacznika, która powinna się ujawnić w punkcie A, wynosi około 140 g co łącznie z poprzednią ilością odzyskanego znacznika stanowi 98,6%.

Z krzywej zmian zawartości znacznika w czasie (rys. 3) dla punktu C wynika, że proces przechodzenia znacznika w tym punkcie jeszcze się nie zakończył. Jednak wypływ wody w tym punkcie jest niewielki i dlatego przyjęto w obliczeniach, iż większa część znacznika w tym punkcie już się ujawniła. Zatem ogólna ilość znacznika, którą odzyskano w tym punkcie

wynosi około 100 g co łącznie z punktem A daje około 103% odzysku.

Oczywiście, że wartość ta jest nierealna, a spowodowana została tym, iż w obliczeniach nie uwzględniono błędów wynikających z szeregu czynności związanych z przygotowaniem próbek do naświetlenia, aktywacji oraz samym pomiarem zawartości znacznika w próbce. Błąd ten ocenił IBJ na około $\pm 15\%$.

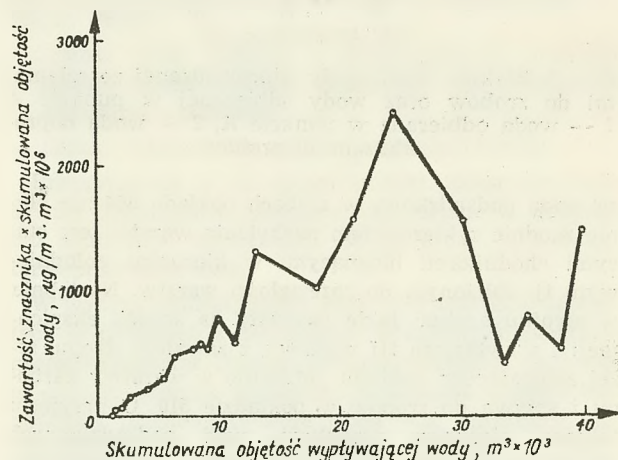
Biorąc jeszcze pod uwagę straty znacznika w wyniku sorpcji, którą ocenia się na około 4% (do obliczeń przyjęto średnią wartość sorpcji wynikającą z badań), można w przybliżeniu ocenić, że całkowity odzysk znacznika wynosi około 100% czyli praktycznie całość odprowadzanej do zrobów wody podszkawkowej odbierana jest w punktach wypływu A i C.

Z pomocniczych wartości jakie uzyskano mnożąc zawartość znacznika przez skumulowaną objętość wypływającej wody oraz po naniesieniu na wykres w zależności od tej samej skumulowanej objętości wypływu (rys. 5) otrzymano krzywą. Powierzchnię pod tą krzywą określa całka [2]

$$\frac{\int_0^{\infty} vc(v) dv}{\int_0^{\infty} c(v) dv}$$

Stosunek

przedstawia szukaną ilość wody, w której nastąpiło rozcieńczenie znacznika na drodze jego przepływu od punktu iniekcji do punktu wypływu.



Rys. 5. Zmiany iloczynu zawartości znacznika i ilości wypływu wody w zależności od wypływu wody w punkcie A

Postępując analogicznie jak przy obliczaniu poprzedniej całki i biorąc poprawkę na brakujący fragment krzywej oraz przyjmując, iż odzyskano około 100% znacznika otrzymano

$$\frac{43\,636\,276 \cdot 10^6 \text{ gm}^3}{2440 \cdot 10^6 \text{ g}} = 17884 \text{ czyli } 18000 \text{ m}^3$$

Uzyskana wartość przedstawia więc tę ilość wody, która wypełnia zroby i częściowo spekany górotwór karboński w trakcie procesu odprowadzania wód z szlamami na odcinku od miejsca zadania znacznika do miejsca wypływu w punkcie A. Woda ta znajduje się w stanie ciągłego ruchu i po zaprzestaniu odprowadza-

nia rozcieńczonych szlamów ilość jej zmaleje do stanu odpowiadającego dopływowi naturalnemu.

6. Uwagi końcowe

Na podstawie uzyskanych wyników stwierdzono, że w części zrobów objętej badaniami istnieją korzystne warunki do odprowadzania rozcieńczonych szlamów podszkawkowych. Prędkość przepływu odprowadzanych wód wskazuje, że zarówno zroby w pokładzie 504 jak i w pokładzie 510 są drożne dla wody. W obrębie wyeksploatowanej III warstwy pokładu 510, z zawałem stropu, warstwy karbonu pomiędzy pokładami 510 a 504 są silnie spękane, co powoduje, że wody podszkawkowe wprowadzone do zrobów pokładu 504 natychmiast infiltrują do górotworu i spływają do zrobów w pokładzie 510. Analiza dróg przepływu wynikająca z przeprowadzonych badań znacznikowych i obserwacji prowadzonych przez kopalnię w eksploatowanej ścianie nr 503 w pokładzie 510 w. III wykazała, iż odprowadzane wody nie płyną w zrobach pokładu 504 zgodnie z kierunkiem nachylenia warstw, lecz starymi chodnikami biegnącymi w kierunku południowym a następnie infiltrują w warstwy karbonu i spływają do zrobów w pokładzie 510 poniżej eksploatowanej ściany. Zatem kierunek spływu tych wód nie pokrywa się z kierunkiem eksploatacji ściany nr 503 w pokładzie 510 w. III i tym samym odprowadzanie tych wód nie zagraża robotom górniczym prowadzonym w tym pokładzie, jak również w pokładzie 504 na zachód od punktu B (rys. 1).

Woda odprowadzana ze szlamami odbierana jest prawie w tej samej ilości, w miejscach wypływu wód ze zrobów, przy czym około 96% tych wód wypływa ze zrobów w pokładzie 510 (punkt A). Fakt ten dowodzi, że na drodze przepływu wód podszkawkowych w zrobach pokładów 504 i 510 nie występuje zjawisko gromadzenia się wody i tworzenia się zbiorników wodnych.

Zastosowana metoda znacznikowa dla określenia warunków przepływu wody w starych zrobach oraz kon-

trolu bilansu wód odprowadzanych do tychże zrobów, jest skutecznym narzędziem dla oceny stopnia zagrożenia ze strony wód związanych z hydraulicznym lokowaniem szlamów podszkawkowych w wyrobiskach poeksploatacyjnych.

W wyniku osadzania się szlamów może po pewnym czasie nastąpić zmiana warunków przepływu wód w zrobach. Zmiany te mogą się przejawiać innym kierunkiem przepływu lub spiętrzeniem wód w zrobach. Dlatego też w trakcie hydraulicznego lokowania szlamów w starych zrobach należy prowadzić szczególnie wzmożoną obserwację wyrobisk górniczych otaczających zroby, jak i prowadzić ścisłą kontrolę ilości wody wprowadzonej i odzyskanej ze zrobów.

Literatura

1. Adamski L., Dulewski J., Józefowicz K., Jureczko J., Zmij M.: Use of stable tracers in chelate compound and of neutron activation for investigation of water filtration in mines. *Nukleonika* 1974, vol. 19, nr 9.
2. Burdon D.J., Eriksson E., Papadimitropoulos T., Papakis N., Payne B.R.: The use of tritium in tracing karst groundwater in Greece. *Radioisotopes in hydrogeology*. Vienna 1963, s. 309—320.
3. Cebulska-Wasilewska A.: Badania nad sorpcją znaczników radioizotopowych stosowanych w hydrogeologii. Praca doktorska, AGH Kraków 1973.
4. Dulewski J., Jureczko J., Zmij M.: Badania przepływu wód popłuczkowych w zrobach po wyeksploatowanym pokładzie węgla przy zastosowaniu techniki izotopowej. *Przegląd Górniczy* 1975, nr 2.
5. Knutsson G., Forsberg H.G.: Laboratory evaluation of ^{51}Cr -EDTA as a tracer for groundwater flow. *Symposium IAEA, Isotope Hydrology 1970, SM-129/32*, Vienna, March 1970.
6. Zuber A.: Dyspersja znacznika przy przepływach przez ośrodki porowate w aspekcie zastosowań hydrogeologicznych. *Zeszyty Naukowe AGH. Matematyka, fizyka, chemia*. Kraków 1971, z. 7.

Recenzje

Recenzja książki „*Geodätische Methoden zur Untersuchung der Dynamik von Rutschungen*” — autora *Ter-Stepaniana*, wydanej przez VEBDeutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig 1976.

Książka ta jest autoryzowanym tłumaczeniem podręcznika „*Giedieziceskoje metody izuczenia dinamiki opotzniej*” wydanego przez „Niedra”, Moskwa 1972.

W książce przedstawiono szereg metod pomiarów geodezyjnych dla badania dynamiki procesu tworzenia się osuwisk. Badania dynamiki osuwisk mają na celu uzyskanie niezbędnych danych dla określenia związków przyczynowych zjawisk oraz do ustalenia wielkości i kierunków przemieszczającego się osuwiska.

Zdaniem autora książki teren, w którym przewiduje się tworzenie osuwisk, powinien być objęty bada-

niami już w fazie występowania nieznacznych deformacji.

Geodezyjne obserwacje dynamiki osuwisk łącznie z badaniami geologiczno-hydrogeologicznymi dostarczają podstawowych danych do oceny przyczyn osuwania się skarp i do ustalenia środków zwalczania przyczyn osuwisk.

Autor tej książki przedstawił wypracowaną przez siebie i doświadczalnie sprawdzoną **graficzną metodę różniczkową** opracowywania wyników obserwacji ruchów osuwiskowych, znaną również pod nazwą „teorii *Ter-Stepaniana*” (Metoda ta zaproponowana zosta-

ła przez M. G. Kella). Zastosowane w tej metodzie wzory na obliczenie składowych przesunięć punktów są proste, a obliczenia można wykonać za pomocą suwaka. Podane są również graficzne metody wyznaczania (wyrównania) położenia punktów w przypadku obserwacji nadliczbowych.

Dla zmniejszenia nakładu pracy do obliczeń wag sprostżeń i wyrównania współrzędnych punktów opracowano również między innymi nomogramy.

Kompleksowe badania stateczności skarp według autora obejmują następujące etapy:

1. Obserwacje ruchów punktów rozmieszczonych na powierzchni skarp oraz ustalenie na ich podstawie wektorów i prędkości przesunięć punktów.
2. Analizy osuwisk przez konstrukcję krzywych prędkości pełzania osuwisk.
3. Badania stanu odkształceń osuwisk na podstawie krzywych prędkości pełzania.
4. Obserwacje ruchów podłoża i określenie płaszczyzny poślizgu.
5. Zdjęcia spekań osuwiskowych.
6. Analizy odkształceń budowli inżynierskich położonych na zboczu skarpy bądź w jej pobliżu.

W książce omówione zostały dwa pierwsze etapy. W tym zakresie przeprowadzona została klasyfikacja geodezyjnych metod pomiarowych dla obserwacji ruchów osuwiskowych. Omówiono zalety każdej z tych metod oraz ich przydatność w zależności od warunków terenowych i zastosowanych instrumentów (przyrządów) geodezyjnych. Rozpatrzono między innymi metody: alineacji, rzędnych i odciętych, biegunową, wcięć kątowych, poligonową, niwelacji geometrycznej i trygonometrycznej. Zaproponowano również nowe sposoby zagęszczenia sieci obserwacyjnych na terenach zabudowanych i zalesionych.

Podane zostały sposoby stabilizacji punktów bazowych (stałych) oraz punktów obserwacyjnych położonych w zasięgu przewidywanych osuwisk skarp.

W rozdziałach 4 i 5 dokonano analizy dokładnościowej poszczególnych metod pomiarowych.

Bardzo interesujący jest rozdział 7, poświęcony omówieniu graficznej metody różniczkowej do wyznaczania przestrzennych elementów położenia punktu obserwacyjnego (współrzędne x, y, z) oraz do określenia zmian położenia punktu w czasie.

W rozdziale 8 omówione zostały prace polowe i kameralne. Podana została metoda wykonywania obserwacji geodezyjnych wraz z opisem niektórych specjalistycznych dla tych pomiarów przyrządów. Podane zostały również sposoby określania czasokresu częstotliwości wykonywania okresowych obserwacji w zależności od aktywności ruchu osuwiska.

W rozdziałach 9 i 10 opisane zostały sposoby określania na podstawie obserwacji geodezyjnych ruchu punktu osuwiskowego i wyznaczenia jego prędkości i przyspieszenia w poszczególnych momentach czasu. Wykorzystując te wyniki oraz uwzględniając konfigurację terenu, przedstawiono metodykę interpretacji tych wyników dla ustalenia mechanizmu osuwania się mas ziemnych. Sposób interpretacji zilustrowano na kilku typowych przykładach.

Całość podanej problematyki omówiona została w sposób przystępny i wyczerpujący.

Przedstawione w tej książce metody badań osuwisk mogą być wykorzystane w praktyce, a szczególnie w górnictwie w kopalniach odkrywkowych. Również geodezyjne metody pomiarów mogą być wykorzystane do badań ruchów punktów powierzchni wywołanych podziemną eksploatacją górniczą (badania przemieszczeń punktów).

Recenzowana książka zainteresuje niewątpliwie nie tylko mierniczych górniczych pracujących w kopalniach odkrywkowych, ale również fachowców zajmujących się badaniami deformacji wszelkich budowli i urządzeń inżynierskich, wywołanych ruchami podłoża.

Doc. dr hab. inż. B. Skinderowicz

Przegląd Zagraniczny

NOWOŚCI EKONOMICZNE

Energia elektryczna w świecie: stan obecny i perspektywy

1. W krajach należących do Europejskiej Komisji Gospodarczej (ECE) produkcja netto energii elektrycznej wynosiła w roku 1976 5024 mld kWh w tym:

w Europie (łącznie z ZSRR)	— 2749,4 mld kWh
w Stanach Zjednoczonych AP	— 2000,9 mld kWh
w Kanadzie	— 273,7 mld kWh

73,3% ogółu produkcji w całym ECE (tj. 3684,3 mld kWh) wytworzone zostało w klasycznych elektrowniach ciepłych, 20,7% (1042,3 mld kWh) w elektrowniach wodnych i 6,0% (297,4 mld kWh) w elektrowniach jądrowych i geotermicznych.

Do największych w Europie eksporterów energii elektrycznej w roku 1975 należały następujące kraje (w nawiasach podano eksport netto)

ZSRR	(11 258 mln kWh)	— głównie do Bułgarii i Węgier,
Szwajcaria	(8 855 mln kWh)	— głównie RFN i Włochy,
Norwegia	(5 612 mln kWh)	— do Szwecji,
Rumunia	(2 500 mln kWh)	— głównie na Węgry i do ZSRR.

Najpoważniejszymi importerami netto energii elektrycznej w roku 1975 były:

RFN	(9 980 mln kWh)	— głównie z Austrii i Szwajcarii,
Czechosłowacja	(4 294 mln kWh)	— głównie z ZSRR i Polski,
Węgry	(4 128 mln kWh)	— z ZSRR i Rumunii,
Finlandia	(3 982 mln kWh)	— ze Szwecji i ZSRR,
Bułgaria	(3 682 mln kWh)	— głównie z ZSRR.

2. W krajach należących do EWG produkcja energii elektrycznej wykazała w roku ubiegłym ponowny wzrost. Konsumpcja netto energii elektrycznej (łącznie ze stratami) osiągnęła 1048 mld kWh, tj. o 6,7% więcej w porównaniu z rokiem 1975.

Rok 1976 charakteryzował się niekorzystnymi warunkami hydrologicznymi, co odbiło się ujemnie na produkcji w elektrowniach wodnych, która z nadwyżką wyrównana została produkcją w klasycznych elektrowniach ciepłych. Udział ich osiągnął w roku 1976 ponad 81%. Zużycie węgla kamiennego podniosło się w sektorze elektrowni w stosunku do roku poprzedniego o ponad 20%. Według wstępnych danych spożycie paliw w klasycznych elektrowniach ciepłych w krajach EWG wynosiło

	Rok	
	1975	1976
	mln ton paliwa umownego	
Paliwa płynne	89,1	95,6
Węgiel kamienny	105,6	125,3
Węgiel brunatny i torf	33,9	35,6
Gaz ziemny	47,3	47,1
Inny gaz	12,2	12,8
Ogółem	288,1	315,8

3. W związku ze sprzeciwami i trudnościami w budowie elektrowni jądrowych zainteresowanie rozbudową mocy zainstalowanej elektrowni węglowych w RFN uległo w ostatnim czasie znacznemu zwiększeniu. W ub. roku nie było prawie żadnych nadziei, aby założenia programu energetycznego w zakresie budowy do 1980 r. elektrowni węglowych o łącznej mocy zainstalowanej 6000 MW mogły zostać zrealizowane i jeszcze niedawno wszystkie oficjalne statystyki przewidywały zwiększenie mocy tych elektrowni do 1980 r. jedynie o 3600 MW. W chwili obecnej plany sektora elektrowni węglowych — zawodowych i przemysłowych — zakładają, że elektrownie węglowe zbudowane do 1980 r. prawdopodobnie osiągną łączną moc rzędu 10 040 MW.

Za zwiększonym rozwojem budowy elektrowni węglowych w RFN wypowiedzieli się ostatnio przewodniczący *Industriegewerkschaft Bergbau u. Energie*, *Adolf Schmidt* oraz przewodniczący spółki *Ruhrkohle AG*, *dr Karlheinz Bund*. Stwierdzają oni, że celem zabezpieczenia przyszłego zaopatrzenia kraju w energię elektryczną, gospodarka energetyczna RFN niezbędnie potrzebować będzie zwiększenia liczby elektrowni węglowych.

4. Autorzy studium pt. „*Fossil and nuclear fuel for electric utility generation, requirements and constraints 1976÷1985*” opracowanego przez *National Electric Reliability Council (NERC)* stwierdzają, że węgiel jest i w ciągu najbliższych 10 lat nadal pozostanie podstawowym źródłem energii dla elektrowni. W roku 1975 na elektrownie węglowe przypadało 40% ogółu mocy zainstalowanej wszystkich elektrowni w Stanach Zjednoczonych AP, a ich produkcja stanowiła 46% globalnej produkcji energii elektrycznej. W latach ubiegłych elektrownie zużywały około 65% ogólnego rocznego wydobycia węgla w kraju. W roku 1975 konsumpcja węgla w tym sektorze wyniosła 366 mln ton metrycznych. Spodziewane zwiększenie zapotrzebowania na energię elektryczną pociągnie za sobą również znaczny wzrost zużycia węgla w elektrowniach. Ocenia się, że w roku 1985 elektrownie węglowe zużywać

musiałyby około 750 mln ton metrycznych, tj. dwukrotnie więcej niż w roku 1975.

5. Tendencje w rozwoju sytuacji paliwowej w sektorze elektrowni w świecie kapitalistycznym potwierdza w swym ekspozie na temat przyszłości węgla w sektorze elektrowni, wygłoszonym pod koniec roku 1976 na konferencji Stworzyszenia Inżynierów Francuskich, przedstawiciel *Charbonnage de France* — *M. Ippolito*.

P. Ippolito stwierdził, że w chwili obecnej nie można uznać energii jądrowej za alternatywę dającą możliwość pokrycia światowych potrzeb energetycznych, przeciwnie obserwuje się wyraźną tendencję do obniżania pierwotnych założeń. Globalna moc elektrowni jądrowych w całym świecie, które według programów nakreślonych w roku 1974 osiągnąć miała w roku 1985 blisko 900 GW, wynieść będzie mogła wówczas powyżej 300÷400 GW, a w roku 2000 nie należy się spodziewać, by ogólnoswiatowa moc tego typu elektrowni mogła przekroczyć poziom 1500÷2000 GW, podczas gdy jeszcze przed wybuchem kryzysu wielkość jej zakładała była na 3000÷4000 GW.

Szacuje się, że udział energii jądrowej w produkcji energii elektrycznej w wysokoprzemysłowych rejonach świata kapitalistycznego kształtować się będzie mógł w granicach nie większych jak 15÷30% w roku 1985 i 30÷60% około roku 2000. Zważywszy na to, że energia wodna oraz tzw. nowe źródła energii, jak energia geotermiczna czy słoneczna odgrywać będą stosunkowo niewielką rolę, zwiększenie wykorzystania klasycznych paliw kopalnych w produkcji energii elektrycznej będzie nie do uniknięcia. Jak się ocenia paliwa te pokryć będą musiały 2/3 ogólnego zapotrzebowania sektora elektrowni na energię z roku 1985 i 50% tego zapotrzebowania w roku 2000. Zużycie ich w liczbach absolutnych wynieść będzie musiało w tych latach odpowiednio 2,5÷3 mld t p.u. i 4÷6 mld t p.u. Oznacza to konieczność podwojenia dostaw tychże paliw dla elektrowni w ciągu najbliższych 10 lat i 3÷4-krotnego ich zwiększenia do końca bieżącego stulecia. Zdaniem autora pokrycie tych zwiększonych potrzeb ze strony elektrowni przypaść powinno w udziale głównie węglowi. Na tego rodzaju tendencję wskazują zresztą liczne przewidywania opracowane przez wiele krajów oraz szereg międzynarodowych organizacji takich jak OECD, ONZ czy MAE (Międzynarodowa Agencja Energetyczna).

Światowe wydobycie węgla brunatnego w roku 1976

W roku 1976 wydobycie węgla brunatnego w świecie ocenione zostało na 912 mln t, wykazując wzrost o 5,2% powyżej wydobycia w roku 1975, wynoszącego 887,2 mln t. Największy udział miała Europa (71,5%), a następnie Związek Radziecki (18,9%).

Wysokie ceny innych paliw od końca roku 1973 wpłynęły korzystnie na rozwój wydobycia węgla brunatnego, szczególnie w tych krajach, jak Turcja i niektóre kraje Europy Wschodniej, gdzie alternatywą jest import energii. Największym producentem węgla w świecie jest Niemiecka Republika Demokratyczna gdzie wydobywa się ponad 1/4 (27,4%) światowej produkcji, za nią postępują Związek Radziecki (172 mln t) i Republika Federalna Niemiec (134,5 mln t).

Na kraje socjalistyczne Europy poza ZSRR przypadało w roku 1976 około 49% światowego wydobycia węgla brunatnego. Czwarte miejsce w świecie zajmuje Czechosłowacja (89,5 mln t), a piątą Polska (39,3 mln t).

Przemysł węglowy w Europejskiej Wspólnocie Gospodarczej (EWG) w roku 1976

Wspólnota Europejska opracowała (dorocznym zwyczajem i opublikowała niedawno raport pt.: „*Der Kohlenmarkt der Gemeinschaft 1976 und Aussichten für 1977*” zawierający wstępną ocenę sytuacji na rynku krajów Wspólnoty w 1976 r. oraz przewidywania na rok bieżący. We wstępie raportu stwierdza się, że mimo iż w 1976 r. zapotrzebowanie na energię w krajach Wspólnoty było w porównaniu do 1975 r. o 5% wyższe — udział węgla kamiennego w pokryciu ogólnego zapotrzebowania Wspólnoty na energię pierwotną utrzymał się na prawie niezmiennym poziomie i podobnie jak w roku poprzednim kształtował się w granicach 19÷20%.

Udział paliw stałych (łącznie z węglem brunatnym i torfem) w ogólnym zużyciu energii pierwotnej Wspólnoty w 1976 r. ukształtował się jak w 1975 r. na poziomie około 23%.

W 1976 r. ogólne zużycie węgla we Wspólnocie uległo zwiększeniu do 265 mln t p.u., wobec 255 mln t p.u. w 1975 roku, tj. było o 10 mln t p.u. czyli 3,9% wyższe, jednakże rozwój wzrostu zużycia węgla nie przebiegał jednolicie we wszystkich sektorach jego zbytu. Zapotrzebowanie na węgiel ze strony przemysłu stalowego Wspólnoty nie uległo oczekiwanemu zwiększeniu. Mimo zanotowanego z początkiem roku w przemyśle stalowym pewnego ożywienia koniunktury, pod koniec 1976 roku pojawiły się w nim oznaki ponownej recesji. Elektrownie będące jednym z największych rynków zbytu węgla wykazały natomiast przechodzący wszelkie oczekiwania i najwyższy od 1969 r. poziom zużycia w wysokości 119 mln t p.u. Do tak wysokiego wzrostu zużycia węgla w elektrowniach Wspólnoty doszło na skutek zbieżności szeregu czynników, z których jako najważniejsze wymienia się:

- tendencje pewnego ożywienia koniunktury gospodarczej,
- stosunkowo wysokie ceny oleju opałowego,
- niekorzystna sytuacja wodna,

— środki powzięte przez rządy poszczególnych krajów członkowskich Wspólnoty dla poprawy pozycji węgla w elektrowniach.

Zużycie węgla w drugim co do wielkości sektorze jego zbytu — koksowniach uległo zmniejszeniu do 101,2 mln t p.u., było niższe o 1,4 mln t p.u. w porównaniu do 1975 r.

Nakłady na inwestycje w górnictwie węglowym Wspólnoty w roku 1976 kształtowały się na rekordowo wysokim poziomie rzędu 596 mln jednostek rozliczeniowych i były w porównaniu do 1975 r. o 11% wyższe a w stosunku do 1974 r. zwiększyły się aż o 84%.

W tym wzroście nakładów na inwestycje odzwierciedla się fakt, że plany inwestycyjne w górnictwie węglowym Wspólnoty uchwalone w 1974 r. są stopniowo realizowane mimo rosnących zwałów węgla i zwiększonego importu węgla z krajów trzecich.

W raporcie stwierdza się, że zachętą do inwestowania w górnictwo węglowe jest panujące przekonanie, że inwestycje te tak na średnią jak i dalszą metę są opłacalne, gdyż prawdopodobnie zawsze istnieć będzie zapotrzebowanie na dobrej jakości węgiel, szczególnie koksowy. W 1976 r. najwyższe nakłady na inwestycje w wysokości 2,8 jednostek rozliczeniowych na tonę produkcji bieżącej zanotowane zostały w brytyjskim górnictwie węglowym. W dalszej kolejności wymienia się górnictwo węglowe RFN, w którym inwestycje te wyniosły 2,1 jednostek rozliczeniowych na tonę tej produkcji.

W 1976 r. obroty węglem kamiennym wewnątrz Wspólnoty uległy w porównaniu do 1976 r. zmniejszeniu o 1,5 mln t.

W imporcie węgla do Wspólnoty z krajów trzecich od 1974 r. notuje się stały wzrost. Mimo, iż w przewidywaniach na 1976 r. zakładano spadek dostaw węgla importowanego z krajów trzecich, import ten uległ zwiększeniu do 42,2 mln t, wobec 41,1 mln t w 1975 r. oraz 39 mln t w roku 1974.

W 1976 r. ogólne dostawy węgla kamiennego dla potrzeb krajów Wspólnoty (tj. produkcja + import bez istniejących zapasów, które na koniec 1976 r. osiągnęły poziom około 28 mln t) wyniosły 270 mln t p.u., przekraczając konsumpcję węgla kamiennego o około 5 mln ton p.u.

Leszek Bieńkowski

NOWOŚCI TECHNICZNE — INFORMACJE PRASY ZAGRANICZNEJ

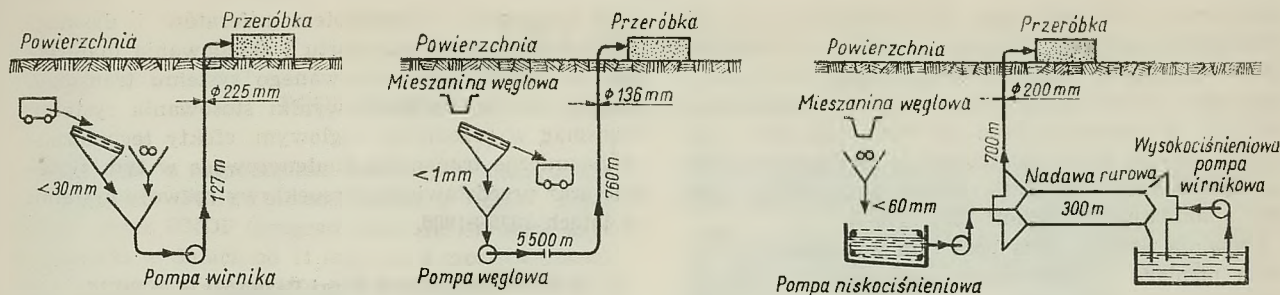
NOWE TECHNOLOGIE WYBIERANIA

Perspektywy hydromechanizacji górnictwa węgla kamiennego

Badaniami nad hydromechanizacją górnictwa węgla kamiennego zajmują się takie kraje, jak Japonia, ZSRR, Chiny, Polska, RFN, USA i Kanada. Kraje te mają też największe osiągnięcia w tej dziedzinie oraz szereg czynnych poligonów i hydrokopalń zbudowanych na skalę przemysłową. Najmłodszą ze zbudowanych hydrokopalń jest kopalnia Michael w Kanadzie. Kopalnia ta osiąga wydajność 20 t/pdn, co jest dotych-

czas najlepszym rezultatem. W RFN badania nad hydromechanizacją prowadzone są od 1962 r. Rozwiązano trzy typy hydraulicznego transportu pionowo-poziołowego węgla na linii dół—powierzchnia w kopalniach: Lengede, Carl Funke i Gneisenau (p. rys. 1. s. 491). Najlepszą okazała się instalacja w kopalni Gneisenau, gdzie osiąga się wydobycia w przodkach ponad 1500 t/d i wydajności pracy ponad 5 t/d.

Obecnie w trakcie budowy jest hydrokopalnia Hansa, która będzie oddana do ruchu w 1977 r. W Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej planuje się zbudowanie prototypu hydrokopalni do 1980 r.



Rys. 1. Schemat trzech typów hydrotransportu zastosowanych w kopalniach: Lengede (po lewej), Carl Funke (w środku) i Gneisenau (po prawej)

Glückauf 1976, nr 24, s. 1351.

Dalszy postęp w procesach upłynniania węgla

Firmy: Poly Gulf Associates, Nowy Jork, Western Industries, Inc i Poymer Research Corp. of America wspólnie opracowały metodę konwersji węgla na postać płynną, oczyszczoną z siarki i popiołu, tzw. metodę „chemicznego szczepienia” (grafting process). Procesy technologiczne według tej metody przebiegają w umiarkowanych temperaturach (70°C) przy ciśnieniu atmosferycznym, z dodatkiem tanich monomerów węglo- i naftopochodnych.

Coal Mining J. 1977, nr 3, s. 64.

Nowe technologie górnicze zapowiedziane w najbliższych dwóch latach w górnictwie amerykańskim

Przewiduje się, że postęp techniczny w podziemnym górnictwie węgla kamiennego w najbliższych dwóch latach obejmie:

W zakresie odstawy urobku:

- Wprowadzenie nowego rozwiązania kolejki jednoszynowej stropowej Serpentix, o wydajności do 6 t/min. , do ciągłej odstawy urobku z przodków wysokich $2,1\text{ m}$ i więcej.
- Wprowadzenie przenośnika o bocznym ładowaniu do cienkich pokładów grubości od $1,1\text{ m}$. Prototyp takiego przenośnika w próbach prowadzonych przez dwa lata osiągnął wydajność ok. 10 t/min.
- Wprowadzenie wozów samowyładowczych typu „shuttle car” o napędzie parowym i udoskonalenie napędu akumulatorowego przez zastosowanie akumulatorów żelaznikowych. Akumulatory te w porównaniu z akumulatorami ołowioowo-kwasowymi będą o $1/3$ lżejsze, będą miały pojemność o 80% większą i o dwie godziny krótszy czas ładowania (obecnie 8 godzin).
- Wprowadzenie w kilku kopalniach hydraulicznego transportu węgla rurociągami.

W zakresie wybierania ścianowego:

- Zwiększenie udziału wybierania ścianowego.
- Wprowadzenie urządzenia czujnikowego do automatycznego kierowania położenia organu urabiającego.
- Wprowadzenie elektrohydraulicznego, automatycznego i zdalnego sterowania obudowami zmechanizowanymi.
- Wprowadzenie żywic syntetycznych do procesów kierowania stropem w trudnych warunkach górotworu.

W zakresie bhp i zwalczania zagrożeń górniczych:

- Wprowadzenie urządzeń do odpylania, zmontowa-

nych na oddzielnych wózkach, posuwających się za kombajnami wierzącymi.

- Wprowadzenie ochrony kombajnowych przed pyłem za pomocą kurtyn świeżego powietrza.
- Wprowadzenie nowego oświetlenia rtęciowo-parowego i fluorescencyjnego do przodków.
- Wprowadzenie nowych, wygodnych do noszenia i łatwych w użyciu konstrukcji dozymetrów do pomiaru kopalnianych gazów toksycznych.
- Wprowadzenie aparatu ucieczkowego tlenowego 1-godzinowego i 10-minutowego.
- Wprowadzenie nowych metod wiercenia i odmetanowania górotworu przed eksploatacją. W zależności od lokalnych warunków będzie się stosować jedną z trzech metod: wiercenie otworów z wielkośrednicowego szybu; odmetanowanie za pomocą małosrednicowych otworów bezpośrednio wierconych do naturalnych spękań; odmetanowanie wspomagane sztucznym hydraulicznym szczelinowaniem górotworu, analogicznie do zabiegów prowadzonych w polach naftowych.
- Wprowadzenie do tamowania pożarów i do regulacji wentylacji tzw. tam spadochronowych lub tam balonowych. Tamy te mogą być nastawione na określony poziom ciśnienia, np. wybuchu, przy którym przepuszczają wybuch bez zniszczenia; są one zdadne do szybkiego ponownego zbudowania.

Coal Ming. a Process 1977, nr 1, s. 80.

OCHRONA PRZED ZAGROŻENIAMI NATURALNYMI W GÓRNICTWIE

Próby aktywnego zwalczania tępai w kopalni Sachsen, RFN

Kopalnia węgla kamiennego Sachsen jest najgłębszą kopalnią RFN, w której zagrożenia tąpnięciami występują ze szczególnym nasileniem. Najniższy poziom kopalni znajduje się na głębokości 1140 m . Próby były prowadzone w latach $1973\div 1974$ w pokładzie grubości 6 m , w ścianie długości $115\div 150\text{ m}$. W czasie tych prób uzyskiwano średnie wydobyte w ścianie 1208 t/d (maksymalnie 2000 t/d) i wydajność do $14,4\text{ t/pdn}$. Wypróbowano trzy sposoby zwalczania tępai przez odprężanie pokładu, a w szczególności za pomocą: strzelania, nasycania oraz wiercenia.

Sposób odprężania pokładu przez rozwiercanie otworami $\phi 95\text{ mm}$ do głębokości 25 m uznano za najbardziej przydatny i zalecono do powszechnego stosowania. Nasycanie pokładu 30% chlorkiem wapnia (CaCl_2) oraz odprężające strzelanie również zapobiegały skutecznie tąpnięciom, niemniej powodowały trudności

techniczne w ich stosowaniu. Wiertnica do wierceń odprężających może być obsługiwana zdalnie, co jest istotne ze względu na bezpieczeństwo załogi. Wiertnica ta może być również umocowana do obudowy zmechanizowanej. W kopalni Sachsen wiertnicą sterowano z odległości 20÷100 m, a zmontowano ją na obudowie osłonowej Klöckner-Ferromatik. Ściana pracowała w układzie z kombajnem Eickhoff EDW 170-L.

Kopalnia Sachsen była poza tym wyposażona w system pomiaru i wykrywania nadmiernych naprężeń w górotworze. Elementami tego systemu były: sonda ciśnieniowa, zakotwiona w górotworze pod ciśnieniem 100 barów i geofony do rejestracji trzasków. W kopalni Sachsen badania nad łąpaniami prowadzi się od 40 lat. Obecnie pracuje się nad rozwiązaniem konstrukcji wiertnicy automatycznej, która by bez udziału obsługi zmieniała wiertła.

Dzięki stosowanemu w kopalni systemowi zabezpieczeń i aktywnemu zwalczaniu łąpan udało się względnie bezpiecznie eksploatować pokłady, mimo bardzo silnego zagrożenia łąpaniami.

Glückauf 1977, nr 24, s. 1351.

Tamy balonowe do różnych zastosowań w górnictwie firmy Intercol Services, USA

Balony mogą być stosowane jako tamy (pożarowe, wentylacyjne, wodne) do tymczasowego podparcia stropu oraz jako platformy robocze do prac pod stropem wyrobiska. W tamie przewidziano wyprowadzenia do instalacji zaworu bezpieczeństwa, manometru itp. Tamy balonowe cechują takie zalety, jak: wielokrotność użycia, krótki okres montażu (kilka minut) i możliwość szczelnego wypełnienia, nawet nieregularnego przekroju wyrobiska. Balon po wypełnieniu substancją zestalającą się, szybko wiążącą może służyć jako stała i szczelna tama pożarowa. Jako materiału do wykonania powłoki balonu użyto niepalnego tworzywa neoprenowego.

Ming Eng. 1977, nr 6, s. 49.

IMPREZY

Spotkanie informacyjno-techniczne na temat: „Maszyny i urządzenia wiertnicze firmy Diamant Boart”, Katowice 5 V 1977 r.

Spotkanie zorganizowało Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa, Zarząd Oddziału Katowice w cyklu spotkań informacyjnych dla specjalistów przemysłu i kadry naukowo-badawczej — w celu zaznajomienia ich z nowoczesnymi rozwiązaniami produkcyjnych firm świata. Przedstawiciele firmy Diamant Boart wygłosili cztery referaty zilustrowane przeźroczeniami i ekspozycjami.

Symposium na temat: „Transmag a zintegrowany system transportowy”, Katowice 18÷20 V 1977 r.

Symposium zorganizowało Biuro Studiów i Projektów Górniczych w Katowicach wraz z Ośrodkiem Popu Technicznego w Katowicach. Podczas sympozjum czynna była wystawa. Zorganizowano również dla uczestników wycieczki naukowo-techniczne do kopalń: Zabrze i Powstańców Śląskich oraz do Fabryki Silników Elektrycznych FSEMM „Silma” — dla zilustrowania nowych form organizacji i środków technicz-

nych transportu. Przedmiotem referatów i dyskusji była problematyka transportu i składowania materiałów w ramach scentralizowanego systemu transmag. Między innymi oceniono wyniki stosowania systemu transmag w przemyśle węglowym, efekty techniczno-ekonomiczne transportu kontenerowego w tym systemie oraz przedstawiono perspektywy rozwoju systemu w latach 1975÷1990.

37 Międzynarodowe Targi Poznańskie MTP'77, Poznań 9÷22 VI 1977 r.

Górnictwo węgla kamiennego było reprezentowane przez 37 firm, które eksponowały maszyny i urządzenia górnicze, w tym przez 3 firmy z USA, 4 z Wielkiej Brytanii, 16 z RFN, 3 ze Szwecji, po 2 z Austrii, Finlandii i Belgii oraz 1 z Francji, Włoch, Japonii, Kanady i Danii. Firmy te eksponowały głównie obudowy zmechanizowane, obudowy indywidualne dla ścian i wyrobisk chodnikowych, kombajny chodnikowe, różnego typu urządzenia wierzące, i kotwiące, ładowarki oponowe i wozy odstawcze oraz inne urządzenia.

Do nowości, które zasługują na uwagę, zaliczyć można:

- Stojak firmy Thyssen z metali lekkich (TG) z zaworem do pokładów tąpniących, przystosowany do pracy w pokładach poziomych i nachylonych.
- Kompleks ścianowy (obudowa+kombajn) firmy Anderson Mavor.
- Elementy osprzętu obudowy chodnikowej do skrzyżowań ze ścianą firmy Heintzmann.
- Kombajn chodnikowy z wymiennym organem AAM50 firmy Vöest-Alpine.
- Urządzenia wiertnicze o różnych zakresach pracy i przeznaczeniu — firm: Atlas Copco A. B., np. urządzenie wielogłowicowe, samojezdne, na oponach, przeznaczone do wiercenia otworów strzałowych i kotwionych; Hausherr, np. wiertnica do długich otworów strzałowych; Hydroflex, np. wiertarka hydrauliczna do skał i węgla; Böhler, np. udarowa wiertnica do otworów strzałowych i kotwionych; Acker Drill, np. szybkie świdrowanie na napędzie hydraulicznym do wierceń poszukiwawczych (rdzeń wydobywa się bez wyciągania koronki i rdzeniówki z otworu) i urządzenie do wiercenia otworów odmetanowania, zdalnie sterowane z odległości do 200 m.

II Międzynarodowy Kongres i wystawa Górnictwo 1981, Düsseldorf 11—17 VI 1981 r.

Do udziału w imprezie organizatorzy zapraszają instytucje i firmy z całego świata w celu zaprezentowania ostatniego stanu górnictwa; począwszy od urabiania węgla, rud i minerałów do ich transportu i wykorzystania zasobów dna morskiego włącznie. W związku z rosnącą rolą surowców w świecie organizatorzy mają nadzieję wzbudzić duże zainteresowanie imprezą.

Zgłoszenia do wzięcia udziału w imprezie należy kierować na adres:

Düsseldorfer Messgesellschaft mbH — NOWEA —
Postfach 32 02 03, D — 4000 Düsseldorf 30, telefon: (0211) 4560-1, telex: 8584 853 mes. d.

Opracował: mgr inż. Robert Pacer

Informacje

PODRÓŻ STUDYJNA W RAMACH PROGRAMU UNDP

W związku z rozpoczęciem realizacji w naszym kraju programu „Paliwa niskosiarkowe z węgla”, popieranego przez UNDP (program rozwoju Narodów Zjednoczonych) w dniach od 11 maja do 3 czerwca międzynarodowa grupa ekspertów odbyła podróż studyjną do ZSRR, Japonii, Australii i Indii. Celem podróży było zapoznanie się ze stanem badań w zakresie przetwórstwa węgla w wymienionych krajach, przedyskutowanie ze specjalistami tych krajów założeń programu przewidzianego do realizacji przez Polskę oraz nawiązanie bezpośrednich kontaktów z interesującymi zagranicznymi ośrodkami badawczymi.

Grupie ekspertów przewodniczył *mgr inż. Jan Leskiewicz* — wicedyrektor Departamentu Nowej Techniki Ministerstwa Górnictwa. W skład grupy wchodził: przedstawiciel UNDP, *dr F. T. Edgar* ze Stanów Zjednoczonych A. P., *dr D. Mukherjee* — przedstawiciel Rządu Indii oraz siedmiu specjalistów polskich z Komisji Planowania przy Radzie Ministrów i resortów górnictwa, przemysłu chemicznego oraz nauki, szkolnictwa wyższego i techniki.

Podczas pobytu w ZSRR delegacja przeprowadziła rozmowy w Komitecie Nauki i Techniki, Ministerstwie Przemysłu Węglowego i Instytucie Paliw Kopalnych.

W nawiązaniu do istniejącej szerokiej współpracy między instytucjami polskimi i radzieckimi w zakresie karbochemii, delegacja przedstawiła program popierany przez UNDP, uzyskując pozytywną ocenę zawartej w nim tematyki oraz obietnicę współpracy przy jego realizacji.

Główna uwaga radzieckich instytucji badawczych skupia się na następujących zagadnieniach:

- odgazowanie węgla brunatnych z Kansko-Aczyńskiego Zagłębia w celu uzyskania wysokokalorycznego paliwa stałego, nadającego się do dalekiego transportu,
- zgazowanie węgla zasiarzonych w celu otrzymania niskokalorycznego gazu dla energetyki, oczyszczonego od związków siarki na gorąco,
- produkcja paliw silnikowych przez uwodornienie mieszaniny węgla i ciężkich produktów destylacji ropy naftowej.

W Japonii delegacja przeprowadziła rozmowy w Ministerstwie Spraw Zagranicznych oraz w następujących firmach i instytucjach: Nittetsu Chemical Industrial Co. Ltd., Centrum Badań firmy Nippon Kokan, Nichimen Co. Ltd., rządowe laboratorium Badań Przemysłowych w Sapporo. Wydział Inżynierii Uniwersytetu Hokkaido, Instytut Badań Przemysłowych Uniwersytetu Kyushu w Fukuoka, Państwowy Instytut Przemysłowy w Tosu, Laboratorium Badawcze Hitachi.

Większość badań nad przetwórstwem węgla w Japonii realizowana jest w ramach rządowego programu „Sunshine”, obejmującego ponadto takie zagadnienia jak otrzymywanie energii elektrycznej i ciepłej z energii słonecznej i energii geotermalnej, a także zagadnienia otrzymywania wodoru.

Prace badawcze dotyczą następujących zagadnień:

- otrzymywanie węgla rozpuszczalnikowo-rafinowanego (wg nomenklatury amerykańskiej SRC), w czym zainteresowany jest głównie kapitał prywatny,
- otrzymywanie paliw ciekłych z węgla przez ekstrakcję węgla lub uwodornienie mieszaniny węgla i frakcji ropy naftowej,
- zgazowanie węgla na gaz niskokaloryczny dla potrzeb energetyki,
- zgazowanie węgla na gaz wysokokaloryczny ogólnego przeznaczenia.

Najbardziej zaawansowane są prace nad otrzymaniem węgla rozpuszczalnikowo-rafinowanego. Proces ten badany jest obecnie przez firmy prywatne w skali 5 t/h, a program „Sunshine” przewiduje uruchomienie w 1985 r. zakładu o przerobie 300 t węgla na dobę na węgiel rozpuszczalnikowo-rafinowany.

Węgiel rozpuszczalnikowo-rafinowany zamierza się stosować jako składnik mieszanek przy produkcji koksu metalurgicznego. W tym samym roku spodziewane jest uruchomienie zakładu produkującego z węgla 160 t paliw ciekłych na dobę.

W Laboratoriach państwowych i uczelnianych prace badawcze nad upłynnianiem węgla prowadzone są w skali laboratoryjnej i wielkolaboratoryjnej i w większości przypadków mają charakter badań podstawowych.

W zakresie zgazowania węgla największe osiągnięcia może odnotować firma Hitachi.

Na podkreślenie zasługuje fakt powszechnego stosowania w wizytowanych japońskich instytucjach wysokiej klasy aparatury do analiz chemicznych.

W Australii delegacja zapoznała się z pracami dotyczącymi przetwórstwa węgla, prowadzonymi w ośrodkach państwowych oraz firmach prywatnych.

Przeprowadzono rozmowy w Stanowym Ministerstwie Paliw i Energetyki w Melbourne oraz CSIRO Minerals Research Laboratory w Sydney i Melbourne, Australian Coal Industry Research Laboratories Ltd. w Sydney, BHP Melbourne Research Laboratory, na Uniwersytecie w Melbourne i Herman Research Laboratory w Melbourne.

Ze względu na strukturę posiadanych zasobów paliw naturalnych Australia zainteresowana jest w zasadzie tylko produkcją węgla rozpuszczalnikowo-rafinowanego i paliw ciekłych z węgla. Rozwijane są równoległe dwie metody — ekstrakcyjna i szybkiej pirolizy, przy czym metoda z wykorzystaniem szybkiej pirolizy zapewnia stosunkowo dużą wydajność produktów ciekłych ze względu na własności australijskich węgla kamiennych.

Aktualnie prowadzone prace badawcze mają charakter otwórczy w stosunku do zrealizowanych już prac w świecie, lecz stwierdzony podczas wizyty postęp tych prac, wyposażenie w aparaturę doświadczalną i analityczną pozwala sądzić, że ośrodki australijskie są już w chwili obecnej interesującym partnerem do współpracy.

W Indiach delegacja miała między innymi możliwość przedyskutowania ogólnych założeń programu badań i rozwoju przemysłu przetwórstwa węgla w tym kraju z reprezentatywnym zespołem specjalistów indyjskich.

Przeprowadzono rozmowy w Ministerstwie Energetyki oraz w Indian Institute of Technology w New Delhi, Central Fuel Research Institute w Dhanbad i Coal India Ltd. w Kalkucie. Prace badawcze koncentrują się w Indiach na zagadnieniu zgazowania węgla na gaz syntezowy z przeznaczeniem do produkcji amoniaku (a dalej na nawozy sztuczne). Również paliwa płynne uważa się za celowe uzyskiwać przez zgazowanie węgla i syntezę *Fischer-Tropscha* z uwagi na duże zapotrzebowanie na olej napędowy.

Aktualnie w budowie znajdują się w Indiach dwa zakłady zgazowania pyłu węglowego metodą *Koppers-Totzek*. W instytucie w Dhanbad prowadzony jest

szeroki program badań nad różnymi wariantami technologicznymi zgazowania, upłynniania i pirolizy węgla.

Duże doświadczenie strona indyjska ma również w badaniach nad stosowaniem mieszanki metanol-benzyna do napędu silników iskrowych.

We wszystkich wizytowanych instytucjach wymienionych krajów delegacja spotkała się z żywym zainteresowaniem założeniami programu badawczego „Paliwa niskosiarkowe z węgla” oraz wynikami badań dotychczas zrealizowanych w Polsce w tym zakresie.

W wyniku przeprowadzonych rozmów i konsultacji podczas podróży studyjnej wniesiono liczne uzupełnienia do planu prac badawczych programu „Paliwa niskosiarkowe z węgla” oraz wytypowano ośrodki zagraniczne do dalszej współpracy w ramach tego programu.

(L.H.)

Każdy członek SIT Górnictwa realizatorem
Uchwały Walnego Zjazdu Stowarzyszenia
o dalszy wzrost bezpieczeństwa pracy w górnictwie

DEBNARCZYK B.: Wodór w systemach i procesach przetwarzania węgla. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, s. 437—442, rys. 2, tabl. 2.

Wodór — paliwo przyszłości — spełnia wielofunkcyjną rolę w postulowanych systemach i procesach energo-chemicznego przetwarzania węgla. Wodór występując jako czynnik zależności funkcyjnych lub przyczynowo-skutkowych, może być traktowany jako nośnik masy, energii, kosztów, sprzężeń technologicznych, itp., który warunkuje osiągalność i efektywność niezwykle interesujących zamierzeń rozwojowych opartych na kompleksowym przetwórstwie węgla.

622.455:622.411.3

PRZECZEK B., KALETKA M., GLINIECKI J.: Metoda oceny szczelności tam izolacyjnych. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, 443—444, rys. 1, tabl. 1, poz. bibl. 20.

Wprowadzono pojęcie wskaźnika spadku stężenia tlenu w węźle z tamą izolacyjną i zaproponowano wzór na jego obliczenie. Obliczono krańcowe wartości tego wskaźnika w warunkach kopalni Rymer oraz uzasadniono potrzebę jego obliczania dla podejmowania właściwych decyzji, dotyczących likwidacji zagrożeń wynikających z wypływu gazów ze zrobów do czynnych wyrobisk górniczych.

622.457.2:622.41

MARKEFKA P., STEFANOWICZ T.: Analiza wentylacji lutniowej z uwagi na warunki klimatyczne. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, s. 445—453, rys. 4, tabl. 5, poz. bibl. 4.

Przedstawiono sposób przeprowadzania analizy wentylacji lutniowej z klimatycznego punktu widzenia. Na przykładzie trzech wyrobisk drążonych w jednej z kopalń PW wykazano, że istnieje potrzeba wykonywania takich analiz.

622.831.24:622-112.2

GAJDA B., SMOŁKA J., ŻYWIRSKI K.: Wzmacnianie stropów klejem iniekcyjnym 116 w kopalni Staszic. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, s. 454—458, rys. 4, tabl. 2, poz. bibl. 2.

Przedstawiono technologię wzmacniania skał stropowych w strefach zaburzonych tektonicznie, przebiegających diagonalnie w stosunku do frontów wybierkowych z zastosowaniem techniki sklejanie skał klejem iniekcyjnym 116. Omówiono również stosowanie metody przy prowadzeniu przebudów wyrobisk korytarzowych. Opierając się na wynikach uzyskanych w kopalni Staszic, podano efekty techniczne i ekonomiczne, jakie przynosi wzmacnianie warstw skalnych przez sklepanie.

CHMURA K.: Wpływ zmienności litologicznej masywu skalnego na warunki cieplne i rozkład temperatury w profilu pionowym górotworu. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, s. 459—471, rys. 9, tabl. 4, poz. bibl. 53.

Przedstawiono wyniki badań nad wpływem zmian litologicznych skał na warunki cieplne górotworu. Wykazano różnicę między jednostkowym a powierzchniowym współczynnikiem zagęszczenia ciepła w strumieniu. Na przykładzie trzech otworów wiertniczych podano rozkład temperatury w profilu pionowym, ustalony na podstawie właściwości cieplnych skał, oraz informacyjnie wskazano na możliwości wykorzystania energii cieplnej w niektórych dziedzinach górnictwa.

622.281.74:622.016.34:622.273.23

GROMYSZ J., ZYZAK A.: Zachowanie się obudowy kotwiowej w wyrobiskach chodnikowych w zależności od usytuowania frontu ścianowego. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, s. 471—477, rys. 6, poz. bibl. 6.

Opierając się na doświadczeniach Kopalni Węgla Kamiennego Anna omówiono zachowanie się wyrobisk chodnikowych z obudową kotwiową. Przedstawiono wyniki pomiarów przemieszczeń pionowych górotworu i obudowy oraz obciążeń kotwi i nacisku stropu w chodniku w czasie przechodzenia nad nim ścianą w pokładzie wyżej zalegającym. Podano również zachowanie się chodników przyścianowych z obudową kotwiową oraz wyniki pomiarów obciążenia kotwi w zależności od odległości frontu ścianowego z zawałem stropu i podszkłą pneumatyczną. Zasygnalizowano negatywny wpływ zaburzeń tektonicznych i krawędzi w wyżej zalegającym pokładzie na chodniki z obudową kotwiową.

658.56:662.66

MARTYNIAK J., DĄBROWSKA A., NIEWIADOMSKI A., ROLLING E., WÓJCIK E.: Założenia i kierunki modernizacji kontroli jakości rynkowego węgla kamiennego. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, s. 477—482, tabl. 2, poz. bibl. 6.

Przeanalizowano obecny stan w zakresie podstaw i kierunków modernizacji kontroli jakości węgla rynkowego. Przedstawiono analizę rezultatów badań przeprowadzonych w zakładach przerobczych węgla kamiennego i scharakteryzowano istniejące warunki przemysłowe. Zwrócono uwagę na praktyczne wykorzystanie wyników badań przy dalszej modernizacji odbiorczej kontroli jakości węgla kamiennego.

622.831.244:622.517

JURECZKO J., SKOWRONEK E.: Badanie metodą znacznikową bilansu wody w procesie wypełniania zrobów szlamami. Prz. gór. 1977, t. 33, nr 10, s. 483—487, rys. 5, poz. bibl. 6.

Podano wyniki badań nad ustaleniem warunków przepływu wody w procesie wypełniania szlamami starych wyrobisk poeksploatacyjnych, w celu określenia stopnia zagrożenia wodnego dla wyrobisk górniczych w jednej z kopalń. Do badań przepływu zastosowano metodę znaczników stabilnych i neutronowej analizy aktywacyjnej. Jako znacznik zastosowano chrom w związku kompleksowym z EDTA.

Przedstawiono warunki geologiczno-górniczne w rejonie badań znacznikowych oraz scharakteryzowano sposób odprowadzania rozcieńczonych szlamów podszkłowych. Omówiono sposób interpretacji wyników w celu określenia prędkości przepływu wód w zrobach i ustalenia bilansu wodnego na podstawie analizy krzywej przejścia znacznika.

