



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2005

Rada Programowa: prof. dr hab. inż. Jakub Siemek (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak, prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźla, prof. dr hab. inż. Józef Dubiński, prof. dr hab. inż. Korneliusz Miksch, prof. dr hab. inż. Joanna Pinińska, prof. dr hab. inż. Janusz Roszkowski, prof. dr hab. inż. Antoni Tajduś, prof. dr hab. inż. Janusz W. Wandrasz, prof. dr hab. inż. Piotr Wolański

Komitet Kwalifikacyjno-Opiniodawczy: prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński (przewodniczący), doc. dr hab. inż. Krystyna Czaplicka, prof. dr hab. inż. Jan Hankus, prof. dr hab. inż. Władysław Konopko, prof. dr hab. inż. Jerzy Kwiatek, prof. dr hab. Kazimierz Lebecki, prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan, prof. dr hab. inż. Kazimierz Rułka, prof. dr hab. Jerzy Sablik, doc. dr hab. inż. Jan Wachowicz

> **Redaktor Naczelny** prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan

Redakcja wydawnicza i korekta Ewa Gliwa Małgorzata Kuśmirek

Barbara Jarosz

Skład i łamanie

Krzysztof Gralikowski

ISSN 1643-7608

Nakład 100 egz. Adres Redakcji: Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych Głównego Instytutu Górnictwa, 40-166 Katowice, Pl. Gwarków 1 tel. (0-32) 259-24-03, 259-24-04, 259-24-05 fax 032/2592774 e-mail: cintexmk@gig.katowice.pl

Spis treści

MAREK ROTKEGEL Wpływ wielkości kształtowników i gatunku materiału na stan wytężenia konstrukcji Influence of sections sizes and material sort on the state strain of support construction of corridor excavations branches JÓZEF KNECHTEL Opracowanie podstaw schematu temperaturowego kopalnianej sieci wentylacyjnej i jego zastosowanie do oceny i zwalczania zagrożenia klimatycznego w kopalni Development of basis for mine ventilation net temperature layout and its use in evaluation and fighting of climatic hazards in deep mine JERZY KORNOWSKI, JOANNA KURZEJA Short-term prognosis of induced seismic hazard in mining Zdzisław Adamczyk, Barbara Białecka, Mikołaj Halski Hydrothermal synthesis of zeolites from furnace waste material

of Łaziska Power Station

11// 11/14

Quarterly

1/2005

Marek Rotkegel

WPŁYW WIELKOŚCI KSZTAŁTOWNIKÓW I GATUNKU MATERIAŁU NA STAN WYTĘŻENIA KONSTRUKCJI OBUDOWY ODGAŁĘZIEŃ WYROBISK KORYTARZOWYCH

Streszczenie

W ostatnim czasie, w celu zwiększenia atrakcyjności ofert, producenci obniżają ceny swoich wyrobów. Pociąga to za sobą konieczność ograniczania zapasów magazynowych. Dodatkowo tryb realizacji zamówień powoduje często, że konieczne jest poszukiwanie zamienników wcześniej stosowanych i sprawdzonych materiałów i kształtowników. Poszukiwania takie nie ograniczają się jedynie do przeglądania ofert hurtowni wyrobów stalowych. Znacznie ważniejsza jest weryfikacja wytrzymałościowa projektowanej konstrukcji. W artykule zaprezentowano przykładowy przebieg i wyniki analizy wytrzymałościowej konstrukcji zasadniczej obudowy odgałęzienia wykonanej z dostępnych profili i materiałów.

Influence of sections sizes and material sort on the state strain of support construction of corridor excavations branches

Abstract

Recently, to increase an attractiveness of offers, producers lower prices of their articles. It results in necessity of reserve stock limiting. A course of completion of orders causes that searching of substitutes for practised and checked materials and sections becomes necessary. This searching is not only revision of the offers of steel articles dealer. More important is strength verification of designed structure. An example course and results of strength analysis of support of crossing gallery made of accessible sections and materials were presented.

WPROWADZENIE

W ostatnich latach trudności w projektowaniu konstrukcji dla górnictwa wynikają nie tylko ze specyfiki tej gałęzi przemysłu, ale także są związane z dostępnością materiałów na ich wykonanie. W celu zwiększenia atrakcyjności oferty, obniżane są ceny materiałów, co wiąże się także z ograniczeniem ich zapasów magazynowych. Działania takie podejmują nie tylko wytwórcy gotowego wyrobu, ale również producenci i dystrybutorzy wyrobów hutniczych – stalowych kształtowników. Wynikiem takiego stanu rzeczy jest poszukiwanie na rynku kształtowników, które mogą być zastosowane w nowo projektowanej konstrukcji w miejsce stosowanych, przebadanych i sprawdzonych wcześniej kształtowników.

Sytuacja taka nierzadko występuje podczas projektowania szkieletowej obudowy odgałęzień i skrzyżowań. Wymagany przez klienta termin dostawy niejednokrotnie zmusza projektanta i producenta do szybkiego działania. Ułatwieniem jest obecny poziom techniki. Mechanika w połączeniu z informatyką dostarczają projektantowi stosownych narzędzi, które przy właściwym ich użytkowaniu ułatwiają podejmowanie decyzji w złożonym procesie projektowym. Najważniejszym takim narzędziem jest metoda elementów skończonych (Rusiński E. 1994; Rakowski G., Kacprzyk Z. 1996; Rakowski G. 1996) z licznymi aplikacjami komputerowymi.

1. SZKIELETOWA OBUDOWA ODGAŁĘZIEŃ I SKRZYŻOWAŃ

Najczęstszym połączeniem wyrobisk korytarzowych jest odgałęzienie jednostronne, mające w rzucie pionowym kształt nieco zdeformowanej litery Y. Jego obudowa, w wykonaniu tradycyjnym, składa się z wieloelementowych łukowych odrzwi podatnych, których szerokość zwiększa się w miarę zbliżania do naroża odgałęzienia. W celu zachowania wymaganej nośności odrzwi, konieczne jest nadanie im odpowiedniego kształtu łukowego, a to pociąga za sobą konieczność wykonania wyłomu o dużej wysokości. Odrzwia zabudowane w miejscu największego oddziaływania górotworu – największej szerokości odgałęzienia – mają znaczne gabaryty i charakteryzują się małą nośnością. W skrajnych przypadkach daje to efekt zagęszczenia odrzwi do granic możliwości. Ponadto, w stropie odgałęzienia, przy narożu stykających się wyrobisk powstaje bardzo duża przestrzeń, w której gromadzi się metan oraz powodująca dodatkowy opór przepływu i zawirowania strugi powietrza.

Alternatywnym rozwiązaniem jest obudowa portalowa, dokładnie dopasowana do gabarytów łączących się wyrobisk. W przypadku odgałęzienia składa się ona z konstrukcji zasadniczej (portalu i wspornika) oraz odrzwi. W przypadku skrzyżowania dwustronnego w skład zasadniczej konstrukcji najczęściej wchodzą dwa krzyżujące się portale. Konstrukcja zasadnicza przenosi przeważającą część obciążeń pochodzących od górotworu. Odrzwia natomiast stanowią ważne uzupełnienie konstrukcji; przenoszą obciążenia częściowo na wspornik, a częściowo na spąg (Rotkegel M. 2003; Stałęga S. 2001).

Obudowa taka stanowi skuteczne zabezpieczenie wyrobisk korytarzowych w strefie ich połączenia. Właściwie zaprojektowana obudowa w porównaniu z tradycyjną obudową typu palmowego ma wiele zalet. Najważniejsze z nich to korzystne wymiary gabarytowe pozwalające na zminimalizowanie wysokości wyłomu w narożu połączenia oraz zwiększona nośność obudowy. Schematycznie zarys obudowy przedstawiono na rysunku 1.



połączenia wyrobisk

Rys. 1. Obudowa korytarzowych

Fig. 1. Support of connection of crossing gallery

2. WYBÓR KSZTAŁTOWNIKA I MATERIAŁU

Uzyskanie optymalnego rozwiązania (Podstawy ... 1995; Dietrych J. 1974) obudowy odgałęzienia wymaga odpowiedniego kształtownika i materiału. Niestety przy doborze materiałów trzeba kierować się także ich dostępnością na rynku. Dysponując określoną liczbą kształtowników walcowanych z pewnych gatunków stali nie można zaprojektować rozwiązania optymalnego, a jedynie najlepsze z wykorzystaniem dostępnych kształtowników. W prezentowanym przypadku projektowania obudowy odgałęzienia dostępnymi kształtownikami były:

- dwuteownik normalny I500 wg PN-91/H-93407 ze stali St3S,
- dwuteownik normalny I450 wg PN-91/H-93407 ze stali 18G2A,
- dwuteownik normalny I500 wg PN-91/H-93407 ze stali St44,
- dwuteownik równoległościenny IPE550 wg PN-91/H-93419 ze stali 18G2A.

Jeden z wymienionych, dostępnych kształtowników, miał zastąpić wstępnie przewidziany na tę konstrukcję dwuteownik I500 walcowany ze stali 18G2A. W celu wybrania odpowiedniego kształtownika zastosowano metodę elementów skończonych.

2.1. Metoda badawcza i przebieg modelowania

Z uwagi na rozmiary i cenę obiektu (przedmiotu analizy) przeprowadzenie laboratoryjnych badań wytrzymałościowych nie było możliwe. Poza tym pełny cykl takich badań wiąże się ze zniszczeniem drogiego wyrobu. W związku z tym jedynym sposobem przeprowadzenia takich badań były badania modelowe, z zastosowaniem na przykład metody elementów skończonych (MES, ang. *FEM*). Metoda ta pozwala na wykonanie badań wytrzymałościowych w przestrzeni wirtualnej – już na etapie prac projektowych. Jej istotą jest podział (dyskretyzacja) złożonego układu na skończoną liczbę elementów, analiza pojedynczego elementu, którego zachowanie jest określone przez skończoną liczbę parametrów, a następnie ponowne złożenie wszystkich elementów w celu zbadania odpowiedzi całego układu. Łatwiej jest zbadać i zrozumieć odpowiedź pojedynczego elementu, a następnie ponownie zbudować złożony układ w celu zbadania jego odpowiedzi, niż badać układ w całości (Chmielewski T., Nowak H. 1996).

W analizach wykorzystano program COSMOS/M (COSMOS/M ... 1994). Z punktu widzenia użytkownika programu badanie sprowadza się do zamodelowania geometrii całego układu wraz z określeniem parametrów poszczególnych jego części. Parametrami tymi są własności materiału, parametry przekrojowe, a w przypadku analizy nieliniowej – krzywe materiałowe oraz funkcje przebiegu dociążania. Geometrię układu można zadać, tworząc ją w module GEOSTAR, bądź importując trójwymiarowy rysunek w formacie dxf, na przykład z programu AutoCAD. Bardzo uciążliwa dyskretyzacja natomiast, zwłaszcza w przypadku skomplikowanych modeli, jest dokonywana przez program w sposób automatyczny, ale pod kontrolą użytkownika. Dalszym etapem modelowania jest określenie sposobu obciążenia i podparcia modelu. W wyniku obliczeń uzyskuje się między innymi deformacje modelu i rozkład naprężeń w elementach.

W celu wykonania powyższych badań konieczne było zbudowanie pięciu modeli o analogicznej budowie i identycznym schemacie podparcia i obciążenia. Różniły się one przekrojami belek konstrukcji zasadniczej oraz parametrami materiałowymi.

Modele odpowiadały gabarytami jednostronnemu połączeniu pod kątem 41° dwóch wyrobisk korytarzowych o formatach odpowiadających obudowie ŁP10 (Huta Łabędy ...). Zarys tego odgałęzienia przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Połączenie wyrobisk z naniesionym zarysem projektowanej obudowyFig. 2. Connection of excavations with support design outlined

Dla zwiększenia przejrzystości modele oznaczono literami A–E. Na każdy model złożyły się 4022 czterowęzłowe elementy powłokowe typu SHELL opisane na 4006 węzłach. Elementy, w zależności od modelu, zebrano w dwóch lub trzech grupach. Pierwsza grupa obejmowała elementy modelujące półki dwuteowników, druga środniki, natomiast w trzeciej grupie zebrano elementy symulujące półki wzmocnione nakładkami. W zależności od przyjętego dwuteownika elementom każdej z grup nadano odpowiednie grubości. W tablicy 1 zebrano opisy modeli wraz z parametrami przekrojowymi belek i grubościami elementów.

Każdy z modeli obciążono siłami równomiernie rozłożonymi na długości każdej z belek. Wartość sił dobrano tak, aby odpowiadała obciążeniom konstrukcji przez górotwór wyznaczonym zgodnie z "Uproszczonymi zasadami doboru obudowy odrzwiowej..." (Rułka K. i inni 2001). Uwzględniono także fakt, że część tego obciążenia przenoszą odrzwia uzupełniające bezpośrednio na spąg. Na rysunku 3 przedstawiono kompletny przykładowy model z zaznaczonym sposobem podparcia i obciążenia oraz wzmocnionymi elementami.

						Gr	ubości elementóv	v w grupie
Oznaczenie modelu	Oznaczenie przekroju belki	Gatunek materiału	Przekroje	h × b mm	W _X cm ³	l (półki) mm	II (środniki) mm	III (półki wzmocnione) mm
A	2×I500	18G2A		500×370	5500	27,0	18,0	nie występują
в	2~1500	¢t3Q		500×370	5500	27,0	18,0	nie występują
	2×1300	5155		532×370	8125	27,0	18,0	43,0
C	2~1150	18624		450×340	4080	24,3	16,2	nie występują
C	2×1430	1002A		482×340	6250	24,3	16,2	40,0
D	2~1500	S+1.1		500×370	5500	27,0	18,0	nie występują
U	2×1300	3144		532×370	8125	27,0	18,0	43,0
E	0IDE550	18004		550×420	4880	17,2	11,0	nie występują
	ZXIFEDDU	1002A		585×420	8745	17,2	11,0	35,0

Tablica 1. Podstawowe parametry modeli

Oznaczenia: h – wysokość przekroju, b – szerokość przekroju, W_X – wskaźnik wytrzymałości przekroju na zginanie

Uwzględniając dostępne kształtowniki i gatunki stali przyjęto odpowiednie modele materiałów. Krzywe materiałowe we wszystkich przypadkach przybliżono dwiema liniami, uzyskując biliniowe charakterystyki opisujące model ciała sprężysto-plastycznego z umocnieniem liniowym (Bąk R., Burczyński T. 2001). Na rysunku 4 przedstawiono charakterystyki materiałowe – modele stali przyjęte w analizach – St3S, St44 i 18G2A. Zaznaczono także minimalne wartości wytrzymałości na rozciąganie ($R_{m \min}$) oraz orientacyjne wykresy rozciągania każdego z materiałów.



Rys. 3. Geometryczne modele zbudowane do analiz: 1 – podparcie na spagu, 2 – stabilizacja portalu, 3 – obciążenie modelu, 4 – półki wzmocnione

Fig. 3. Geometrical models constructed for analyses: 1 – floor support, 2 – portal stabilisation, 3 – model load, 4 – strengthened shelves



Rys. 4. Modele stali przyjęte do analiz: ε – odkształcenia, σ – naprężenia, 1 – wykresy rozciągania
 Fig. 4. Models of steel accepted for analyses: ε – strains, σ – stress, 1 – tension diagrams

2.2. Wyniki analizy

Analiza przeprowadzona została w kilku etapach. W każdym etapie modelowano jedno rozwiązanie konstrukcyjne obudowy odgałęzienia. Pierwszym było określenie stanu wytężenia konstrukcji zbudowanej z połączonych ze sobą dwóch dwuteowników normalnych I500 ze stali 18G2A. Na rysunku 5 przedstawiono rozkład naprężeń zredukowanych (Dyląg Z., Jakubowicz A., Orłoś Z. 1996) w konstrukcji zasadniczej obudowy odgałęzienia bez dodatkowych wzmocnień lecz z dodatkowo podpartym portalem.



Rys. 5. Rozkład naprężeń zredukowanych w modelu A; konstrukcja wykonana z dwuteownika normalnego I500 ze stali 18G2A (naprężenia, Pa)



Na zaprezentowanej mapie wytężenia w żadnym miejscu modelu naprężenia nie przekroczyły granicy plastyczności materiału ($R_{e\ 18G2A}$ = 345 MPa). Zatem przeprowadzona symulacja potwierdziła możliwość bezpiecznego zastosowania modelowanej konstrukcji w zaplanowanym miejscu zabudowy. Jednak, jak wcześniej wspomniano, zastosowanie tego przekroju było niemożliwe ze względu na występujące braki handlowe.

W kolejnych etapach w podobny sposób analizowano pozostałe modele, oznaczone literami B–E. Na rysunkach 6–9 przedstawiono stan wytężenia i deformacji pozostałych modeli. Mimo, że wykonano badania wszystkich wariantów konstrukcji, w artykule przedstawiono jedynie modele ze wzmocnionymi półkami oraz z dodatkowo zastabilizowanym portalem. Na wszystkich rysunkach skalę naprężeń dobrano tak, aby szósty kolor odpowiadający największym naprężeniom obejmował elementy uplastycznione – w których przekroczona została granica plastyczności.



Rys. 6. Rozkład naprężeń zredukowanych w modelu B; konstrukcja wykonana z dwuteownika normalnego I500 ze stali St3S z dwoma wzmocnionymi belkami wspornika oraz zastabilizowanym portalem (naprężenia, Pa; skala deformacji 2×)

Fig. 6. Reduced stress distribution in model B; construction made from usual I500 double-tee bar of St3S steel with two strengthened cantilever beams and stabilised portal (stresses, Pa; strain scale x2)



Rys. 7. Rozkład naprężeń zredukowanych w modelu C; konstrukcja wykonana z dwuteownika normalnego I450 ze stali 18G2A z dwoma wzmocnionymi belkami wspornika oraz zastabilizowanym portalem (naprężenia, Pa; skala deformacji 2×)

Fig. 7. Reduced stress distribution in model C; construction made from usual I450 double-tee bar of 18G2A steel with two strengthened cantilever beams and stabilised portal (stresses, Pa; strain scale x2)



Rys. 8. Rozkład naprężeń zredukowanych w modelu D; konstrukcja wykonana z dwuteownika normalnego I500 ze stali St44 z dwoma wzmocnionymi belkami wspornika oraz zastabilizowanym portalem (naprężenia, Pa; skala deformacji 2×)

Fig. 8. Reduced stress distribution in model D; construction made from usual I500 double-tee bar of St44 steel with two strengthened cantilever beams and stabilised portal (stresses, Pa; strain scale x2)



Rys. 9. Rozkład naprężeń zredukowanych w modelu E; konstrukcja wykonana z dwuteownika normalnego IPE550 ze stali 18G2A z dwoma wzmocnionymi belkami wspornika oraz zastabilizowanym portalem (naprężenia, Pa; skala deformacji 2×)

Fig. 9. Reduced stress distribution in model E; construction made from usual IPE550 double-tee bar of 18G2A steel with two strengthened cantilever beams and stabilised portal (stresses, Pa; strain scale x2)

Z przedstawionych map naprężeń wynika, że w przypadku zastosowania dwuteowników ze stali St3S i St44 (odpowiednio modele B i D), pomimo wzmocnienia belek wspornika i zastabilizowania portalu, w konstrukcji nadal występują znaczne obszary uplastycznione. Jedynie w modelach C i D, wykonanych ze stali 18G2A, stan wytężenia jest akceptowalny, zwłaszcza w przypadku niewielkiego rozszerzenia zasięgu wzmocnień.

W omawianej konstrukcji zdecydowano się na zastosowanie belek wykonanych z zespawanych dwuteowników IPE550 ze stali 18G2A. Dodatkowo zastosowano częściowe wzmocnienie nakładkami belek wspornika pierwszej i czwartej po stronie wzmocnionych wcześniej belek drugiej i trzeciej. Zasięg strefy wzmocnień przedstawiono na rysunku 10. W wyniku przeliczeń zmodyfikowanego modelu E uzyskano zadawalający rozkład naprężeń zredukowanych. W żadnym miejscu konstrukcji nie została przekroczona granica plastyczności materiału. Barwną mapę naprężeń przedstawiono na rysunku 11.



Rys. 10. Belki wspornika wzmocnione nakładkami: 1 – wzmocnienie nakładkami

Fig. 10. Cantilever beams strengthened by fishplates: 1 – strengthening with fish-plates



Rys. 11. Mapa naprężeń zredukowanych w konstrukcji zasadniczej obudowy odgałęzienia przeznaczonej do wykonania (naprężenia, Pa)

Fig. 11. Map of reduced stress in branch principal support intended for realisation (stresses, Pa)

3. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Wszystkie modele konstrukcji, oprócz wyjściowego (model A – kształtownik 2×1500, stal 18G2A), dla właściwej pracy wymagają całkowitego zastabilizowania portalu. Brak takiej stabilizacji prowadzi do dużej deformacji wspornika na skutek uplastycznienia znacznych części przekroju drugiej i trzeciej belki. W analizowanym przypadku obudowy odgałęzienia jako stabilizację zastosowano układ dwóch długich kotwi.

Praktycznie na konstrukcję obudowy odgałęzień narażonych na znaczne obciążenia, jak w omawianym przypadku, nie może być stosowana stal węglowa zwykłej jakości. Ewentualne jej zastosowanie wiąże się z dodatkowym wzmacnianiem prawie całej konstrukcji, co wymaga znacznych kosztów i powoduje, że rozwiązanie jest nieekonomiczne, a ponadto nie zawsze daje zadowalającą poprawę stanu wytężenia konstrukcji.

W przypadku zastosowania "wytrzymałych" przekrojów (profil, materiał) możliwe jest ich dodatkowe skuteczne wzmocnienie przy niewielkim nakładzie kosztów. Uzyskuje się wtedy konstrukcję, która jest w stanie przeciwstawić się działającym na nią obciążeniom. Przykładem może tu być nieco zmodyfikowany model oznaczony literą E.

Literatura

- 1. Bąk R., Burczyński T. (2001): *Wytrzymałość materiałów z elementami ujęcia komputerowego*. Warszawa, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
- Chmielewski T., Nowak H. (1996): Mechanika budowli. Metoda przemieszczeń. Metoda Crossa. Metoda elementów skończonych. Warszawa, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
- COSMOS/M User's Guide. Structural Research & Analysis Corp. Los Angeles, USA 1999.
- 4. Dietrych J. (1974): *Projektowanie i konstruowanie*. Warszawa, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
- 5. Dyląg Z., Jakubowicz A., Orłoś Z. (1996): *Wytrzymałość materiałów*. Warszawa, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne.
- 6. Huta Łabędy: Stalowe obudowy górnicze i akcesoria. Katalog wyrobów.
- 7. *Podstawy konstrukcji maszyn.* Tom 1. Praca zbiorowa pod redakcją M. Dietricha (1995). Warszawa, Wydawnictwo Naukowo-Techniczne.
- 8. Rakowski G. (1996): *Metoda elementów skończonych. Wybrane problemy*. Warszawa, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej.
- 9. Rakowski G., Kacprzyk Z. (1996): *Metoda elementów skończonych w mechanice konstrukcji*. Warszawa, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej.
- Rotkegel M. (2003): Obudowa odgałęzień i skrzyżowań wyrobisk korytarzowych. Od założeń do gotowego wyrobu. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa. Seria Konferencje Nr 45.
- 11. Rułka K. i inni (2001): Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny. Główny Instytut Górnictwa, Seria Instrukcje Nr 15.
- 12. Rusiński E. (1994): *Metoda elementów skończonych*. System COSMOS/M. Warszawa, Wydawnictwa Komunikacji i Łączności.

13. Stałęga S. (2001): Podstawy teoretyczno-badawcze projektowania szkieletowych konstrukcji obudowy skrzyżowań i odgałęzień wyrobisk udostępniających. Prace Naukowe GIG Nr 845.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Kazimierz Rułka

Józef Knechtel

OPRACOWANIE PODSTAW SCHEMATU TEMPERATUROWEGO KOPALNIANEJ SIECI WENTYLACYJNEJ I JEGO ZASTOSOWANIE DO OCENY I ZWALCZANIA ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO W KOPALNI GŁĘBOKIEJ

Streszczenie

W artykule przedstawiono sposób sporządzania schematu temperaturowego kopalnianej sieci wentylacyjnej. Schemat ten jest podobny do schematu potencjalnego. Jednak w odróżnieniu od schematu potencjalnego rodzaj linii łączących punkty o określonych wartościach temperatury (potencjału ruchu ciepła) zależy od długości odpowiadających im wyrobisk. Ponadto, na trasie bocznicy zaznaczono źródła ciepła (kolorem czerwonym) oraz zimna (kolorem niebieskim). Kształty znaków źródeł ciepła i zimna oznaczają zakres mocy danego źródła. Każda linia ma kolor przypisany określonemu zakresowi strumienia objętości powietrza. Analiza schematu pozwala na ustalenie przyczyn występowania wysokiej temperatury powietrza i podjęcie środków umożliwiających zmniejszenie zagrożenia klimatycznego. Tak opracowany schemat temperaturowy dotyczy zarówno istniejącego stanu sieci, jak i stanów prognozowanych.

Development of basis for mine ventilation net temperature layout and its use in evaluation and fighting of climatic hazards in deep mine

Abstract

The premises of temperature diagram of mine ventilation network are discussed. The temperature diagram is basically similar to the known potential diagram of ventilation network, but here the thickness and pattern of diagram lines connecting nodes of determined values of air temperature (so called heat movement potential) are proportional to the actual lengths of workings they represent and their color is related to the quantitative range of their airflow. Along the diagram lines round symbols are placed, namely: the red ones of different size representing heat sources of adequate power acting between nodes, as well as similar blue symbols representing cooling devices. When analyzing such diagram, one can easily detect the causes of high air temperature occurrence, which can simplify selection of adequate countermeasures in relation to heat hazard. Temperature diagrams can be an useful tool both for existing as well as for planned ventilation systems.

WPROWADZENIE

Literatura z zakresu klimatyzacji kopalń głębinowych, zarówno krajowa, jak i światowa, jest bardzo bogata. Informacje w niej zawarte dotyczą rozpoznawania, prognozowania i zwalczania zagrożenia klimatycznego w wyrobiskach z opływowymi prądami powietrza oraz w drążonych wyrobiskach z wentylacją lutniową. Zagrożenie klimatyczne najczęściej jest rozpatrywane w odniesieniu do grupy kilku wyrobisk. Nie jest znany natomiast algorytm umożliwiający postępowanie w przypadku potraktowania sieci wentylacyjnej jako całości z uwagi na zagrożenie klimatyczne. Problem taki

powstał podczas analizy klimatycznej nowej rozcinki części kopalni "Marcel". Okazało sie bowiem, że w niektórych rejonach wydobywczych prognozowana temperatura powietrza jest stosunkowo niska (poniżej 26°C), a w innych znacznie wyższa (powyżej 30°C, a nawet wiecej). Było to powodem opracowania takiego algorytmu, w którym wykorzystano bedace w dyspozycji kopalni strumienie objętości powietrza i moce chłodnicze ziębiarek, tak aby uzyskać bardziej równomierny rozkład temperatury w pradach powietrza świeżego. W tym celu opracowano podstawy schematu temperaturowego kopalnianej sieci wentylacyjnej. Schemat ten jest podobny do schematu potencjalnego. Jednak w odróżnieniu od schematu potencjalnego rodzaj linii łaczacych punkty o określonych wartościach temperatury (potencjału ruchu ciepła) zależy od długości odpowiadających im wyrobisk. Ponadto, na trasie bocznicy (wyrobiska) zaznaczone są źródła ciepła (kolorem czerwonym) i zimna (kolorem niebieskim). Kształty znaków źródeł ciepła i zimna oznaczają zakres mocy danego źródła. Każda linia ma kolor przypisany określonemu zakresowi strumienia objętości przepływającego powietrza. Analiza tak sporządzonego schematu pozwala na ustalenie przyczyn występowania wysokiej temperatury powietrza i podjęcie środków umożliwiających zmniejszenie zagrożenia klimatycznego. Tak opracowany schemat temperaturowy dotyczy zarówno istniejącego stanu sieci (dane z pomiarów), jak i różnych prognozowanych stanów.

1. PODSTAWY SCHEMATU TEMPERATUROWEGO KOPALNIANEJ SIECI WENTYLACYJNEJ

Sposoby wykreślania schematu temperaturowego kopalnianej sieci wentylacyjnej objaśniono na przykładzie. Na rysunku 1 przedstawiono schemat przestrzenny przewietrzania projektowanej kopalni z czterema oddziałami wydobywczymi.



Rys. 1. Schemat przestrzenny przewietrzania kopalni z czterema oddziałami wydobywczymi **Fig. 1.** Schematic of a mine having four active mining regions

W celu ustalenia, jak będzie się kształtowało zagrożenie klimatyczne w tych oddziałach, wykonano wariantowe prognozy klimatyczne dla okresu zimowego i dla okresu letniego. Do sporządzenia prognoz klimatycznych zastosowano metodę opisaną w publikacji (Holek S. 1990). Dane początkowe do obliczeń zestawiono w tablicy 1. Każda z czterech części tej tablicy dotyczy dróg powietrza dla jednego oddziału wydobywczego. W tablicy 2 natomiast zestawiono wyniki prognoz klimatycznych dla: okresu zimowego, okresu letniego bez chłodzenia, okresu zimowego ze zmienionym rozpływem powietrza, okresu letniego z chłodzeniem powietrza oraz okresu letniego ze zwiększoną mocą chłodniczą.

Ze względu na oszczędność miejsca w tablicy tej podano tylko: numer węzła, odległość od podszybia szybu wdechowego (współrzędną bieżącą) – x oraz temperaturę powietrza mierzoną termometrem suchym. Nie podano takich parametrów jak: temperatura powietrza mierzona termometrem wilgotnym, stopień zawilżenia, wilgotność względna powietrza. Na podstawie wyników zestawionych w tablicy 2 można stwierdzić, że w okresie zimowym temperatura powietrza jest wyższa od 28°C jedynie w rejonie ściany D-2, natomiast w okresie letnim we wszystkich oddziałach wydobywczych. W celu zorientowania się, jakie czynniki wpływają na wzrost temperatury powietrza na jego drodze od podszybia szybu wdechowego do jego wypływu z oddziału wydobywczego sporządzono rysunek 2. W celu ułatwienia wykonania tego rysunku opracowano tablicę 3. Rysunek 2 dotyczy okresu zimowego; rodzaj linii łączących poszczególne węzły zależy od długości wyrobiska.

Po przeanalizowaniu rysunku 2 można wywnioskować, dlaczego właśnie najwyższa temperatura powietrza występuje w rejonie ściany D-2/510, a mianowicie: droga powietrza świeżego doprowadzanego do rejonu ściany D-2 jest najdłuższa (L = 6600 m). Zawiera ona trzy bocznice o długości powyżej 1000 m. Do innych oddziałów jest bliżej (np. do oddziału D-1/507 powietrze musi przebyć drogę równą 4100 m). Ponadto, na drodze do oddziału D-2/510 jest więcej źródeł ciepła o dużej mocy (trzy źródła o mocy powyżej 500 kW, podczas, gdy w innych oddziałach są dwa takie źródła albo jedno). Sumaryczna moc zainstalowana wynosi 3050 kW. Z rysunku 2 można zatem odczytać dużo informacji o przyczynach wzrostu temperatury powietrza dotyczących jednocześnie kilku oddziałów wydobywczych. Rysunek ten proponuje się nazwać schematem temperaturowym sieci wentylacyjnej.

Z rysunku 2 wynika, że w niektórych oddziałach wydobywczych temperatura powietrza jest dużo niższa od 28°C (np. rejon ściany W-2/502), podczas, gdy w innych (rejon ściany D-2/510) temperatura ta jest dużo wyższa od 28°C. Zwiększając intensywność przewietrzania oddziałów o wyższej temperaturze powietrza kosztem oddziałów chłodniejszych powinno się uzyskać poprawę warunków klimatycznych w oddziałach gorętszych.

W omawianym przykładzie postanowiono zmniejszyć strumień powietrza płynący do partii "W" z 5400 m³/min do 5000 m³/min, a zwiększyć strumień powietrza płynący do partii "D" z 5400 m³/min do 5800 m³/min. Postanowiono także zwiększyć intensywność przewietrzania ściany D-2/510 z 2000 m³/min do 2400 m³/min. Wyniki obliczeń prognostycznych zestawiono w tablicy 2 (kolumna 5) oraz przedstawiono w sposób graficzny na rysunku 3.

Tablica 1. Dane początkowe do prognozy klimatycznej

Parametry powietrza dopływającego do rejonu:

a) okres zimowy: $t_0 = 12,2$ °C; $t_{0\phi} = 10,0$ °C; $\phi_0 = 75,7\%$; b) okres letni: $t_0 = 23,4$ °C; $t_{0\phi} = 75,7\%$; b) okres letni: $t_0 = 23,4$ °C; $t_{0\phi} = 10,0$ °C; $\phi_0 = 75,7\%$; b) okres letni: $t_0 = 23,4$ °C; $t_{0\phi} = 10,0$ °C; $\phi_0 = 75,7\%$; b) okres letni: $t_0 = 23,4$ °C; $t_{0\phi} = 10,0$ °C; $\phi_0 = 75,7\%$; b) okres letni: $t_0 = 23,4$ °C; $t_{0\phi} = 10,0$ °C; $\phi_0 = 75,7\%$; b) okres letni: $t_0 = 23,4$ °C; $t_{0\phi} = 10,0$ °C; $\phi_0 = 75,7\%$; b) okres letni: $t_0 = 23,4$ °C; $t_{0\phi} = 10,0$ °C; $\phi_0 = 10,0$ °C; ϕ

18,3 °C;
$$\phi_0 = 60,8\%$$

wysokość geodezyjna powierzchni kopalni: $z_0 = 280,0 \text{ m}$

Rejon ściany W-1 w pokładzie 504

Bocz-	Nazwa wwrobiska	Α,	٧,	ŀ	Zd,	Zw,	L,	t _{pg} ,	τ,	N _m ,	L _p ,	m _w ,
nica	Nazwa wyrobiska	m²	m³/min	n	m	m	m	٥C	dni	kW	m	t/d
1-2	Przekop N, poziom 1000 m	16,9	5400	0,00	-720	-724	1500	37,2	4500	200	-	8000
2-3	Przekop N, poziom 100 m (c.d.)	16,9	2700	0,00	-724	-723	1000	36,9	3600	100	-	4000
3-4	Pochylnia N w pokładzie 504	13,5	2700	0,32	-723	-642	800	36,8	2000	400	800	4000
4-5	Chodnik podśc. ściany W-1/504	11,8	2000	0,28	-642	-638	800	33,7	720	400	800	4000
5-6	Ściana W-1 w pokł. 504	8,0	2000	0,50	-638	-617	200	33,5	0,25	1500	200	4000
6-7	Chodnik nadśc. ściany W-1/504	11,8	2000	0,28	-617	-620	800	32,7	720	-	-	-
7-8	Pochylnia N w pokładzie 504	13,5	2700	0,32	-620	-520	1000	32,8	2000	-	-	-
8-13	Przekop N, poziom 800 m	16,9	2700	0,00	-520	-519	1000	29,2	3600	-	-	-
13-26	Przekop N, poziom 800 m (c.d.)	16,9	5400	0,00	-519	-522	1500	29,1	4500	-	-	-
		· ·		337.6		11 1						

Rejon ściany W-2 w pokładzie 502

Bocz-	Nazwa www.obieka	Α,	٧,	k	Zd,	Zw,	L,	t _{pg} ,	τ,	N _m ,	L _p ,	m _w ,
nica	Nazwa wyrobiska	m² m³/min		m	m	m	ĉ	dni	kW	m	t/d	
1-2	Przekop N, poziom 1000 m	16,9	5400	0,00	-720	-724	1500	37,2	4500	200	١	8000
2-9	Pochylnia N w pokładzie 502	13,5	2700	0,34	-724	-585	1400	36,9	1800	700	1400	4000
9-10	Chodnik podśc. ściany W-2/502	11,8	2000	0,29	-585	-580	750	32,0	600	400	750	4000
10-11	Ściana W-2 w pokł. 502	8,0	2000	0,50	-580	-570	200	31,7	0,25	1500	200	4000
11-12	Chodnik nadśc. ściany W-2/502	11,8	2000	0,29	-570	-550	750	31,7	600	-	-	-
12-13	Pochylnia N w pokładzie 502	13,5	2700	0,34	-550	-519	400	31,0	1800	-	I	-
13-26	Przekop N, poziom 800 m	16,9	5400	0,00	-519	-522	1500	29,1	4500	-	-	-

Rejon ściany D-1 w pokładzie 507

Bocz- nica	Nazwa wyrobiska	A, m²	V, m³/min	k	z _d , m	z _w , m	L, m	t _{pg} , ⁰C	τ, dni	N _m , kW	L _p , m	m _w , t/d
1-14	Przekop S, poziom 1000 m	16,9	5400	0,00	-720	-721	1700	37,2	4000	200	-	7000
14-21	Pochylnia S w pokładzie 507	13,5	2700	0,31	-721	-620	1000	38,0	1800	500	1000	3500
21-22	Chodnik podśc. ściany D-1/507	11,8	2000	0,29	-620	-624	600	34,8	600	400	600	3500
22-23	Ściana D-1 w pokł. 507	8,0	2000	0,50	-624	-613	200	35,0	0,25	1400	200	3500
23-24	Chodnik nadśc. ściany D-1/507	11,8	2000	0,29	-613	-612	600	34,6	600	I	I	I
24-25	Pochylnia S w pokładzie 507	13,5	2700	0,31	-612	-517	800	34,0	1800	_	-	-
25-26	Przekop S, poziom 800 m	16,9	5400	0,00	-517	-522	1700	30,8	4000	_	-	-

Rejon ściany D-2 w pokładzie 510

Bocz-	Nazwa warobiska	Α,	٧,	Ŀ	Zd,	Zw,	L,	t _{pg} ,	τ,	N _m ,	L _p ,	m _w ,
nica	Nazwa wyrobiska	m ²	m³/min	n	m	m	m	٥C	dni	kW	m	t/d
1-14	Przekop S, poziom 1000 m	16,9	5400	0,00	-720	-721	1700	37,2	4000	200	-	7000
14-15	Przekop S, poziom 100 m (c.d.)	16,9	2700	0,00	-721	-725	1500	38,0	3000	150	-	3500
15-16	Pochylnia S w pokładzie 510	13,5	2700	0,32	-725	-580	1400	38,3	1200	700	1400	3500
16-17	Chodnik podśc. ściany D-2/510	11,8	2000	0,28	-580	-582	900	34,2	600	600	900	3500
17-18	Ściana D-2 w pokł. 510	8,0	2000	0,50	-582	-571	200	34,5	0,25	1400	200	3500
18-19	Chodnik nadśc. ściany D-2/510	11,8	2000	0,28	-571	-570	900	34,1	600	-	-	-
19-20	Pochylnia S w pokładzie 510	13,5	2700	0,32	-570	-520	400	34,3	1200	-	-	-
20-25	Przekop S, poziom 800 m	16,9	2700	0,00	-520	-517	1500	31,1	3000	-	-	-
25-26	Przekop S, poziom 800 m (c.d.)	16,9	5400	0,00	-517	-522	1700	30,8	4000	-	1	-

Oznaczenia: A – pole powierzchni przekroju poprzecznego wyrobiska, V – strumień objętości powietrza płynącego wyrobiskiem, k – współczynnik określający, jaka część obwodu wyrobiska jest odsłonięta przez węgiel, z_d – wysokość geodezyjna przekroju dopływu powietrza do wyrobiska, z_w – wysokość geodezyjna przekroju dopływu powietrza do wyrobiska, t_{pg} – temperatura pierwotną skał na początku wyrobiska, τ – czas przewietrzania wyrobiska, N_m – moce elektryczne zainstalowane w wyrobisku, L_p – długość przenośnika taśmowego, m_w – masa transportowanego urobku.

Tablica 2. Wyniki prognoz klimatycznych

	A. Rejoil scially w -1 w pokładzie 504											
Nr	hiożaca	Flogin				sucriyin, t (C)						
węzła	x, m	okres zimowy	chłodzenia	zima; poprawiony rozpływ powietrza	z chłodzeniem	ną mocą chłodniczą						
1	2	3	4	5	6	7						
1	0	12,2	23,4	12,2	23,4	23,4						
2	1500	15,0	24,9	15,1	24,9	24,9						
3	2500	17,4	26,2	17,6	26,2	26,2						
4	3300	20,8	27,5	21,5	27,5	27,5						
5	4100	24,7	29,1	25,4	26,5	24,9						
6	4300	27,4	30,3	27,8	28,1	27,4						
7	5100	27,6	30,4	28,0	28,3	27,7						
8	6100	25,2	28,7	25,8	27,4	26,8						
13	7100	25,4	28,7	26,0	27,5	26,9						
26	8600	25,5	28,6	26,3	27,4	27,2						
		B. I	Rejon ściany W	-2 w pokładzie	502							
1	0	12,2	23,4	12,2	23,4	23,4						
2	1500	15,0	24,9	15,1	24,9	24,9						
9	2900	21,7	27,3	21,9	27,3	27,3						
10	3650	24,6	28,8	25,2	25,7	25,7						
11	3850	26,8	29,7	27,3	27,6	27,6						
12	4600	26,7	29,5	27,3	27,6	27,6						
13	5000	25,3	28,6	26,3	27,2	27,2						
26	6500	25,5	28,6	26,3	27,4	27,4						
		C.]	Rejon ściany D	-1 w pokładzie	507							
1	0	12,2	23,4	12,2	23,4	23,4						
14	1700	15,1	25,1	15,0	25,1	25,1						
21	2700	20,4	27,2	20,7	27,2	27,2						
22	3300	24,1	28,8	24,6	26,2	24,3						
23	3500	27,4	30,6	27,8	28,3	27,6						
24	4100	27,6	30,7	28,0	28,5	27,7						
25	4900	25,2	29,0	26,0	27,6	26,9						
26	6600	26,9	29,9	26,6	28,1	27,1						
		D.]	Rejon ściany D	-2 w pokładzie	510							
1	0	12,2	23,4	12,2	23,4	23,4						
14	1700	15,1	25,1	15,0	25,1	25,1						
15	3200	18,7	27,3	17,9	27,3	27,3						
16	4600	24,2	29,2	22,2	26,7	24,5						
17	5500	27,9	31,2	26,0	26,5	24,4						
18	5700	29,9	32,1	28,1	28,9	27,3						
19	6600	30,1	32,1	28,3	29,2	27,7						
20	7000	28,2	30,9	26,3	28,2	26,6						
25	8500	28,3	30,8	26,6	28,4	26,9						
26	10200	26,9	29,9	26,6	28,1	27,1						

A Raion ściany W-1 w nakładzie 504

Rejon ściany W-1 w pokładzie 504														
bocz- nica	L, m	N _m , kW	okres z	imowy	okres le chłod	etni bez zenia	zima, zi roz pow	mieniony pływ vietrza	okres l o mod	etni z zię cy chłodr 290 kW	ebiarką niczej	okres letni z ziębiarką o mocy chłodniczej 350 kW		
			V, m³/s	t, ⁰C	V, m³/s	t, ⁰C	V, m³/s	t, ⁰C	V, m³/s	\mathbf{Q}_0,\mathbf{kW}	t, ℃	V, m³/s	\mathbf{Q}_0,\mathbf{kW}	t, ℃
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1-2	1500	200	90,0	15,0	90,0	24,9	83,3	15,1	90,0	-	24,9	90,0	-	24,9
2-3	1000	100	45,0	17,4	45,0	26,2	43,3	17,6	45,0	-	26,2	45,0	-	26,2
3-4	800	400	45,0	20,8	45,0	27,5	43,3	21,5	45,0	-	27,5	45,0	-	27,5
4-5	800	400	33,3	24,7	33,3	29,1	33,3	25,4	40,0	290	26,5	33,3	350	24,9
5-6	200	1500	33,3	27,4	33,3	30,3	33,3	27,8	40,0	-	28,1	33,3	-	27,4
6-7	800	-	33,3	27,6	33,3	30,4	33,3	28,0	40,0	-	28,3	33,3	-	27,7
7-8	1000	-	45,0	25,2	45,0	28,7	43,3	25,8	45,0	-	27,4	45,0	-	26,8
8-13	1000	-	45,0	25,4	45,0	28,7	43,3	26,0	45,0	-	27,5	45,0	-	26,9
13-26	1500	-	90,0	25,5	90,0	28,6	83,3	26,3	90,0	-	27,4	90,0	-	27,2
					Rej	on ścian	y W-2 w	pokładzi	ie 502					
1-2	1500	200	90,0	15,0	90,0	24,9	83,3	15,1	90,0	-	24,9	90,0	-	24,9
2-9	1400	700	45,0	21,7	45,0	27,3	40,0	21,9	45,0	-	27,3	45,0	-	27,3
9-10	750	400	33,3	24,6	33,3	28,8	33,3	25,2	33,3	290	25,7	33,3	290	25,7
10-11	200	1500	33,3	26,8	33,3	29,7	33,3	27,3	33,3	-	27,6	33,3	-	27,6
11-12	750	I	33,3	26,8	33,3	29,5	33,3	27,3	33,3	-	27,6	33,3	-	27,6
12-13	400	-	45,0	25,3	45,0	28,6	40,0	26,3	45,0	-	27,2	45,0	-	27,2
13-26	1500	-	90,0	25,5	90,0	28,6	83,3	26,3	90,0	-	27,4	90,0	-	27,4
		-			Rej	on ściar	ny D-1 w	pokładzi	e 507					
1-14	1700	200	90,0	15,1	90,0	25,1	96,7	15,0	90,0	-	25,1	90,0	-	25,1
14-21	1000	500	45,0	20,4	45,0	27,2	41,7	20,7	45,0	-	27,2	45,0	-	27,2
21-22	600	400	33,3	24,1	33,3	28,8	33,3	24,6	40,0	290	26,2	33,3	350	24,3
22-23	200	1400	33,3	27,4	33,3	30,6	33,3	27,8	40,0	-	28,3	33,3	-	27,6
23-24	600	-	33,3	27,6	33,3	30,7	33,3	28,0	40,0	-	28,5	33,3	-	27,7
24-25	800	-	45,0	25,2	45,0	29,0	41,7	26,0	45,0	-	27,6	45,0	-	26,7
25-26	1700	-	90,0	26,9	90,0	29,9	96,7	26,6	90,0	-	28,1	90,0	-	27,1
		-			Rej	on ściar	ny D-2 w	pokładzi	e 510					
1-14	1700	200	90,0	15,1	90,0	25,1	96,7	15,0	90,0	-	25,1	90,0	-	25,1
14-15	1500	150	45,0	18,7	45,0	27,3	55,0	17,9	45,0	-	27,3	45,0	-	27,3
15-16	1400	700	45,0	24,2	45,0	29,2	55,0	22,2	45,0	290	26,7	45,0	350	24,5
16-17	900	600	33,3	27,9	33,3	31,2	40,0	26,0	33,3	290	26,5	33,3	290	24,4
17-18	200	1400	33,3	29,9	33,3	32,1	40,0	28,1	33,3	-	28,9	33,3	-	27,3
18-19	900	-	33,3	30,1	33,3	32,1	40,0	28,3	33,3	-	29,2	33,3	-	27,7
19-20	400	-	45,0	28,2	45,0	30,9	55,0	26,3	45,0	-	28,2	45,0	-	26,6
20-25	1500	-	45,0	28,3	45,0	30,8	55,0	26,6	45,0	-	28,4	45,0	-	26,9
25-26	1700	-	90,0	26,9	90,0	29,9	96,7	26,6	90,0	-	28,1	90,0	-	27,1

Tablica 3. [Dane do w	ykreślenia schem	atu temperaturowego
--------------	-----------	------------------	---------------------

Objaśnienie: W tablicy tej dla każdego z rejonów wydobywczych w poszczególnych kolumnach podano: numer bocznicy, L – długość bocznicy, N_m – moce elektryczne zainstalowane w bocznicy, V – strumień objętości powietrza płynący przez bocznicę, Q₀ – moc zabudowanego w bocznicy urządzenia chłodniczego, temperaturę powietrza mierzoną termometrem suchym w przekroju jego wypływu z bocznicy.

Górnictwo i Środowisko



Rys. 2. Schemat temperaturowy sieci wentylacyjnej z czterema oddziałami wydobywczymi dla okresu zimowego Fig. 2. Temperature diagram of a ventilation network with four exploitation regions, winter season



Rys. 3. Schemat temperaturowy sieci wentylacyjnej z czterema oddziałami wydobywczymi, dla okresu zimowego, z poprawionym rozpływem powietrza

Fig. 3. Temperature diagram of a ventilation network with four exploitation regions, winter season, improved airflow distribution

Po wprowadzonych zmianach temperatura powietrza w ścianach: W-1/504, W-2/502 oraz D-1/507 jest niższa od 28°C, a w ścianie D-2/510 jedynie w przekroju wypływu powietrza ze ściany wynosi 28,1°C. Dalsze obniżenie temperatury powietrza środkami wentylacyjnymi jest trudne ze względu na ograniczoną przepustowość ściany. Tym niemniej analiza schematu temperaturowego przedstawionego na rysunku 2, pozwoliła w szybki sposób tak ukierunkować rozpływ powietrza, aby w jednych oddziałach temperatura powietrza nie była za niska, a w innych nie była za wysoka, lecz żeby we wszystkich oddziałach była zbliżona do 28°C, ale nie wyższa.

Z analizy tablicy 2 (kolumna 4) wynika, że w okresie letnim we wszystkich oddziałach wydobywczych temperatura powietrza jest wyższa od 28°C i to znacznie. Potwierdza to rysunek 4 stanowiący schemat temperaturowy sieci wentylacyjnej z czterema oddziałami wydobywczymi dla okresu letniego. W tym przypadku do obniżenia temperatury konieczne jest chłodzenie powietrza. Zaproponowano więc zabudowanie w chodnikach podścianowych ścian eksploatacyjnych po jednej ziębiarce DV-290, a ponadto w pochylni S/510 (rys. 1), doprowadzającej powietrze świeże do chodnika podścianowego ściany D-2, zabudować druga ziębiarkę DV-290 (kolumna 11 tablicy 3). Schemat temperaturowy badanej sieci wentylacyjnej dla tak rozłożonej mocy chłodniczej przedstawiono na rysunku 5. Z rysunku tego wynika, że w przekroju wypływu powietrza ze ściany W-1 temperatura jest nieznacznie wyższa od 28°C, a w chodniku nadścianowym tej ściany wynosi ona 28,3°C. W rejonie ściany W-2 we wszystkich wyrobiskach temperatura powietrza jest niższa od 28°C. Temperatura powietrza w przekroju wypływu ze ściany D-1 wynosi 28,3°C, a na końcu chodnika nadścianowego temperatura ta jest równa 28,5°C. W rejonie ściany D-2 wspomniana temperatura jest jeszcze wyższa. Stad można wnioskować, że zaproponowane moce chłodnicze są za małe. Proponuje się więc zwiększenie mocy chłodniczej ziebiarek zabudowanych w chodnikach podścianowych ścian eksploatacyjnych z 290 do 350 kW, z wyjatkiem rejonu ściany W-2, gdzie potrzebna moc chłodnicza jest wystarczająca. Wyniki obliczeń prognostycznych zestawiono w tablicy 2 (kolumna 7), a także w sposób graficzny na rysunku 6. Z analizy rysunku 6 wynika, że dzięki zastosowaniu odpowiednio dużej mocy chłodniczej we wszystkich punktach badanej sieci wentylacyjnej przewidywana temperatura powietrza jest niższa od 28°C.

Górnictwo i Środowisko



Rys. 4. Schemat temperaturowy sieci wentylacyjnej z czterema oddziałami wydobywczymi, dla okresu letniego, bez stosowania maszyn chłodniczych



Fig. 4. Temperature diagram of a ventilation network with four exploitation regions, summer season



Fig. 5. Temperature diagram of a ventilation network having four exploitation regions, with cooling devices installed of combined cooling power 290 kW, summer season



Rys. 6. Schemat temperaturowy sieci wentylacyjnej z czterema oddziałami wydobywczymi, dla okresu letniego, z zastosowaniem maszyn chłodniczych o zwiększonej mocy chłodniczej

Fig. 6. Temperature diagram of a ventilation network having four exploitation regions, with cooling devices installed of higher power, summer season

2. ZASTOSOWANIE SCHEMATU TEMPERATUROWEGO DO BADANIA ZAGROŻENIA KLIMATYCZNEGO I JEGO ZWALCZANIA W KOPANI "MARCEL"– REJON "1 MAJA"

Do czasu połączenia z kopalnią "Marcel", kopalnia "1 Maja" była samodzielną kopalnią, w której głównie eksploatowano pokłady cienkie. W latach dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku planowano eksploatację ośmioma ścianami w piętrze między poziomami 610 i 850 m. Schematyczne rozmieszczenie rejonów wydobywczych przedstawiono na rysunku 7. Dane dotyczące poszczególnych bocznic (wyrobisk) podane są w pracy (Knechtel J. 1994), w której zestawiono również wyniki prognoz klimatycznych wykonanych metodami opisanymi w publikacjach (Holek S. 1990; Knechtel J. 1980; Knechtel J. 1993). W tablicy 4, której układ jest analogiczny jak tablicy 3 podano niektóre dane początkowe oraz wyniki obliczeń dla: wersji podstawowej, zwiększonej intensywności przewietrzania ścian oraz dla wariantu zastosowania chłodnic powietrza w chodnikach podścianowych. Na tej podstawie opracowano schemat temperaturowy części sieci wentylacyjnej obejmującej badane rejony wydobywcze (rys. 8). Z uwagi na duże różnice strumieni objętości powietrza

płynacego poszczególnymi wyrobiskami, rozszerzono skale wydatku powietrza. Kolor granatowy oznacza strumień objętości powietrza powyżej 100 m³/s, kolor niebieski strumień objętości powietrza do 100 m³/s, kolor zielony – do 80 m³/s, żółty – do 60 m^3 /s, czerwony – do 40 m³/s, zaś kolor brazowy – strumień objętości powietrza mniejszy od 20 m³/s. Z analizy rysunku 8 wynika, że tylko w dwóch oddziałach wydobywczych prognozowana temperatura powietrza jest niższa od 28°C, a w pozostałych sześciu oddziałach temperatura ta jest wyższa od 28°C i to czasem znacznie. Po zastosowaniu wentylacyjnych środków prewencji zagrożenia klimatycznego polegających na zwiększeniu intensywności przewietrzania ściany PM-8 w pokładzie 616 z 700 do 900 m³/min, ściany PW-11 w pokładzie 620/1 z 700 do 800 m³/min, ściany D-8 w pokładzie 620/2 z 700 do 900 m³/min, ścian D-1 i D-4 w pokładzie 624 z 700 do 800 m³/min oraz zabudowaniu chłodnic powietrza o mocy 115 kW, w każdym chodniku podścianowym ścian: PM-8/616, PW-11/620/1, D-3/620/2, D-8/620/2, D-1/624 i D-4/624 uzyskano w całym badanym obszarze temperaturę powietrza niższą od 28°C, co pokazano na rysunku 9. Sterując zatem rozpływem powietrza oraz stosując urządzenia chłodnicze można uzyskać taki stan temperaturowy badanej części sieci wentylacyjnej, w której nie będzie wyrobisk z podwyższona temperatura powietrza.

	Rejon ściany PM-8 w pokładzie 616												
			wersia po	dstawowa	zwiększona	intensywność	zastosow	anie chłodnic	powietrza				
bocznica	L, m	N _m , kW			przewiet	zania ścian	w chodr	ikach podścia	anowych				
			V, m³/s	t, ℃	V, m³/s	t, ℃	V, m³/s	Q ₀ , kW	t, ℃				
1	220	-	170,0	21,25	170,0	21,25	117,0	-	21,25				
2	400	420	111,7	22,24	111,7	22,24	111,7	-	22,24				
3	480	-	58,3	21,43	58,3	21,43	58,3	-	21,43				
4	120	-	25,0	22,41	25,0	22,41	25,0	-	22,41				
5	2350	-	83,3	22,46	83,3	22,46	83,3	-	22,46				
6	160	-	71,7	22,51	71,7	22,51	71,7	-	22,51				
7	140	-	50,0	22,55	50,0	22,55	50,0	-	22,55				
8	700	-	33,3	23,07	33,3	23,07	33,3	-	23,07				
9	400	280	16,7	25,91	16,7	25,91	16,7	-	25,91				
9A	500	-	4,6	27,92	4,6	27,92	4,6	-	27,92				
9B	500	140	4,6	28,80	4,6	28,80	4,6	-	28,80				
9a	200	150	16,7	27,00	16,7	27,00	16,7	-	27,00				
10	300	340	11,7	27,93	15,0	27,72	15,0	115	25,40				
11	200	400	11,7	30,90	15,0	29,80	15,0	-	27,90				
12	400	-	11,7	30,98	15,0	29,94	15,0	-	28,10				
				Rejon śc	iany PW-11 w	pokładzie 616							
1	220	-	170,0	21,25									
2	400	420	111,7	22,24									
3	480	-	58,3	21,43									
4	120	-	25,0	22,41									
5	2350	-	83,3	22,46	nia zacha	dai natraaha		nia zaabadzi					
6	160	-	71,7	22,51	nie zacho zwiekszapia	uzi polizeba	notrzob	nie zachouzi	rzadzań				
21	80	-	21,7	22,36	ZWIĘKSZalila		polized	a slosowania u	liząuzen				
22	110	-	30,0	22,15	pizewiell			CHOUNICZYCH					
23	60	110	16,7	22,31									
24	300	220	11,7	23,18	3,18 5,61								
25	190	400	11,7	26,61									
26	700	-	16 7	25.98	1								

Reion ściany PW-11 w pokładzie 616											
1	220	-	170,0	21,25	nie zachoo	dzi potrzeba					
2	400	420	111,7	22,24	zwiększania	intensywności	nie zacho	dzi potrzeba st	osowania		
3	480	-	58,3	21,43	przewietrz	ania rejonu	urza	ądzen chłodnicz	rych		
4	120	-	25.0	22.41							
5	2350	_	83.3	22,46							
6	160	-	71 7	22,40							
21	80	_	21.7	22,31							
21	110	_	30.0	22,50							
22	60	110	16.7	22,10							
23	300	220	10,7	22,31							
24	100	100	11,7	26,10							
25	700	400	16.7	20,01							
20	100	-	10,7	Reion ści	any PM-6 w po	kładzie 620/1					
1	220	-	170 0	21 25							
2	400	420	111 7	22.24							
2	480	720	58.3	21.43							
1	120	_	25.0	21,40							
5	2350	-	83.3	22,41							
6	160	_	71 7	22,40							
7	1/0	_	50.0	22,51	nio zachov	tzi notrzoba					
2 Q	700	-	33.3	22,55		intonsvavnoćci	nie zacho	dzi potrzeba st	osowania		
13	1200	-	16.7	23,07	2większariia przewietrz	ania reionu	urza	dzeń chłodnicz	ych		
12.4	600	-	F 0	25,29	pizewietiz	ania rejona					
130	600	- 325	5,0	20,33							
130	400	323	16.7	27,55							
130	400	-	10,7	24,13							
14	150	220	10,0	24,34							
10	140	400	10,0	25,00							
10	130	-	13,5	24,33 Deien ésie		akładzie 620/1					
1	220	_	170.0	21.25	170.0	21 25					
2	400	420	111 7	21,23	111 7	21,25					
2	400	420	58.3	22,24	58.3	22,24					
3	120	-	25.0	21,43	25.0	21,45					
5	2350	-	23,0	22,41	83.3	22,41					
6	160	-	71 7	22,40	71 7	22,40	nie zacho	dzi potrzeba st	osowania		
7	140	-	50.0	22,51	50.0	22,01	urza	dzeń chłodnicz	ych		
17	60	- 120	16.7	22,00	30,0	22,00					
10	750	220	10,7	22,00	12.2	22,00					
10	100	220	11,7	20,00	13,3	24,90					
19	350	400	16.7	20,39	15,5	27,00					
20	330	-	10,7	Zi,Ju Rojony ćoj		20,00					
1	220	_	170.0	21 25	170 0	21 25	117.0	_	21.25		
2	400	420	111 7	21,20	111 7	21,23	111.7	-	21,23		
2	1100	420	86.7	22,24	86.7	22,24	86.7	-	22,24		
21	1600	-	86.7	22,34	86.7	22,34	86 7	-	22,34		
20	1000	- 160	20.0	22,90	20.0	22,90	20.0	-	22,90		
20 1	400	100	50,0	20,07	50,0	23,37	50,0	- 115	20,07		
380	000	- 325	5,0 5 Q	20,70	5,0	20,70	5,0	110	27 /6		
380	200	323 80	30.0	20,00	30.0	20,00	30.0	-	21,40		
380	200	00	50,0 63	20,39	50,0 63	20,39	50,0 6 2	- 115	20,20		
200	000	- 205	6.2	20,00	0,3	20,00	0,3	110	21,00		
30D	200	323 QA	0,0	29,52 27.27	0,0	23,32	0,0	-	20,20		
300	200	200	30,0 11 7	21,21	30,0	21,21	JU,U 12 2	-	20,00		
42	100	320	11,/	29,00	13,3	20,00	13,3	115	20,00		
43	200	400	11,/	30,00	13,3	30,18	13,3	-	20,90		
44	000	-	11,/	30,25	13,3	29,75	13,3	-	20,80		
39	600	540	11,/	29,25	13,3	29,05	13,3	115	25,95		
10	200	630	11/	31.06	13.3	30.56	13.3	-	27.70		

41	650	-	11,7	30,81	13,3	30,32	13,3	-	27,60
				Rejony ści	an D-3 i D-8 w	pokładzie 620/2			
1	220	-	170,0	21,25	170,0	21,25	117,0	-	21,25
2	400	420	111,7	22,24	111,7	22,24	111,7	-	22,24
27	1100	-	86,7	22,54	86,7	22,54	86,7	-	22,54
28	1600	-	86,7	22,90	86,7	22,90	86,7	-	22,90
29	540	-	56,7	23,06	56,7	23,06	56,7	-	23,06
30	400	200	30,0	25,21	30,0	25,21	30,0	-	25,21
30A	400	-	4,3	27,83	4,3	27,83	4,3	-	27,83
30B	400	325	4,3	29,19	4,3	29,19	4,3	-	29,19
30a	200	110	30,0	26,11	30,0	26,11	30,0	-	26,11
30C	300	-	4,3	28,05	4,3	28,05	4,3	-	28,05
30D	300	325	4,3	27,92	4,3	27,92	4,3	-	27,92
30b	200	110	30,0	26,48	30,0	26,48	30,0	-	26,48
31	200	540	11,7	27,80	15,0	27,64	15,0	115	25,20
32	200	630	11,7	30,15	15,0	29,69	15,0	-	27,10
33	250	-	11,7	29,96	15,0	29,50	15,0	-	27,00
34	170	420	18,3	28,10			18,3	-	28,10
35	900	320	11,7	28,74	zwiększenie intensywności		11,7	115	26,20
36	200	400	11,7	29,69	przewietrzania rejonu		11,7	-	27,90
37	1000		11 7	20/1		IIIOZIIWE	11 7		27 70

Górnictwo i Środowisko



Rys. 7. Schematyczne rozmieszczenie oddziałów wydobywczych kopalni "Marcel", rejon "1 Maja", stan z roku 1994
 Fig. 7. Schematic of ventilation network of mine "Marcel", "1 Maja" region, state of development in 1994



Rys. 8. Schemat temperaturowy sieci wentylacyjnej kopalni "Marcel", rejon "1 Maja" Fig. 8. Temperature diagram of mine ventilation network of mine "Marcel", region "1 Maja"



Rys. 9. Schemat temperaturowy sieci wentylacyjnej kopalni "Marcel", rejon "1 Maja" z zastosowaniem maszyn chłodniczych

Fig. 9. Temperature diagram for mine "Marcel" - region "1 Maja" with cooling devices installed

ZAKOŃCZENIE

Zaproponowano sposób oceny stanu zagrożenia klimatycznego w całej sieci wentylacyjnej (lub jej części) wraz ze sposobem ograniczenia tego zagrożenia lub całkowitą likwidacją. Kolejne wersje schematu temperaturowego pozwalają ocenić na ile podjęte środki prewencji poprawiają warunki klimatyczne nie tylko w jednym rejonie, ale we wszystkich. Opracowując kolejne wersje schematu temperaturowego należy wykonać dużą liczbę prognoz klimatycznych dla wyrobisk będących elementami tego schematu. Aby prezentowany schemat temperaturowy mógł być zastosowany w praktyce konieczne jest usprawnienie prognozowania warunków klimatycznych. Potrzebny jest zatem program komputerowy pozwalający na wykonywanie prognoz klimatycznych dla całej sieci wyrobisk (zarówno z opływowymi prądami powietrza, jak i z wentylacją lutniową), w której następuje rozdzielanie i łączenie strumieni powietrza o różnych parametrach. Program taki (Gapiński D. 2004) został częściowo wykorzystany w niniejszym artykule. Na rysunkach 2, 3, 4, 5 i 6 w weźle 1 następuje rozdzielenie strumieni powietrza, natomiast w weźle 26 wszystkie strumienie powietrza łaczą się ze sobą, by szybem wydechowym wydostać się na powierzchnię. Taki schemat proponuje się nazwać zamkniętym schematem temperaturowym. Na rysunkach 8 i 9 (dotyczących kopalni "Marcel" – ruch "1 Maja") natomiast strumienie powietrza nie łączą się. Drogi powietrza kończą na w przekrojach wylotów z chodników nadścianowych. Taki schemat proponuje się nazywać otwartym schematem temperaturowym.

Literatura

- 1. Gapiński D. (2004): Komputerowy system prognozowania parametrów mikroklimatu w sieci wentylacyjnej. Materiały 3 Szkoły Aerologii Górniczej. Katowice, EMAG.
- 2. Holek S. (1990): Opracowanie potencjału ruchu wilgoci i opartych na nim metod prognozowania mikroklimatu wyrobisk. Prace GIG, Seria Dodatkowa.
- 3. Knechtel J. (1980): *Metoda prognozowania temperatury i wilgotności powietrza w ślepych wyrobiskach górniczych*. Przegląd Górniczy nr 4.
- Knechtel J. (1993): Metoda prognozowania parametrów mikroklimatu wyrobisk z tłoczącą wentylacją lutniową, uwzględniająca potencjał ruchu wilgoci. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa nr 780.
- Knechtel J. (1994): Opracowanie środków prewencji zagrożenia klimatycznego w warunkach eksploatacji pokładów cienkich na przykładzie KWK "1 Maja". Projekt celowy nr 99 111 92 C/473 finansowany ze środków Komitetu Badań Naukowych. Katowice, GIG.

Recenzent: dr inż. Eugeniusz Krause

Jerzy Kornowski, Joanna Kurzeja

KRÓTKOOKRESOWA PROGNOZA INDUKOWANEGO ZAGROŻENIA SEJSMICZNEGO W GÓRNICTWIE

Streszczenie

Publikacja ta jest drugą częścią trzyczęściowego cyklu artykułów, w których opisano wyniki projektu celowego (KBN/NOT: 6T120056 2002C/05823) realizowanego wspólnie przez Główny Instytut Górnictwa i Centralną Stację Ratownictwa Górniczego. Projekt ten dotyczył zagrożenia sejsmicznego w czasie akcji ratunkowej po tąpnięciu. W artykule, w przystępny i prosty sposób, opisano metodę liniowej prognozy całkowitej energii $E_{\Delta S}^{c}(t)$ emisji sejsmicznej emitowanej z obserwowanego obszaru S w kolejnych jednostkach Δt czasu. Podkreślono, że właśnie wykorzystanie, do prognoz całkowitej energii sejsmicznej jest zasadniczą nowością metody. Prognoza ma charakter sekwencyjny i probabilistyczny, co w praktyce oznacza, że co jednostkę czasu prognozuje się wartość średnią $\overline{E}(t + 1)$ i wariancję $\sigma 2(t + 1)$ rozkładu logarytmicznej energii. Ponieważ rozkład logarytmicznej energii może być aproksymowany rozkładem normalnym, średnia i wariancja umożliwiają obliczenie prawdopodobieństw przedziałowych dla energii oraz obliczenie zagrożenia zdefiniowanego jako prawdopodobieństwo przekroczenia przez $E_{\Delta S}^{c}(t)$ lokalnie ustalonej wartości krytycznej *Eg*, zwanej progiem bezpieczeństwa. W artykule zamieszczono też – wraz z krótką analizą – przykłady rzeczywistej, dwumiesięcznej (luty, marzec 2003) sekwencyjnej prognozy godzinowych energii i zagrożenia sejsmicznego w ścianie 44/510 w kopalni "Wesoła".

Autorzy dziękują Dyrekcji i pracownikom Działu Tąpań kopalni "Wesoła" za wspaniałą współpracę i udostępnienie danych.

Short-term prognosis of induced seismic hazard in mining

Abstract

This paper makes the second part of a sequence of papers describing the basis and results of the project realized by cooperating teams of the Polish Central Mining Institute and the Polish Central Rescue Station – attempting to build methods of induced seismic risk prediction during a rescue operation after a rockburst. This paper describes, in a mainly tutorial fashion, the method of linear prediction as applied to the total energy (AE + tremors) of induced mining seismicity, as well as (constructively defined) seismic hazard. This is a sequential probabilistic prediction, meaning that the mean value, E(t + 1) and variance $\sigma 2(t + 1)$ are predicted every time unit – allowing to calculate interval probabilities for the total seismic energy. Example of two months lasting real hourly prediction – of energy at the 44/510 longwall in the "Wesoła" coal mine – are included.

WPROWADZENIE

Publikacja ta stanowi drugą część trzyczęściowego cyklu artykułów, w których opisano podstawy i wyniki realizacji projektu celowego. Projekt ten został opracowany wspólnie przez Główny Instytut Górnictwa i Centralną Stację Ratownictwa

Górniczego, a dotyczył prognozy zagrożenia sejsmicznego i ryzyka finansowego w czasie akcji ratowniczej po tąpnięciu. W stanowiącym część pierwszą tego cyklu artykule (Kornowski 2004) – do którego odwołują się autorzy jako do części pierwszej - podano uzasadnienie podjecia tematu oraz sformułowano najważniejsze definicje i estymatory (w tym zagrożenia i ryzyka), użyteczne, gdy dostępna jest prognoza energii sejsmicznej, która wyemitowana będzie w obserwowanym obszarze S – na przykład w ścianie – w nadchodzącej jednostce Δt czasu (np. $\Delta t = 15$ min lub $\Delta t = 1$ godzina). W niniejszym artykule opisano metode i program "prognozy liniowej", która umożliwia prognozę całkowitej energii sejsmicznej, na podstawie systematycznych obserwacji sejsmoakustycznych i sejsmologicznych (w artykule określane jako obserwacje AE^{*} i wstrząsy). Należy nadmienić, że metoda ta była przedmiotem kilku publikacji (np. Kornowski 2003a, b; Kornowski i Kurzeja 2002; 2004; Surma i Kornowski 2002), a także pracy doktorskiej (Kurzeja 2004) i została przetestowana w kopalni "Wesoła" i w ZG "Bytom III". Teoria metody znana jest od czasów Norberta Wienera (który wprowadził też pojęcie "filtru predykcyjnego"), a została spopularyzowana dzięki znanej książce Boxa i Jenkinsa (1970). Przyjmuje się, że istnieje i działa aparatura (wraz z czujnikami) dostarczająca co Δt i wartości E^{AE} energii AE oraz energii E^{W} wstrząsów w minionej jednostce Δt czasu z obszaru S i że energie te są addytywne (wyrażone w dżulach, J). W przypadku kopalni prowadzącej eksploatację w warunkach zagrożenia tąpaniami, wartości energii obserwowane są przez systemy: sejsmologiczny (np. ARAMIS) i sejsmoakustyczny (np. ARES), a w przypadku akcji ratunkowej – albo przez takie same systemy (jeśli działają), albo przez specjalnie w tym celu skonstruowaną, przenośną i wyposażoną we własne akumulatory, czujniki i procesory, aparaturę GEOGIG-2000 (Kajdasz i inni 2000).

Energie zjawisk sejsmicznych (AE i wstrząsów) z tego samego obszaru S (np. ściany) i okresu Δt są sumowane i logarytmowane, tworząc następnie ciągi (zwane szeregami czasowymi) energii całkowitej

$$E(t) \equiv \log E^{C}(t) \equiv \log [E^{AE}(t) + E^{W}(t) + 1]$$
(1)

gdzie, dla zwięzłości jest pomijany symbol "log" przed E(t) i górny indeks *c* oznaczający (energię) "całkowitą" (czyli AE + wstrząsów); należy więc pamiętać, że E(t)oznacza log $E^{C}(t)$. **Całkowita energia sejsmiczna aproksymowana jest sumą energii** AE i wstrząsów, lecz z powodu znanych "luk" w dziedzinach energii i częstotliwości (między obszarami obserwacji sieci AE i sejsmologicznych) jest to aproksymacja bardzo niedoskonała. Symbol *t* we wzorze (1) oznacza czas dyskretny w jednostkach Δt , symbol \equiv oznacza identyczność z definicji, liczbę jeden dodaje się by uniknąć potencjalnych kłopotów z logarytmem zera.

Szeregi czasowe {E(t), t = 1, 2...} logarytmicznej, Δt -minutowej całkowitej energii sejsmicznej stanowią dane wejściowe do algorytmu prognozy, który w chwili t prognozuje rozkład – a dokładniej, wartość średnią i wariancję – energii E(t + 1).

^{*} Skrót *AE* oznacza (ang.: *acoustic emission*) zarówno wszystkie formy rzeczownika "sejsmoakustyka", jak i przymiotnika "sejsmoakustyczna".

Aby określić cel stosowania takiej metody prognozy, należy przypomnieć, że indukowane eksploatacją górniczą zagrożenie sejsmiczne – powszechnie kojarzone z tąpaniami – wciąż, mimo wieloletnich badań – pozostało nie w pełni rozwiązanym problemem. Obecnie stosowane metody są opisane w tak zwanych "Instrukcjach", a ich naukowe podstawy zawiera, na przykład podręcznik Marcaka i Zuberka (1994) oraz monografia Dubińskiego i Konopki (2000). Ponieważ wyniki stosowania tych metod nie są zadowalające, prace badawcze są prowadzone nadal. Metoda która została opisana w niniejszym artykule łączy informacje niesione (i dotąd osobno analizowane) przez fale pochodzące od źródeł AE (czyli "sejsmoakustyczne") i wstrząsów (czyli "sejsmologiczne") – i to jest najistotniejsza nowość tej metody – umożliwiając prognozę zagrożenia lepszą niż każda z metod (sejsmoakustyki i sejsmologii) z osobna. Nazwę "sejsmiczne" zastosowano w tym opracowaniu do zjawisk "sejsmoakustycznych" i "sejsmologicznych". Proces utworzony przez sumowanie (1) energii AE i wstrząsów ma dynamikę większą niż każdy z procesów ($E^{AE}(t), E^{W}(t)$) składowych z osobna.

Dodać należy, że nie ma znaczenia czy dane (tzn. obserwacje) pochodzą z normalnie działających kopalnianych systemów obserwacyjnych czy też ze specjalistycznej aparatury GEOGIG-2000, istotna jest tylko ich jakość.

W celu uniknięcia nieporozumień należy zaznaczyć, że "jakaś" prognoza (np. przypadkowa, stanowiąca uśrednienie starych obserwacji itp.) jest zawsze możliwa: w literaturze przedmiotu prognoza taka zwana jest "trywialną". W tej pracy została opisana metoda, która dobrze aproksymuje prognozę optymalną (energii całkowitej).

1. ZAGROŻENIE SEJSMICZNE I MOŻLIWOŚĆ JEGO PROGNOZY

W stanowiącym część pierwszą artykule (Kornowski 2004), objaśniając przyczyny i powołując się na obszerną literaturę – stwierdzono, że niemożliwa jest dziś dobrze zdefiniowana, deterministyczna prognoza "miejsca, czasu i energii" nadchodzącego, niebezpiecznego wstrząsu (i analizy z tym związane nie będą powtarzane). Zdefiniowano w nim także **zagrożenie sejsmiczne** *Z*, opatrujące tę definicję obszernymi komentarzami, w tym stwierdzeniem że możliwa jest dobrze zdefiniowana prognoza zagrożenia *Z*. Definicja ta brzmi:

Prognozowane w chwili *t*, zagrożenie sejsmiczne $Z \equiv Z_{\Delta,S}(t, E_g)$ jest to prawdopodobieństwo przekroczenia – przez wyemitowaną w obszarze *S* i okresie $(t, t + \Delta t)$ całkowitą energię sejsmiczną $E_{\Delta t,S}^C(t)$ – lokalnie ustalonej wartości E_g (np. $E_g =$ 1·10⁵J) zwanej progiem bezpieczeństwa

$$0 \le Z \equiv P[E_{\Delta tS}^{C}(t) > E_{g}] \le$$
⁽²⁾

Ma ona charakter probabilistyczny (ang.: *probability* – prawdopodobieństwo) co oznacza, że zawiera pojęcie prawdopodobieństwa. Prognoza dotyczy wartości energii zmiennej w czasie i określa, w chwili t, jej wartość średnią $\overline{E}(t+1)$ i wariancję $\sigma^2(t+1)$ (symbol E(t+1) oznacza energię w okresie $(t, t + \Delta t)$). Ponieważ wykazano (np. Kornowski 2002; Kurzeja 2004), że rozkład błędów prognozy może być – co najmniej w warunkach słabego i średniego zagrożenia tąpaniami – z dobrym przybliżeniem aproksymowany rozkładem normalnym, obliczenie średniej i wariancji wystarczy, by umożliwić dalsze obliczenie dowolnych prawdopodobieństw przedziałowych, w tym przedziałów ufności dla prognozy, a także obliczenie prognozowanej wartości zagrożenia Z.

Zdefiniowane w ten sposób zagrożenie sejsmiczne nie jest wprawdzie tożsame z (źle zdefiniowanym!) zagrożeniem "nadchodzącym silnym wstrząsem", jest jednak dobrze zdefiniowane ilościowo ($0 \le Z \le 1$ i wzrost wartości Z oznacza zwiększenie zagrożenia, a obniżenie wartości Z – zmniejszenie zagrożenia) i łatwo, w sensie probabilistycznym, prognozowalne, gdy są dostępne potrzebne obserwacje. Ponadto, jeśli obszar S i okres Δt nie są zbyt duże to wyprognozowanie "wystarczająco dużej" wartości E(t+1) – na przykład ponad $1 \cdot 10^5 J$ – nakazuje oczekiwać wstrząsu. Co więcej, metoda ta jest dobrze uzasadniona i optymalna (w określonych warunkach); choć warunki optymalności mogą być w praktyce górniczej naruszane. Z definicji wynika, że inny, nieoptymalny sposób prognozy nie będzie lepszy od optymalnego. Oznacza to, że prognozuje się "zgodnie z aktualnym stanem wiedzy".

Warto wyjaśnić, jakie znaczenie dla prognozy mają obserwacje sejsmoakustyczne, co wiąże się z pojęciem **autokorelacji** szeregu czasowego. Należy przypomnieć, że wartość bezwzględna współczynnika korelacji $|r_{xy}|$ między zmiennymi x i y określa "siłę" liniowego związku między tymi zmiennymi. Z definicji $-1 \le r_{xy} \le 1$ i w przypadku zależności deterministycznej (np. liniowej: y = ax + b) $r_{xy} = 1$, a w przypadku zmiennych niezależnych $r_{xy} = 0$. Gdy zależność między zmiennymi jest, na przykład zaburzona błędami pomiaru lub szumem, to $|r_{xy}|<1$, a o dokładnej wartości r_{xy} decyduje parametr S/N (ang. signal to noise ratio) zwany "stosunkiem sygnału do szumu": gdy szum zanika ($N \rightarrow 0$), pomiar staje się dokładny, $r_{xy} \rightarrow 1$ i wartość y może być dokładnie prognozowana dla każdej wartości x. Zatem, ze wzrostem wartości $|r_{xy}|$ zwiększa się dokładność prognoz, a dla zależności deterministycznej (bez szumu i błędów) $r_{xy} = 1$ i jest możliwa dokładna prognoza. Wartość $r_{xy} = 0$ wskazuje na brak liniowego związku między zmiennymi x i y i wyklucza nietrywialną, liniową prognozę wartości y na podstawie wartości x.

Do obliczenia wartości r_{xy} służy znane równanie

$$r_{xy} = \left[\sum_{i=1}^{N} (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})\right] / \left[\sum_{i=1}^{N} (x_i - \bar{x})^2 \sum_{i=1}^{N} (y_i - \bar{y})^2\right]^{1/2}$$
(3)

Jeżeli weźmie się pod uwagę szereg czasowy {E(k), k = 1, 2 ...} energii w dyskretnym czasie z jednostką $\Delta t = 1$ i utworzymy (np. w wyobraźni) drugi szereg, przesunięty o 1 (w czasie) względem pierwszego, lecz poza tym identyczny, to w dowolnej chwili k = K ma się dwa szeregi:

$$\{E(k)\} : \dots E(K-3), E(K-2), E(K-1), E(K) \{E(k-1)\} : \dots E(K-4), E(K-3), E(K-2), E(K-1)$$

Jeżeli szereg górny $\{E(k)\}$ oznaczy się symbolem x, a szereg dolny $\{E(k-1)\}$ symbolem y, widoczna staje się natychmiast możliwość obliczenia współczynnika korelacji r_{xy} określonego poprzednio dla zmiennych x i y.

Podobnie określić można korelację między szeregiem $\{E(k)\}$ a szeregiem $\{E(k-2)\}$ lub ogólnie $\{E(k-\tau)\}$ dla $\tau = 1, 2, 3 ...$ Ponieważ zbiór współczynników korelacji $r(\tau)$ – dla różnych wartości τ – tworzy funkcję określoną dla tego samego szeregu czasowego, mówi się o funkcji autokorelacji i oznaczamy ją symbolem $r(\tau)$ lub $r_{xx}(\tau)$. Autokorelacja jest funkcją przesunięcia τ (τ jest to przesunięcie między "oryginałem" a jego "kopią"). Wartości $r_{xx}(\tau)$ oblicza się za pomocą równania

$$r_{xx}(\tau) = \left[\sum_{i=1}^{N-\tau} x_i - \bar{x}\right] \left[\sum_{i=1}^{N} x_i - \bar{x}\right] \left[\sum_{i=1}^{N} x_i - \bar{x}\right]^2 \right]$$
(4)

Choć interpretacja i zastosowanie funkcji autokorelacji są nieco bardziej złożone w porównaniu z interpretacją i zastosowaniem współczynnika korelacji, nadal prawdą jest, że (dla $\tau > 0$) ze wzrostem wartości $|r(\tau)|$ zwiększa się możliwość dokładnej prognozy i dla związków deterministycznych $|r(\tau)| = 1$ (dla wszystkich wartości τ), a dla szumu białego, który stanowi ciąg niezależnych (nieskorelowanych) zmiennych losowych, $r(\tau) = 0$ (dla wszystkich wartości τ).

Podstawowe znaczenie autokorelacji dla prognozy szeregu czasowego polega więc na tym, że $r(\tau)$ mierzy siłę liniowego związku między przeszłością a przyszłością (tego szeregu) odległymi od siebie o τ .

Zagadnienie autokorelacji szeregów czasowych energii sejsmicznej zostało przeanalizowane na poniższych przykładach. Na rysunku 1 przedstawiono trzy szeregi czasowe energii (w liniach 1, 3, 5), a pod każdym z nich jego funkcje autokorelacji $r(\tau)$ dla τ od 0 do 400 (jednostka czasu jest godzina, 400 godzin to ponad 2 tygodnie) oraz widmo. Szeregi energii otrzymano w wyniku dziesięciotygodniowej (1680 godzin) obserwacji ściany 37/501 w kopalni "Wesoła". Oś pozioma (wszystkich wykresów E(t) i $r(\tau)$ jest wyskalowana w godzinach, oś pionowa wykresów szeregów czasowych przedstawia logarytm energii (tzn. "4" oznacza 10⁴J, "6" oznacza 10⁶J itp.). W górnej (pierwszej) linii pokazano godzinowe energie samych wstrząsów o energii $E^{W} \ge 1.10^{4}$ J. W linii drugiej przedstawiono autokorelację tego ciągu wstrzasów (a właściwie jej brak!). Wartości $r(\tau)$ sa, dla $\tau > 0$, praktycznie równe 0 i potwierdza to (bardzo prosty) formalny test istotności: na poziomie $\alpha = 5\%$ "brak podstaw do odrzucenia hipotezy, że są one nieistotne" (tak brzmi formalny wynik testu, stanowiący potwierdzenie praktycznego braku korelacji). Zgodnie więc z wcześniejszą analiza obserwacje samych tylko wstrzasów o energii $E \ge 1 \cdot 10^4$ J nie umożliwiają ich nietrywialnej prognozy w dziedzinie czasu.

W linii trzeciej rysunku 1 pokazano godzinowe energie wstrząsów $E^{W}(t)$ z tej samej ściany i w tym samym okresie, ale przy uwzględnieniu wszystkich zaobserwowanych wstrząsów o energii $E^{W} > 1 \cdot 10^{2}$ J. W linii czwartej, jak poprzednio, pokazano ich autokorelację $r(\tau)$ oraz widmo S(T). I znów, tak jak dla zdarzeń $E^{W} > 1 \cdot 10^{4}$ J, tak i dla tych o energii $E^{W} > 1 \cdot 10^{2}$ J, obserwuje się praktyczny brak autokorelacji, a formalny test (5%), – na podstawie którego określa się czy $r(\tau) > 1,96/\sqrt{N}$, gdzie N = 1680 – brak ten potwierdza.

Z przykładów tych wynika następujący ważny wniosek:

W dziedzinie czasu niemożliwa jest nietrywialna prognoza szeregu czasowego godzinowych energii wstrząsów, na podstawie informacji zawartej w obserwacjach wszystkich wstrząsów i tylko wstrząsów o energii $E^{W} > 1 \cdot 10^{2}$ J.

Ponieważ istnieją liczne inne, analogiczne przykłady (np. Kornowski 2002; 2003a, b; Kurzeja 2004) potwierdzające ten wniosek, przypisuje się mu znaczenie ogólne w sejsmologii górniczej (dopuszczając zmianę wartości "progowej" $1\cdot10^2$ J w przypadku zmiany sposobu estymacji energii). Wniosek ten w jakościowej formie (tzn. dla "silnych" wstrząsów) jest znany od dawna (np. Lasocki 1990). Jest on istotny w praktyce górniczej ze względu na sugestie by prognozę zagrożenia sporządzać tylko na podstawie obserwacji wstrząsów o energii powyżej $1\cdot10^2$ J, eliminując sejsmoaku-stykę. Zdaniem autorów wykluczy to prognozę w dziedzinie czasu.

Zasadniczą różnicę stwierdza się jednak, analizując dwie ostatnie linie rysunku 1. W linii piątej przedstawiono szereg czasowy $E(t) \equiv \log E_{\Delta t,S}^{C}(t)$ (całkowitej (AE i wstrząsów) logarytmicznej godzinowej energii emisji sejsmicznej), a poniżej, w linii szóstej, jego autokorelację i widmo. Nie potrzeba formalnego testu (który zresztą potwierdza oczywistą obserwację), by stwierdzić że wartości $r(\tau)$ są teraz niemal do $\tau = 100$, istotnie różne od zera. Wskazuje to na istnienie liniowej zależności między przyszłością a przeszłością szeregu czasowego i możliwość nietrywialnej prognozy. Nośnikiem informacji – umożliwiającej prognozę – są najsłabsze, lecz występujące w wielkiej liczbie zjawiska AE. To ich obecność umożliwia nietrywialną prognozę w dziedzinie czasu, ich brak prognozę tę wyklucza. Na tym polega znaczenie sejsmoakustyki.

Nie utrzymuje się, że $r(\tau)$ i *AE* decydują o prognozie w dziedzinie energii: o rozkładzie energii, szczególnie w wysokoenergetycznym skrzydle ("ogonie") tego rozkładu, w oczywisty sposób decydują energie silnych wstrząsów, a to oznacza niezbędność obserwacji sejsmologicznych. Należy więc stwierdzić, że obydwa systemy – sejsmoakustyki i sejsmologii górniczej – muszą pracować i współpracować, dostarczając, każdy w swoim zakresie, informację niezbędną dla pełnej prognozy zagrożenia sejsmicznego.

Rysunek 1 stanowi też, zaczerpniętą z geofizyki górniczej, ilustrację znanego w teorii procesów stochastycznych (np. Swiesznikow 1965; Leadbetter i inni 1983) "zagadnienia o przewyższeniu" zadanego progu (w tym przypadku: $1 \cdot 10^4$ J oraz $1 \cdot 10^2$ J) przez wartości szeregu czasowego. W teorii dowodzi się (Leadbetter i inni 1983), że ze wzrostem progu obserwacji (np. 10^0 J $\rightarrow 10^2$ J $\rightarrow 10^4$ J $\rightarrow ...$), ciąg przewyższeń tego progu dąży do nieskorelowanego (stąd "nieprognozowalnego" w dziedzinie czasu) procesu Poissona (a informacja o zależnościach korelacyjnych zanika). **Teoria i obserwacje autorów są więc w pełni zgodne**. Pamiętać zatem należy, że bez względu na to jaki przyjmie się próg obserwacji, to odrzucając obserwacje leżące poniżej tego progu, odrzuca się zawartą w nich informację. Gdy "jakiś" próg – na przykład ze względu na obecność szumów – trzeba przyjąć, to powinien on być jak najniższy i poparty analizą strat i korzyści.



Rys. 1. Zależność między energetycznym progiem obserwacji a autokorelacją godzinowych wartości energii dla trzech wartości progowych (od góry 1·10⁴J, 1·10²J, poziom *AE*), na przykładzie 10 tygodni obserwacji, śc. 37/501 w kopalni "Wesoła"; szczegółowy opis rysunku w tekście

Fig. 1. Relation between the energy observation threshold and the autocorrelation of a sequence of hourly energies – with three threshold values (from the top: 1·10⁴J, 1·10²J, AE level) – applyinng 10 weeks of hourly observations from the 37/501 longwall at "Wesoła" Coal Mine; detailed description in the text

Zagadnienie progu obserwacji E_0 pojawia się też przy analizie korelacji wzajemnej $r_{xy}(\tau)$ między $x = E^C(t)$, szeregiem czasowym energii całkowitej a wyizolowanym z niego – stosując próg E_0 – ciągiem y energii wstrząsów. Gdy (arbitralnie wybrany) próg E_0 jest bliski 0, funkcja korelacji wzajemnej $r_{xy}(\tau)$ jest (niemal) tożsama z funkcją $r_{xx}(\tau)$ szeregu $E^C(t)$. Dla wybieranych coraz większych wartości E_0 , coraz mniej wartości $E^C(t)$ przekracza ten próg i wartości $r_{xy}(\tau)$ – korelacji między "oryginalnym" ciągiem $E^C(t)$ a wyizolowanymi z niego punktowymi przewyższeniami progu E^0 – maleją, stając się "nieistotne". Zatem

dla każdego
$$\tau$$
: $\lim_{E_0 \to} r_{xy}(\tau) = r_{xx}(\tau)$ (5a)

dla wystarczająco liczebnych ciągów x_i : $\lim_{E_x \to \infty} r_{xy}(\tau) = 0$ (5b)

Oznacza to, że jakikolwiek wzrost progu E_0 obserwacji (ponad poziom szumów) tylko utrudnia prognozę (przyszłych wartości) szeregu czasowego, a z rysunku 1 wynika, że <u>pominięcie AE wyklucza</u> nietrywialną (użyteczną) <u>prognozę</u> w dziedzinie czasu.

Jest to empiryczna obserwacja, a nie dowód.

3. ILOŚCIOWA PROGNOZA ENERGII SEJSMICZNEJ I ZAGROŻENIA SEJSMICZNEGO

Przedmiotem prognozy jest, zgodnie z (1), całkowita energia emisji sejsmicznej $E \equiv \log E_{\Delta t,S}^{C}(t)$, traktowana jako zmienna losowa o rozkładzie normalnym, zatem faktycznie prognozuje się, w czasie dyskretnym (tzn. co Δt i przyjmując, że $\Delta t = 1$), wartość $\overline{E}(t+1)$ i $\sigma^{2}(t+1)$. Te dwa parametry rozkładu normalnego umożliwiają łatwe obliczenie dowolnych prawdopodobieństw przedziałowych dla energii, w tym zagrożenia $Z \equiv Z_{\Delta,S}(t, E_g)$ zgodnie z podaną definicją. Założenie rozkładu normalnego dla $E = \log E_{\Delta t,S}^{C}(t)$ jest równoznaczne z założeniem rozkładu logarytmicznonormalnego dla energii oryginalnej (przed logarytmowaniem).

Predyktorem liniowym (lub liniowym filtrem predykcyjnym) nazywa się równanie

$$\overline{x}(t+) = a_0 x(t) + \dots + a_{p-1} x(t-p+1)$$
(6a)

gdzie p jest rzędem^{*)} predyktora, natomiast $a_0 \dots a_{p-1}$ są współczynnikami predyktora.

Równanie to zapisane w postaci

$$x(t+1) = a_0 x(t) + \dots + a_{p-1} x(t-p+1) + \eta_{t+1}$$
(6b)

(gdzie η_{t+1} jest "błędem losowym") w statystyce jest znane jako równanie (lub model) procesu autoregresji AR(p) (przedrostek "auto-", jak w przypadku autokorelacji, informuje, że przedmiot i podmiot są tożsame). Predyktor (6a) jest uśrednioną (po zbiorze realizacji) formą równania (6b). **Predyktor ten jest nazywamy "liniowym" – a odpowiednia metoda, metodą prognozy liniowej – gdyż (6a) to zwykłe algebraiczne równanie liniowe**. Gdy znane są wartości współczynników ($a_0 \dots a_{p-1}$), to prognoza, formułowana w dowolnej chwili *t*, w sposób zgodny z (6a), jest niezwykle prosta. Należy "tylko" umieć na bieżąco (co Δt) obliczać optymalne wartości ($a_0 \dots a_{p-1}$).

Jeżeli założy się (na przykład), że jest chwila t i prognozować się będzie energię E(t+1), a zaobserwowano dotąd na przykład M = 168 godzinowych wartości energii $X_t^M = \{E(t-167), E(t-166) \dots E(t)\}$ to wartość M nie jest w tym przypadku istotna. Określa ona rozpiętość "okna czasowego" lub liczebność "zbioru informacyjnego I_t " umożliwiającego w każdej chwili t estymację współczynników a_i predyktora. Ogólnie, M wybiera się, kierując się oceną stacjonarności prognozowanego procesu (np. Kurzeja 2004). Kolejną ważną decyzją jest wybór **kryterium jakości (lub kryterium optymalności)**. W literaturze niemal zawsze jest wybierane **kryterium minimalizacji średniego blędu kwadratowego** i taki wybór jest też w tym przypadku. Wybór ten

^{*)} Ponieważ predyktor (6a) określa równocześnie równanie różnicowe (6b) procesu, to "rząd predyktora/filtru/modelu" definiuje się analogicznie jak rząd równania różnicowego (lub różniczkowego). Zatem równanie $x_{t+1} = a_0x_t + \eta_{t+1}$ tożsame z równaniem $x_{t+1} - a_0x_t = \eta_{t+1}$ określa predyktor pierwszego rzędu. Podobnie równanie $x_{t+1} = a_0x_t + a_1x_{t-1} + \eta_{t+1}$ tożsame z równaniem $x_{t+1} - a_0x_t - a_1x_{t-1} = \eta_{t+1}$ określa predyktor drugiego rzędu itd.

jest dobrze uzasadniony, lecz wynikają z niego poważne konsekwencje: średni błąd (kwadratowy) jest pojęciem statystycznym, zdefiniowanym na "wystarczająco dużym" zbiorze prognoz i błędów. Kryterium to zapewnia "średnio" dobrą (najlepszą z możliwych) prognozę lecz nie gwarantuje poprawności prognozy w żadnym konkretnym przypadku, nawet tak ważnym jak tąpnięcie czy silny wstrząs w kopalni. Jest to cena, którą trzeba zapłacić za możliwość prognozy statystycznej. W sytuacji gdy niemożliwa jest prognoza deterministyczna (patrz część pierwsza cyklu artykułów) jest to więc cena za możliwość jakiejkolwiek racjonalnej prognozy. Ponieważ stosowane algorytmy zapewniają, że średni błąd (który odróżniać trzeba od średniego błędu kwadratowego) jest zerem, przyjęta miara jakości oznacza też minimalizację wariancji $\sigma^2(t+1)$ błędu prognozy i w badaniach porównawczych (np. Kornowski 2003a, b; Kurzeja 2004) porównuje się zwykle wariancje błędów prognozy wykonanej różnymi metodami.

Mając zdefiniowane kryterium jakości oraz zbiór informacyjny I_t (którym jest w opisywanym przypadku ciąg obserwacji $X_t \equiv \{E(t-167) \dots E(t)\}$) określa się – tylko w tym przykładzie, w przypadku ogólnym nie jest to konieczne – rząd p predyktora, którym należy się posłużyć: w tym przypadku wybierano p = 3. Można teraz (w chwili t) ułożyć, **wykorzystując całą informację zawartą w I_t**, następujące równania prognozy

i rozwiązać ten układ, ze względu na niewiadome (a_0, a_1, a_2) , ogólnie znaną metodą minimalizującą średni błąd kwadratowy (a następnie (a_0, a_1, a_2) wstawić do (6a) i prognozować). Jeżeli wprowadzi się oznaczenia (stosując symbol *T* dla transpozycji):

$$A = [a_0, a_1, a_2]^T$$
 (8a)

$$B = \begin{bmatrix} E(t-1) & E(t-2) & E(t-3) \\ \bullet & \bullet \\ E(t-165) & E(t-166) & E(t-167) \end{bmatrix}$$
(8b)

$$Y = [E(t), E(t-1) \dots E(t-164)]^{T}$$
(8c)

to, układ równań (7) przyjmie postać

$$BA = Y \tag{9a}$$

i ma ogólnie znane rozwiązanie

$$A = [B^T B]^{-1} B^T Y \tag{9b}$$

Tak przedstawia się jedna z możliwych metod estymacji współczynników (a_0 , a_1 , a_2) predyktora. Obliczenia te powtarzać można co Δt (lub raz na dobę, czy raz na tydzień), a obliczone wartości wstawić do (6a) i prognozować (zawsze co Δt). Optymalność rozwiązania (9b) gwarantuje optymalność prognozy. W praktyce, ze względu na lokalną tylko stacjonarność emisji zarówno estymacja (9b), jak i prognoza (6a) nie mogą w sposób ścisły spełniać warunków optymalności, wynik ma więc charakter przybliżony.

Metodę estymacji współczynników a_i można też przedstawić w sposób ilustrujący znaczenie autokorelacji $r(\tau)$.

Jeżeli równanie (9a) pomnoży się obustronnie przez macierz B^T , to przyjmie ono następującą postać

$$(B^T B)A = B^T Y \tag{10}$$

Równanie to zwane jest równaniem normalnym zagadnienia prognozy liniowej, a odpowiadający mu układ równań – układem równań normalnych. Iloczyn $B^T B$ tworzy macierz R o wymiarach (pp) – w naszym przykładzie $(3\cdot3)$ – i jest to (w przybliżeniu) macierz autokorelacji (energii emisji), zbudowana z elementów, które są kolejnymi wartościami funkcji autokorelacji $\{r(\tau), \tau = 0, 1 \dots p\}$ aktualnego w chwili *t* zbioru informacyjnego I_t . Zatem

$$R = \begin{bmatrix} r(0) & r(1) & r(2) \\ r(1) & r(0) & r(1) \\ r(2) & r(1) & r(0) \end{bmatrix}$$
(11)

gdzie wartość $r(\tau)$ oblicza się, korzystając z równania (4). Podobnie wykazać można, że iloczyn B^TY jest wektorem r_{BY1} o postaci $\{r(1) \dots r(p)\}^T$ przesuniętym o jedną jednostkę czasu (co symbolizuje indeks BY1) względem pierwszej kolumny macierzy R - w przykładzie $r_{BY1} = \{r(1), r(2), r(3)\}^T$. Równanie (10) można więc zapisać w formie

$$RA = \mathbf{r}_{BY1} \tag{12}$$

(która ma wiele ciekawych właściwości i nosi nazwę równania Levinsona-Durbina, na przykład Box i Jenkins 1970). Równanie to wskazuje, że cała informacja, niezbędna do liniowej prognozy, zawarta jest w wartościach $r(\tau)$ funkcji autokorelacji. Rozwiązanie równania (12) jest, oczywiście, zgodne z rozwiązaniem (9b). Szczegółowe metody numerycznego rozwiązywania układów równań liniowych (np. metoda Choleskiego, Levinsona-Durbina itp.) nie zostały w tym artykule opisane, gdyż jest to zagadnienie znane. Trzeba jednak dodać, że te metody estymacji współczynników $(a_0 \dots a_{p-1})$ predyktora (6a), w których wykorzystuje się autokorelację $r(\tau)$ w sposób bezpośredni, bardzo ułatwiają równoczesną estymację wariancji σ^2 błędów prognozy, gdyż można wykazać (Brockwell i Davis 1991, s. 239; Box i Jenkins 1970, s. 56) że (stosując oznaczenia jak w (6a), (11), (14))

$$\sigma^{2} = r(0) + a_{0}r(1) + a_{1}r(2) + \dots + a_{p-1}r(p)$$
(13a)

i w podanym przykładzie

$$\sigma^2 = r(0) + a_0 r(1) + a_1 r(2) \tag{13b}$$

Zatem wariancja prognozy $\sigma^2(t+1)$ jest łatwo obliczalna. Równanie (6a) i dla p = 3 można zapisać w postaci

$$E(t+1) = a_0 E(t) + a_1 E(t-1) + a_2 E(t-2)$$
(14)

Wartości E(t), E(t-1), E(t-2) zawsze są wartościami zmierzonymi. Jeżeli założy się, że współczynniki (a_0 , a_1 , a_2) optymalnego predyktora są obliczone najlepiej, jak to możliwe (cokolwiek by to oznaczało), wówczas oczywiste jest, że przyczyną (nieuniknionych!) błędów prognozy są błędy obserwacji:

Z równania (14) – a ogólnie z (6a) – wynika, (wystarczy spojrzeć!) że blędy pomiaru energii E(t), przenoszą się bezpośrednio i natychmiast do prognoz. Gdy energie mierzone są (średnio) z dokładnością "do rzędu wielkości", to niemożliwe jest uzyskanie (średnio) dokładniejszych prognoz. Stąd wynika podstawowe znaczenie poprawnych obserwacji energii AE i wstrząsów.

Drugim – oprócz błędu pomiaru energii – czynnikiem wpływającym na praktyczną użyteczność prognoz (których przedmiotem jest intensywność energii całkowitej emisji) jest rozdzielczość – identyczna obserwacji i prognoz – w dziedzinie czasu. Dotyczy ona możliwości wyprognozowania istnienia i położenia na osi czasu, ekstremów energii emisji, które są kojarzone ze wstrząsami. Ponieważ w metodzie wykorzystuje się wartości energii kumulowane w kolejnych jednostkach Δt czasu (np. w kolejnych godzinach) to niemożliwa jest analiza – ani wykorzystanie, ani prognoza – osobnych zjawisk wewnątrz przedziału o szerokości Δt . Jeżeli więc – na przykład – obserwuje się emisję w przedziałach godzinowych i wstrząs o godzinie 11⁴⁵ poprzedzony był 30-minutowym "prekursorskim" wzrostem energii E^{AE} , to nie uzyska się żadnych informacji: obserwacja $E^{C}(t)$ o godz. 11⁰⁰ nic jeszcze nie wskazywała a obserwacja o 12⁰⁰ jest już spóźniona. Wynika stąd, że:

Rozdzielczość prognoz w dziedzinie czasu nie może być lepsza od rozdzielczości obserwacji. W działających obecnie (w górnictwie polskim) systemach, to proces lokalizacji i oceny energii $E^{W}(t)$ wstrząsów, wymagający ingerencji człowieka, ogranicza możliwość skracania Δt .

Lokalizacja wstrząsów jest niezbędna zarówno do oceny ich energii, jak i wybrania tylko tych wstrząsów, które pochodzą z obserwowanego obszaru S. Możliwość skrócenia jednostki czasu Δt wiąże się z automatyzacją wyznaczania tzw. "pierwszych wejść" fal na czujniki – albo ze zmianą sposobu lokalizacji. Zagadnienia te wykraczają jednak poza zakres tego artykułu.

Reasumując, w celu sporządzenia prognozy liniowej, należy wybrać:

- kryterium optymalizacji (zwykle minimalnokwadratowe),
- zbiór informacyjny I_t (np. 1 lub 2 tygodnie godzinowych obserwacji E^C),
- sposób aktualizacji I_t (np. przesuwanie co $K\Delta t$ o $K\Delta t$ gdzie K = 1 lub $K\Delta t = 24$ godz.),
- rząd p predyktora lub sposób określania rzędu p (np. Akaike 1974),

• algorytm obliczeniowy do rozwiązania równania (9a) lub (12) (np. Levinsona--Durbina, patrz Box i Jenkins 1970).

Następnie należy, co $K\Delta t$, obliczać, za pomocą wybranego algorytmu obliczeniowego, współczynniki predyktora oraz wariancję (13a) błędu prognozy, a stąd wartość $\overline{E}(t+1)$ na podstawie (13a) oraz granice przedziału ufności dla prognozy i zagrożenie.

3. PROGNOZA ZAGROŻENIA – PRZYKŁADY

Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono wyniki ciągłej obserwacji i prognozy całkowitej energii emisji w ścianie 44/510 w kopalni "Wesoła", prowadzonej przez 8 tygodni (3.02.2003 – 31.03.2003).



Rys. 2. Analiza i prognoza czterech tygodni (od 3.02.2003) godzinowych obserwacji całkowitej (*AE* i wstrząsów) energii emisji sejsmicznej ze ściany 44/510 w kopalni "Wesoła". W linii szóstej pokazano energie prognozowane (kropki) na tle obserwowanych (linia ciągła). Szczegółowy opis rysunku w tekście

Fig. 2. Analysis and prediction of four weeks of hourly observed total (*AE* + tremors) seismic energy emitted from the 44/510 longwall of "Wesoła" Coal Mine. In the sixth line, predicted (dots) versus observed (continous line) energies are shown. Detailed description in the text



Rys. 3. Analiza i prognoza dalszych czterech tygodni (od 3.03.2003) godzinowych obserwacji całkowitej (*AE* i wstrząsów) energii emisji sejsmicznej ze ściany 44/510 w kopalni "Wesoła". W linii szóstej pokazano energie prognozowane (kropki) na tle obserwowanych (linia ciągła). Szczegółowy opis rysunku w tekście

Fig. 3. Analysis and prediction of four weeks of hourly observed total (*AE* + tremors) seismic energy emitted from the 44/510 longwall of "Wesoła" Coal Mine. In the sixth line, predicted (dots) versus observed (continous line) energies are shown. Detailed description in the text

Obydwa rysunki zostały wykonane w identyczny sposób, stąd podany niżej opis odnosi się zarówno do jednego, jak i drugiego. W celu ułatwienia opisu przyjmuje się, że każdy z nich składa się z siedmiu "linii". W linii pierwszej (od góry) przedstawiono ciąg wstrząsów z rejonu obserwowanej ściany. Oś pozioma jest wyskalowana w godzinach, oś pionowa przedstawia energię w jednostkach logarytmicznych. W linii drugiej pokazano, od lewej, autokorelację $r(\tau)$, rozkład energetyczny $N(\log E)$ oraz widmo S(T) ciągu wstrząsów (z linii pierwszej). Należy zauważyć, że na osi poziomej widma pokazano nie częstotliwość, lecz jej odwrotność, okres T, wyrażony w godzinach. W linii trzeciej przedstawiono ciąg godzinowych wartości całkowitej logarytmicznej energii emisji (to są właściwe dane wejściowe do algorytmu prognozy i te wartości są prognozowane: z upływem każdej godziny "zegarowej" (np. o godz. 15^{00} , 16^{00} , 17^{00} itd.), na podstawie energii E(t), E(t-1), E(t-2)... prognozuje się E(t+1), a dokładniej mówiąc, prognozuje się wartość średnia $\overline{E}(t+1)$ i wariancję $\sigma^2(t+1)$ energii, która bedzie wyemitowana w okresie $(t, t+\Delta t)$. Na wykresie E(t), w linii trzeciej, widoczne są – w postaci ostrych maksimów – silniejsze wstrząsy (pokazane też w linii pierwszej). W linii czwartej – tak jak w drugiej – przedstawiono

(od lewej), autokorelacje $r(\tau)$, rozkład energetyczny $N(\log E)$ oraz widmo S(T) procesu emisji. Ważne jest wizualne porównanie, na obu rysunkach (2 i 3), autokorelacji $r(\tau)$ ciągu wstrząsów pokazanej w linii drugiej, z autokorelacją $r(\tau)$ emisji całkowitej, pokazana w linii czwartej. Różnica jest oczywista i potwierdzaja ja formalne testy istotności: autokorelacja ciągu wartości energii wstrząsów jest (niemal) nieistotna, zatem nie umożliwia prognozy w dziedzinie czasu (jest to wniosek znany, np. Lasocki 1990; Kornowski 2002; Kurzeja 2004), natomiast autokorelacja energii całkowitej jest istotna (dużo wieksza od wartości $r_{kr} = 1.96/\sqrt{N} = 0.076$ określającej, dla N = 4.7.24 = 672, próg 5% istotności) co umożliwia użyteczną prognozę w dziedzinie czasu. W linii piątej pokazano logarytm prognozowanej wartości zagrożenia sejsmicznego Z zdefiniowanego jako prawdopodobieństwo przekroczenia, przez całkowitą godzinową energię emisji, wartości progowej $E_g = 1.10^5$ J. Wynika stąd, że prawdopo-dobieństwo to jest (niemal zawsze) bardzo małe (wartość "–2" na skali logarytmicznej oznacza 0,01, wartość "-4" oznacza 0,0001) i tylko w godzinach, w których występują wstrzasy, przekracza wartość 0,001. W linii szóstej (drugiej od dołu) pokazano wartości energii całkowitej wyprognozowane ("grube kropki"), na tle wartości rzeczywiście obserwowanych (cienka linia ciagła). Wizualne porównanie wartości prognozowanych z rzeczywistymi wypada zdecydowanie pozytywnie, upoważniając do wniosku, że prognoza jest "na ogół" bardzo dobra, ale badając dokładniej dostrzec można, że prognoza maksimów często "spóźnia się" względem momentów rzeczywistego występowania wstrząsów. Ten niekorzystny efekt (najprawdopodobniej) jest spowodowany niewystarczającą rozdzielczością (tzn. zbyt długą jednostką Δt) obserwacji w dziedzinie czasu. Eksperyment pomiarowy w kopalni wykluczał jednak obserwacje sejsmologiczne częstsze niż w okresach godzinowych, nie można więc powiedzieć jak krótka powinna być jednostka czasu, by zmniejszyć liczbe opóźnień. W ostatniej, siódmej linii pokazano obserwowana energie całkowita (te sama co w linii trzeciej) w otoczeniu granic 90% przedziału ufności dla prognozy (90% przedział ufności to przedział, w którym powinno się mieścić średnio 90 obserwacji z każdych 100 obserwacji). W każdej chwili t (tzn. co godzinę) granice te prognozuje się (wraz z wartościami $\overline{E}(t+1)$ i $\sigma^2(t+1)$), a po upływie godziny można sprawdzić czy rzeczywista obserwacja w granicach tych sie mieści. Zauważa się, że granice te nie sa zbyt szerokie (szerokość jest rzedu 1 jednostki logarytmicznej) i nie sa zbyt często naruszane – co potwierdza zadowalająca jakość metody i poprawność wybranej wartości $\alpha = 90\%$. Wartości naniesione krzywa ciagła w liniach 3 i 6 oraz pokazane jako krzywa środkowa w linii 7, to energie obserwowane, które wykreślić można dopiero po upływie tej jednostki Δt czasu, której dotyczą. Wartości naniesione "grubymi kropkami" w linii 6, to prognozowane wartości $\overline{E}(t+1)$ obliczane w chwili rozpoczęcia się (lub przed rozpoczęciem) Δt . Dolna (DG) i górna (GG) granice 90% przedziału ufności dla prognozy, pokazane w linii 7 (jako odpowiednio, dolna i górna krzywa w tej linii) obliczane sa równocześnie z $\overline{E}(t+1)$ jako

$$DG(t+1) = \overline{E}(t+1) - 1,96\sigma(t+1)$$
(15a)

$$GG(t+1) = \overline{E}(t+1) + 1,96\sigma(t+1)$$
(15b)

(gdzie σ to pierwiastek z wariancji rozkładu błędów prognozy). Pokazane w linii 5 zagrożenie sejsmiczne (oznaczane jako log(PEW5) na rysunkach 2 i 3), to prawdopodobieństwo przekroczenia przez E(t + 1) wartości $E_g = 1 \cdot 10^5$ J, obliczane jako całka od E_g do ∞ z równania (gęstości) rozkładu normalnego.

Warto dodać, że zbliżone wyniki uzyskano także w innych okresach, także dla innych ścian i w innych kopalniach (np. Kornowski 2003a, b; Kurzeja 2004).

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

W artykule stanowiącym pierwszą część cyklu (Kornowski 2004) opisano, między innymi, prosty sposób przybliżonego prognozowania wartości oczekiwanej ryzyka finansowego $R_f(t+1)$ – część pierwsza, równanie (5.4a) – gdy znane są wartości $\overline{E}(t+1)$ i $\sigma^2(t+)$ parametrów rozkładu całkowitej energii sejsmicznej $E = \overline{z}_{\Delta t,S}^C(t)$ i odpowiednie dane statystyczne o minionych zdarzeniach, a także jeszcze prostszy sposób prognozowania zmian gęstości $r_f(t+1)$ tego ryzyka – część pierwsza, równanie (5.4d) – gdy są znane $\overline{E}(t+1)$ i $\sigma^2(t+1)$.

W niniejszym artykule opisano sposób prognozowania wartości $\overline{E}(t+1)$ i $\sigma^2(t+1)$, co łącznie z wynikami zawartymi w części pierwszej (Kornowski 2004) stanowi pełną metodę równoczesnego, sekwencyjnego prognozowania energii sejsmicznej, zagrożenia sejsmicznego i oczekiwanego ryzyka finansowego (lub jego zmian)

w sposób umożliwiający, zależny od ryzyka, "ranking" decyzji lub sytuacji – w szczególności, choć nie tylko, w przypadku akcji ratowniczej (po tąpnięciu), prowadzonej w warunkach zagrożenia tąpaniami. W artykule przygotowywanym do druku, stanowiącym trzecią część cyklu, będą opisane uogólnienia przedstawionych metod.

Przedstawione dotąd wyniki można podsumować następującymi wnioskami:

- 1. W artykułach stanowiących pierwszą i drugą część cyklu opisano kompletną metodę ilościowego prognozowania energii i zagrożenia sejsmicznego oraz oczekiwanego ryzyka finansowego $R_f(t+1)$ i jego gęstości $r_f(t+1)$.
- 2. Bieżące stosowanie tej metody wymaga:
 - danych statystycznych o minionych wstrząsach, tąpaniach i związanych z nimi kosztach,
 - bieżącej obserwacji całkowitej energii $E_{\Delta t,S}^{C}(t)$ emisji sejsmicznej w obserwowanym rejonie,
 - oprogramowania prognozującego wartości $\overline{E}(t+1)$ i $\sigma^2(t+1)$, jak opisano w niniejszym artykule, oraz prognozującego wartości $R_f(t+1)$ lub $r_f(t+1)$, jak w części pierwszej.
- 3. Dokładność wyników prognozy $\overline{E}(t+1)$ i $\sigma^2(t+1)$ zależy od:
 - jakości obserwacji (czyli od dokładności ocen) energii E^{W} i E^{AE} ,
 - częstości obserwacji.

Literatura

- 1. Akaike H. (1974): *A New Look at the Statistical Model Identification*. IEEE Trans. Autom. Contr. AC-19, s. 716-723.
- 2. Box G.E.P., Jenkins G.M. (1970): *Time Series Analysis, Forecasting and Control.* San Francisco, Holden-Day.
- 3. Brockwell P.J., Davis R.A. (1991): *Time Series: Theory and Methods*. New York, Springer-Verlag.
- 4. Dubiński J., Konopko W. (2000): Tapania ocena, prognoza, zwalczanie. Katowice, GIG.
- 5. Kajdasz Z., Kornowski J. Nowak W., Kurzeja J., (2000): *Monitorowanie zagrożenia* sejsmicznego dla potrzeb akcji ratowniczej. Tapania 2000. Katowice, GIG.
- 6. Kornowski J. (2002), Podstawy sejsmoakustycznej oceny i prognozy zagrożenia sejsmicznego w górnictwie. Katowice, GIG.
- 7. Kornowski J. (2003a): Linear Prediction of Aggregated Seismic and Seismoacoustic Energy Emitted from a Mining Longwall. Acta Montana, Ser. A No. 22(129), s. 5–14.
- Kornowski J. (2003b): Linear Prediction of Hourly Aggregated AE and Tremors Energy Emitted from a Longwall and its Performance in Practice. Arch. Min. Sci., Vol. 48 No. 3, s. 315-337.
- 9. Kornowski J. (2004): *Wprowadzenie do zagadnienia sekwencyjnej prognozy ryzyka finansowego w czasie akcji ratowniczej po tąpnięciu*. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko nr 4.
- 10. Kornowski J., Kurzeja J. (2002): Metoda prognozowania zagrożenia sejsmicznego w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 12, s. 15–20.
- 11. Kornowski J., Kurzeja J. (2004): *Liniowa prognoza całkowitej energii emisji sejsmicznej indukowanej eksploatacją górniczą*. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 12.
- 12. Kurzeja J. (2004): Sekwencyjna prognoza emisji sejsmicznej generowanej eksploatacją pokładu węgla. Katowice, GIG (Praca doktorska).
- 13. Lasocki S. (1990): *Predykcja silnych wstrząsów górniczych*. Zeszyty Naukowe AGH, Seria Geofizyka Stosowana z. 7.
- 14. Leadbetter M.R., Lindgren G., Rootzen H. (1983): *Extremes and Related Properties of Random Sequences and Processes*. New York, Springer-Verlag.
- 15. Marcak H., Zuberek M.W. (1994): Geofizyka górnicza. Katowice, Śląskie Wydaw. Tech.
- Surma A., Kornowski J. (2002): Liniowa prognoza zagrożenia sejsmicznego na podstawie obserwacji w rejonie ściany 37/510 kopalni "Wesoła". Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 12, 28–31.
- 17. Swiesznikow A.A. (1965): Podstawowe metody funkcji losowych. Warszawa, PWN.

Recenzent: dr inż. Eugeniusz Krause

RESEARCH REPORTS MINING AND ENVIRONMENT

Kwartalnik

Quarterly 1

1/2005

Zdzisław Adamczyk, Barbara Białecka, Mikołaj Halski

HYDROTERMALNA SYNTEZA ZEOLITÓW Z ODPADÓW PALENISKOWYCH ELEKTROWNI ŁAZISKA

Streszczenie

W artykule przedstawiono sposób otrzymywania zeolitów typu Na-Pl, analcymu i gmelinitu z popiołów lotnych pochodzących ze spalania węgli kamiennych w kotłach pyłowych. Syntezę zeolitow prowadzono na bazie aktywowanych 3,6% roztworem Na₂O, popiołów lotnych z Elektrowni Łaziska w temperaturze 100–240°C, czas reakcji syntezy wynosił 6 godzin. Znaczenie możliwości syntezy zeolitów z popiołów lotnych polega głównie na wykorzystaniu odpadów powstających w wyniku spalania paliw stałych jako wartościowych surowców, co sprzyja działaniom na rzecz ochrony litosfery.

Hydrothermal synthesis of zeolites from furnace waste material of Łaziska Power Station

Abstract

Process of Na-Pl type zeolites, analcyme and gmelinite making from fly-ashes originating from combustion of hard coals in pulverized-fuel boilers was presented. Zeolite synthesis was conducted at temperature 100–240°C on the basis of activated with 3.6% Na2O solution fly-ashes from Łaziska Power Station, synthesis reaction time was 6 hours. Significance of the possibility of zeolite synthesis from fly-ashes relies mostly on utilisation of arising in process of solid fuels combustion waste materials in character of valuable raw materials, and this is conductive to activities in the field of lithosphere protection.

WPROWADZENIE

Usuwanie, wykorzystywanie i składowanie odpadów ze spalania węgla w przemyśle energetycznym stanowi duży problem. W latach 2000–2002 wytworzono w Polsce 39,7 mln ton odpadów paleniskowych z węgla, przy czym największą ich część stanowiły mieszanki popiołowo-żużlowe (68,5%, to jest 27,2 mln ton). Pozostała część to popioły lotne z węgla kamiennego – 12,5 mln ton. Aktualnie odpady paleniskowe wykorzystane są w około 65%.

Odpady elektrowniane zarówno z bieżącej produkcji, jak również zdeponowane na składowiskach, mogą być stosowane do produkcji zeolitów. Synteza zeolitów na drodze hydrotermicznej, alkalicznej aktywacji popiołów lotnych wytwarzanych przez energetykę na całym świecie, to alternatywa ich zagospodarowania. Wskazują na to liczne badania i próby syntezy minerałów z tej grupy (Adamczyk, Białecka 2003a i b).

Zeolity z powodu wewnętrznej struktury (puste kanaliki) znajdują szerokie zastosowanie w: przemyśle chemicznym, mikroelektronice, optyce, medycynie, ochronie środowiska i rolnictwie.

1. BADANIA LABORATORYJNE ODPADÓW

Do badań wytypowano odpady paleniskowe z Elektrowni Łaziska, będące mieszaniną popiołu i żużla. Odpady te powstały w wyniku spalania węgla kamiennego pochodzącego z kopalni "Bolesław Śmiały" w latach 1970–1990. Próbki materiału do badań pobrano ze składowiska w Gardawicach z otworu wykonanego sondą wiertniczą. Pobierano je co 0,50 m do głębokości 4 m. Pobrany materiał uśredniono, tworząc próbkę zbiorczą, a następnie przeprowadzono obserwacje mikroskopowe, identyfikację faz metodą dyfrakcji rentgenowskiej, analizę chemiczną. Do obserwacji mikroskopowych zastosowano mikroskop typu AXIOSKOP firmy Zeiss w świetle przechodzącym. Identyfikację faz przeprowadzono dyfraktometrem rentgenowskim typu HZG3 z lampą miedziową i cyfrowym zbieraniem danych pomiarowych (napięcie 30 kV, natężenie 15 mA, zakres kąta 2theta 4–84°.

Skład chemiczny badanych próbek określono na podstawie analizy chemicznej, metodą klasyczną na mokro. Oznaczono takie składniki, jak: SiO₂, Al₂O₃, FeO, Fe₂O₄, MgO, CaO, Na₂O, K₂O, siarkę całkowitą oraz straty prażenia.

Do syntezy zastosowano próbkę odpadu w stanie surowym (niezmieloną). Wstępną aktywację popiołów prowadzono w warunkach normalnych roztworem NaOH, uzyskując stężenie Na₂O wynoszące 3,6%, a następnie sporządzono zawiesinę wodną w stosunku wagowym popiołu do wody 1 : 6, którą shomogenizowano. Właściwy proces zeolityzacji zawiesiny popiołowej prowadzono w instalacji, której schemat przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Instalacja z autoklawem: 1 – autoklaw, 2 – piec, 3 – stacyjka przełączeniowa, 4 – napęd mieszadła, 5 – butła, SM – sterownik mieszadła, SP – sterownik pieca, ZZ – zawór zaporowy, ZB – zawór bezpieczeństwa, PT – pomiar temperatury, PP – pomiar ciśnienia

Fig. 1. Installation with autoclave: 1 – autoclave, 2 – furnace, 3 – keylock switch, 4 – agitator drive, 5 – cylinder, SM – agitator driver, SP – furnace driver, ZZ – shut-off valve, ZB – safety-valve, PT – temperature measurement, PP – pressure measurement

Warunki syntezy były następujące:

- temperatura 100, 140, 170, 200, 240°C,
- czas reakcji 6 godzin,
- ciśnienie procesu odpowiadało ciśnieniu pary wytwarzanej w czasie ogrzewania zawiesiny.

Proces prowadzono w określonej temperaturze w celu optymalizacji warunków syntezy zeolitów. Pozostałe parametry, tj. czas syntezy, stężenie roztworu nie ulegały zmianie. Po syntezie, roztwór, zawierający jej produkty, chłodzono do temperatury pokojowej, a następnie dekantowano. Osad po dekantacji przemywano trzykrotnie dwoma litrami gorącej wody destylowanej w celu usunięcia nadmiaru NaOH i suszono w temperaturze 80°C, następnie przeprowadzono identyfikację składników mineralnych. Identyfikację zarówno popiołu i żużla przed syntezą, jak i produktów syntezy prowadzono metodami:

- dyfrakcji rentgenowskiej na dyfraktografie Philips, przy użyciu lampy Cu, w zakresie kąta 2theta 8–38°,
- mikroskopii optycznej, z zastosowaniem mikroskopu mineralogicznego w świetle przechodzącym.

2. WYNIKI BADAŃ LABORATORYJNYCH

Na podstawie przeprowadzonej identyfikacji mikroskopowej w świetle przechodzącym, w próbkach popiołu i żużla przeznaczonych do syntezy zidentyfikowano następujące składniki: kwarc, szkliwo, mullit, hematyt, magnetyt i inne spinele oraz nieprzepalone paliwo w postaci ziaren węgla. Składniki te miały postać pojedynczych ziaren lub agregatów.

Kwarc rozpoznany został w obu badanych próbkach. Występował w postaci ziaren ostrokrawędzistych o wymiarach do 0,10 mm. Niektóre z ziaren wykazywały faliste ściemnianie światła. Sporadycznie obserwowano ziarna o bardzo słabej anizotropii, które przypominały wysokotemperaturowe odmiany SiO₂, tj. trydymit lub krystobalit.

Szkliwo w obu badanych próbkach stanowiły ziarna o średnicach od 0,03 do 0,08 mm. Najczęściej występowało w formach nieregularnych lub kulistych. Szkliwo najczęściej było bezbarwne, ale szczególnie w formach kulistych miało barwę żółtą lub lekko brązową. Często w szkliwie występowały wrostki magnetytu i substancji organicznej.

W analizowanych próbkach dominowały agregaty zbudowane z kilku minerałów o zmiennych kształtach i rozmiarach. Głównym ich składnikiem był prawdopodobnie mullit reprezentowany przez kryształy o pokroju pręcikowym lub igiełkowym. Wielkość tych ziaren wahała się od 0,06 do 0,08 mm. Niektóre z kryształów mullitu miały również postać pojedynczych pręcików.

Hematyt miał postać małych ziaren o ostrych kształtach, przy czym dosyć często występował w formie wrostków w szkliwie. Niektóre ziarna hematytu bywają otoczką

dla magnetytu, tworząc czerwonobrunatne obwódki, które świadczą o utlenieniu magnetytu. Wielkość ziaren hematytu wahała się w przedziale od 0,005 do 0,035 mm.

Nie prowadzono szczegółowej identyfikacji spineli z uwagi na niewielkie ich znaczenie w procesie syntezy zeolitów.

Znaczny udział w składzie badanych odpadów miały także cząstki nieprzepalonego węgla o różnych formach morfologicznych. Najczęściej spotykaną formą były ziarenka o wielkości od 0,03 do 0,12 mm. Ponadto, nieprzepalony węgiel miał postać silnie postrzępionych ziaren.

Skład chemiczny próbki przedstawiono w tablicy 1. Wynika z niej, że dominującymi składnikami chemicznymi były SiO₂ i Al₂O₃, stanowiące razem ponad 60%. Ich duża zawartość, a szczególnie stosunek Si/Al korzystnie wpływała na proces zeolityzacji. Zawartość Fe₂O₃ wynosiła około 19% wag., CaO i MgO były obecne w nieco mniejszych ilościach od wymienionych wcześniej składników chemicznych. Pozostałe oznaczone zawartości składników nie przekraczały 1% wag. Zwraca również uwagę znaczny udział strat prażenia, wynoszący ponad 3% wag. Mogło to być spowodowane obecnością w próbce składników mineralnych zawierających wodę.

Składnik chemiczny	Zawartość % wag.
SiO ₂	48,37
Al_2O_3	18,87
Fe ₂ O ₃	18,80
CaO	4,82
MgO	3,57
Na ₂ O	0,11
K ₂ O	0,16
H ₂ O ⁻	0,23
S _{całk.}	0,18
Si/Al. (udz. drob.)	4,35
Straty prażenia	3,17
Suma	98,28

Tablica 1. Skład chemiczny odpadów ze składowiska Elektrowni Łaziska

Podsumowując należy stwierdzić, że skład chemiczny badanego odpadu, w szczególnie stosunek Si/Al, wynoszący 4,35, wskazywał na możliwość zastosowania go do syntezy zeolitów.

Badania rentgenograficzne posłużyły do identyfikacji składu fazowego popiołów i żużli (rys. 2). Na podstawie dyfraktogramu stwierdzono obecność takich minerałów jak:

- kwarc refleksy: 4,25; 4,45; 2,28; 1,80; 1,41; 1,28 Å;
- mullit refleksy: 5,39; 2,88; 2,29; 1,88; 1,52; Å.



Rys. 2. Dyfraktogram próbki odpadu; przedstawione wartości odpowiadają wartościom odległości międzypłaszczyznowej dla określonych minerałów w Å

Fig. 2. Diffraction pattern of waste sample; the presented values correspond to interplanar distance values for the specified minerals (Å)

3. WYNIKI BADAŃ PRODUKTÓW SYNTEZY ZEOLITÓW

Syntezę zeolitów prowadzono na próbce surowej, niezmielonej. Z uwagi na trudność w identyfikacji mikroskopowej powstałych zeolitów wykonano badania rentgenostrukturalne, których wyniki przedstawiono na rysunku 3 oraz w tablicy 2.

W obrazie mikroskopowym, niezależnie od temperatury prowadzenia syntezy widoczne były pojedyncze słupki lub skupienia zeolitu typu NaP1. Zeolit ten był bezbarwny, charakteryzował się niskim współczynnikiem załamania światła (relief ujemny), wykazywał łupliwość zgodną z wydłużeniem kryształów oraz niskimi barwami interferencyjnymi I rzędu.

Ponadto, obecny był analcym-zeolit występujący w formie idiomorficznych kryształów, tworzących pojedyncze ziarna lub w skupiskach. Jego cechy optyczne były bardzo typowe: był bezbarwny, charakteryzował się ujemnym reliefem, nie miał widocznej łupliwości i był optycznie izotropowy. Należy jednak podkreślić, że identyfikacja analcymu nie była jednoznaczna, ponieważ jego własności optyczne są niemal identyczne jak sodalitu o wzorze chemicznym Na₈(Si₆ Al₆ O₂₄)·8 H₂O, minerału należącego do grupy sodalitu. Jednoznaczną identyfikację przeprowadzono na podstawie badań rentgenostrukturalnych.



 d_{hkl} – interplanar distance for the specified minerals, I – intensity

Temperatura syntezy										
100°C		140	140°C		170°C		200°C		240°C	
d_{hkl}	zeolit	d_{hkl}	zeolit	d_{hkl}	zeolit	d_{hkl}	zeolit	d_{hkl}	zeolit	
7,73	G	6,84	G	6,72	Α	7,92	Α	6,45	Ns,S	
7,06	N	5,57	Α	6,30	S	6,68	Α	6,27	S	
6,86	G	4,82	Α	6,18	Α	6,28	S	5,59	Α	
4,10	G,N	4,07	G,N	5,57	Α	5,62	Α	5,32	Ns	
3,60	S	3,72	Α	3,57	S	4,45	S	5,21	Ns	
3,43	А	3,63	S	3,43	Α	3,81	Α	4,58	Ns	
3,28	G	3,42	Α	3,19	N	3,65	S	4,06	Ns	
3,19	N	3,19	G	3,14	S	3,43	Α	3,73	Ns	
2,98	G	2,91	A,N	2,99	Α	3,26	Α	3,62	S	
2,89	Ν			2,92	A,N	2,93	Α	3,43	Α	
2,68	G					2,83	S	3,11	S	
								3,07	Ns	
								2,92	A	
								2,77	Ns,S	

Tablica 2. Podstawowe linie dyfrakcyjne zidentyfikowanych zeolitów w produktach syntezy, w Å

Objaśnienia: d_{hkl} – odległość międzypłaszczyznowa dla określonych minerałów, N – zeolit typu NaP1, A – analcym, S – sodalit, G – gmelinit, Ns – nosean.

Obserwacje mikroskopowe wykazały, że wzrost temperatury syntezy powodował powiększanie się kryształów zeolitów. W temperaturze 100°C, zeolit typu NaP1 osiągał rozmiary do 0,007 mm, a wraz z temperaturą następował wzrost jego rozmiarów nawet do 0,200 mm (w temperaturze 200°C sporadycznie do 1 mm). W temperaturze 240°C jego kryształy osiągały wielkość 0,200 mm. W przypadku kryształów analcymu i sodalitu wyraźne kryształy obserwowano dopiero w temperaturze 140°C i osiągały one 0,003 mm. Wraz ze wzrostem temperatury wzrastały rozmiary analcymu nawet do 0,060 mm w temperaturze 240°C. Należy również zaznaczyć, że zeolit typu NaP1 oraz analcym występowały w produktach syntezy w różnych proporcjach, zależnie od temperatury, co wynika z intensywności podstawowych ich refleksów na dyfraktogramach. Wydaje się, że krystalizacja analcymu oraz sodalitu w wyższych temperaturach przebiegała kosztem zeolitu typu NaP1. Wskazywały na to obserwacje mikroskopowe, bowiem duże pręciki zeolitu typu NaP1 były zastępowane analcymem lub sodalitem.

Z dyfraktogramów wynika jednoznacznie, że optymalną temperaturą dla krystalizacji zeolitu –NaP1 Na₆(Si₁₀ Al₆ O₃₂)·12 H₂O jest temperatura 100 i 170°C, bowiem przy takiej temperaturze obserwowano najwyższe intensywności podstawowych refleksów. Pojawiały się one również na innych dyfraktogramach, ale ich intensywności były mniejsze. W przypadku analcymu – Na₁₆(Si₃₂ Al₁₆ O₉₆)·16 H₂O najwyższe intensywności refleksów, wskazujące na jego największy udział, występowały na dyfraktogramie produktów syntezy pochodzących z zakresu temperatur od 140 do 200°C. Refleksy te pojawiały się również na innych dyfraktogramach, ale o mniejszej intensywności.

Dodatkowo na niektórych dyfraktogramach (tabl. 2) zidentyfikowano charakterystyczne refleksy należące do zeolitu – gmelinit $(Na_2Ca)_4(Si_{16} Al_8 O_{48})$ ·24 H₂O (temperatura 100, 140°C) i noseanu Na₈(Si₆ Al₆ O₂₄)(S0₄) minerału należącego do grupy sodalitu Na₈(Si₆ Al₆ O₂₄)Cl₂ (temperatura 240°C). Ich identyfikacja mikroskopowa była utrudniona, należy przypuszczać, że wchodzą w skład agregatów z zeolitem typu NaP1 (Nowak, Majchrzak 2001; Romanowski 1990).

Obecność poszczególnych minerałów z grupy zeolitów oraz minerałów z grupy sodalitu w produktach syntezy w zależności od temperatury przedstawiono w tablicy 3.

Składnik			Temperatura, °C					
		100	140	170	200	240		
Grupa zeolitów	NaP1							
	Analcym	śl.				śl.		
	Gmelinit							
Grupa sodalitu	Sodalit		śl.					
	Nosean							

Tablica 3. Skład jakościowy produktów syntezy

Objaśnienia:

składnik występujący w produktach syntezy,

- □ składnik nie występuje w produktach syntezy,
- śl. składnik występuje w produktach syntezy w śladowych ilościach.

WNIOSKI

Przeprowadzone badania pozwoliły na sformułowanie następujących wniosków:

- 1. Składnikami mineralnymi badanych odpadów są: kwarc, szkliwo, mullit, hematyt, magnetyt i inne spinele. Zawierają one także nieprzepalone paliwo w postaci ziaren węgla.
- 2. Skład chemiczny odpadów wskazuje, że można syntetyzować z niego zeolity, szczególnie w przypadku, gdy stosunek Si do Al wynosi 4,35.
- 3. W wyniku przeprowadzenia próby syntezy zeolitów (w ściśle określonych warunkach) z odpadów paleniskowych pochodzących ze składowiska Elektrowni Łaziska, stwierdzono, że istnieje możliwość wytworzenia zeolitów typu NaP1, analcymu oraz gmelinitu.
- 4. W produktach syntezy, oprócz zeolitów, krystalizują minerały z grupy sodalitu, a mianowicie sodalit i nosean.
- 5. Krystalizacja minerałów z grupy zeolitów, jak również minerałów z grupy sodalitu uzależniona jest od temperatury syntezy, co wpływa również na rozmiary tworzących się kryształów, jak i ich wzajemne relacje ilościowe.

Literatura

- 1. Adamczyk. Z., Białecka. B. (2003a): Sposób otrzymywania zeolitów z popiołów lotnych pochodzących ze spalania węgli kamiennych w kotłach pyłowych. Zgłoszenie patentowe.
- 2. Adamczyk. Z., Białecka. B. (2003b): *Możliwość syntezy zeolitów z popiołów elektrowni Żerań*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, s. Górnictwo, z. 256.
- Nowak. W., Majchrzak. I. (2001): Zeolity syntetyczne z popiołów lotnych przyszłościowym materiałem adsorpcyjnym. III Konferencja naukowa: Dostosowanie energetyki do standardów europejskich w zakresie techniki i ekologii. Politechnika Częstochowska.
- 4. Romanowski. W. (1990): *Zeolity syntetyczne i ich zastosowanie w katalizie*. Praca zbiorowa. Katowice, Wydaw. "Śląsk".

Recenzent: doc. dr hab. inż. Krzysztof Stańczyk