

PRACE NAUKOWE GIG

GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO

MINING & ENVIRONMENT

RESEARCH
REPORTS

Quarterly

KWARTALNIK

3



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2004

Rada Programowa: *prof. dr hab. inż. Jakub Siemek (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak, prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźła, 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*

Komitety Kwalifikacyjno-Opiniotwórcze: *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, doc. dr hab. Kazimierz Lebecki, prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan, prof. dr hab. inż. Kazimierz Rulka, 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 Górniczego, 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

<i>Wspomnienie o Senatorze Adamie Graczyńskim</i>	5
MAREK ROTKEGEL	
Określenie położenia aparatury monitorującej w trakcie badań szybowych.....	7
Determination of site of monitoring equipment in the course of shaft researches	
MARIUSZ SZOT	
Wpływ nierówności przewodników szybowych na zmianę obciążeń lin wyciągowych – badania przemysłowe.....	17
Influence of shaft lines inequality on change of rope load – industrial research	
BARBARA BIALECKA	
Analiza możliwości produkcji i spalania paliw alternatywnych w warunkach Śląska	27
Analysis of capability of production and incinerating of alternative fuel in silesian conditions	
KRZYSZTOF WIERZCHOWSKI	
Analiza ryzyka w zakresie ochrony środowiska w zakładach wzbogacania węgla.....	39
The risk analysis in the range of environment protection in coal preparation plants	
RYSZARD LACH, ANTONI MAGDZIORZ, HALINA MAKSYMIAK-LACH	
Zmiany jakości wód powierzchniowych zlewni Górnej Odry w wyniku restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego	53
Quality changes of surface waters of Upper Oder basin in result of restructuring of coal mining industry	
MALGORZATA JAROŃ-KOCOT	
Właściwości transportowe szybko sedymentujących hydromieszanin odpadowych w procesie ich podziemnego lokowania.....	71
Transport specificity fastly sedimenting waste hydromixture in processes of their underground locating	
KATARZYNA HAMALA, LEOKADIA RÓG	
Wpływ składu chemicznego i właściwości fizykochemicznych węgla oraz ich popiołów na wskaźniki żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotłów energetycznych	81
Influence of chemical composition and coal physic-chemical specificity and its ashes on indicators of slagging and pollution of surface of heating energy boiler	
ZDZISŁAW DYDUCH	
Prosty model propagacji wybuchu w mieszaninie pył–powietrze.....	111
Simple model of explosion propagation in dust-air mixture	

ADAM STĄCZEK, ANDRZEJ SIMKA

Graniczny wskaźnik intensywności desorpcji gazu z węgla charakteryzujący stan zagrożenia metanowego oraz wyrzutami metanu i skał 123

Boundary index of intensity gas desorption from coal characterizing state threat
methane and reproaches of methane and rocks



Wspomnienie o Senatorze Adamie Graczyńskim

26 sierpnia 2004, po ciężkiej chorobie zmarł Adam Graczyński, Senator Rzeczypospolitej Polskiej IV i V kadencji, Przewodniczący Komisji Ochrony Środowiska oraz członek Senackiej Komisji Gospodarki i Finansów Publicznych. Naczelnny Dyrektor Głównego Instytutu Górnictwa w latach 1989–2001, twórca nowej koncepcji funkcjonowania Instytutu i jego rynkowej restrukturyzacji.

Urodził się 19 grudnia 1939 roku w Gorlicach. W 1962 roku ukończył Wydział Chemiczny Politechniki Śląskiej. Tam też rozpoczął swoją pierwszą pracę jako asystent. Doświadczenie zawodowe zdobywał już w przemyśle, między innymi w: Fabryce Superfosfatu „Bogucice”, Fabryce Nawozów Fosforowych w Gryfowie Śląskim, Zakładzie Tworzyw Sztucznych w Dąbrowie Górniczej. Pełnił funkcję Dyrektora Ośrodka Badawczo-Rozwojowego Przetwórstwa Tworzyw Sztucznych w Mikołowie oraz Zakładu Tworzyw sztucznych „ERG” w Bieruniu.

Przez blisko 30 lat zajmował stanowiska kierownicze w przedsiębiorstwach przemysłowych i jednostkach badawczo-rozwojowych. Swoje umiejętności organizatorskie i menedżerskie wykorzystywał do przekształcania podmiotów, którymi kierował w nowoczesne, stabilne ekonomicznie jednostki. W latach 1985–1988 pełnił funkcję Podsekretarza Stanu w Urzędzie Postępu Naukowego i Wdrożeń. Stale doskonalił swą wiedzę, ukończył wiele kursów podwyższających kwalifikacje oraz podyplomowe studia menedżerskie. Był członkiem wielu Rad Nadzorczych, w tym Narodowego Funduszu Inwestycyjnego.

Adam Graczyński pozostanie w pamięci wszystkich, którzy Go znali jako sprawny menedżer i organizator, zasłużony śląski działacz. Za swoją działalność został nagrodzony Złotym Laurem Umiejętności i Kompetencji w kategorii menedżer, lider społeczny i gospodarczy, za sprawne przeprowadzenie skomplikowanego procesu restrukturyzacji Instytutu przez uproszczenie systemu zarządzania. Otrzymał wiele ważnych odznaczeń, w tym Krzyż Komandorski Orderu Odrodzenia Polski z rąk Prezydenta RP Aleksandra Kwaśniewskiego, jak również wyróżnienia resortowe, między innymi: Złotą Odznakę „Zasłużony dla Górnictwa RP”, Złoty Medal Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego, Honorową Szpadę Górniczą. Generalny Dyrektor Górnictwa I stopnia.

Bliska mu była działalność społeczna i charytatywna. Z jego inicjatywy powstał Śląski Fundusz Stypendialny, wspierający uzdolnioną młodzież z biednych rodzin. Był pomysłodawcą i Przewodniczącym Rady Fundacji Ekologicznej „Silesia”. Był też inicjatorem powstania Polskiej Izby Ekologii oraz Przewodniczącym Rady Programowej Katowickiego Klubu Gospodarczego i Regionalnego Centrum Innowacji.

W Głównym Instytucie Górnictwa przeprowadził gruntowną i udaną restrukturyzację, wynikającą z aktualnych warunków gospodarki rynkowej, potrzeb przemysłu węglowego oraz regionu. Wprowadził nowoczesne metody zarządzania, między innymi sprawnie funkcjonujący system inwestowania w kapitał ludzki, zdecentralizowany system uprawnień i kompetencji, zarządzanie strategiczne poprzez procedury wynikające z systemu zarządzania jakością ISO 9001, prywatyzację służb pomocniczych. W tym okresie GIG ugruntował swoją pozycję naukową, kształtując postęp nauki w zakresie górnictwa węgla kamiennego i inżynierii środowiska. Szczególny nacisk został położony na rozwój i doskonalenie prac z zakresu poprawy stanu bezpieczeństwa pracy oraz rozwój nowych kierunków badawczo-naukowych, takich jak zrównoważony rozwój terenów przemysłowych, szeroko pojęte badania ekonomiczne i społeczne. W celu zapewnienia wysokiej jakości prac prowadzonych w Instytucie Dyrektor Adam Graczyński doprowadził do wdrożenia systemu zarządzania jakością, a w dalszej kolejności systemu zarządzania środowiskowego. Rozwinął także działalność edukacyjno-szkoleniową GIG, dzięki której znaczna część personelu firm i instytucji naszego regionu mogła podnieść swe kwalifikacje. Przyjęta przez niego strategia dywersyfikacji obszarów działalności Instytutu przyczyniła się do przyspieszenia tempa wzrostu i poprawy wykorzystania zasobów GIG, a w konsekwencji wzrostu stabilności zysków jednostki.

Adam Graczyński był człowiekiem, któremu nie były obojętne problemy innych ludzi. Preferował aktywny wypoczynek i zdrowy styl życia – interesował się sportem. Cenił dobrą muzykę i literaturę.

Pośmiertnie Prezydent RP odznaczył Go Krzyżem Komandorskim z Gwiazdą Orderu Odrodzenia Polski.

Cześć Jego pamięci.

*Dyrekcja, Rada Naukowa i Pracownicy
Głównego Instytutu Górnictwa*

Marek Rotkegel

OKREŚLENIE POŁOŻENIA APARATURY MONITORUJĄCEJ W TRAKCIE BADAŃ SZYBOWYCH

Streszczenie

W artykule przedstawiono prosty i tani sposób określania położenia aparatury monitorującej w czasie badań stanu technicznego obudowy szybowej. Dysponując typowym komputerem PC możliwe jest określanie i rejestrowanie zmian położenia aparatury w czasie. Uzyskany z badań stanu technicznego obudowy materiał wizyjny może zostać zsynchronizowany z informacją o głębokości. W ten sposób możliwe jest uzyskanie obrazu stanu obudowy szybowej wraz z wyświetlanym komentarzem na temat głębokości. Tylko na podstawie takiego pełnego pakietu informacji możliwe jest dokonanie oceny stanu i ewentualne podjęcie działań mających na celu naprawę lub wzmocnienie obudowy.

Determination of site of monitoring equipment in the course of shaft researches

Abstract

In the article has been presented simple and cheap manner of definition of site of monitoring equipment during the research of technical condition of shaft casing. Having at disposal a typical computer is possible to definition and enrollment site of equipment in time. Received material, from casing technical states researches, can be synchronised with depth information. This way, it is possible to obtain an image of shaft casing technical state with displayed comment about its depth. Only on such, full package of information base it is possible effecting of technical state estimate and have possible taking an operation on purpose casing repair or reinforcement.

WPROWADZENIE

O zaletach maszyn, urządzeń i narzędzi, także pomiarowych, świadczy niejednokrotnie ich prostota, a co za tym idzie niska cena i dostępność elementów składowych. Wpływa to istotnie na technologiczność projektowanej konstrukcji. Każde urządzenie powinno być możliwie łatwe do wykonania, a jego produkcja tania (Dziama A. 1985; Osiński Z., Wróbel J. 1995; Praca zbiorowa pod red. M. Dietrycha 1995). Ponadto, w wykonaniach jednostkowych i krótkoseryjnych, w których największy udział w kosztach przypada na proces projektowy, szczególnie ważna jest, wspomniana wcześniej, prostota urządzenia. Oprócz znacznego ograniczenia kosztów procesu konstrukcyjno-projektowego wpływa ona także na uproszczenie uruchamiania urządzenia oraz jego testowania. Często związana jest z tym także łatwość wymiany i dostępność zużytych elementów, co pozwala spełnić w zadowalającym stopniu kryterium niezawodności. Przykładem takiego urządzenia może być głębokościomierz zbudowany na bazie typowego przenośnego komputera PC, wykorzystywany do określania położenia aparatury monitorującej stan obudowy szybowej.

1. APARATURA DO MONITORINGU STANU OBUDOWY SZYBOWEJ

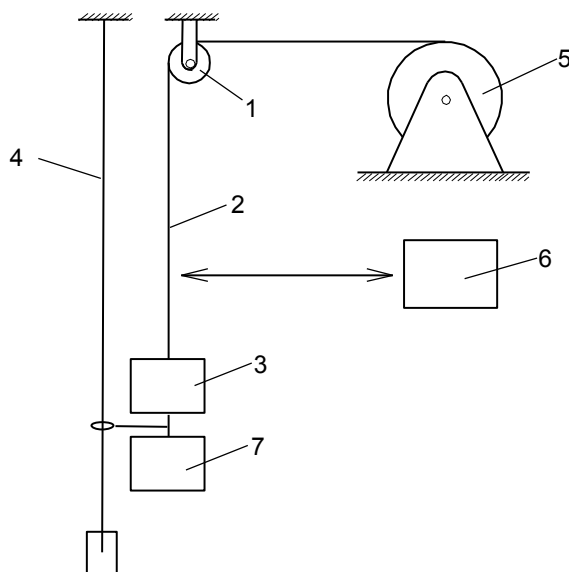
Utrzymanie należytego stanu szybu jest zagadnieniem bardzo ważnym, między innymi z uwagi na zachowanie pionowych dróg transportowych i ze względów wentylacyjnych. Istotnym elementem szybu jest jego obudowa. W celu spełnienia podstawowego zadania, jakim jest zapewnienie stateczności wyrobiska pionowego, musi być ona poprawnie zaprojektowana i wykonana oraz utrzymywana w należyтым stanie technicznym. Podstawowym sposobem jej oceny są oględziny, w większości przypadków przeprowadzane z przedziału drabinowego lub z naczynia wyciągowego. Istnieją jednak szyby, w których takie prowadzenie badań nie jest możliwe ze względu na brak przedziału drabinowego lub urządzeń wyciągowych. Przykładem może być szyb wentylacyjny „Jan” Zakładu Górniczego „Bytom III”. Najtańszym sposobem oceny stanu technicznego takiej obudowy szybowej jest zastosowanie metod audiowizualnych z wykorzystaniem powszechnie dostępnej aparatury rejestrującej obraz. Zarejestrowany obraz szybu jest poddawany szczegółowej analizie w celu określenia stanu obudowy. Dla przydatności wyników badań, na przykład do przeprowadzenia napraw lub wzmocnień obudowy, szczególnie istotne jest określenie położenia aparatury względem bazy pomiarowej, na przykład zrębu szybu. Innymi słowy badania mają sens jedynie wtedy, gdy możliwe jest uzyskanie danych o stanie obudowy w zależności od głębokości.

Wizualna aparatura do monitoringu obudowy szybowej została opracowana w Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach i przetestowana w warunkach badawczych. Uproszczony schemat działania całego układu badawczego przedstawiono na rysunku 1, natomiast na fotografii 1 przedstawiono moduł rejestrujący wraz z reflektorem przed opuszczeniem do szybu. Podstawowymi elementami aparatury są przetwornik i rejestrator obrazu wraz z reflektorem. Opuszczane są one do szybu na linie stalowej usytuowanej w jego osi za pomocą bloku stałego. Blok ten może być wykorzystywany także do ciągłej kontroli i rejestracji położenia aparatury rejestrującej.

Przystępując do projektowania aparatury pomiarowej zdefiniowano wymagania jakie musi ona spełniać. Najważniejsze z nich to:

- mały względny błąd pomiarowy,
- stabilność aparatury i związana z tym możliwość rozpoznawania szybkości i kierunku ruchu aparatury,
- proste kalibrowanie aparatury,
- prostota, niezawodność i niskie koszty wytworzenia układu pomiarowego,
- możliwość generowania i rejestracji danych oraz ich synchronizacji z uzyskanym obrazem wideo.

Na podstawie tak sprecyzowanych wymagań do zaprojektowania aparatury wykorzystano technikę cyfrową. Opierając się na teorii sygnałów sterujących przystąpiono do rozwinięcia koncepcji, zaprojektowania i w końcu zbudowania układu pomiarowego. W celu ograniczenia kosztów do sterowania i rejestracji zastosowano typowy komputer PC. Po wnikliwej analizie możliwości wykorzystania typowych komputerowych urządzeń peryferyjnych okazało się, że najtańszym rozwiązaniem przetwornika



Rys. 1. Idea działania aparatury do monitoringu stanu obudowy szybowej: 1 – blok stały, 2 – linka nośna, 3 – reflektor, 4 – linka prowadnicza, 5 – bęben napędowy, 6 – rejestrator położenia aparatury, 7 – przetwornik obrazu i rejestrator

Fig. 1. Operation idea of equipment for monitoring of shaft casing technical state: 1 – stable block, 2 – carrying link, 3 – spotlight, 4 – way link, 5 – drum driving, 6 – recorder of site of equipment, 7 – camcorder

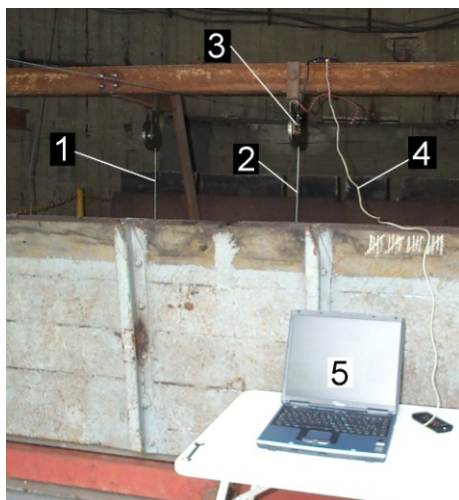


Fot. 1. Aparatura monitorująca przed opuszczeniem do badanego szybu (fot. M. Rotkegel)

Phot. 1. Monitoring equipment before shaft research (photo. M. Rotkegel)

sygnałów jest mysz komputerowa. Takie podejście pozwoliło na uniknięcie czasochłonnego, a przez to kosztownego procesu projektowania, wykonania i testowania przetwornika do sprzężenia czujnika z komputerem. Na fotografii 2 przedstawiono kompletny układ pomiarowo-rejestrujący w czasie badań szybowych. Stalowa linka

nośna porusza rolkę bloku stałego, na którym jest zainstalowany czujnik. Sygnały z czujnika są przekazywane do komputera, gdzie podlegają obróbce. Istotną częścią całego układu jest także specjalistyczne oprogramowanie komputerowe.



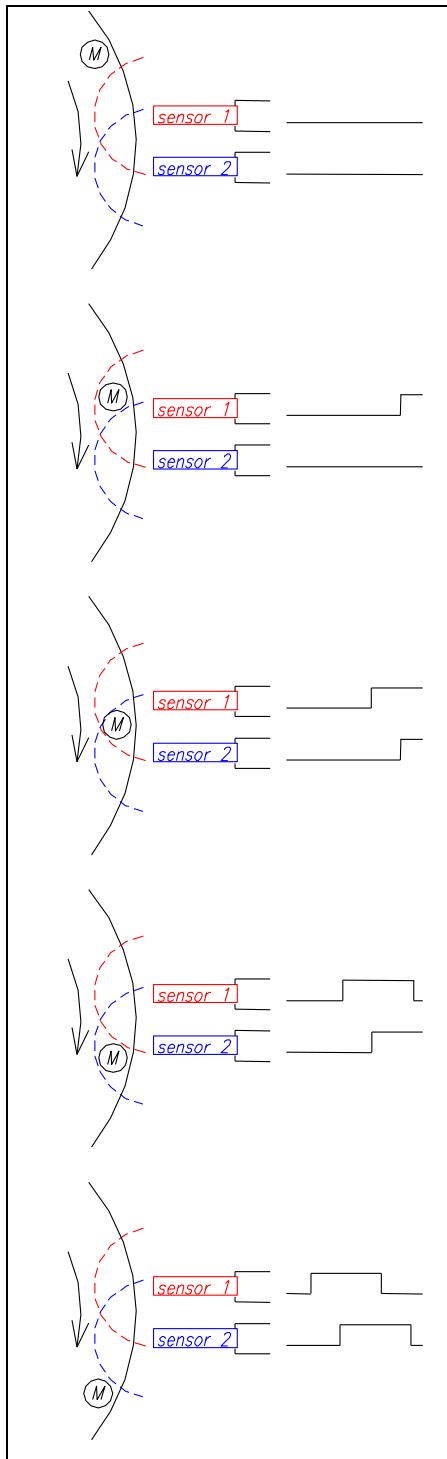
Fot. 2. Kompletna aparatura do określenia położenia kamery: 1 – linka przewodnicza, 2 – linka nośna, 3 – bloczek pomiarowy, 4 – połączenie czujnika, 5 – komputer przenośny (fot. M. Rotkegel)

Phot. 2. Complex equipment to camera site determination: 1 – way link, 2 – carrying link, 3 – measuring block, 4 – sensor connecting, 5 – laptop (photo. M. Rotkegel)

2. IDEA DZIAŁANIA GŁĘBOKOŚCIOMIERZA

Podstawowe zadania, jakie musi spełniać projektowany przetwornik drogi, wynikają ze specyfiki zdalnego badania obudowy szybu. Przede wszystkim jest to rozpoznanie kierunku ruchu aparatury monitorującej oraz rozpoznanie zatrzymania aparatury w dowolnym miejscu wraz z ewentualną zmianą kierunku ruchu kamery. Istotnym stanem, który należy rozpoznawać za pomocą przetwornika są drgania wzdłużne linki i wynikające z nich drgania kątowe bloczka w czasie postoju aparatury.

Spełnienie przedstawionych wyżej wymagań jest możliwe dzięki zastosowaniu dwóch sensorów kontaktronowych umieszczonych w pobliżu rolki, na której został zamocowany magnes stały. W przypadku jednego sensora możliwe jest zaledwie stwierdzenie ruchu bez określenia jego kierunku, co w analizowanym przypadku nie jest wystarczające, gdyż wyklucza możliwość zarejestrowania krótkotrwałego ruchu w przeciwnym kierunku, na przykład chwilowego ruchu w górę w czasie opuszczania kamery, nie wspominając o drganiach układu. Zastosowanie dwóch sensorów, generujących sygnały o przebiegach przesuniętych w czasie, jak pokazano na rysunku 2, daje możliwość zarejestrowania wszystkich stanów, jakie mogą wystąpić w czasie badania.



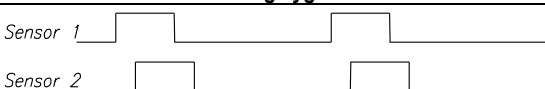
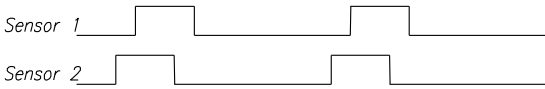
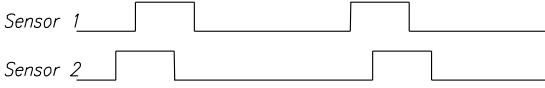
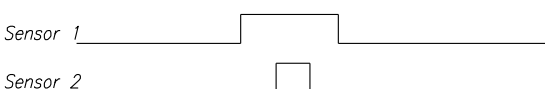
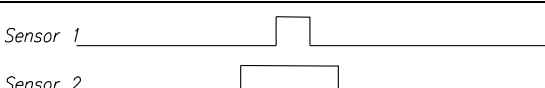
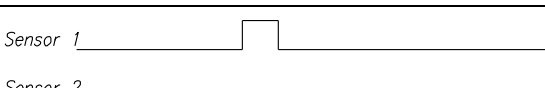
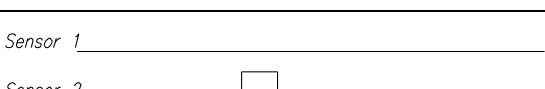
Rys. 2. Przebiegi sygnałów w czasie niezakłóconego ruchu aparatury w jednym kierunku: 1, 2 – sensor, M – magnes

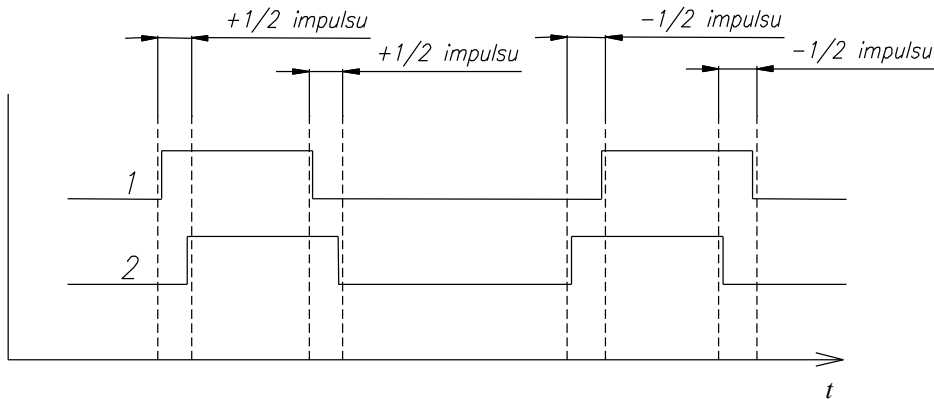
Fig. 2. Signal course in undisturbed time of equipment movement in one direction: 1, 2 – sensor, M – magnet

Podczas obrotu rolki magnes M przemieszcza się w obszar działania sensora 1 i powoduje zwarcie jego styków. Dalszy obrót rolki wiąże się z wejściem magnesu w obszar działania sensora 2. W dalszym ciągu styki pierwszego z sensorów są zwarte, zatem w stanie przewodzenia pozostają styki obu sensorów. Dalej następuje wyjście magnesu z obszaru działania sensora 1 i w stanie przewodzenia pozostają jedynie styki sensora 2. W czasie dalszego obrotu rolki następuje wyjście magnesu z obszaru działania sensora 2 i wyłączenie jego styków.

Oczywiste jest, że ruch w jednym kierunku jest przypadkiem szczególnym. W czasie pracy aparatury mogą zachodzić także inne przypadki (tabl. 1), które muszą być uwzględnione przy budowie systemu pomiarowego. W celu właściwego rozpoznawania zachowania aparatury zdecydowano o zliczaniu następujących po sobie włączeń lub wyłączeń sensorów. Następujące po sobie zmiany stanu styków sensorów zliczane są jako „połówki” impulsów. W zależności od kolejności zadziałania sensorów do/od rejestru zostaje dodana lub odjęta połowa impulsu, odpowiadająca połowie obrotu rolki. Ideę sposobu zliczania przedstawiono na rysunku 3.

Tablica 1. Wybrane stany sensorów (przebiegi sygnałów) możliwe do zaistnienia podczas badań szybu, przedstawione w zależności od czasu

Lp.	Przebieg sygnałów	Ruch aparatury
1.		ruch aparatury w dół
2.		ruch aparatury w górę
3.		zmiana kierunku ruchu aparatury z zatrzymaniem poza obszarem działania sensorów (ruch w górę – zatrzymanie – ruch w dół)
4.		zmiana kierunku ruchu aparatury z zatrzymaniem poza obszarem działania sensorów (ruch w dół – zatrzymanie – ruch w górę)
5.		zmiana kierunku ruchu aparatury z zatrzymaniem w obszarze działania obu sensorów (ruch w dół – zatrzymanie – ruch w górę)
6.		zmiana kierunku ruchu aparatury z zatrzymaniem w obszarze działania obu sensorów (ruch w górę – zatrzymanie – ruch w dół)
7.		zmiana kierunku ruchu aparatury z zatrzymaniem w obszarze działania pierwszego z sensorów (ruch w dół – zatrzymanie – ruch w górę)
8.		zmiana kierunku ruchu aparatury z zatrzymaniem w obszarze działania drugiego z sensorów (ruch w górę – zatrzymanie – ruch w dół)



Rys. 3. Idea dodawania/odejmowania połowy impulsu (obrotu rolki): t – czas, 1, 2 – sensor

Fig. 3. Idea of addition /subtraction of half of impulse (turn roll): t – time, 1, 2 – sensor

3. BUDOWA GŁĘBOKOŚCIOMIERZA

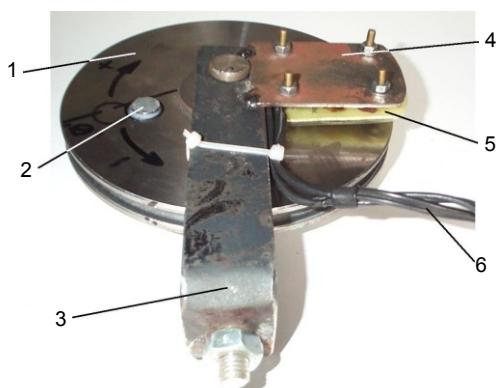
Czujnik drogi, a właściwie obrotów, zrealizowany został na bazie rolki – bloku stałego do opuszczania aparatury. Jak wspomniano, jako przetwornik zastosowano typową mysz komputerową, wykorzystując jej przyciski – prawy i lewy. Styczniki tych przycisków zostały zastąpione dwoma kontaktronami, których położenie określono na podstawie prób z konkretnym magnesem stałym zamocowanym do rolki. Odległość między kontaktronami jest tak dobierana, aby możliwe były do zaistnienia i rozpoznania przez komputer cztery, wymienione wcześniej, stany:

- włączony pierwszy kontaktron, drugi wyłączony,
- włączone oba kontaktrony,
- wyłączony pierwszy kontaktron, drugi włączony,
- wyłączone oba kontaktrony.

Podczas opuszczania aparatury monitorującej do szybu obracająca się rolka, napędzana linką nośną, powoduje przemieszczanie się magnesu przez obszary będące w zasięgu działania kontaktronów, powodując ich włączenie. Kolejno przechodzą one ze stanu rozwarcia przez zwarcie ponownie do rozwarcia. Ważne jest, aby stany zwarcia obu kontaktronów „zazębiały się” w czasie, jak to pokazano wcześniej na rysunku 2. Z wcześniejszych rozważań wynika, że takie usytuowanie styczników pozwala między innymi na rozpoznanie kierunku obrotów rolki. Kompletny układ czujnika zabudowany na rolce wraz z opisem przedstawiono na zdjęciu 3.

Ważną częścią aparatury jest specjalistyczne oprogramowanie. Dzięki zastosowaniu komputera wraz z oprogramowaniem istnieje możliwość uzyskania funkcjonalnego narzędzia do rozpoznawania, automatycznego przetwarzania, rejestrowania i ewentualnej późniejszej edycji danych uzyskanych bezpośrednio z czujnika – przetwornika obrotów. Ponadto, dzięki cyfrowemu przetwarzaniu danych istnieje możliwość łatwego uwzględnienia modułu sprężystości liny w pomiarze

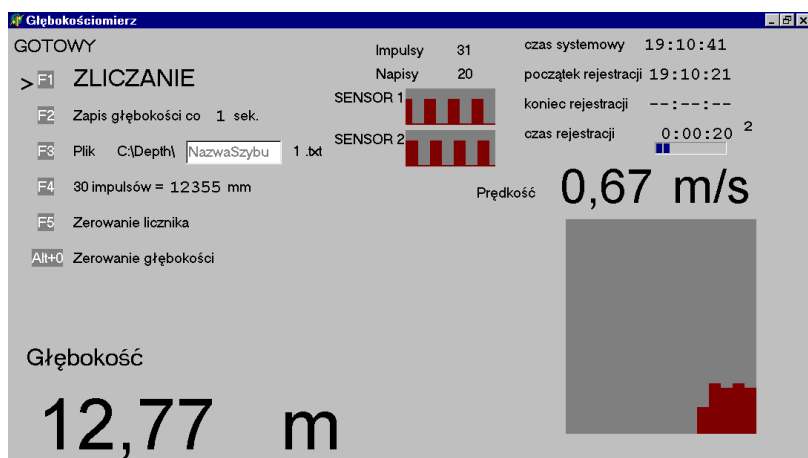
głębokości. Pozwala to na wprowadzenie korekty związanej z rozciągnięciem liny wynikającym ze wzrastającego jej obciążenia wraz ze zwiększaniem głębokości rejestratora obrazu – kamery. Daje to znaczną poprawę dokładności uzyskiwanych pomiarów.



Fot. 3. Bloczek z czujnikami kontaktronowymi: 1 – rolka, 2 – magnes, 3 – uchwyt rolki, 4 – wspornik, 5 – płytki montażowa z kontaktronami, 6 – przewody (fot. M. Rotkegel)

Phot. 3. Block with contactronic sensors: 1 – roll, 2 – magnet, 3 – roll handle, 4 – bracket, 5 – montage panel with contacronics, 6 – lines (photo. M. Rotkegel)

Oprogramowanie takie zostało napisane w systemie Delphi firmy Borland (Lischer R. 2002). Podstawowym utrudnieniem przy tworzeniu programu było całkowite wyłączenie myszy jako urządzenia do komunikacji użytkownika z komputerem. Dlatego też program uzupełniono wieloma podpowiedziami i komentarzami znacznie upraszczającymi pracę. Na rysunku 4 przedstawiono okno programu rejestrującego położenie aparatury monitorującej w szybie.



Rys. 4. Program GŁĘBOKOŚCIOMIERZ w czasie rejestracji

Fig. 4. Depth meter program in time of registration

W oknie programu, oprócz informacji bezpośrednio związanych z przemieszczaniem się aparatury w rurze szybowej, znalazły się przełączniki stanu programu i jego nastawy. Użytkownik wykorzystując klawisze funkcyjne **F1** – **F5**, wybiera jeden z trybów pracy. W programie jest możliwe ustawienie nazwy pliku, w którym są zapisywane dane oraz częstotliwości (właściwie okres) zapisu tych danych. Bardzo ważną nastawą jest przełożenie obrotów na przemieszczenie liniowe. Pozwala to między innymi na stosowanie rolek o różnych średnicach, powodując tym samym zmianę podstawowej jednostki pomiarowej – obwodu rolki. Wszystkie nastawy mogą być wprowadzane jedynie przy użyciu klawiatury lub zapisywane w pliku konfiguracyjnym. Podczas pracy, w oknie wyświetlane są także istotne dane o działaniu obu układów – monitorującego-rejestrującego oraz pomiarowego. Najważniejsze z nich to głębokość – położenie kamery rejestrującej oraz prędkość jej przemieszczania wzdłuż osi rury szybowej. Prędkość ta jest także wyświetlana w formie wykresu przedstawiającego jej wartości w ostatniej minucie. Dodatkowo wyświetlany jest czas systemowy oraz czas początku i końca rejestracji. Ponadto, w celu diagnozowania programu na ekranie komputera przedstawiane są stany obu sensorów (kontaktronów), liczba zliczonych impulsów, czyli pełnych obrotów rolki oraz liczba wygenerowanych i zapisanych w pliku wierszy zapisów głębokości. Najistotniejszym efektem działania programu jest plik tekstowy, zawierający zapis głębokości w zależności od czasu obserwacji. Na rysunku 5 przedstawiono przykładową zawartość takiego pliku. W każdym wierszu zapisany zostaje czas oraz odpowiadająca mu głębokość aparatury monitorującej w formacie godz:min:s:głębokość. Tak przygotowany plik z napisami może być odtwarzany jednocześnie z plikiem filmowym za pomocą popularnych programów-odtwarzaczy. Uzyskuje się w ten sposób dynamiczny obraz obudowy szybowej wraz z opisem głębokości.

```
0:00:00:0 m
0:00:01:0,21 m
0:00:02:0,82 m
0:00:03:1,44 m
0:00:04:2,27 m
0:00:05:2,88 m
0:00:06:3,71 m
0:00:07:4,53 m
0:00:08:5,35 m
0:00:09:6,18 m
0:00:10:6,8 m
```

Rys. 5. Fragment zawartości pliku z zarejestrowanym położeniem w szybie aparatury monitorującej

Fig. 5. Fragment of file contents with incorporated site in shaft equipment monitoring

PODSUMOWANIE

Omówione w artykule urządzenie pomiarowe stanowi alternatywne rozwiązanie drogiej, specjalistycznej aparatury. Liczne prace badawcze (monitorowanie obudowy szybowej), prowadzone z wykorzystaniem przedstawionej aparatury, potwierdziły jej funkcjonalność oraz właściwe, ekonomiczne podejście do procesu projektowania i wykonania urządzenia. Ekonomiczność przedstawionej aparatury jest efektem właściwego wykorzystania zarówno sprzętu, jak i oprogramowania. Dowodem może być zgrany i zmontowany materiał filmowy z monitoringu obudowy szybu „Jan” w ZG „Bytom III”. Kadr z tego filmu przedstawiono na zdjęciu 4.



Fot. 4. Kadr z filmu dokumentującego stan obudowy szybowej wraz z zapisem głębokości

Phot. 4. Record from movie documenting shaft casing state with depth staff

Literatura

1. Dziama A. (1985): *Metodyka konstruowania maszyn*. Warszawa, PWN.
2. Lischner R. (2002): *Delphi*. Almanach. Gliwice, Wydaw. Helion.
3. Osiński Z., Wróbel J. (1995): *Teoria konstrukcji*. Warszawa, PWN.
4. *Podstawy konstrukcji maszyn* (1995). Praca zbiorowa pod redakcją M. Dietrycha. Tom 1. Warszawa, Wydaw. Naukowo-Techniczne.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Jan Hankus

Mariusz Szot

WPLYW NIERÓWNOŚCI PROWADNIKÓW SZYBOWYCH NA ZMIANĘ OBCIĄŻEŃ LIN WYCIĄGOWYCH – BADANIA PRZEMYSŁOWE

Streszczenie

Dotychczas nie wykonywano badań pozwalających na określenie wpływu stanu prowadzenia naczyń na zmianę obciążenia lin wyciągowych. Badania takie rozpoczęto w 2000 roku w Laboratorium Lin i Urządzeń Szybowych GIG.

W artykule przedstawiono uzyskane wyniki badań w szybach górniczych. Jednak z uwagi na ich obszerność omówiono jedynie wybrane, opracowane wyniki badań obiektów. Obrazują one jak rodzaj prowadzenia naczyń i jego podstawowe parametry geometryczne wpływa na zmianę obciążenia lin wyciągowych nośnych. Szczegółowo omówiono wyniki badań prostoliniowości torów prowadzenia naczyń. Wyniki badań prostoliniowości torów prowadzenia naczyń i zmiany obciążeń w linach przedstawiono na wspólnych wykresach.

Przeprowadzone badania wykazały, jak istotne jest zapewnienie właściwej geometrii toru prowadzenia naczyń, a także właściwa ich kontrola.

Influence of shaft lines inequality on change of rope load – industrial research

Abstract

So far it do not execute the research allowing on influence determination of state of utensil conduct on change of rope load lines. It start such research in 2000 year in laboratory of rope and shaft lines fix-ups.

In article it presented received results of research in mining shafts. However, due to its size, it discussed only chosen, processed results of objects research. They show as kind of utensil conduct and its basic geometric parameters effects change of load of carrying rope. It discuss detailed results of research in rectilinear gauge of utensil conduct. Results of research rectilinear gauge of utensil conduct and changes of loads in ropes it presented on common diagrams. Carried research have exerted as important be affirmation of proper geometry of gauge of utensil conduct, as well as its proper control.

WSTĘP

Z analizy literatury wynika, że wpływem nierówności torów prowadzenia naczyń na zmienność obciążenia sił w linach zajmowano się głównie teoretycznie i problem ten nie został w pełni rozwiązany. Rozważania teoretyczne i badania modelowe wykazały, że wpływ taki istnieje. Nie zostały określone jednak zależności matematyczne do opisu zmienności obciążeń, jak również ich wartości. Nie były również prowadzone badania ruchowe. W związku z tym, w celu potwierdzenia wpływu nierówności torów prowadzenia naczyń na zmianę obciążeń lin wyciągowych nośnych wykonano badania przemysłowe w wybranych wyciągach szybowych.

1. WYBÓR OBIEKTÓW DO BADAŃ

Obiekty do badań zostały wytypowane na podstawie analizy danych uzyskanych z pomiarów prostoliniowości torów prowadzenia naczyń, które wykonano w latach 1995–2001 (Kawulok S., Hankus J., Szot M. 1998) i wyników wstępnych pomiarów przeprowadzonych w innych urządzeniach szybowych. Do badań wytypowano dwa szyby:

- Szyb „Kolejowy” wyposażony w prowadniki drewniane, z pionowym odstępem między punktami podparcia 2,2 m.
- Szyb „Aleksander III” wyposażony w prowadniki stalowe, z pionowym odstępem między punktami podparcia 3,0 m.

Wyboru takiego dokonano, ponieważ stan prowadzenia naczyń w szybach z drewnianymi prowadnikami jest gorszy niż wyposażonych w prowadniki stalowe. Im większy pionowy odstęp między dźwigarami, tym na ogół lepszy jest stan prowadzenia naczyń. Potwierdza to podkreślany wielokrotnie korzystny wpływ zwiększenia pionowych odstępów (Kawulok S. 1969, 1972) między dźwigarami na spokój jazdy naczyń.

1.1. Podstawowe parametry wybranych wyciągów szybowych

Szyb „Kolejowy”:

głębokość szybu	– $H = 340$ m,
droga przejazdu pomiędzy zrębem a ostatnim poziomem	– 318 m
szyb jednoprzędziałowy	
udźwig użyteczny dla jazdy ludzi	– $Q_l = 2250$ kg,
udźwig użyteczny dla ciągnięcia urobku	– $Q_u = 2700$ kg,
prędkość jazdy ludzi	– $V_l = 4$ m/s,
prędkość ciągnięcia urobku	– $V_u = 4$ m/s,
pionowy odstęp pomiędzy dźwigarami	– $h = 2,2$ m,
ciężar 1 metra liny wyrównawczej	– $q_w = 0,067$ kn,
ciężar klatki	– $Q_u = 64,471$ kN.

Szyb „Aleksander III”:

głębokość szybu	– $H = 420$ m,
droga przejazdu pomiędzy zrębem a ostatnim poziomem	– 286 m,
szyb dwuprzędziałowy	
udźwig użyteczny dla jazdy ludzi	– $Q_l = 6\,600$ kg,
udźwig użyteczny dla ciągnięcia urobku	– $Q_u = 10\,000$ kg,
prędkość jazdy ludzi	– $V_l = 10$ m/s,
prędkość ciągnięcia urobku	– $V_u = 12$ m/s,
pionowy odstęp pomiędzy dźwigarami	– $h = 3$ m,
ciężar 1 metra liny wyrównawczej	– $q_w = 0,096$ kN.

1.2. Badania prostoliniowości torów prowadzenia naczyń

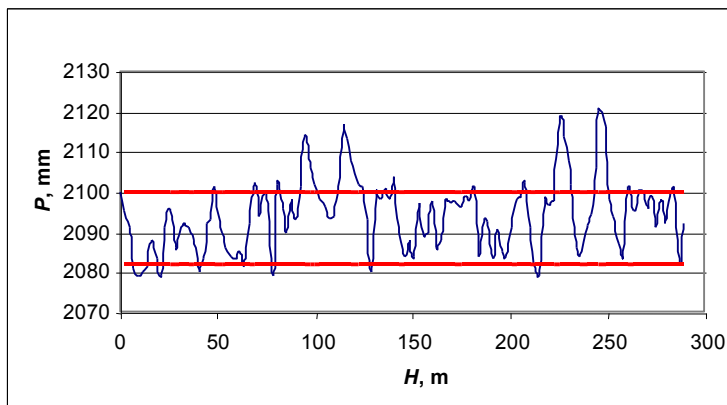
W wytypowanych szybach wykonano badania prostoliniowości torów prowadzenia naczyń i pomiary sił w linie wyciągowej nad zawiesiem naczynia wyciągowego. Wykorzystano w nich aparaturę i metody badawcze przedstawione w publikacjach (Szot H. 2003, 2004). Badania te zostały powtórzone po wykonaniu korekty ustawienia przewodników, jak również zamodelowaniu nierówności na torach prowadzenia naczyń, a następnie po usunięciu nierówności torów prowadzenia naczyń i zamodelowaniu pojedynczych dużych nierówności.

W celu zebrania odpowiedniej ilości danych pomiarowych wykonano pięć jazd pomiarowych z góry w dół, zgodnie z Instrukcją obsługi urządzenia TS-3, podczas których zarejestrowano dane pomiarowe, służące do obliczenia kątów załamania płaszczyzn przewodników i zmiany wartości prześwitów między czołowymi płaszczyznami przewodników.

Na podstawie przeliczeń (oprogramowanie TORTESTER) uzyskano wartości prześwitów i kątów załamania czołowych płaszczyzn przewodników w zależności od głębokości szybu. Algorytm i możliwości stosowania oprogramowania TORTESTER zostały opisane w opracowaniu (Kawulok S., Bura L. 1991).

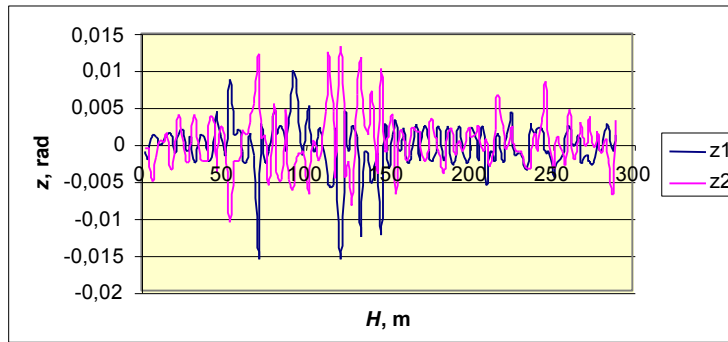
Zebrane i przeliczone dane posłużyły do wykonania wykresów zmian wartości prześwitów (rys. 1) i kątów załamania α_1 α_2 płaszczyzn ciągów przewodników (rys. 2) w zależności od głębokości szybu. Na rysunkach 3 i 4 przedstawiono takie same zależności po wykonaniu korekcji ustawienia ciągów przewodniczych na odcinku szybu między 150 a 300 m szybu.

Liniami zaznaczono na nich (rys. 1 i 3) dopuszczalne wartości zmiany prześwitu między czołowymi płaszczyznami ciągów przewodniczych. Wynoszą one odpowiednio $P_{\min} = 2082$ mm, $P_{\max} = 2100$ mm.



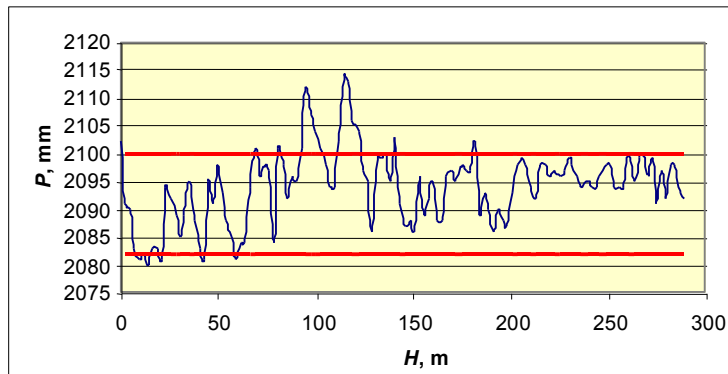
Rys. 1. Wykres zmiany wartości prześwitów szybu „Kolejowego”: H – głębokość szybu, P – prześwit

Fig. 1. Diagram of change bore value of shaft “Kolejowy”: H – shaft depth, P – bore



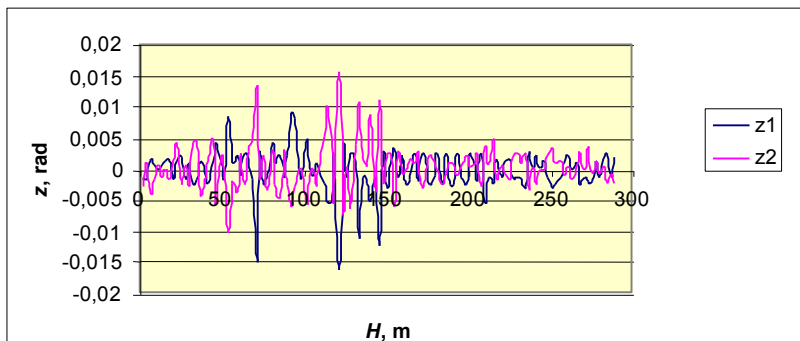
Rys. 2. Wykres zmiany kątów z_1 , z_2 załamania płaszczyzn czołowych ciągów przewodników szybu „Kolejowego”:
 H – głębokość szybu, z – kąt załamania

Fig. 2. Diagram of change of angles z_1 , z_2 surfaces breakdowns of foremost pulls load shaft „Kolejowy”:
 H – shaft depth, z – breakdown angle



Rys. 3. Wykres zmiany wartości prześwitów szybu „Kolejowego”: H – głębokość szybu, P – prześwit

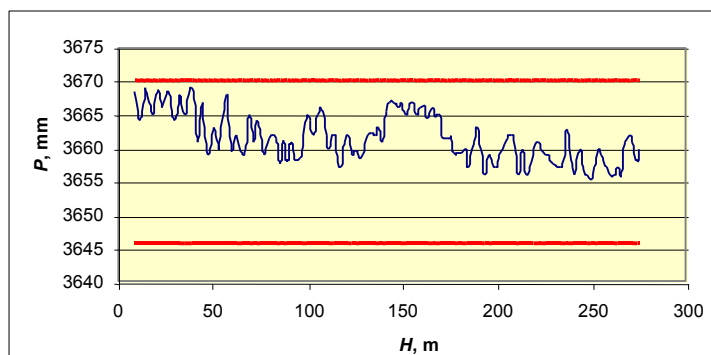
Fig. 3. Diagram of change bore value of shaft “Kolejowy”: H – shaft depth, P – bore



Rys. 4. Wykres zmiany kątów z_1 , z_2 załamania płaszczyzn czołowych ciągów przewodników szybu „Kolejowego” po wykonaniu korekcji: H – głębokość szybu, z – kąt załamania

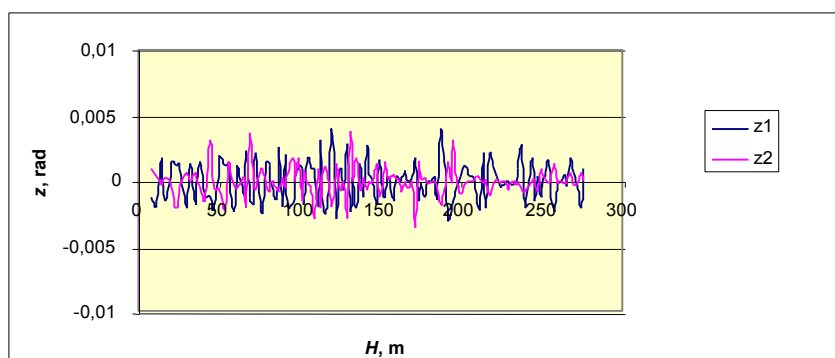
Fig. 4. Diagram of change of angles z_1 , z_2 surfaces breakdowns of foremost pulls load shaft „Kolejowy” after correction: H – shaft depth, z – breakdown angle

Analogiczne pomiary przeprowadzono w szybie „Aleksander III”. Na podstawie uzyskanych danych sporządzono wykresy zmiany wartości prześwitów (rys. 5) i kątów załamania płaszczyzn prowadników (rys. 6) w zależności od głębokości szybu. Liniami zaznaczono dopuszczalne wartości zmiany prześwitu między naprzeciwległymi ciągami prowadników. Wynoszą one odpowiednio $P_{\min} = 3646$ mm, $P_{\max} = 3670$ mm.



Rys. 5. Wykres zmiany wartości prześwitów szybu „Aleksander III”: H – głębokość szybu, P – prześwit

Fig. 5. Diagram of change bore value of shaft “Aleksander III”: H – shaft depth, P – bore



Rys. 6. Wykres zmiany kątów z_1 , z_2 załamania płaszczyzn czołowych ciągów prowadników szybu „Aleksander III”: H – głębokość szybu, z – kąt załamania

Fig. 6. Diagram of change of angles z_1 , z_2 surfaces breakdowns of foremost pulls load shaft „Aleksander III”: H – shaft depth, z – breakdown angle

1.3. Omówienie wyników badań prostoliniowości

Analizując wykresy zmian prześwitu między naprzeciwległymi ciągami prowadników i zmiany kątów załamania w szybie „Kolejowym” stwierdzono, że:

- występują przekroczenia dopuszczalnej wartości maksymalnego rozstawu,
- występują przekroczenia dopuszczalnej wartości minimalnego rozstawu,
- zmiany prześwitu mieszczą się w przedziale 2079–2121 mm,
- występują przekroczenia dopuszczalnego kąta załamania.

Miejsca przekroczenia dopuszczalnych wartości prześwitów zostały w tablicy 1 oddzielone falistą linią.

Zwiększały się również wartości kątów załamania czołowych płaszczyzn przewodników i przekraczały wartość dopuszczalną, która w tym przypadku wynosiła 0,0046 radiana. Dotyczyło to zarówno przekroczeń ponad rozstaw maksymalny, jak i minimalny. Wzrost wartości kątów załamania powodował zwiększenie rozstawu między czołowymi płaszczyznami ciągów przewodniczych.

Największe skupiska nierówności toru prowadzenia naczyń wystąpiły w miejscach zestawionych w tablicy 1 i na rysunku 1.

Tablica 1. Miejsca przekroczenia dopuszczalnych wartości prześwitów w szybie „Kolejowym”

Głębokość szybu <i>H</i> , m	Kąt załamania		Prześwit <i>P</i> , mm
	<i>z</i> 1, rad	<i>z</i> 2, rad	
92,73	0,00985	-0,00639	2101
94,86	0,00789	-0,00174	2114
97,68	-0,00154	-0,00133	2106
99,66	-0,001	-0,00102	2102
112,2	-0,0021	0,004373	2100
114,51	-0,00562	0,012546	2116
116,82	-0,00568	0,004381	2113
119,13	0,0021	-0,00426	2108
121,77	-0,0154	0,013127	2102
124,08	0,004	-0,00443	2101
225,4	0,00425	0,002596	2118
227,37	-0,00155	-0,00059	2114
229,68	-0,0014	-0,0012	2108
231,99	-0,0013	-0,0013	2102
243,87	0,00214	0,002838	2106
245,9	-0,00145	0,008396	2120
248,82	-0,00124	-0,00016	2116
251,13	-0,00456	-0,00323	2098

W miejscach tych zostały przekroczone dopuszczalne wartości prześwitów, jak i kątów załamania w kilku kolejnych punktach mocowania przewodników w szybie na odcinkach: od 93 do 102, od 112 do 120, od 222 do 230, od 242 do 250 m szybu. Spowodowało to nadmierne zwiększenie prześwitów na długich odcinkach szybu.

W szybie tym nie przeprowadzono kompleksowej wymiany przewodników, a jedynie doraźną wymianę nadmiernie uszkodzonych.

Badania po wykonaniu częściowej korekcy ustawienia przewodników wykazały zmniejszenie liczby miejsc w szybie, w których występowało nadmierne przekroczenie wartości prześwitów między ciągami przewodniczymi i kątów załamania czołowych płaszczyzn przewodników. W miejscach, w których wykonano korektę przewodników nie występowały przekroczenia prześwitów i kątów załamania.

Należy podkreślić, że regulacja przewodników drewnianych jest skomplikowana technologicznie, z uwagi na ich zużywanie się.

Zestawienie dużych nierówności przedstawiono w tablicy 2.

Tablica 2. Miejsca przekroczenia dopuszczalnych wartości prześwitów w szybie „Kolejowym” po wykonaniu korekcy ustawienia przewodników

Głębokość szybu <i>H</i> , m	Kąt załamania		Prześwit <i>P</i> , mm
	<i>z1</i> , rad	<i>z2</i> , rad	
92,73	0,00875	-0,00615	2101
94,86	0,00821	-0,00305	2112
97,68	-0,00178	6,95E-06	2107
99,66	-0,00116	-0,00036	2104
102,3	0,00485	-0,00599	2101
112,2	-0,00223	0,00526	2102
114,51	-0,00521	0,010405	2114
116,82	-0,00523	0,004797	2113
119,13	0,00213	-0,00516	2106
121,77	-0,01645	0,015692	2104

W przypadku szybu „Aleksander III” (przedział klatkowy), nie wystąpiły przekroczenia rozstawu między naprzeciwległymi ciągami przewodników, jak i kątów załamania czołowych płaszczyzn przewodników. Poszczególne ciągi nie wykazały miejscowych dużych nierówności, nie wzrastał prześwit między ciągami przewodniczymi. Wartości prześwitu zmieniały się w przedziale od 3655 do 3668 mm. Maksymalna różnica wynosiła 13 mm. Pomiędzy 141–171 m szybu ciągi przewodnicze wykazały najmniejsze odchylenia od obowiązujących norm. Odcinek ten postanowiono wykorzystać do zamodelowania pojedynczych dużych nierówności na ciągu przewodniczym. Miało to na celu uzyskanie dużych nierówności na ciągu przewodniczym, powodujących lokalne zmniejszenie wartości prześwitu między ciągami.

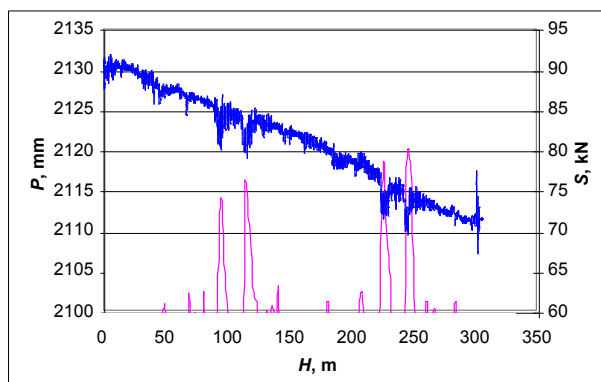
1.4. Pomiar sił w linach

Wykorzystując urządzenie do pomiaru sił w linach wyciągowych opisane w publikacji (Kawulok S., Bura L. 1991), wykonano pomiary obciążeń w linie wyciągowej nad zawiesiem naczynia wyciągowego w wybranych obiektach. Pomiar wykonano podczas jazdy naczynia wyciągowego w dół i w górę, przy różnych prędkościach jazdy. Wykonano kilkadziesiąt badań obciążeń lin wyciągowych nośnych.

Pomiary zostały przeprowadzone dla stanu faktycznego przewodników szybowych, jak i dla zamodelowanych nierówności, czy po korekcy toru prowadzenia naczyń.

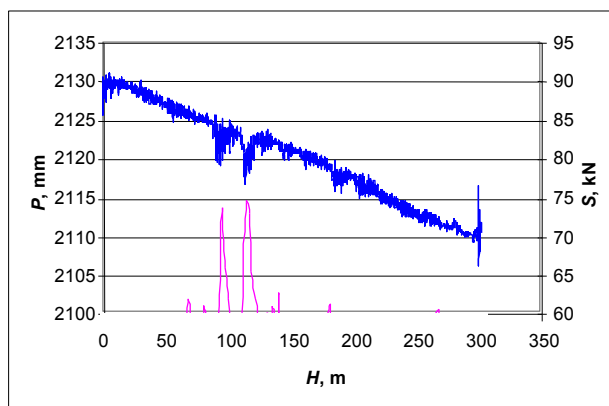
1.5. Omówienie wyników badań

W celu zobrazowania wpływu nierówności torów prowadzenia naczyń na zmianę obciążeń lin wyciągowych zestawiono na wspólnym wykresie, zmiany siły w linie i zmiany prześwitów w zależności od głębokości szybu (rys. 7 i 8).



Rys. 7. Wykresy zmiany prześwitów i siły w linii wyciągowej w zależności od głębokości szybu. Szyb „Kolejowy” jazda w dół przed wykonaniem korekcji przewodników: H – głębokość szybu, P – prześwit, S – wartość siły

Fig. 7. Diagrams of change bore value and power in carrying line in dependence of shaft depth. Shaft “Kolejowy” down trip before carrying correction: H – shaft depth, P – bore, S – power value



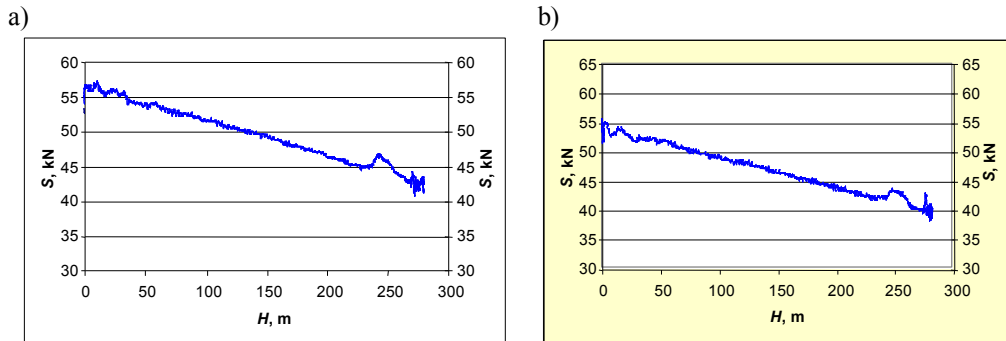
Rys. 8. Wykresy zmiany prześwitów i siły w linii wyciągowej w zależności od głębokości szybu. Szyb „Kolejowy” jazda w dół po wykonaniu korekcji przewodników: H – głębokość szybu, P – prześwit, S – wartość siły

Fig. 8. Diagrams of change bore value and power in caring line in dependence of shaft depth. Shaft “Kolejowy” down trip after carrying correction: H – shaft depth, P – bore, S – power value

Uzyskane w szybie „Aleksander III” wyniki badań prostoliniowości wykazały, że stan prowadzenia był poprawny. Wartości prześwitów w żadnym z miejsc szybu nie przekraczały wartości nominalnej, która wynosiła 3670 mm i minimalnej wartości wynoszącej 3646 mm.

Występujące zmiany siły w linii wyciągowej w fazie rozruchu i hamowania odpowiadały zaproponowanemu modelowi matematycznemu (rys. 9). Podczas jazdy ustalonej nie występowały gwałtowne zmiany wartości siły w linii wyciągowej, ponieważ nie było miejsc, w których naczynie mogło w istotny sposób zmienić położenie środka ciężkości w kierunku poziomym. Po zamodelowaniu pojedynczych dużych nierówności na poziomie 152 i 178 m w szybie i zmniejszeniu wartości

prześwitu o 15 mm, nie spowodowały zmiany wartości siły w linie wyciągowej, co można stwierdzić, porównując krzywe na rysunku 9.



Rys. 9. Zmiana siły w linie przed (a) i po (b) zamodelowaniu nierówności: H – głębokość szybu, S – siła w linie

Fig. 9. Change of line power before and after inequality modelling: H – shaft depth, S – line power

Analizując wykresy (rys. 7 i 8) można stwierdzić, że zauważalne zmiany wartości siły w czasie jazdy ustalonej występują w miejscach wzrostu wartości prześwitów ponad nominalny. Przejazd naczynia przez strefę nadmiernego wzrostu wartości prześwitów, między czołowymi płaszczyznami ciągów przewodniczych, powodował zmniejszenie wartości siły w linie wyciągowej. W pozostałych miejscach, gdzie nie występowały przekroczenia wartości prześwitu, siła stopniowo malała wraz z ubytkiem ciężaru liny wyciągowej.

Po wykonaniu korekty przewodników (rys. 8), zostały usunięte duże nierówności na odcinkach od 222 do 230 m i od 242 do 250 m szybu. W miejscach tych nie stwierdzono nadmiernego zmniejszenia bądź wzrostu wartości siły w linie. Miejsca, w których korekta przewodników nie została wykonana wartości siły w dalszym ciągu nadmiernie malały bądź narastały.

WNIOSKI

Na podstawie uzyskanych wyników badań sformułowano następujące wnioski:

- wyniki pomiarów rzeczywistych sił w linie wyciągowej wykazały, że istnieje związek między nierównościami torów prowadzenia naczyń a zmianami obciążeń lin wyciągowych,
- parametrem wpływającym na charakter tych zmian są w głównej mierze zmiany prześwitów między naprzeciwległymi ciągami przewodniczych,
- istnieje możliwość opracowania prostych formuł do przybliżonego obliczania zmiany siły w linie wyciągowej spowodowanych wzrostem prześwitu,
- opracowana i wypróbowana metoda pomiaru sił w linach nośnych może być pomocna również do oceny stanu prowadzenia naczyń.

Literatura

1. Instrukcja obsługi urządzenia TS-3.
2. Kawulok S. (1969): *Wpływ zwiększenia odstępów pomiędzy dźwigarami szybowymi na obciążenie zbrojenia szybowego*. Katowice, GIG (Praca doktorska).
3. Kawulok S. (1972): *Wpływ zwiększenia odstępów między dźwigarami szybowymi na obciążenie zbrojenia szybowego*. Prace GIG. Komunikat nr 550. Katowice.
4. Kawulok S., Hankus J., Szot M. (1998): *Doskonalenie metodyki I urządzenia do pomiaru odległości między naczyniem a przewodnikami oraz prostoliniowości prowadzenia naczyń w oparciu o wyniki badań i obserwacji ruchowych w szybach prowadzonych w okresie 1996 do 1998*. Praca realizowana w ramach działalności statutowej GIG (niepublikowana).
5. Kawulok S., Bura L. (1991): *Założenia do zmian i uzupełnienia urządzenia TS*. Dokumentacja pracy wykonywanej w ramach działalności statutowej; symbol planistyczny PW – 170. Katowice, GIG (niepublikowana).
6. Szot M. (2003): Wpływ nierówności sztywnego prowadzenia naczyń na zmianę obciążeń lin wyciągowych – metodyka badań, wyposażenie aparaturowe. Prace Naukowe GIG. Górniczo i Środowisko nr 4.
7. Szot M. (2004): Pomiar obciążeń lin wyciągowych nośnych – nowe rozwiązania. Wiadomości Górnicze nr 2.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Jan Hankus

Barbara Bialecka

ANALIZA MOŻLIWOŚCI PRODUKCJI I SPALANIA PALIW ALTERNATYWNYCH W WARUNKACH ŚLĄSKA

Streszczenie

Problemem cywilizacji przemysłowej jest nadprodukcja odpadów. W Polsce dotyczy to szczególnie Górnego Śląska, gdzie nakładają się problemy związane z zagospodarowaniem odpadów komunalnych i przemysłowych, w tym powęglowych. Oszacowano, że ilość odpadów komunalnych wytworzonych na Górnym Śląsku wynosiła w 2001 roku – 1,76 mln Mg, w tym 0,40 mln Mg odpadów palnych (Plan gospodarki odpadami dla województwa śląskiego 2003), w 2003 roku – 1,80 mln Mg, w tym 0,41 mln Mg odpadów palnych, zaś prognozowana na 2010 rok ilość odpadów to około 1,95 mln Mg, w tym palnych 0,50 mln Mg (w bilansie nie uwzględniono osadów i szlamów z biologicznego oczyszczania ścieków). Odpady palne, to w dużej mierze papier i tektura (25%) oraz tworzywa sztuczne (28%) nieopakowaniowe, jak i opakowaniowe (37%) oraz odpady tekstylne (10%). Aktualnie znaczna ich ilość kierowana jest na składowiska, a tylko część poddawana recyklingowi. (W krajach Unii Europejskiej kierowanie jakichkolwiek odpadów na składowiska jest ostatecznością, a nie zalecaną metodą ich unieszkodliwiania). Konieczne zatem jest poszukiwanie racjonalnego sposobu gospodarowania odpadami, szczególnie komunalnymi, które charakteryzują się potencjalnymi walorami energetycznymi. Jednym z takich sposobów jest ich termiczna destrukcja.

Możliwe jest spalanie odpadów nieprzetworzonych, jak również spalanie paliw alternatywnych wytworzonych z wyselekcjonowanych strumieni odpadów komunalnych. Korzyści z zastosowania paliwa alternatywnego są następujące:

- odzysk energii zawartej w paliwie alternatywnym, a więc oszczędność paliw naturalnych,
- zmniejszenie emisji zanieczyszczeń,
- możliwość wykorzystania istniejących kotłów energetycznych do odzysku energii z odpadów.

Zasadnicze problemy w produkcji paliw może stwarzać standaryzacja jakości paliwa na bazie odpadów oraz ekonomika procesu produkcji.

W artykule przedstawiono:

- bilans odpadów komunalnych i przemysłowych mogących stanowić surowce do produkcji paliw alternatywnych na Śląsku,
- analizę fizykochemiczną próbnej partii paliwa alternatywnego wyprodukowanego z wyselekcjonowanych frakcji odpadów komunalnych,
- wyniki badań spalania wyprodukowanego paliwa w przemysłowej jednostce kotłowej.

Analysis of capability of production and incinerating of alternative fuel in silesian conditions

Abstract

An overproduction of waste is problem of industrial civilisation in Poland it concerns particularly Upper Silesia, where problems related are imposed with developing municipal waste and industrial, including mine waste. It estimated, that amount of municipal waste fabricated in Upper Silesia in 2001 totalled – 1,76 million Mg, including 0,40 million Mg wastes inflammable (plan of waste economy for silesian province 2003), in 2003 – 1,80 million Mg, including 0,41 million Mg waste inflammable, forecasted amount of waste on 2010 it is 1,95 million Mg, including 0,50 million Mg of inflammable (in balance it did not take into consideration of sink and slimes from biological clean-up). Inflammable

wastes, it in great measure paper and cardboard (25%) and artificial materials (28%) not-packing as well as packing (37%) and textile wastes (10%). Currently some its amount is directed on stockyards considerable, but only part is recycled. (It is extreme process in countries of European union, but not prescribed method their neutralise). Therefore, it is indispensable search rational manner of wastes farming, particularly municipal, which characterised potential energy values. Thermal destruction is one of such manner.

Incinerating of waste unprocessed is possible, as well as incinerating of alternative fuel fabricated from selected flows of municipal wastes. Benefits from employment of alternative fuel are following:

- recycling energy exist in alternative fuel, so austerity of natural fuel,
- decrease of contamination emission,
- exist for recycling of energy from wastes energy boilers.

Fundamental problems in fuel production can make standardisation of fuel quality on base of waste and economics of production process. In article it present:

- balance waste municipal and industrial can present raw materials for production of alternative fuel on Silesia,
- physical and chemical analysis trial party of alternative fuel produced from select fraction of municipal waste,
- result of research incinerate produced fuel in industrial burning unit.

1. BILANS SUROWCÓW DO PRODUKCJI PALIW ALTERNATYWNYCH

W 2001 roku na obszarze województwa śląskiego zostało wytworzonych około 1 760 tys. Mg odpadów komunalnych (Plan gospodarki odpadami dla województwa śląskiego 2003; Rocznik Statystyczny 2001). Tylko nieznaczna ich część, około 10%, została wykorzystana gospodarczo, pozostałą ilość niesegregowanych odpadów komunalnych unieszkodliwiono przez składowanie.

Odpady palne stanowiące około 23% wag. strumienia odpadów komunalnych to:

- opakowania, w tym papier i tektura, tworzywa sztuczne, część opakowań wielkogabarytowych i wielomateriałowych – 37%,
- odpady nieopakowaniowe, w tym papier i tektura, tworzywa sztuczne, tekstylia, drewno – 63%.

Odpadami palnymi są również wybrane strumienie odpadów przemysłowych i niebezpiecznych.

Z uwagi na ilości potencjalnych odpadów konieczne jest poszukiwanie sposobów racjonalnego ich zagospodarowywania. Dotyczy to szczególnie odpadów komunalnych, które charakteryzują się potencjalnymi własnościami energetycznymi. Jednym z takich sposobów jest produkcja paliw alternatywnych z wyselekcjonowanych strumieni odpadów komunalnych i/lub przemysłowych, takich których nie można już wykorzystać, ale można spalić z odzyskiem energii i/lub materiału.

Paliwo alternatywne (kod 19 12 10) może być produkowane z odpadów innych niż niebezpieczne oraz odpadów niebezpiecznych, a jego parametry fizykochemiczne powinny spełniać obowiązujące normy zgodnie z rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 2.11.2000 roku.

1.1. Odpady komunalne

Ilości odpadów wytworzonych w województwie śląskim w 2003 roku, które mogą stanowić potencjalną bazę do produkcji paliw alternatywnych oszacowano na podstawie:

- danych zawartych w krajowym i wojewódzkim planie gospodarki odpadami,
- prognozy zmian liczby ludności w województwie śląskim,
- Rozporządzenia Rady Ministrów z dnia 30 czerwca 2001 r. w sprawie rocznych poziomów odzysku i recyklingu odpadów opakowaniowych i poużytkowych (Dz.U. Nr 69, poz. 719),
- wyników badań morfologii odpadów na składowiskach odpadów komunalnych.

Uzyskane dane zawarte są w tablicy 1.

Tablica 1. Ilość odpadów komunalnych wytworzonych w 2003 roku w województwie śląskim

Nazwa strumienia	Ilość, Mg
odpady kuchenne ulegające biodegradacji	463414
odpady zielone	52166
papier i karton nieopakowaniowe	114817
opakowania z papieru i tektury	113790
opakowania wielomateriałowe	25515
tworzywa sztuczne nieopakowaniowe	135736
opakowania z tworzyw sztucznych	58687
szkło nieopakowaniowe	17209
opakowania ze szkła	98369
metale	39712
opakowania z blachy stalowej	11348
opakowania z aluminium	5723
odpady tekstylne	50483
odpady mineralne	140646
drobna frakcja popiołowa	187057
odpady wielkogabarytowe	90156
odpady budowlane	181954
odpady niebezpieczne	12537
Razem	1799315

Z tablicy wynika, że podstawowe źródło surowców do produkcji paliw alternatywnych ze strumienia odpadów komunalnych stanowią odpady opakowaniowe oraz odpady nieopakowaniowe.

W bilansie należy uwzględnić także tę niewielką część osadów ściekowych, których własności pozwalają na ich termiczną utylizację (odpady te uwzględniono w strumieniu odpadów niebezpiecznych), jak również wybrane strumienie odpadów remontowo-budowlanych.

ODPADY OPAKOWANIOWE

Do oszacowania ilości odpadów opakowaniowych, które mogą być wykorzystane do produkcji paliw alternatywnych, istotne znaczenie mają prognozy masy odpadów opakowaniowych do 2007 roku i limity recyklingu określone ustawowo w skali kraju i dla przedsiębiorców wprowadzających na rynek zapakowane wyroby.

W gospodarce odpadami opakowaniowymi konieczne jest, zgodnie z obowiązującym prawem, osiągnięcie do końca 2007 roku następującego minimalnego:

- odzysku w wysokości 50%,
- recyklingu w wysokości 25%.

Na ogólną ilość prognozowanych odpadów opakowaniowych w województwie śląskim wynoszącą 597 tys. Mg w 2007 roku, recykling powinien wynosić 218,7 tys. Mg, tj. 36,6%. Oznacza to, że do odzysku (głównie odzysk energii) należałoby przewidzieć 13,4% odpadów opakowaniowych, tj. około 80 tys. Mg.

ODPADY NIEOPAKOWANIOWE

Maksymalna do pozyskania, w skali województwa, ilość odpadów nieopakowaniowych palnych wynosi rocznie około 300 tys. Mg. Według własnych szacunków 25% tych odpadów (~75 tys. Mg) można będzie pozyskać do produkcji paliw alternatywnych.

ODPADY BUDOWLANO-REMONTOWE POCHODZĄCE Z SEKTORA KOMUNALNEGO

Odpady tej grupy to najczęściej:

1. odpady materiałów i elementów budowlanych i drogowych (gruz betonowy, ceglany, ceramiczny i asfaltowy) – 60%,
2. odpady drewna, szkła i tworzyw sztucznych – 8%,
3. odpady asfaltów, smół i produktów smołowych (pokrycia dachowe) – 7%,
4. złomy metaliczne – 5%,
5. gleba i grunt z wykopów (kamienie i żwir) – 15%,
6. odpady materiałów izolacyjnych – 5%.

Strumienie nr 2 i 3 można traktować częściowo jako potencjalne zaplecze surowcowe do produkcji paliw. Szacuje się, że w województwie śląskim w sektorze komunalnym rocznie powstaje około 182 tys. Mg tych odpadów, które są głównie składowane. Możliwe jest do pozyskania, na potrzeby produkcji paliw alternatywnych, około 10% odpadów budowlanych, co stanowi 18 tys. Mg.

Warunkiem umożliwiającym zastosowanie tych odpadów do produkcji paliw jest ich selektywna zbiórka. Zaleca się już na placu budowy składować je w oddzielnych miejscach wstępnie posegregowane.

Źródłem surowców do produkcji paliw alternatywnych mogą być również odpady zdeponowane na składowiskach odpadów komunalnych. Wyniki badań morfologii takich odpadów wykazały, że średnio 60% składowanych odpadów stanowi frakcja palna. Uwzględniając powyższe, w 2001 roku na śląskich składowiskach zgromadzono około 140 tys. Mg odpadów do wykorzystania energetycznego. Należy jednak podkreślić, że możliwości ich pozyskania i selekcji są ograniczone.

1.2. Odpady przemysłowe

Ilości odpadów wytworzone w poszczególnych gałęziach przemysłu wraz ze strukturą gospodarki odpadami, według danych Wojewódzkiego Urzędu Statystycznego w Katowicach, przedstawiono w tablicy 2.

Do produkcji paliw alternatywnych można wykorzystać częściowo odpady przemysłowe aktualnie składowane, w tym zanieczyszczone komunalne osady ściekowe, które ze względu na wysokie wartości opałowe mogą stanowić cenny dodatek do paliw. W 2001 roku wytworzono 44 tys. Mg s.m. komunalnych osadów ściekowych, z czego 65% nie zagospodarowano. Część tych osadów powinna zostać unieszkodli-

wiona termicznie i może zostać wykorzystana do produkcji paliw alternatywnych. Oszacowano, że racjonalne do pozyskania w celu produkcji paliw jest około 20 tys. Mg odpadów przemysłowych.

Tablica 2. Rodzaje odpadów według poszczególnych grup wytwarzane w największych ilościach w sektorze gospodarczym w województwie śląskim wraz ze strukturą gospodarki tymi odpadami (tys. Mg)

Kod odpadu	Rodzaj odpadu	Wytworzone	Odzyskane	Unieszkodliwione przez składowanie
01	Odpady powstające przy poszukiwaniu, wydobywaniu, fizycznej i chemicznej przeróbce rud oraz innych kopalin	36281,3	32429,5	3534,3
02	Odpady z rolnictwa, sadownictwa upraw hydroponicznych, rybołówstwa, leśnictwa oraz przetwórstwa żywności	401,59	367,70	20,26
03	Odpady z przetwórstwa drewna oraz produkcji płyt i mebli, masy celulozowej, papieru i tektury	13,4	10,7	2,6
04	Odpady z przemysłu skórzanego, futrzarskiego i tekstylnego	6,2	2,9	3,1
05	Odpady z przeróbki ropy naftowej, oczyszczania gazu ziemnego oraz pirolitycznej przeróbki węgla	13,7	8,6	–
06	Odpady z produkcji, przygotowania, obrotu i stosowania produktów przemysłu chemii nieorganicznej	5,9	3,5	1,3
07	Odpady z produkcji, przygotowania, obrotu i stosowania produktów przemysłu chemii organicznej	19,6	18,6	0,8
08	Odpady z produkcji, przygotowania, obrotu i stosowania powłok ochronnych, kitu, klejów, szpatelek i farb drukarskich	2,5	0,3	0,3
10	Odpady z procesów termicznych	7733,7	7187,5	354,7
11	Odpady z chemicznej obróbki i powlekania powierzchni metali oraz innych materiałów, i z procesów hydrometalurgii metali nieżelaznych	22,8	18,7	0,5
12	Odpady z kształtowania oraz fizycznej i mechanicznej obróbki powierzchni metali i tworzyw sztucznych	306,3	303,8	0,1
13	Oleje odpadowe i odpady ciekłych paliw	3,2	1,4	–
15	Odpady opakowaniowe: sorbenty, tkaniny do wycierania materiału, filtracyjne i ubrania ochronne	13,5	11,2	1,7
16	Odpady nieujęte w innych grupach	89,6	25,7	27,3
17	Odpady z budowy, remontów i demontażu obiektów budowlanych oraz infrastruktury drogowej	424,1	385,4	31,5
19	Odpady z instalacji i urządzeń służących zagospodarowaniu odpadów z oczyszczalni ścieków oraz z uzdatniania wody pitnej i wody do celów produkcyjnych	566,7	370,1	103,3

Źródło: Dane Wojewódzkiego Urzędu Statystycznego w Katowicach za 2001 rok.

1.3. Odpady niebezpieczne

Odpady niebezpieczne powstają zarówno w sektorze gospodarczym, jak i w gospodarstwach domowych, a także w obiektach użyteczności publicznej.

W 2001 roku, według danych Wojewódzkiego Urzędu Statystycznego w Katowicach, w województwie śląskim wytworzono 145,6 tys. Mg odpadów niebezpiecznych. Strukturę gospodarki odpadami niebezpiecznymi dla poszczególnych grup odpadów w 2001 roku przedstawiono w tablicy 3. Z danych w niej zawartych wynika, że większość odpadów niebezpiecznych poddawanych jest procesom odzysku – 48,6% lub unieszkodliwiania – 37,0%, natomiast 14,4% odpadów niebezpiecznych zostało przekazane na składowisko. Z analizy danych zamieszczonych w tablicy wynika, że tylko około 0,5 tys. Mg odpadów może być wykorzystana do produkcji paliw alternatywnych.

Tablica 3. Struktura gospodarki odpadami niebezpiecznymi dla poszczególnych rodzajów odpadów (tys. Mg)

Kod odpadu	Rodzaj odpadu	Wytworzone	Wykorzystane	Unieszkodliwione bez składowania	Unieszkodliwione przez składowanie
03	Odpady z przetwórstwa drewna oraz produkcji papieru, tektury, masy celulozowej, płyt i mebli	0,1	0	0,1	0
05	Odpady z przeróbki ropy naftowej, oczyszczania gazu ziemnego oraz wysokotemperaturowej przeróbki węgla	12,7	7,7	5	0
06	Odpady z produkcji, przygotowania, obrotu i stosowania związków nieorganicznych	0,9	0,1		0,8
07	Odpady z przemysłu syntezy organicznej	0,5	0,5	0	0
08	Odpady z produkcji, przygotowania, obrotu i stosowania powłok ochronnych (farb, lakierów, emalii ceramicznych), kitu, klejów, szczeliw i farb drukarskich	0,9	0	0,9	0
10	Odpady nieorganiczne z procesów termicznych	56,6	38,7	0	17,9
11	Odpady nieorganiczne z przygotowania powierzchni i powlekania metali oraz z procesów hydrometalurgii metali nieżelaznych	22,8	18,7	3,6	0,5
12	Odpady z kształtowania i powierzchniowej obróbki metali i tworzyw sztucznych	4,2	1,8	2,4	0
13	Oleje odpadowe (z wyłączeniem olejów jadalnych oraz grup 05 i 12)	3,2	1,4	0,2	0
16	Odpady różne, nieujęte w innych grupach	5	0,3	3,8	0
19	Odpady z urządzeń do likwidacji i neutralizacji odpadów oraz oczyszczania ścieków i gospodarki wodnej	38,7	0,2	37,1	1,4
Ogółem		145,6	69,4	53,1	20,6

Zródło: Dane Wojewódzkiego Urzędu Statystycznego w Katowicach za 2001 rok.

Podsumowując, można stwierdzić, że maksymalna do pozyskania w skali województwa ilość odpadów mogących stanowić surowiec do produkcji paliw alternatywnych w skali roku wynosi około 200 tys. Mg.

2. ANALIZA MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA PALIW ALTERNATYWNYCH W ENERGETYCE

Wykorzystaniem energetycznym odpadów zainteresowanych jest obecnie wiele branż przemysłowych, w tym energetyka, ponieważ koszty zakupu paliwa mają duży wpływ na bieżące koszty operacyjne i globalne efekty ekonomiczne (Purvis M.R.I. 1997; Wandrasz J.A. 1994, 1999).

Znaczne ilości paliw alternatywnych mogą być wykorzystane w energetyce w procesie produkcji energii/ciepła. Idealne paliwo alternatywne dla elektrociepłowni powinno mieć jak największą wartość opałową i możliwie małe zawartości substancji szkodliwych, w tym metali ciężkich, metali alkalicznych, chlorowców (Kabsch P., Szpadt R. 2000). Z uwagi na wymagania dotyczące ograniczenia emisji i eliminowania zakłóceń procesu technologicznego produkcji energii/ciepła, w elektrociepłowni

powinny być stosowane paliwa alternatywne standaryzowane, sporządzane przez producentów gwarantujących ich skład chemiczny i właściwości paliwowe.

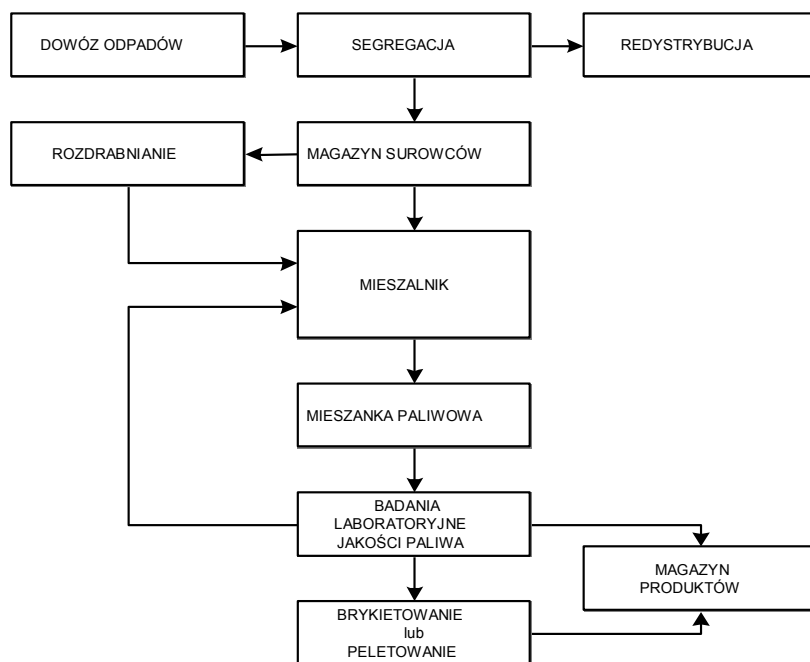
W przypadku województwa śląskiego optymalnym rozwiązaniem byłoby połączenie termicznego przekształcania odpadów komunalnych/paliw alternatywnych z energetyką zawodową. Umożliwiłoby to połączenie unieszkodliwiania odpadów z bezpośrednim odzyskiem energii.

W związku z powyższym wykonano badania współspalania paliwa alternatywnego z paliwem konwencjonalnym w kotle rusztowym w jednej ze śląskich elektrociepłowni. Do badań wyprodukowano partię paliwa z wyselekcjonowanych strumieni odpadów komunalnych pobranych w ramach selektywnej zbiórki przeprowadzonej w Katowicach.

Badania procesu współspalania prowadzono w typowym urządzeniu kotłowym z kotłem rusztowym wyposażonym w elektrofiltr. Elektrociepłownie na Śląsku są bardzo zróżnicowane pod względem wyposażenia w urządzenia kotłowe. W małych i średnich kotłowniach są stosowane przede wszystkim kotły rusztowe, dlatego takie wybrano do wykonania badań.

2.1. Produkcja paliwa alternatywnego

Wszystkie sposoby wytwarzania stałego paliwa alternatywnego z odpadów (rys. 1) polegają na ręcznej i/lub mechanicznej segregacji wstępnej, odżelazianiu wstępnym i końcowym, rozdrabnianiu, mieszaniu i/lub homogenizacji.



Rys. 1. Schemat produkcji paliwa alternatywnego

Fig. 1. Scheme of alternative fuel production

Proces rozdrabniania mieszaniny składników (według zadanych ich udziałów w mieszaninie) prowadzi się w urządzeniu tnąco-rozrywającym do pożądanego uziarnienia. Tak przygotowane paliwo alternatywne może być:

- mieszane z węglem lub bezpośrednio wdmuchiwane w obszar spalania podstawowego paliwa technologicznego,
- brykietowane z udziałem odpadów przemysłowych spełniających rolę spoiwa.

W celu wykonania prób spalania wyprodukowano 5 ton paliwa alternatywnego na bazie stałych odpadów komunalnych (Białecka B. 2004). Proporcje poszczególnych składników (odpadów) do produkcji paliwa zostały dobrane na podstawie wyników badań składu morfologicznego odpadów komunalnych w Katowicach. Paliwo rozdrobniono do frakcji poniżej 30 mm.

2.2. Określenie wymagań technicznych dla paliw alternatywnych

Stosowanie paliw alternatywnych w energetyce jest uzależnione od ich własności (Grabowski J., Białecka B. 2001). Podstawowe własności paliwowe odpadów określa się według PN-93/Z-150088/01. Są to:

- ciepło spalania i wartość opałowa,
- wilgotność całkowita,
- zawartość części palnych i niepalnych,
- zawartość węgla i wodoru,
- zawartość składników agresywnych (azotu, siarki, chloru, metali ciężkich).

Należy podkreślić, że zachowanie stałych parametrów paliwa, w tym wartości opałowej, gwarantuje stabilność parametrów pracy instalacji kotłowej.

BADANIA PALIWA

Próbki paliwa pobrano i przygotowano zgodnie z polskimi i branżowymi normami (BN-87/9103-03, PN-93/Z-15006). Badania fizykochemiczne paliwa z odpadów obejmowały oznaczenie parametrów, istotnych ze względów energetycznych, tj. popiołu, części palnych, ciepła spalania, jak również chloru, ze względu na możliwość powstawania dioksyn i furanów oraz metali ciężkich z uwagi na możliwość ich emisji do środowiska w procesie spalania. Wyniki badań partii paliwa alternatywnego przeznaczonej do spalania w kotle rusztowym WRm-12, przedstawiono w tablicach 4 i 5.

Tablica 4. Analiza chemiczna paliwa alternatywnego

Pierwiastek	Zawartość po przepaleniu w 815°C, ppm
Cd	1,63
Cr	8,99
Cu	37,60
Ni	2,81
Hg	<0,0001
Zn	100,40

Tablica 5. Analiza elementarna paliwa alternatywnego

Oznaczenie	Zawartość (stan analityczny), % wag.
Wilgotność analityczna	5,60
Wartość opałowa, kJ/kg	22,14
Popiół	4,38
Części lotne	84,05
Węgiel całkowity	56,74
Wodór całkowity	7,02
Azot	0,09
Siarka całkowita	0,04
Chlor	0,284

Wynika z nich, że analizowane paliwo alternatywne charakteryzuje się małą zawartością popiołu, azotu, siarki i chloru oraz bardzo dobrymi parametrami paliwowymi, które predestynują je do wykorzystania energetycznego.

2.3. Charakterystyka urządzenia kotłowego, surowców i procesu spalania

Badania obejmowały kilka cykli pomiarowych wykonanych w celu: oceny pracy kotła wytypowanego do badań, sporządzenia bilansu oraz wyznaczenia sprawności kotła, analizy emisji zanieczyszczeń gazowych w zależności od realizowanego wariantu spalania węgla i paliwa alternatywnego. W czasie pomiarów, do kontroli przebiegu procesu, wykorzystywano wskazania aparatury kontrolno-pomiarowej kotła, a także zainstalowanej dla celów badawczych dodatkowej aparatury pomiarowej. Przeprowadzano również systematyczny pobór próbek paliwa i ich analizę.

W badaniach paliwo podstawowe stanowił węgiel o następującej charakterystyce:

- wartość opałowa – 24350 kJ/kg,
- zawartość popiołu – 24,12%,
- wilgoć całkowita – 8,15%,
- zawartość siarki – 0,66%.

Dodatek paliwa alternatywnego wynosił 6,0% wag.

Badania współspalania prowadzono w kotle typu WRm-12 produkcji SEFAKO o wydajności 12 MW/t i ciśnieniu 2 MPa. Sprawność cieplna kotła wynosiła 82%, temperatura wody zasilającej 70°C, a temperatura wody wylotowej 150°C. Z instalacją kotłową współpracuje elektrofiltr HE-10-2x500-3,97x7,6/330 o skuteczności 96% oraz komin ceramiczny o wysokości 129 m.

Podczas badań analizie poddano wszystkie elementy instalacji kotłowej mogącej mieć wpływ na stabilną pracę kotła, a tym samym na utrzymanie optymalnych parametrów.

Urządzenia kotłowe podczas badań były obsługiwane przez personel ruchowy w analogiczny sposób jak podczas codziennej eksploatacji. Badania wykonano przy dwóch obciążeniach kotła: 20 i 50%. Utrzymywane parametry pracy kotła wynikały z potrzeb badawczych, jak również były dostosowane do potrzeb technologicznych i ruchowych ciepłowni.

W celu określenia zawartości masowej NO_x , SO_2 , CO , O_2 w gazach spalinowych z kotła w czasie badań dokonywano pomiarów w sposób okresowy, średnio co 15 minut, miernikiem gazowym TESTO 350 charakteryzującym się następującymi zakresami pomiarowymi: NO_x (0–3000 ppm), CO (0–10000 ppm), SO_2 (0–5000 ppm).

2.4. Analiza wyników badań

Na podstawie analizy składu spalin emitowanych do atmosfery z kotła typu WRm–12 wykazano, że:

- w przypadku pracy kotła z obciążeniem 20% w gazach emitowanych do atmosfery wystąpiło zwiększone stężenie CO , powyżej wartości dopuszczalnej określonej w aktualnej decyzji; stężenia pozostałych zanieczyszczeń gazowych nie przekraczały wartości dopuszczalnych;
- w przypadku pracy kotła z obciążeniem 50% nie wystąpiły przekroczenia wartości stężeń dopuszczalnych analizowanych substancji.

Podczas pomiarów zanotowano niewielkie wahania stężenia niektórych mierzonych składników spalin, głównie CO . Zawartości części palnych w popiele w większości przypadków nie odbiegały w sposób istotny od wartości uzyskiwanych podczas eksploatacji kotła bez dodatku paliwa alternatywnego.

W tablicy 6 przedstawiono wyniki stężeń zanieczyszczeń pyłowo-gazowych w warunkach odniesienia dla gazu suchego, przy zawartości 6% tlenu w spalinach.

Tablica 6. Zestawienie uśrednionych wyników pomiarów w warunkach odniesienia (273 K, 1013 hPa, gaz suchy, 6% O_2 w spalinach)

Zanieczyszczenia w spalinach za wentylatorem ciągu	Wariant spalania			Wartości dop. mg/m^3_n
	węgiel + paliwo alter. (20% obciążenie kotła)	węgiel + paliwo alter. (50% obciążenie kotła)	węgiel (50% obciążenie kotła)	
pył, mg/m^3_n	10	13	13	100
SO_2 , mg/m^3_n	523	917	1253	1300
NO_2 , mg/m^3_n	327	355	391	400
CO , mg/m^3_n	356	198	140	250
CO_2 , mg/m^3_n	96040	143978	248280	-

Uzyskane wyniki (tabl. 6) zostały zweryfikowane w czasie czterodniowych badań wykonanych w celu oceny możliwości zapewnienia: stabilnej pracy kotła, niskiej zawartości pozostałości niespalonego węgla w popiele lotnym oraz zawartości CO w spalinach.

Wykonane badania potwierdziły możliwość ekologicznego współspalania paliw alternatywnych i konwencjonalnych w jednostkach kotłowych przy zachowaniu małego 6% wag. dodatku paliwa alternatywnego. Warunkiem koniecznym pozwalającym na równomierny przebieg procesu spalania jest dokładne wymieszanie paliw przed podaniem do zasobnika paliwa. W trakcie podawania paliwa do kotła nie następowała separacja paliwa alternatywnego.

WNIOSKI

W artykule przedstawiono bilans odpadów palnych pochodzących z sektora komunalnego i zbliżonego do niego sektora szeroko rozumianej obsługi ludności, jak również odpadów przemysłowych. Bilans ten obrazuje potencjalne możliwości woj. śląskiego jako zaplecza surowcowego do produkcji paliw alternatywnych. Realne ilości możliwych do pozyskania odpadów palnych z selektywnej zbiórki i składowisk odpadów komunalnych są mniejsze i ograniczone do dużych aglomeracji. Brak selektywnej zbiórki oraz stacji segregacji odpadów powodują, że odpady jako zmieszane trafiają na składowisko, stąd możliwości ich pozyskania i selekcji są ograniczone.

Jednym ze sposobów racjonalnego gospodarowania odpadami palnymi jest stosowanie ich w energetyce zawodowej do współspalania z paliwem konwencjonalnym. Korzyści wynikające z wykorzystania paliw alternatywnych są znaczące zarówno dla środowiska, jak i gospodarki. Szczególne znaczenie ma:

- eliminacja odpadów ze środowiska,
- możliwość odzysku energii z odpadów,
- zmniejszenie emisji w skali globalnej,
- ochrona nieodnawialnych paliw naturalnych,
- wykorzystanie pracujących już instalacji w energetyce,
- zmniejszenie kosztów produkcji energii itp.

Warto podkreślić fakt, że w przypadku 6% wag. dodatku paliw alternatywnych do paliw konwencjonalnych brak konieczności kosztownych inwestycji w przebudowę palenisk kotłów oraz w dodatkowe urządzenia służące ochronie środowiska.

Głównymi warunkami wykorzystania paliw z odpadów w energetyce są:

- zachowanie ceny paliwa porównywalnej do ceny węgla, według oferty górnictwa,
- zachowanie stabilnych parametrów mieszanki paliwo konwencjonalne – paliwo alternatywne.

Literatura

1. Białecka B. (2004): *Dokumentacja z badań spalania paliwa alternatywnego w kotle WRm-12 nr 4 zlokalizowanym w ciepłowni Siemianowice*. Dokumentacja Głównego Instytutu Górnictwa. Katowice 2004.
2. Grabowski J., Białecka B. (2001): *Ocena walorów energetycznych brykietów z odpadów komunalnych*. Ochrona Powietrza i Problemy Odpadów nr 4.
3. Kabsch P., Szpadt R. (2000): *Możliwości i metody ograniczania emisji z zakładów termicznego przekształcania odpadów*. Ochrona Powietrza i Problemy Odpadów nr 3.
4. *Plan gospodarki odpadami dla województwa śląskiego* (2003): Katowice, IETU, GIG, IGO, AGOS.
5. Purvis M.R.I. (1997): *Spalanie odpadów komunalnych w Wielkiej Brytanii*. Materiały z III Międzynarodowej Konferencji pt. Spalanie Odpadów. Technologie i Problemy. Łódź, Politechnika Łódzka.
6. Rocznik Statystyczny 2001 rok. Warszawa, PWN.

7. Wandrasz J., Wandrasz A. (1994): *Przetwarzanie krajowych odpadów komunalnych w paliwo energetyczne* – cz. 1. Eko-problemy utylizacji odpadów komunalnych i przemysłowych nr 4.
8. Wandrasz J. (1999): *Przetwarzanie odpadów komunalnych w paliwo energetyczne*. Materiały Seminarium ODİTK, Gdańsk.

Recenzent: doc. dr hab. inż. Krzysztof Stańczyk

Krzysztof Wierzchowski

ANALIZA RYZYKA W ZAKRESIE OCHRONY ŚRODOWISKA W ZAKŁADACH WZBOGACANIA WĘGLA

Streszczenie

W wyniku realizacji procesu technologicznego w zakładach przeróbczych, oprócz koncentratów węglowych, powstają również produkty uboczne będące najczęściej obciążeniem dla środowiska naturalnego. W artykule przedstawiono zidentyfikowane i usystematyzowane zagrożenia oraz ich potencjalne skutki dla środowiska naturalnego, wynikające z realizowanych technologii wzbogacania węgla. Przyjęto, że wartości poszczególnych emisji do środowiska, mniejsze od wartości dopuszczalnych nie powodują strat w środowisku. Za miarę straty przyjęto wielkość opłat lub kar związanych z odprowadzaniem do środowiska obciążeń typu materiałowego lub energetycznego. Założenia te pozwoliły na oszacowanie wielkości ryzyka, wynikające z poszczególnych oddziaływań zakładów przeróbczych na środowisko naturalne. Analiza danych dotyczących emisji hałasu przez zakłady przeróbcze doprowadziła do wniosku, że ryzyko emisji nadmiernego hałasu do środowiska jest niewielkie, a straty związane z nim, mierzone liczbą i kwotami odprowadzanych kar, są bardzo małe w stosunku do kosztów działania zakładów przeróbczych. Emisja pyłów do atmosfery powstających w niektórych węzłach technologicznych jest istotnie ograniczana przez stosowanie lokalnych instalacji odpylania i ulawiania pyłów. Emisja pyłów i gazów przez zakłady przeróbcze eksploatujące suszarnie koncentratów flotacyjnych jest zmniejszana, a w najbliższych latach zostanie całkowicie wyeliminowana przez wdrożenie tzw. głębokiego mechanicznego odwadniania i zrezygnowania z eksploatacji suszarek termicznych. Największe ryzyko dla środowiska stanowią zagrożenia związane z wytwarzaniem odpadów stałych. Obecnie większość odpadów jest w różny sposób wykorzystywana, a tylko niewielka ich część jest składowana. Składowanie odpadów stwarza potencjalne zagrożenia dla środowiska naturalnego wskutek wymywania z nich substancji rozpuszczalnych. Zawarte w odpadach przeróbczych resztki substancji palnej stanowią zagrożenia pożarowe. Ryzyko skażenia środowiska naturalnego przez emisję zanieczyszczeń ciekłych oceniono jako znikome, ponieważ zakłady przeróbcze są wyposażone w zamknięte obiegi wodno-mułowe.

The risk analysis in the range of environment protection in coal preparation plants

Summary

As the result of coal preparation process in coal preparation plants except of coal fuels, often harmful to environment by-products are produced. The research identifies, collects and classifies threats, and their potential effects on the environment resulting from executed coal beneficiation technologies. It was assumed, that individual emission values lower than permissible ones do not cause environmental damage. Size of financial tax and penalties connected with emission to the environment pollution of material and energetic type was assumed as a measure of losses. Those assumptions enabled to estimate risk resulting from coal preparation plants operation affecting environment. An analysis of data concerning noise emission by preparation plants leads to a conclusion that risk of excessive noise emission is slight and a connected with it loss, measured with magnitude of penalties are very little in relation to plant running costs. The emission into the atmosphere of dust created by some of technological nodes is significantly limited by using local dedusting instalations. The emission of dust and gases by preparation plants utilising flotation concentrate dryer is being currently decreased and soon will be eliminated by introducing deep mechanical dewatering and exclusion from operation thermal dryers. Solid

waste materials of coal preparation plants are the most risky threats for environment. Currently most of solid waste materials are utilized in many ways and only small part of them is stored. Storing is potentially environment-harmful due to washing away soluble substances, which may negatively affect the environment. Remains of combustible parts included in preparation waste are fire risk. The risk of environment pollution by liquid contaminants emission was estimated as slight because preparation plants are equipped with closed water-slime circuits.

WPROWADZENIE

Ryzyko towarzyszy każdej ludzkiej działalności i może odnosić się do zdrowia i bezpieczeństwa, gospodarki lub oddziaływania wytworów techniki na środowisko. Dotychczas nie stworzono modelu ryzyka, który obejmowałby wszystkie kategorie strat ujęte w jednej formule. Dlatego też ryzyko najczęściej traktowane jest jako wielkość wielowymiarowa, odnosząca się do różnych aspektów ludzkiej działalności. Ryzyko związane jest nierozdzielnie z pojęciem zagrożenia definiowanym jako potencjał destrukcyjny, którego uwolnienie stwarza możliwość powstania strat w postaci zgonów, uszkodzeń ciała i rozstroju zdrowia człowieka i/lub uszkodzeń artefaktów i/lub środowiska naturalnego (Brandowski A. 1996). Istnienie zagrożeń stwarza ryzyko powstania strat w wyniku ich aktywacji. Jest ono najczęściej wyrażane jako kombinacja prawdopodobieństwa aktywacji zagrożenia (wystąpienia zdarzenia) i jego skutków lub konsekwencji.

Analiza ryzyka jest jednym z elementów zarządzania ryzykiem i obejmuje systematyczną analizę dostępnych informacji w celu zidentyfikowania zagrożeń i oszacowania poziomu ryzyka obiektu technicznego w odniesieniu do ludzi, mienia lub środowiska. Ze względu na brak danych liczbowych oraz trudności z ich uzyskaniem dokładne oszacowanie (obliczenie) ryzyka jest bardzo utrudnione i wykonuje się je sporadycznie. Najczęściej analizę ryzyka ogranicza się do identyfikacji zagrożeń i przyporządkowania prawdopodobieństw ich wystąpienia (częstości) i stratom w skali umownej (Studenski R. 1994, Niczyporuk Z.T. 1996). Może to być powodem subiektywności wykonywanych analiz i znacznych rozbieżności w ocenach ryzyka wykonanych przez różnych autorów.

W opracowaniu przedstawiono analizę ryzyka przeprowadzoną w zakładach przeróbki węgla w aspekcie ochrony środowiska naturalnego. Według obowiązujących przepisów prawnych zakłady przerobcze węgla zostały zaliczone do inwestycji mogących znacząco oddziaływać na środowisko (Rozporządzenie... 2002). Taki stan prawny obliguje potencjalnych inwestorów lub podejmujących inwestycje odtworzeniowe i modernizacyjne do wykonania ocen oddziaływania na środowisko, na określonych etapach procesu inwestycyjnego. W literaturze brak jest usystematyzowanych informacji o zagrożeniach dla środowiska, wynikających z eksploatacji zakładów przerobczych.

W artykule zostały omówione zidentyfikowane i usystematyzowane zagrożenia i ich potencjalne skutki dla środowiska, wynikające z realizowanych technologii wzbogacania węgla. Przedstawiono również próbę oszacowania poziomu ryzyka, związanego ze skażeniami środowiska naturalnego będącymi rezultatem stosowanych technologii wzbogacania.

1. UWARUNKOWANIA PRAWNE

Podstawowym aktem prawnym, regulującym zasady ochrony środowiska i korzystania z jego zasobów, z uwzględnieniem wymagań zrównoważonego rozwoju, jest ustawa z dnia 27.04.2001 r. (Ustawa... 2001). Ustawa zawiera między innymi wymagania, które musi spełnić inwestor lub użytkownik instalacji, wprowadzającej do środowiska substancje lub energię, aby uzyskać pozwolenie odpowiedniego organu na jej eksploatację. Zasady korzystania z poszczególnych zasobów środowiskowych oraz zasady emisji do środowiska regulują odpowiednie akty prawne.

Odpady powstające w zakładach przeróbczych są klasyfikowane najczęściej kodem 01 04 12, a odpady flotacyjne kodem 01 04 81 i zgodnie z przepisami powinny być w miarę możliwości wykorzystywane gospodarczo (Ustawa... 2001, Rozporządzenie... 2001). W przypadku, gdy odpady nie mogą być gospodarczo wykorzystane możliwe jest ich składowanie, co wiąże się z koniecznością poniesienia pewnych kosztów na rzecz środowiska. Wysokość opłat za składowanie odpadów reguluje Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 9.10.2001 r. (Rozporządzenie... 2003). W przypadku składowania odpadów do końca 2001 roku opłaty za gospodarcze korzystanie ze środowiska składały się z dwu elementów:

- opłaty za umieszczenie odpadów na składowisku odpadów,
- opłaty za czas składowania.

Od 1.01.2002 roku opłata ta składa się tylko z jednego elementu – opłaty za umieszczenie odpadów na składowisku.

Pobór wód podziemnych lub powierzchniowych do realizacji procesów technologicznych oraz zrzut wykorzystanych wód oraz ścieków technologicznych i komunalnych podlega również odpowiednim opłatom określonym w Rozporządzeniu (Rozporządzenie... 2003). Wysokość opłat za odprowadzanie ścieków do środowiska zależy od masy substancji wprowadzanych ze ściekami do wód lub do ziemi wyrażonych następującymi wskaźnikami:

- pięciodobowym biochemicznym zapotrzebowaniem na tlen (BZT_5),
- chemicznym zapotrzebowaniem na tlen oznaczanym metodą dwuchromianową ($ChZT-Cr$),
- zawartością zawiesiny ogólnej,
- sumą chlorków i siarczanów ($Cl + SO_4$).

Emisje pyłów lub gazów do atmosfery z ciągów technologicznych wiążą się z koniecznością uzyskania decyzji organów administracji rządowej oraz ponoszenia odpowiednich opłat za gospodarcze korzystanie ze środowiska, których wysokość jest określona w cytowanym powyżej Rozporządzeniu (Rozporządzenie... 2003).

Dopuszczalne poziomy hałasu emitowanego do środowiska określa Rozporządzenie Ministra Ochrony Środowiska, Zasobów Naturalnych i Leśnictwa z dnia 13.05.1998 r. (Rozporządzenie... 2004). W Rozporządzeniu dopuszczalne poziomy hałasu zostały zróżnicowane w zależności od pory dnia, przeznaczenia terenu oraz źródła hałasu. Wynika z niego, że poziom hałasu emitowanego przez zakład przeróbczy do środowiska na terenach zabudowy mieszkaniowej wielorodzinnej i zamieszka-

nia zbiorowego, nie powinien przekraczać 50 dB w porze dnia (6⁰⁰–22⁰⁰) oraz 40 dB w porze nocy (22⁰⁰–6⁰⁰). W przypadku przekroczenia wyżej wymienionych poziomów hałasu, konieczne jest posiadanie odpowiednich decyzji administracyjnych i/lub ponoszenie opłat – kar przewidzianych w Rozporządzeniu Rady Ministrów z dnia 29.09.2001 r. (Rozporządzenie... 2001).

2. WYBRANE ZAGADNIENIA DOTYCZĄCE RYZYKA I ZAGROŻEŃ EKOLOGICZNYCH

Powszechnie uważa się, że kryteria ryzyka związane z ochroną zdrowia lub życia pracowników oraz ochroną środowiska powinny być formułowane przez państwo i zawarte w prawie dotyczącym bezpieczeństwa, bowiem to ono jest odpowiedzialne za bezpieczeństwo swych obywateli (Brandowski A. 1996, Niczyporuk Z.T. 1996). Znajduje to częściowo odzwierciedlenie w regulacjach prawnych dotyczących korzystania, przez podmioty gospodarcze, z zasobów środowiska.

Zakład przeróbczy do realizacji swego podstawowego zadania, jakim jest uszlachetnianie węgla surowego i przystosowanie go do wymagań odbiorców, korzysta również z zasobów środowiskowych, tj. nośników energii, wody, powietrza, innych materiałów, takich jak: magnetyt, odczynniki flotacyjne, flokulanty, smary itp. W wyniku realizacji procesu technologicznego w zakładzie przeróbczym, oprócz podstawowego produktu, jakim są koncentraty węglowe, powstają również niepożądane produkty sprzężone. Przez niepożądane produkty sprzężone rozumie się produkty niebędące bezpośrednim celem działalności danego przedsiębiorstwa (Ostoj J. 1996). Produkty te można podzielić na obciążenia środowiska pochodzenia:

- materiałowego – pyły, ścieki, odpady stałe itp.,
- energetycznego – hałas, wibracje, ciepło odpadowe, promieniowanie itp.

W przypadku zakładów przeróbczych niepożądanymi produktami sprzężonymi są odpady przeróbcze, emisje pyłów i gazów do atmosfery oraz potencjalne zrzuty wód i ścieków technologicznych. Praca zakładu przeróbczego związana jest z emisją hałasu, nie tylko na poszczególnych stanowiskach wewnątrz zakładu, lecz także przez zakład przeróbczy do środowiska.

Ryzyko ekologiczne przedsiębiorstw, ze względu na ich źródło, można podzielić na (Borys G. 2000):

- ryzyko wewnętrzne,
- ryzyko zewnętrzne.

Ryzyko wewnętrzne tkwi w samym przedsiębiorstwie i jest związane z metodami i technikami zarządzania, lokalizacją przedsiębiorstwa, stosowanymi metodami inżynierii środowiska, użytkowaniem produktów przedsiębiorstwa, rozwiązaniami logistycznymi itp. Szczególne znaczenie mają także właściwości surowców stosowanych do produkcji, metody ich transportu i składowania oraz zastosowane metody i technologie produkcji. Determinują one ilość i skład powstających odpadów i ścieków, jakość środowiska akustycznego, ilość i skład emisji zanieczyszczeń do powietrza atmosferycznego. Często niebranym pod uwagę źródłem wewnętrznego

ryzyka ekologicznego są „stare odpady” oraz toksyczne substancje i odpady skażające grunty lub wnikające w mury i tynki, z których są praktycznie nieusuwalne.

Zewnętrzne ryzyko ekologiczne jest wynikiem zmian w otoczeniu polityczno-prawnym, społecznym, rynkowym i techniczno-naukowym przedsiębiorstwa. Wiążą się one z zaostrzeniem norm prawnych i aktów administracyjnych, dotyczących ochrony środowiska, „ucieczki” użytkowników i konsumentów od produktów negatywnie oddziałujących na środowisko, pojawienia się nowych wyników badań naukowych wykazujących negatywny wpływ na zdrowie człowieka i środowisko pewnych produktów, na przykład azbestu, technik wytwarzania, składowania odpadów itp.

Istnieje wiele metod identyfikacji i oceny ryzyka ekologicznego na jakie narażone jest przedsiębiorstwo. Do najbardziej znanych należą metody: dokumentacyjna, inspekcyjna, ankietowa, analizy polityki informacyjnej, analizy organizacji, słabych sygnałów, dysfuzyjna, portfelowa, macierzowa oraz analizy kosztów i zobowiązań w zakresie ochrony środowiska (Borys G. 2000). Wybór odpowiedniej metody lub kombinacji metod należy do prowadzącego badanie i jest uzależniony od tego, czy chodzi o identyfikację i ocenę ryzyka wewnętrznego, czy zewnętrznego, już istniejącego lub mogącego pojawić się w przyszłości. Jednym ze sposobów oceny wpływu i zarządzania ekologicznymi aspektami działalności firmy są wytyczne zawarte w normie ISO 14001, dotyczące zarządzania środowiskowego. Uzyskanie przez przedsiębiorstwo certyfikatu zgodności zarządzania środowiskowego z wymaganiami normy ISO 14001 świadczy, że zidentyfikowano w nim wszystkie znaczące aspekty środowiskowe, a procesy z nimi związane są realizowane w sposób kontrolowany oraz że wypełniane są zadania, zmierzające do osiągnięcia określonych celów środowiskowych, a generalną wytyczną i efektem tych działań jest osiąganie stałej poprawy na rzecz ochrony środowiska.

W krajach Unii Europejskiej, oprócz certyfikatów na rzecz zgodności z normą ISO 14001, popularny jest standard systemu zarządzania środowiskowego EMAS (*Environmental Management and Audit Scheme*). Inną stosunkowo nową techniką oceny aspektów środowiskowych jest Ekologiczna Ocena Cyklu Życia (LCA – *Life Cycle Assessment*) (Praca zbiorowa pod red. J. Kulczyckiej 2001, Praca zbiorowa pod red. K. Czaplickiej 2002). Stwarza ona podstawy do identyfikacji, hierarchizacji oraz ustalania sposobów poprawy jakości środowiska. Jednym z podstawowych założeń LCA jest badanie aspektów środowiskowych i potencjalnych wpływów w całym okresie życia wyrobu, począwszy od pozyskania surowców, poprzez produkcję, użytkowanie aż do fizycznej likwidacji. Sprawia to, że nie zostanie pominięty żaden etap istnienia wyrobu, co umożliwia dokonanie pełnych porównań określających zagrożenia środowiskowe stwarzane przez dany wyrób. Produktem w technice LCA może być konkretny przedmiot lub wyrób, cały proces produkcji czy użytkowania jakiegoś wyrobu oraz określona usługa.

3. METODYKA OCENY RYZYKA

Spośród wymienionych wyżej metod badania ryzyka ekologicznego wybrano metodę ankietową uzupełnioną elementami analizy kosztów i zobowiązań w zakresie ochrony środowiska, związanych bezpośrednio z działalnością zakładów przeróbczych. W celu zebrania niezbędnych danych opracowano wzór ankiety, której celem była identyfikacja zagrożeń dla środowiska naturalnego, wynikających ze specyfiki realizowanych w zakładach przeróbczych procesów technologicznych oraz stosowanych surowców i materiałów pomocniczych. Respondentów ankiety poproszono również o podanie typowych sytuacji awaryjnych, związanych z zagrożeniami dla środowiska wraz z czasem ich trwania i kosztami usunięcia. Ankietę uzupełniają pytania dotyczące wielkości opłat i kar za gospodarcze korzystanie ze środowiska w rozbiciu na koszty związane z emisją hałasu, gospodarką wodno-ściekową, odpadami oraz emisjami pyłów i gazów do atmosfery. Zakres merytoryczny ankiety skonsultowano ze specjalistami ochrony środowiska i przedstawicielami zakładów przeróbczych w wybranych kopalniach. Ankietę wysłano do 41 kopalń i zakładów górniczych zajmujących się wzbogacaniem węgla. Respondenci zwrócili 26 wypełnionych ankiet, co stanowi 63% wszystkich zakładów wzbogacających węgle. Dane uzyskane z ankiet opracowano i zestawiono w tablicach 1–4.

4. WYNIKI ANALIZY

Analizę uzyskanych wyników przedstawiono poniżej w podziale na grupy zagrożeń, a mianowicie:

- zagrożenia związane z emisją hałasu do środowiska,
- zagrożenia związane z emisją pyłów i gazów do atmosfery,
- zagrożenia związane z wytwarzaniem odpadów stałych,
- zagrożenia związane z wytwarzaniem odpadów ciekłych.

4.1. Zagrożenia związane z emisją hałasu do środowiska

Dane dotyczące natężenia hałasu emitowanego do środowiska przez zakłady przeróbcze, w rozbiciu na porę dnia i nocy zestawiono w tablicy 1. Z ankiet uzyskanych z kopalń wynika, że większość kopalń nie dysponuje wynikami pomiarów natężenia hałasu pochodzącego tylko od zakładów przeróbczych. Kopalnie dysponują najczęściej wynikami pomiarów hałasu emitowanego do środowiska przez zespół wszystkich budynków i urządzeń kopalnianych. W kilku przypadkach („Mysłowice”, „Katowice-Kleofas”, „Piaś”, „Janina”) pomiary wykazały, że poziom hałasu pochodzącego od zakładu przeróbczego praktycznie zlewa się z hałasem pochodzącym od tła i jest nierozróżnialny. Przekroczenia hałasu pochodzące od budynków zakładów przeróbczych stwierdzono w przypadku czterech kopalń w porze dnia i pięciu kopalń w nocy. Przekroczenia te dla pory dnia w trzech przypadkach były stosunkowo nieduże (poniżej 5 dB). Tylko w jednym przypadku (Kopalnia Węgla Kamiennego „Knurów”) przekroczenie wynosiło około 10 dB. W kopalni „Knurów”

jest modernizowany ciąg technologiczny, w celu zmniejszenia hałasu emitowanego do środowiska. W ankiecie pytano również o wielkość kar ponoszonych z tytułu emisji nadmiernego hałasu oraz wysokość nakładów poniesionych w latach 2001 i 2002 na ograniczenie emisji hałasu do środowiska przez zakłady przeróbcze. Tylko w Kopalni Węgla Kamiennego „Bielszowice” poniesiono w 2001 roku stosunkowo niewielkie kary (poniżej 30 tys. zł). W czterech kopalniach poniesiono nakłady inwestycyjne związane ze zmniejszeniem poziomu hałasu z zakładów przeróbczych do środowiska w łącznej wysokości poniżej 0,5 mln zł.

Analiza przedstawionych danych prowadzi do wniosku, że zagrożenia emisją nadmiernego hałasu do środowiska przez zakłady przeróbcze kopalń są niewielkie, a straty związane z tymi zagrożeniami, mierzone kwotą odprowadzonych kar są niewspółmiernie małe w stosunku do całokształtu kosztów działania zakładów przeróbczych i kopalń.

Tablica 1. Emisja hałasu przez zakłady przeróbcze

Kopalnia	Emisja hałasu w porze	
	dnia, dB	nocy, dB
„Knurów”	59,9	58,8
„Szczygłowice”	brak danych	brak danych
„Makoszowy”	brak danych	brak danych
„Bolesław Śmiały”	brak danych	brak danych
„Borynia”	brak danych	brak danych
„Jas-Mos”	brak danych	brak danych
„Mysłowice”	zlewa się z tłem	zlewa się z tłem
„Katowice-Kleofas”	zlewa się z tłem	zlewa się z tłem
„Murcki”	brak danych	brak danych
„Kazimierz-Juliusz”	44,3	44,3
„Marcel”	pomiar dla całej kopalni	pomiar dla całej kopalni
„Chwałowice”	pomiar dla całej kopalni	pomiar dla całej kopalni
„Anna”	brak danych	brak danych
„Jankowice”	50,0	40,0
„Rydułtowy”	brak danych	brak danych
„Piast”	zlewa się z tłem	zlewa się z tłem
„Ziemowit”	brak danych	brak danych
„Janina”	zlewa się z tłem	zlewa się z tłem
„Brzeszcze”	brak danych	brak danych
„Halemba”	53,1	47,3
„Bielszowice”	52,1	52,4
„Polska-Wirek”	< 50	< 40
ZG „Piekary”	< 50	< 40
ZG „Centrum”	54,6	49,6
„Budryk”	brak danych	brak danych
„Bogdanka”	< 50	< 40

4.2. Zagrożenia związane z emisją pyłów i gazów do atmosfery

Jak już wspomniano procesy wzbogacania węgla są prowadzone „na mokro”, co zapobiega pyleniu. W niektórych sekcjach ciągu technologicznego dominują jednak procesy suche. Dotyczy to przede wszystkim sekcji przygotowania węgla, klasyfikacji wstępnej, kruszenia i rozdrabniania węgla grubego, odwadniania koncentratów flotacyjnych oraz załadunku produktów finalnych. Sekcje te są często wyposażone w instalacje odpylające. Są to lokalne instalacje odpylania i uławiania pyłu, pracujące na mokro lub sucho. Pomimo dużej sprawności tych instalacji, praca zakładu przerobczego najczęściej jest związana z emisją pyłów do atmosfery. Wielkość emisji pyłów w poszczególnych zakładach przerobczych jest znacznie zróżnicowana i wynika z wielu czynników, z których najważniejszymi są:

- charakterystyka technologiczna urobku surowego (skład mineralny, twardość, uziarnienie, zawilgocenie),
- zastosowana technologia przeróbki węgla (rodzaj, układ i typ urządzeń w ZP),
- zastosowanie lokalnych instalacji odpylania i uławiania pyłu.

Z danych ankietowych, zestawionych w tablicy 2 wynika, że z 13 zakładów przerobczych w 2001 roku zostało wyemitowanych łącznie do atmosfery około 231 Mg pyłów i odprowadzono z tego tytułu łącznie około 94 tys. zł opłat. W trzech kwartałach 2002 roku łączna emisja pyłów z tych samych zakładów przerobczych wyniosła około 170 Mg, a opłaty z tego tytułu wyniosły około 72 tys. zł. W pozostałych 13 ankietowanych zakładach nie stwierdzono emisji pyłów do atmosfery.

Innym specyficznym źródłem emisji pyłów i gazów (głównie SO_2 i NO_x) do atmosfery, związanym ze wzbogacaniem węgla, są suszarnie koncentratów flotacyjnych. W Polsce w drugim stopniu odwadniania koncentratów flotacyjnych powszechnie stosuje się suszarki bębnowe. Szacuje się, że praca suszarki jest związana z emisją pyłu w ilości 8–20 kg/h, pomimo stosowania instalacji odpylania (Aleksa H., Dyduch F., Wierzchowski K. 2002). Z danych ankietowych wynika, że z trzech zakładów przerobczych, eksploatujących suszarnie zostało wyemitowanych w 2001 roku łącznie około 195 Mg pyłów i gazów oraz poniesiono z tego tytułu łączne opłaty w wysokości około 85 tys. zł. Eliminacja zagrożeń emisji pyłów i gazów z suszarń koncentratów flotacyjnych jest związana zastępowaniem suszenia termicznego tzw. głębokim mechanicznym odwadnianiem. Pociąga to za sobą konieczność ponoszenia znacznych nakładów inwestycyjnych. Technologia ta została już wdrożona w ZP KWK Jas-Mos.

Analiza zgromadzonych danych dotyczących emisji pyłów do atmosfery z instalacji odpylania prowadzi do wniosku, że związane z nią zagrożenia dla środowiska naturalnego są małe, a straty wynikające z konieczności ponoszenia opłat z tego tytułu są niewielkie. Znacznie większy problem stanowi emisja pyłów i gazów z zakładów przerobczych, stosujących termiczne suszenie koncentratów flotacyjnych.

Tablica 2. Emisja pyłów i gazów do atmosfery przez zakłady przeróbcze

Kopalnia	Emisje (Mg) i opłaty (zł) z instalacji odpylania ZP				Emisje (Mg) i opłaty (zł) z suszarni			
	2001 rok		III kw. 2002 roku		2001 rok		III kw. 2002 roku	
	emisja	opłata	emisja	opłata	emisja	opłata	emisja	opłata
„Knurów”	3,0	1 191,8	1,0	435,3				
„Szczygłowice”	8,0	3 132,5	6,0	2 479,7				
„Makoszowy”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Bolesław Śmiały”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Borynia”	nie ma	0,0	nie ma	0,0	87,6	22 583,0	58,2	23 852,0
„Jas-Mos”	2,4	915,4	1,7	699,5				
„Mysłowice”	12,5	4 681,2	9,2	3 750,5				
„Katowice-Kleofas”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Murcki”	1,4	541,5	0,6	240,4				
„Kazimierz-Juliusz”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Marcel”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Chwałowice”	62,6	24 485,3	49,3	20 292,2				
„Anna”	nie ma	0,0	nie ma	0,0	63,2	48 500,0	48,5	37 058,0
„Jankowice”	15,5	6 325,3	9,3	4 021,7				
„Rydułtowy”	nie ma	0,0	nie ma	0,0	44,1	14 400,0	17,5	5 890,0
„Piast”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Ziemowit”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Janina”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Brzeszcze”	81,7	31 908,5	61,3	25 140,0				
„Halemba”	23,9	9 333,0	17,5	7 158,5				
„Bielszowice”	3,8	1 472,3	2,9	1 168,3				
„Polska-Wirek”	11,9	4 650,8	8,5	3 489,9				
ZG „Piekary”	1,6	1 553,0	1,1	1 124,0				
ZG „Centrum”	3,1	3 035,0	2,3	2 402,0				
„Budryk”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
„Bogdanka”	nie ma	0,0	nie ma	0,0				
Razem	231,3	93 225,6	170,5	72 402,0	194,9	85 483,0	124,2	66 800,0

4.3. Zagrożenia związane z wytwarzaniem odpadów stałych

Zagrożenia związane z wytwarzaniem przez zakłady przeróbcze odpadów stałych podzielono na trzy grupy:

- zagrożenia powodowane przez odpady flotacyjne (kod 01 04 81),
- zagrożenia powodowane przez odpady płuczkowe (kod 01 04 12),
- zagrożenia powodowane przez odpady stałe.

Wśród zakładów przeróbczych, z których otrzymano ankiety dziesięć jest wyposażonych w oddziały wzbogacania flotacyjnego i są w nich wytwarzane odpady flotacyjne (tabl. 3). Łącznie w zakładach tych wyprodukowano w 2001 roku około 1,4 mln Mg odpadów flotacyjnych, a ich zagospodarowanie kosztowało około 3,63 mln zł. W ciągu trzech kwartałów 2002 roku w zakładach przeróbczych wytworzono około 0,97 mln Mg odpadów, a koszt ich zagospodarowania wynosił około 2,62 mln zł. W wielu kopalniach („Knurów”, „Szczygłowice”, „Borynia”, „Jas-Mos”, „Jankowice”, „Bielszowice”, „Budryk”) odpady flotacyjne, łącznie z dodat-

kiem popiołów lotnych, są wykorzystywane w profilaktyce przeciwpożarowej na dole kopalni lub w podsadzce hydraulicznej. Ten sposób zagospodarowywania odpadów flotacyjnych stwarza pewne problemy natury organizacyjnej i technicznej, lecz jest stosowany z powodzeniem od wielu lat. Umieszczanie odpadów flotacyjnych „pod ziemią” eliminuje zagrożenia dla środowiska naturalnego, a jednocześnie daje wymierne korzyści materialne w postaci zmniejszenia zagrożeń na dole kopalni oraz zmniejsza skutki deformacji terenu.

Tablica 3. Ilość wytworzonych odpadów flotacyjnych, sposób i koszt ich zagospodarowania

Kopalnia	2001 rok		III kw. 2002 roku		Sposób zagospodarowania
	masa, Mg	koszt, zł	masa, Mg	koszt, zł	
„Knurów”	144 382	627 830	139 358	668 547	1, 2
„Szczygłowice”	293 895	1 302 567	152 322	690 665	2, 5
„Makoszowy”	brak flotacji				
„Bolesław Śmiały”	brak flotacji				
„Borynia”	130 172		90 190		2, 5
„Jas-Mos”	62 130	32 307	47 237	25 036	3
„Mysłowice”	brak flotacji				
„Katowice-Kleofas”	brak flotacji				
„Murcki”	202 616		106 096		2, 4, 5
„Kazimierz-Juliusz”	brak flotacji				
„Marcel”	177 440		115 953		5
„Chwałowice”	brak flotacji				
„Anna”	84 200	302 326	67 400	302 326	5
„Jankowice”	193 700	213 900	175 200	139 600	3, 5
„Rydułtowy”	brak flotacji				
„Piast”	brak flotacji				
„Ziemowit”	brak flotacji				
„Janina”	brak flotacji				
„Brzeszcze”	brak flotacji				
„Halemba”	brak flotacji				
„Bielszowice”	58 870	1 152 000	25 350	792 000	2, 3
„Polska-Wirek”	brak flotacji				
ZG „Piekary”	brak flotacji				
ZG „Centrum”	brak flotacji				
„Budryk”	45 337		47 444		3
„Bogdanka”	brak flotacji				
Razem	1 392 742	3 630 930	966 550	2 618 174	

Sposób zagospodarowania: 1 – składowanie, 2 – profilaktyka przeciwpożarowa na dole kopalni, 3 – podsadzka, 4 – odbiór przez firmy obce, 5 – łącznie z odpadami płuczkowymi.

W wielu kopalniach odpady flotacyjne zagospodarowywane są łącznie z odpadami płuczkowymi. Tylko część odpadów flotacyjnych jest składowana w rozumieniu odpowiednich przepisów i w związku z powyższym kopalnie ponoszą z tego tytułu

odpowiednie koszty. W 2001 roku stanowiło to około 0,5 mln zł. Składowanie odpadów flotacyjnych stanowi zagrożenie dla środowiska naturalnego w postaci zajmowania terenów, jak również z powodu możliwego wymywania z nich przez wody substancji rozpuszczalnych, które mogą być szkodliwe dla środowiska przyrodniczego.

Odpady płuczkowe stanowią główny produkt odpadowy, nierozzerwalnie związany z procesami wzbogacania węgla. W 26 zakładach przeróbczych, które zwróciły wypełnione ankiety, wytworzono łącznie w 2001 roku około 24 mln Mg odpadów, których różne formy zagospodarowania kosztowały łącznie około 110 mln zł (tabl. 4).

Tablica 4. Ilość wytworzonych odpadów popłuczkowych, sposób i koszt ich zagospodarowania

Kopalnia	2001 rok		III kw. 2002 roku		Sposób zagospodarowania
	masa, Mg	koszt, zł	masa, Mg	koszt, zł	
„Knurów”	1 784 777	9 664 474	1 011 114	4 513 987	2
„Szczygłowie”	1 513 728	8 217 811	1 137 860	6 646 690	2
„Makoszowy”	1 109 376	7 406 759	897 069	5 042 461	2
„Bolesław Śmiały”	1 149 451	7 562 302	756 058	3 359 330	1, 5
„Borynia”	1 592 794		952 342		2
„Jas-Mos”	615 624	2 921 443	439 849	2 087 302	2
„Mysłowice”	216 376	200 000	72 107	140 000	2, 3
„Katowice-Kleofas”					4
„Murcki”	822 604	1 469 504	663 295	813 823	2, 4
„Kazimierz-Juliusz”	50 335	320 400	32 740	244 734	2, 3
„Marcel”	1 179 532	6 834 300	809 427	4 105 800	2
„Chwałowice”	859 543	3 926 421	604 033	2 315 714	2
„Anna”	905 550	3 238 422	683 400	2 760 936	2
„Jankowice”	1 893 200	2 389 200	1 339 600	1 690 600	2
„Rydułtowy”	828 900	4 381 670	575 900	2 822 300	2
„Piast”	815 490		505 147		2, 5
„Ziemowit”	665 170		341 449		2, 5
„Janina”	758 608	9 801 219	758 064	7 997 575	1, 2
„Brzeszcze”	495 300	4 144 455	315 600	2 007 216	5
„Halemba”	1 458 444	7 612 492	1 112 650	5 044 895	1, 4, 5
„Bielszowice”	1 159 560	4 444 608	674 920	2 517 446	2
„Polska-Wirek”	440 675	2 484 135	199 964	903 648	2, 3
ZG „Piekary”	226 000	513 000	284 000	616 000	2, 3
ZG „Centrum”	310 812	1 311 626	307 970	1 362 025	2
„Budryk”	1 193 074	5 032 674	909 642	3 998 278	2, 4
„Bogdanka”	1 672 113	15 954 758	1 405 160	12 429 007	1, 2, 5
Razem	23 717 036	109 831 673	16 789 360	73 419 767	

Sposób zagospodarowania: 1 – składowanie, 2 – rekultywacja i roboty inżynieryjne, 3 – podsadzka, 4 – odbiór przez firmy obce, 5 – wykorzystanie gospodarcze.

W ciągu trzech kwartałów 2002 roku w zakładach przeróbczych tych kopalń wytworzono łącznie około 16,8 mln Mg odpadów, a ich zagospodarowanie kosztowało łącznie około 73,5 mln zł. Zdecydowana większość odpadów płuczkowych jest wykorzystywana do rekultywacji i niwelacji terenów oraz różnego rodzaju robót inżynierskich. Pewna część odpadów płuczkowych jest wykorzystywana jako materiał budowlany w drogownictwie. Ostatnio pojawiły się przykłady wykorzystania odpadów do produkcji pełnowartościowych materiałów budowlanych, na przykład cegieł na bazie odpadów z zakładu przeróbczego Kopalni Węgla Kamiennego „Bogdanka”. W 2001 roku tylko część odpadów płuczkowych z czterech zakładów przeróbczych była skierowana na składowisko i w związku z powyższym poniesiono opłaty za ich składowanie o łącznej kwocie około 3,8 mln zł. W ciągu trzech kwartałów 2002 roku do składowania skierowano już tylko część odpadów płuczkowych z jednego tylko zakładu przeróbczego. Składowanie odpadów płuczkowych, podobnie jak odpadów flotacyjnych, stanowi potencjalne źródło zagrożeń dla środowiska naturalnego wskutek wymywania z nich substancji rozpuszczalnych, które mogą negatywnie wpływać na środowisko naturalne. Zawarte w odpadach płuczkowych resztki substancji palnej stwarzają realne zagrożenia pożarowe.

Z przeprowadzonej ankiety wynika, że w niektórych zakładach przeróbczych powstają niewielkie ilości odpadów stałych w postaci zużytych płócien i siatek filtracyjnych oraz taśm przenośnikowych. Odpady te są traktowane jako odpady komunalne i kierowane na odpowiednie składowiska.

Analiza danych zawartych w tablicach 3 i 4, dotyczących ilości wytwarzanych przez zakłady przeróbcze odpadów, kosztów i sposobów ich zagospodarowania prowadzi do wniosku, że mogą one stanowić poważny element ryzyka wewnętrznego działalności zakładu przeróbczego. Powstawanie odpadów jest nierozdzielnie związane z procesami wzbogacania węgla. Pomimo różnych sposobów zagospodarowywania odpadów, ich utylizacja jest związana z ponoszeniem znacznych kosztów. Z danych ankietowych nie uzyskano żadnych informacji dotyczących sytuacji awaryjnych, które by istotnie podnosiły koszty zagospodarowania wytwarzanych odpadów.

4.4. Zagrożenia związane z wytwarzaniem odpadów ciekłych

Dane uzyskane z ankiety wykazały, że z zakładów przeróbczych nie są odprowadzane do środowiska zawiesiny mineralne oraz chlorki i siarczany z wód technologicznych. Wynika to z faktu, że zakłady przeróbcze kopalń wyposażone są w zamknięte obiegi wodno-mułowe. Oznacza to, że zawiesiny mułowe powstające w procesach wzbogacania węgla są odwadniane, a wydzielana z nich faza stała stanowi pełnowartościowy komponent produktu handlowego. Wody technologiczne są poddawane procesom klarowania wspomaganego często metodami chemicznymi i zwracane do obiegu. Do obiegu technologicznego jest dodawana woda świeża w ilości wynikającej z odprowadzania części wody z produktami wzbogacania. Jako woda świeża często w zakładach przeróbczych wykorzystywana jest tzw. woda dołowa, pochodząca z odwadniania wyrobisk. Zakłady przeróbcze są wyposażone w tzw. podziemowe rzepia obciekowe (awaryjne), do których trafiają między

innymi wody technologiczne ze zdarzających się awarii pomp i elementów rurociągów technologicznych. Wody z tych rzepiów również są poddawane procesom klarowania i zwracane do obiegu technologicznych. Niektóre, szczególnie starsze zakłady przeróbcze są wyposażone w betonowe osadniki terenowe, do których okresowo mogą być kierowane zawiesiny mułowe. Woda z tych osadników jest również zwracana do obiegu technologicznego, a faza stała po odwodnieniu stanowi komponent produktu handlowego.

5. OSZACOWANIE RYZYKA

Zgromadzony materiał faktograficzny pozwolił na zidentyfikowanie i szacunkowe określenie wielkości zagrożeń dla środowiska naturalnego, wynikające ze specyfiki procesów technologicznych realizowanych w zakładach przeróbczych. Nie umożliwiło to jednak obliczenia i oceny ryzyka, ze względu na brak kryteriów jego akceptowalności lub tolerowalności oraz jednoznacznej definicji straty w odniesieniu do środowiska naturalnego. Przyjęto, że wartości poszczególnych emisji do środowiska, mniejsze od wartości dopuszczalnych, nie powodują w środowisku strat. Za miarę straty przyjęto wysokość opłat lub kar związanych z odprowadzaniem do środowiska obciążeń typu materiałowego lub energetycznego. Założenia te pozwoliły na oszacowanie wielkości ryzyka wynikającego z poszczególnych oddziaływań zakładów przeróbczych na środowisko naturalne.

Analiza danych dotyczących emisji hałasu przez zakłady przeróbcze prowadzi do wniosku, że ryzyko emisji nadmiernego hałasu do środowiska jest niewielkie, a straty związane z nim, mierzone ilością i kwotami odprowadzanych kar są bardzo małe w stosunku do kosztów działania zakładów przeróbczych.

Emisja pyłów do atmosfery, powstających w niektórych węzłach technologicznych, jest istotnie ograniczana przez stosowanie lokalnych instalacji odpylania i uławiania pyłów, pracujących na sucho lub mokro. Pomimo sprawności tych urządzeń często przekraczającej 99,5% do atmosfery są emitowane niewielkie ilości pyłów. Straty z tego tytułu, mierzone liczbą i wysokościami opłat są niewielkie. Emisja pyłów i gazów przez zakłady przeróbcze eksploatujące suszarnie koncentratów flotacyjnych jest zmniejszana, a w najbliższych latach zostanie całkowicie wyeliminowana przez wdrożenie tzw. głębokiego mechanicznego odwadniania i zrezygnowania z eksploatacji suszarek termicznych.

Z przeprowadzonej analizy wynika, że największe ryzyko dla środowiska w przypadku zakładów przeróbczych stanowią zagrożenia związane z wytwarzaniem odpadów stałych. Odpady przeróbcze stanowią około 26% wydobywania brutto kopalń (Biuletyn informacyjny 2002). Większość odpadów jest w różny sposób wykorzystywana, a tylko niewielka ich część składowana. Składowanie odpadów powoduje potencjalne zagrożenia dla środowiska naturalnego w postaci wymywania z nich substancji rozpuszczalnych. Zawarte w odpadach przeróbczych resztki substancji palnej stanowią zagrożenia pożarowe.

Ryzyko skażenia środowiska naturalnego przez emisję zanieczyszczeń ciekłych oceniono jako znikome, ponieważ zakłady przeróbcze są wyposażone w zamknięte

obiegi wodno-mułowe, w których woda po procesie technologicznym jest poddawana klarowaniu i zwracana do obiegu technologicznego.

Literatura

1. Aleksa H., Dyduch F., Wierzchowski K. (2002): *Zagrożenia w zakładach przeróbki mechanicznej węgla*. W: Raport roczny (2001) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Praca zbiorowa pod kierunkiem W. Konopko. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
2. Biuletyn informacyjny z zakresu przeróbki mechanicznej i jakości węgla kamiennego opracowany na podstawie statystyki G-09.2 (2002). Katowice, PARG S.A.
3. Borys G. (2000): *Ryzyko ekologiczne w działalności banku*. Warszawa, Wydaw. Biblioteka Menedżera i Bankowca „Zarządzanie i Finanse”.
4. Brandowski A. (1996): *Racjonalność w zarządzaniu bezpieczeństwem*. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, Seria Konferencje nr 15.
5. *Ekologiczna ocena cyklu życia (LCA) nową techniką zarządzania środowiskowego*. Praca zbiorowa pod red. J. Kulczyckiej (2001). Kraków, Wydaw. Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN.
6. Niczyporuk Z.T. (1996): *Granice ryzyka*. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, Seria Konferencje nr 15.
7. Ostój J. (1996): *Rynek wartości negatywnych*. Katowice, Wydaw. Uniwersytetu Śląskiego.
8. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27.09.2001 r. w sprawie katalogu odpadów. Dz.U.01.112.1206.
9. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 lipca 2004 r. w sprawie dopuszczalnych poziomów hałasu w środowisku. Dz.U. 04.178.18441.
10. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 18 marca 2003 r. w sprawie opłat za korzystanie ze środowiska Dz.U.03.55.477.
11. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 24 września 2002 r. w sprawie określenia rodzajów przedsięwzięć mogących znacząco oddziaływać na środowisko oraz szczegółowych kryteriów związanych z kwalifikowaniem przedsięwzięć do sporządzenia raportu o oddziaływaniu na środowisko. Dz.U.02.179.1490.
12. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 29.09.2001 r. w sprawie wysokości jednostkowych stawek kar za przekroczenie dopuszczalnego poziomu hałasu. Dz.U. 2001.120.1285.
13. Studenski R. (1994): *Szacowanie i ograniczanie ryzyka*, Atest – Ochrona Pracy nr 6.
14. Ustawa z dnia 27.04.2001 r. o odpadach. Dz.U.01.62.628.
15. Ustawa z dnia 27.04.2001 r. Prawo ochrony środowiska. Dz.U.01.62.627.
16. (2002): *Zastosowanie oceny cyklu życia (LCA) w ekobilansie kopalni*. Praca zbiorowa pod redakcją K. Czaplickiej. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.

Recenzent: dr inż. Piotr Rosmus

Ryszard Lach, Antoni Magdziorz, Halina Maksymiak-Lach

ZMIANY JAKOŚCI WÓD POWIERZCHNIOWYCH ZLEWNI GÓRNEJ ODRY W WYNIKU RESTRUKTURYZACJI GÓRNICTWA WĘGLA KAMIENNEGO

Streszczenie

W działalności górniczej nieunikniony jest proces likwidacji kopalń, spowodowany wyczerpywaniem się złoża, zmniejszaniem zapotrzebowania na węgiel bądź względami ekonomicznymi. Likwidowane są przede wszystkim kopalnie, w których zostały wyczerpane zasoby bądź znajdują się w nich zasoby węgla uniemożliwiające ich rentowną eksploatację z przyczyn naturalnych (geologicznych) lub technicznych.

Celem reformy górnictwa węgla kamiennego jest zatrzymanie procesu generowania strat w tym sektorze, które nie mogłyby być finansowane z budżetu państwa. Wymusza to konieczność dokonania takiej restrukturyzacji tego sektora, aby górnictwo stało się rentowne. Całkowicie lub częściowo zostało zlikwidowanych ponad 30 kopalń, z czego 17 w zlewni Górnej Odry.

W artykule omówiono wpływ restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego i związanych z tym zmian w odprowadzaniu słonych wód z odwadniania kopalń, na jakość wód powierzchniowych zlewni Górnej Odry. Na podstawie wyników monitoringu analizowano zmiany jakości wód Odry na odcinku od Chałupek po Zdzieszowice oraz w dopływach Odry: Olzie, Rudzie, Bierawce, Kłodnicy i Bytomce, w latach 1993–2000/2002.

Analiza wykazała, że w latach 1993–1996, w punkcie monitoringowym „Zdzieszowice” (km 115), po zrzucie wód dołowych ze wszystkich kopalń nastąpiło zmniejszenie zasolenia z 860 do 440 g/m³. Od roku 1996 nie notowano istotnych zmian w zasoleniu Górnej Odry po zrzucie wód z kopalń węgla kamiennego GZW (stężenie chlorków i siarczanów wahało się w granicach 550–450 g/m³).

W Kłodnicy i Bytomce, w latach 1993–2002 stwierdzono wzrost średniego stężenia chlorków i siarczanów odpowiednio: W Kłodnicy z 1583 do 2494 g/m³; Bytomce z 994 do 1966 g/dm³. W pozostałych dopływach zlewni Górnej Odry (Olzie, Rudzie i Bierawce) w tym samym czasie odnotowano spadek zasolenia.

Stwierdzono, że w 2002 roku rzeki Leśnica, Bierawka, Bytomka, Kłodnica po zrzucie dołowych wód kopalnianych nie spełniały wymogów Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 29.11.2002 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi (Dz.U. nr 212, poz. 1799), które określa, że sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów w śródlądowych wodach płynących, wyliczone w warunkach pełnego wymieszania, nie może przekraczać 1 g/dm³ w ciągu 328 dni w roku. Średnie, sumaryczne stężenia chlorków i siarczanów w tych rzekach po zrzucie dołowych wód kopalnianych wynosiło w 2002 roku odpowiednio: Leśnica – 6135 g/m³, Bierawka – 4269 g/m³, Bytomka – 1966 g/m³, Kłodnica – 2494 g/m³.

Górna Odra na całym analizowanym obszarze, od punktu Chałupki (km 20,7) do punktu Zdzieszowice, po zrzucie wód kopalnianych (km 115,0) spełnia wymogi rozporządzenia.

Ponadto, dokonano porównania bilansów zrzutów dołowych wód pochodzących z odwadniania kopalń zlokalizowanych w dorzeczu Górnej Odry w latach 1995–2000/2002. W bilansach uwzględniono ilości odprowadzanych do rzek wód kopalnianych oraz zawarty w nich sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów. Stwierdzono, że pomimo intensyfikacji procesu restrukturyzacyjnego w latach 1998–2002, skutkującego likwidacją wielu kopalń bądź ruchów górniczych, nie nastąpiło istotnie obniżenie zasolenia wód zlewni Górnej Odry.

Quality changes of surface waters of Upper Oder basin in result of restructuring of coal mining industry

Abstract

Process of mines liquidation is inevitable in mining activity, caused by fields exhaustion, requests for coal decrease or economic respects. First of all, liquidating mines these are mines which have been run out in coal stocks or placed there sources making impossible its profitable exploitation from natural reasons (geological) or technical. There is purpose of coal mining industry reform in this sector process of generating of loss held, which could not be sponsored from state budget. It forces necessity of effecting of such restructuring of this sector, in order to mining industry has become profitable. Entirely or partially over 30 mines become liquidated, included 17 in Upper Oder basin.

In article discussed influence of restructuring of coal mining industry and related changes in accompanying salty waters drainage from mines, on quality of surface waters of Upper Oder basin. It analyse changes of qualities of Oder waters on base of monitoring result on section from Chałupki to Zdziezowice and in inflows of Oder: Olza, Ruda, Bierawka, Kłodnica and Bytomka, in 1993–2000/2002.

It is possible to ascertain on base of analysis of result of monitoring of surface quality of streaming water, that in 1993–1996, in monitoring point “Zdziezowice” (115 km) on Upper Oder, after addition of mine waters, decreased salinity from 860 to 440 g/m³. In later period (from 1996) it did not take note important changes in salinity of Upper Oder after addition of mine waters of GZW (concentration of chlorides and sulphates from 550 to 450 g/m³).

In Kłodnica and Bytomka, in analysed time (1993–2002) it ascertain growth of salinity (average concentration chlorides and sulphates) properly: Kłodnica from 1583–2494 g/m³; Bytomka from 994–1966 g/dm³. In other inflows of Upper Oder (Olza, Ruda and Bierawka) remaining, in same time, salinity decrease.

In 2002 Leśnica, Bierawka, Bytomka and Kłodnica rivers did not grant requirements of dispositions of minister of environment from 29.11.2002 regarding conditions, that belongs to grant at introduction of effluent for waters or for land (Dz.U. Number 212, poz. 1799).

Upper Oder on whole analysed area, from Chałupki (20,7 km) to Zdziezowice (115,0 km) it grants requirements of dispositions.

1. RESTRUKTURYZACJA KOPALŃ

1.1. Zlewnia Olzy

W zlewni Olzy znajdują się kopalnie węgla kamiennego Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. oraz Kompanii Węglowej (byłej Rybnickiej Spółki Węglowej S.A.), a mianowicie:

- kopalnie: „Borynia”, „Jastrzębie”, „Krupiński”, „Pniówek”, „Zofiówka”,
- kopalnie: „Marcel”, „Chwałowice”, „Jankowice”.

Z kopalń tych wody dołowe są odprowadzane kolektorem OLZA do rzeki Leśnicy. W 2004 roku, w związku z przedłużeniem kolektora do Odry, nastąpiła zmiana miejsca zrzutu z Leśnicy do Odry, w miejscowości Olza (km 28 + 626) (Korczak K., Lach R. i inni 2003; Lach R. i inni 2003).

W wyniku restrukturyzacji, w zlewni Olzy, kopalnie „Morcinek” (2000 r.) i „1 Maja” (2002 r.) zostały całkowicie zlikwidowane przez zatopienie. W związku z tym zaprzestano odprowadzania z nich zasolonych wód dołowych do cieków powierzchniowych.

Zakończenie wydobywania niepołączone z zaprzestaniem odwadniania miało miejsce w:

- kopalni „Żory” (zaprzeszanie wydobycia – 1996 r.) – odwadnianie następuje poprzez wyrobiska kopalni „Borynia”,
- kopalni „Moszczenica” (zaprzeszanie wydobycia – 2000 r.) – odwadnianie poprzez kopalnię „Jas-Mos”.

1.2. Zlewnia Rudy

W zlewni Rudy działalność górnicza jest prowadzona w kopalni „Rydułtowy” należącej do Kompanii Węglowej (dawniej do Rybnickiej Spółki Węglowej S.A.).

W wyniku restrukturyzacji, w zlewni Rudy, została zlikwidowana kopalnia „Rymer” (zaprzeszano wydobycia w 1999 r.). Zakończenie wydobycia w tej kopalni nie zostało połączone z zaprzestaniem odwadniania, które jest prowadzone przez wyrobiska kopalni „Rydułtowy”. Wody dołowe tych kopalń są odprowadzane wspólnie do Rudy przez rzekę Nacynę.

1.3. Zlewnia Bierawki

Do zlewni Bierawki są zrzucane wody dołowe z trzech czynnych kopalń węgla kamiennego: „Budryk” (kopalnia samodzielna), „Szczygłowice” i „Knurów” – należące do Kompanii Węglowej (dawniej do Gliwickiej Spółki Węglowej S.A.). Wody dołowe z kopalni „Budryk” utylizowane są w Zakładzie Odsalania w Czerwionce, a wody z pozostałych czynnych kopalń („Szczygłowice” i „Knurów”) są odprowadzane do Bierawki poprzez lokalne ciek: Czarniawkę i Knurówkę (kopalnia „Knurów”) i Potok Książenicki (kopalnia „Szczygłowice”).

W 2000 roku zaprzestano wydobycia w kopalni „Dębieńsko” i postawiono ją w stan likwidacji. Jednakże ze względu na bezpieczeństwo kopalń sąsiednich jest ona odwadniana. Wody dołowe są odprowadzane w przeważającej większości bezpośrednio do Bierawki. Ze względów ekonomicznych jedynie około 10% najbardziej zasolonych wód poddawanych jest utylizacji w Zakładzie Odsalania w Czerwionce.

1.4. Zlewnia Bytomki

Na terenie Bytomia od 1999 roku działają trzy zakłady górnicze: „Centrum” Sp. z o.o., „Bytom III” Sp. z o.o. oraz „Bytom II”. Zakłady te wyodrębniono z obszarów górniczych zlikwidowanych kopalń:

- Zakład Górniczy „Centrum” Sp. z o.o. powstał w wyniku restrukturyzacji kopalni „Centrum-Szombierki” Sp. z o.o. Teren zakładu obejmuje dawne Pole Centrum, tj. północną część byłego obszaru górniczego Kopalni Węgla Kamiennego „Centrum-Szombierki”.
- Zakład Górniczy „Bytom II” Sp. z o.o. wydzielono z obszaru likwidowanej kopalni „Rozbark” Sp. z o.o.
- Zakład Górniczy „Bytom III” Sp. z o.o. został wydzielony z kopalni „Bobrek Miechowice” Sp. z o.o. w likwidacji. Teren zakładu obejmuje część byłego obszaru górniczego „Bobrek” oraz środkowowschodnią część byłego obszaru górniczego „Miechowice”.
- „Powstańców Śląskich – Bytom I”.

Nadmienić należy, że ze względu na bezpieczeństwo czynnych kopalń, w zlikwidowanych zakładach górniczych w zlewni Bytomki nadal prowadzone jest odwadnianie wyrobisk, a wody dołowe są odprowadzane bezpośrednio bądź poprzez lokalne cieki do Bytomki i dalej do Kłodnicy.

1.5. Zlewnia Kłodnicy

Do zlewni rzeki Kłodnicy są odprowadzane wody dołowe z kopalń: „Śląsk”, należącej do Katowickiego Holdingu Węglowego S.A., „Halemba”, „Polska-Wirek”, „Zabrze-Bielszowice”, „Pokój”, „Makoszowy” i „Sośnica”, wchodzących w skład Kompanii Węglowej (byłej Rudzkiej i Gliwickiej Spółki Węglowej S.A.) oraz z zakładów górniczych i kopalni likwidowanych w rejonie Bytomia (Magdziarz A. i inni 2001).

Kopalnie leżące w zlewni Kłodnicy należą do najstarszych w całym GZW. Obecnie znajdują się one na etapie restrukturyzacji, spowodowanej zakończeniem eksploatacji części obszarów górniczych poszczególnych kopalń lub całkowitej likwidacji. Zlikwidowane zostały następujące kopalnie w zlewni Kłodnicy: „Pstrowski”, „Gliwice”, „Siemianowice” ZG „Rozalia” oraz ruchy górnicze: „Ruch Polska” kopalni „Polska-Wirek”, „Ruch Poręba” kopalni „Bielszowice”, „Ruch Halemba Płytką” kopalni „Halemba” i „Ruch Wawel” kopalni „Pokój”.

Należy nadmienić, że podobnie jak w przypadku kopalń zlewni Bytomki, w likwidowanych zakładach górniczych bądź ruchach kopalń, nadal jest prowadzone odwadnianie, ze względu na bezpieczeństwo czynnych kopalń.

W sierpniu 2000 roku została powołana Spółka Restrukturyzacji Kopalń S.A. Przedmiotem działania spółki jest:

- prowadzenie likwidacji kopalń,
- zagospodarowywanie majątku likwidowanych kopalń i zbędnego majątku spółek węglowych,
- tworzenie nowych miejsc pracy, w szczególności dla pracowników likwidowanych kopalń.

Analiza warunków hydrogeologicznych kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wykazała istnienie licznych kontaktów hydraulicznych między poszczególnymi kopalniami (Rogoż H. i inni 1995). Połączenia te są zarówno bezpośrednie, jak i powstałe w strefie zaburzeń tektonicznych lub w obrębie zniszczonych wpływami górniczymi filarów granicznych, oddzielających wyrobiska sąsiadujących ze sobą kopalń. W GZW aż 37 kopalń jest ze sobą hydraulicznie połączonych.

Podczas likwidacji kopalń prowadzony jest proces dostosowywania systemu odwadniania do potrzeb likwidacji. Uproszczenie systemu odwadniania polega najczęściej na zmniejszeniu liczby pompowni głównych, w miejsce których uruchamiane są pompownie głębinowe (pompowe agregaty głębinowe zabudowane w szybach).

2. MONITORING WÓD POWIERZCHNIOWYCH W ZLEWNI GÓRNEJ ODRY

Środowisko wodne zlewni Górnej Odry charakteryzuje się zasoleniem, którego wskaźnikiem jest stężenie chlorków i siarczanów. Zasolenie ogranicza lub wręcz uniemożliwia wykorzystanie gospodarcze zasobów wodnych w niektórych rejonach kraju oraz powoduje szkody w środowisku i infrastrukturze technicznej. Zlokalizowanie źródeł zasolenia w górnym odcinku biegu Odry oraz deficytowość wydobycia węgla, nawet bez kosztów przeciwdziałania zasoleniu wód, nie wskazuje na szybkie rozwiązanie problemu. W innych krajach (USA, Niemcy) problem ten zlikwidowano poprzez zaprzestanie wydobycia węgla w zagłębiach, w których zasolone wody kopalniane były zrzucane do rzek.

W celu określenia wpływu zanieczyszczeń, pochodzących z odwadniania kopalń węgla kamiennego na jakość powierzchniowych wód płynących w zlewni Górnej Odry, dokonano analizy zasolenia (chlorków i siarczanów).

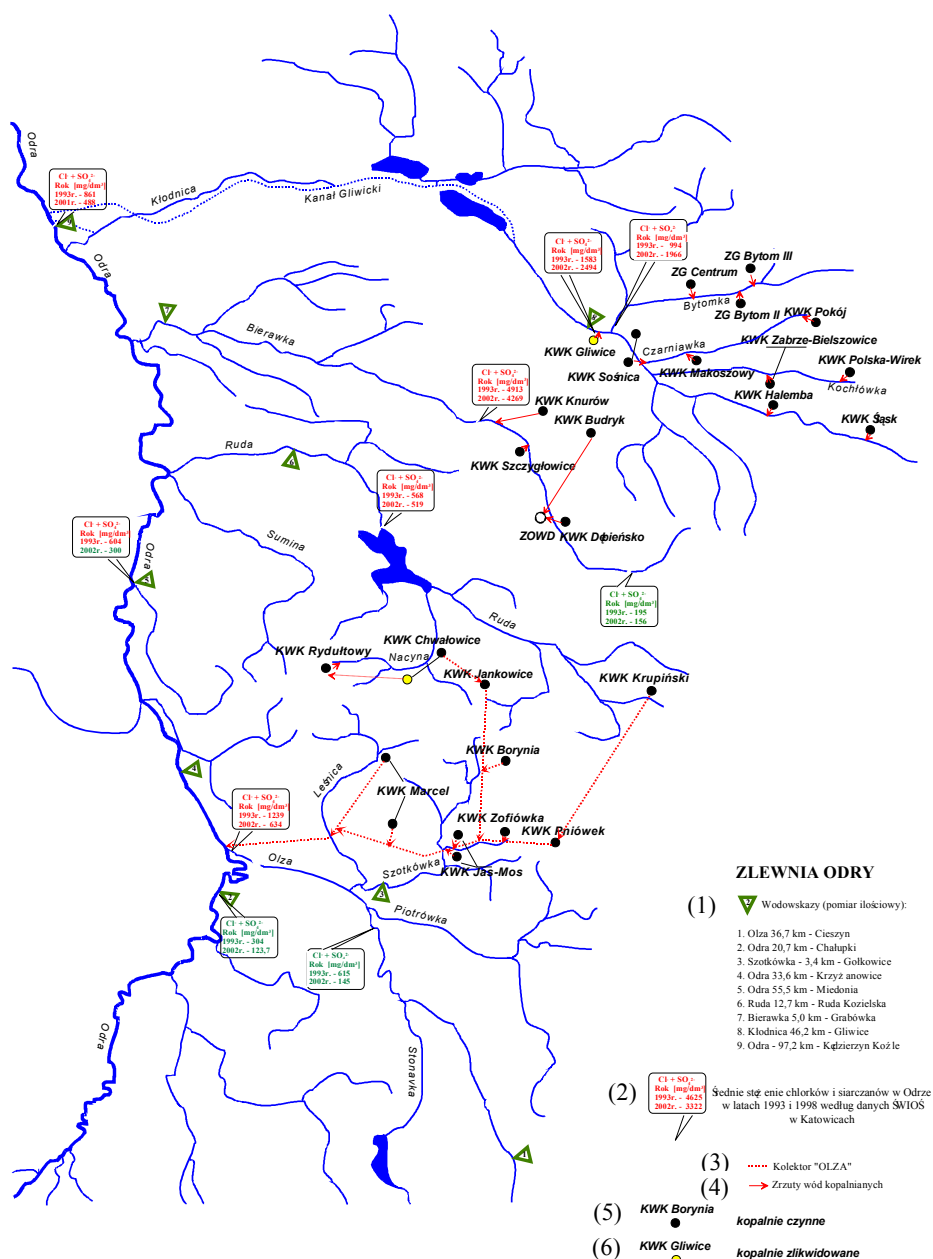
2.1. System monitoringu wód powierzchniowych

Badania w celu określenia stanu czystości powierzchniowych wód płynących na terenie działalności kopalń są prowadzone przez Śląski Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Katowicach (ŚWIOŚ). Prace realizowane są zgodnie z „Programem państwowego monitoringu środowiska dla województwa śląskiego”.

W podstawowej sieci monitoringu badania były prowadzone z częstotnością 1 raz na 2 tygodnie. W województwie opolskim prowadzono badania jakości wód Górnej Odry między innymi w przekroju – Odra poniżej ujścia Kłodnicy w Zdzeszowicach (km 115).

Na rysunku 1 przedstawiono mapę dorzecza Górnej Odry, z zaznaczeniem między innymi punktów wodowskazowych oraz monitoringowych, dla których dokonano oceny wpływu ładunku chlorków i siarczanów, odprowadzanych z kopalń Górnosląskiego Zagłębia Węglowego, na jakość wód powierzchniowych (Atlas... 1995–1996; Ocena jakości...). I tak:

- na Leśnicy w punktach:
 - powyżej kolektora Olza (7,8 km),
 - ujście do Szotkówki (0,3 km):
- na Olzie w punktach:
 - powyżej Piotrówki (przed zrzutem z kopalń – 16,8 km),
 - ujście do Odry (po zrzucie z kopalń – 0,5 km);
- na Rudzie w punktach:
 - powyżej Zbiornika Rybnik (przed zrzutem z kopalń – 29,0 km),
 - poniżej Zbiornika Rybnik (po zrzucie z kopalń – 21,5 km);
- na Bierawce w punktach:
 - poniżej Orzesza (przed zrzutem z kopalń – 29,0 km,
 - poniżej Rowu Knurowskiego (po zrzucie z kopalń – 32 km);
- na Bytomce, w punkcie ujście do Kłodnicy (po zrzucie z kopalń – 0,5 km);
- na Kłodnicy, w punkcie poniżej Bytomki (po zrzucie z kopalń – 50,0 km).



Rys. 1. Dorzecze Górnej Odry i jej dopływów z zaznaczeniem wybranych punktów wodowskazowych, monitoringowych, lokalizacji kopalń oraz punktów zrzutu wód kopalnianych: 1 – wodowskazy, 2 – średnie stężenie chlorków i siarczanów w Odrze w latach 1993 i 1998, według danych ŚWIOŚ w Katowicach, 3 – kolektor „Olza”, 4 – zrzuty wód kopalnianych, 5 – kopalnie czynne, 6 – kopalnie zlikwidowane

Fig. 1. Basin of Upper Oder and its inflows with mark of chosen point of water sign, monitoring, mines localisation and points of addition of mine water: 1 – water sign, 2 – average concentrate of chlorides and sulphates in Oder 1993 and 1998, according to data of ŚWIOŚ, Katowice, 3 – collecting pipe „Olza”, 4 – addition of mine waters, 5 – effective mines, 6 – sell off mines

Zbiorczo na Odrze w punktach:

- Chałupki (przed zrzutem z kopalń GZW) – 20,0 km,
- Zdziezowice (poniżej ujścia Kłodnicy) – 115,0 km,

2.2. Przepływy charakterystyczne w wybranych przekrojach pomiarowych

Istotne znaczenie dla środowiska naturalnego w zlewni Górnej Odry oraz jej dopływów ma występowanie źródeł zanieczyszczeń w górnych odcinkach biegu rzek.

Wielkości przepływów charakterystycznych (średni niski – SNQ, średni – SSQ) w wymienionych punktach wodowskazowych zlewni Górnej Odry podano (rys. 1, tabl. 1.) zgodnie z „Atlasem posterunków wodowskazowych dla potrzeb Państwowego Monitoringu Środowiska” (Atlas... 1995–1996).

Tablica 1. Przepływy charakterystyczne SNQ i SSQ w wybranych przekrojach Odry i jej dopływów, w rejonie zrzutu wód dołowych z kopalń GZW (1975–2000)

Rzeka	Przekrój	Powierzchnia zlewni km ²	Przepływy charakterystyczne, m ³ /s	
			średni niski SNQ	średni SSQ
Olza	ujście do Odry – km 0,5	117,6		
Ruda	w Rudzie Kozielskiej – km 12,7	381,9	1,48	3,34
Bierawka	w Tworogu Małym – km 20,8	219,8	0,66	1,79
Kłodnica	w Gliwicach – km 46,2	444,0	3,19	5,86
Odra	w Chałupkach – km 20,7	4666,2	8,97	42,3
Odra	w Krzyżanowicach – km 33,6	5874,0	13,9	58,0
Odra	w Zdziezowicach – km 115,0 (poniżej ujścia Kłodnicy)	9178,0	25,3	81,5

Źródło: Atlas posterunków wodowskazowych dla potrzeb Państwowego Monitoringu Środowiska”, PIOS Warszawa–Katowice, 1995–1996.

2.3. Wyniki monitoringu jakości wód Górnej Odry i jej dopływów prowadzonego w latach 1993–2000/2002

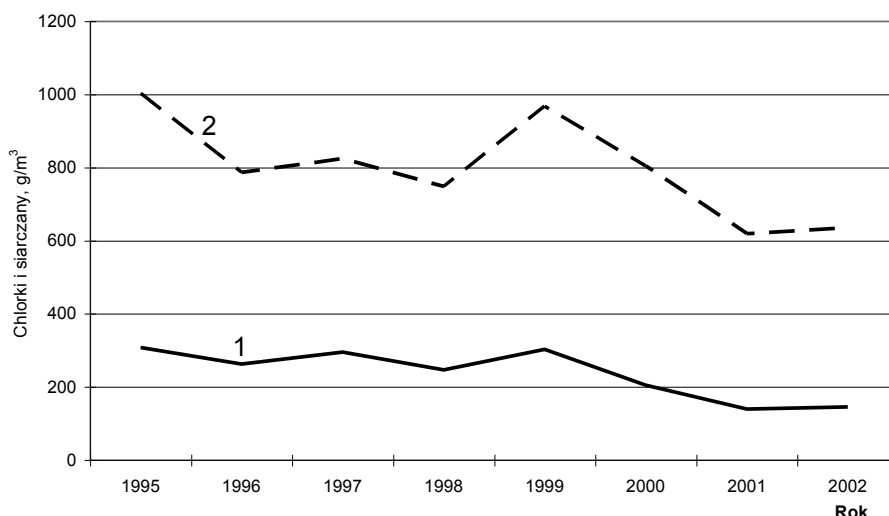
Analizie poddano jakość wód Górnej Odry, wraz z głównymi dopływami (Olza, Ruda, Bierawka, Kłodnica z Bytomką) od punktu wodowskazowego w Chałupkach (przed zrzutem wód kopalnianych z GZW – km 20,0) do punktu wodowskazowego w Zdziezowicach (po zrzucie wód kopalnianych z GZW – km 115,0). Podstawę analizy stanowiły wyniki regionalnego monitoringu środowiska prowadzonego w latach 1993–2002, przez Wojewódzkie Inspektoraty Ochrony Środowiska w Katowicach i Opolu.

Wody tych rzek badane są przez ŚWIOŚ w Katowicach w ramach sieci monitoringu regionalnego i krajowego. Oceny wyników monitoringu dokonano na podstawie średnich wartości wskaźników zanieczyszczeń. Wyniki monitoringu przedstawiono na rysunkach 2–4 (Ocena jakości...).

Rzeka Olza

Całkowita długość badanego odcinka rzeki Olzy wynosiła 51,1 km. Oceniając stan czystości, według kryterium fizykochemicznego stwierdzono, że w latach 1993–2002 r. Olza na całym badanym odcinku prowadziła wody pozaklasowe. Analizie poddano dwa punkty monitoringu, a mianowicie:

- powyżej Piotrówki – 16,8 km (powyżej zrzutu z kopalń węgla kamiennego),
- ujście do Odry – 0,5 km (poniżej zrzutu z kopalń węgla kamiennego).



Rys. 2. Olza – przed i po zrzucie wód kopalnianych: 1 – chlorki i siarczany przed zrzutem (km 16,8), 2 – chlorki i siarczany po zrzucie (km 0,5)

Fig. 2. Olza – before and after addition of mine water: 1 – chlorides and sulphates before addition (km 16,8), 2 – chlorides and sulphates after addition (km 0,5)

W latach 1995–2002 (rys. 2), w punkcie monitoringu na rzece Olzie po zrzucie wód kopalnianych stwierdzono systematyczny spadek zasolenia (w roku 2002 o ok. 50% w stosunku do 1995 roku).

Po 1998 roku tendencję tę można przypisać restrukturyzacji kopalń węgla kamiennego, w wyniku której zostały całkowicie zlikwidowane kopalnie „Morcinek” (1998–2000) i „1 Maja” (2000–2002) i zaprzestano odprowadzania z nich zasolonych wód dołowych do zlewni Olzy.

Nadmienić należy, że w latach 1995–2002 znacząco zmniejszyła się również wartość analizowanych wskaźników zanieczyszczeń pochodzących spoza górnictwa, takich jak: BZT5, ChZT-Mn, związki biogenne.

Rzeka Ruda

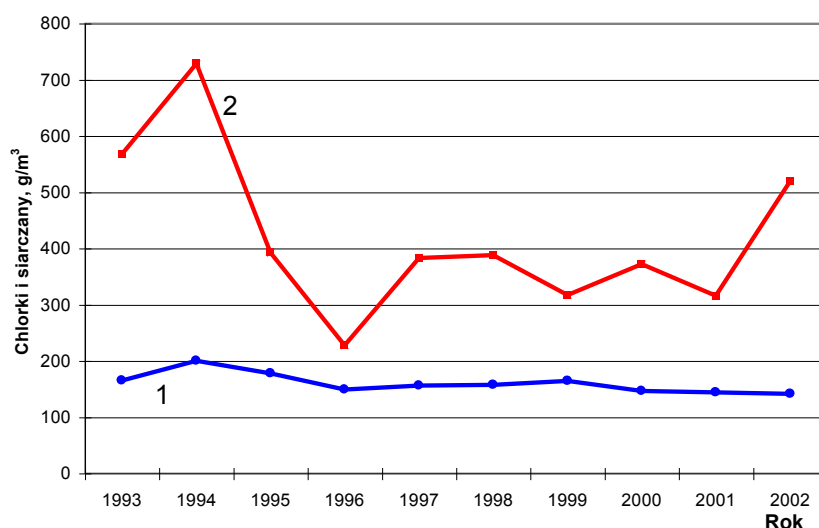
Całkowita długość rzeki wynosi 50,6 km, powierzchnia zlewni 416,4 km². W kilometrze 21+000 rzeki, w miejscowości Stodoły, zlokalizowana jest zapora

zbiornika „Rybnik”. Zbiornik ten jest wykorzystywany w obiegach chłodniczych Elektrowni „Rybnik”; ponadto spełnia funkcję przeciwpowodziową i rekreacyjną.

Zlewnia Rudy jest odbiornikiem ścieków z ośrodków miejsko-przemysłowych takich jak: Żory, Rybnik, Kuźnia Raciborska oraz wód dołowych kopalni „Rydułtowy”. Rzeka Ruda na całej długości prowadzi wody nadmiernie zanieczyszczone. O zaliczeniu ich do wód pozaklasowych decydowały związki biogenne oraz zanieczyszczenia bakteriologiczne.

Prawobrzeżny dopływ Nacyna prowadził wody zawierające zanieczyszczenia wchodzące w skład wszystkich grup zanieczyszczeń, z wyjątkiem metali ciężkich. Głównymi źródłami zanieczyszczeń wód Nacyny są ścieki miejskie Rybnika oraz wody dołowe z kopalni „Rydułtowy” i ze zlikwidowanej kopalni „Rymer”. Analizie poddano dwa punkty monitoringu, a mianowicie:

- powyżej zbiornika Rybnik – 29,0 km (powyżej zrzutu z kopalń węgla kamiennego),
- poniżej zbiornika Rybnik – 21,5 km (poniżej zrzutu z kopalń węgla kamiennego).



Rys. 3. Ruda – przed i po zrzucie wód kopalnianych: 1 – chlorki i siarczany przed zrzutem (km 16,8), 2 – chlorki i siarczany po zrzucie (km 21,5)

Fig. 3. Ruda – before and after addition of mine water: 1 – chlorides and sulphates before addition (km 16,8), 2 – chlorides and sulphates after addition (km 21,5)

W latach 1993–1996 (rys. 3) w punkcie monitoringowym po zrzucie wód kopalnianych, następowało zmniejszenie (o około 60%) zasolenia (stężenia chlorków i siarczanów), pochodzącego głównie z odwadniania kopalń węgla kamiennego, zlokalizowanych w zlewni Rudy.

Od roku 1997 w ww. punkcie monitoringowym obserwuje się wahania sumarycznego stężenia chlorków i siarczanów wynoszącego 300–400 g/m³, z tendencją wzrostową w 2002 roku, spowodowaną najprawdopodobniej wzrostem ilości

i mineralizacji zasolonych wód z kopalni „Rydułtowy” wskutek uruchomienia poziomu wydobywczego 1020 m.

W latach 1993–2002 odnotowano również poprawę w odniesieniu do analizowanych wskaźników zanieczyszczeń pochodzących spoza górnictwa, takich jak: BZT5, ChZT-Mn, związki biogenne.

Rzeka Bierawka

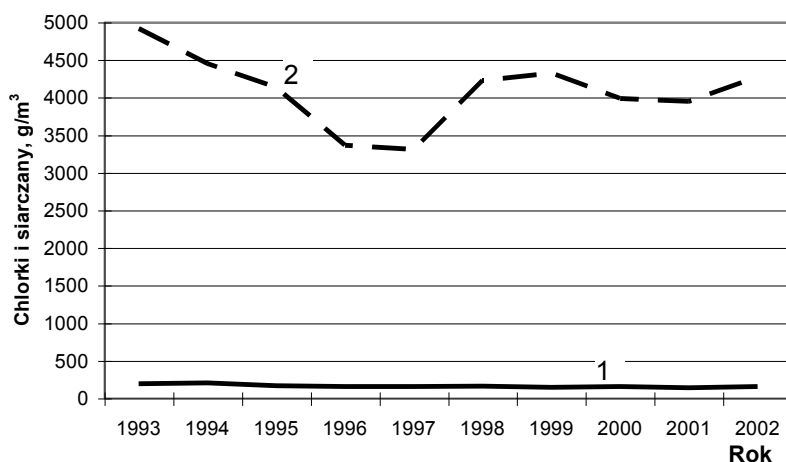
Główne źródła zanieczyszczeń Bierawki stanowią ścieki z ośrodków miejsko-przemysłowych Knuruwa, Czerwionki-Leszczyn oraz wody dołowe byłej Gliwickiej Spółki Węglowej (aktualnie Kompanii Węglowej).

W latach 1993–2002 jakość wód rzeki Bierawki wraz z dopływami była badana na odcinku o długości 55,5 km w siedmiu przekrojach monitoringu regionalnego.

Bierawka na całej długości prowadzi wody pozaklasowe. Znaczącym źródłem jej zanieczyszczenia jest Rów Knurowski.

Analizie poddano dwa punkty monitoringu, a mianowicie:

- powyżej Orzesza – 55,5 km (powyżej zrzutu z kopalń węgla kamiennego),
- poniżej Potoku Knurowskiego – 32,0 km (poniżej zrzutu z kopalń węgla kamiennego).



Rys. 4. Bierawka – przed i po zrzucie wód kopalnianych: 1 – chlorki i siarczany przed zrzutem (km 16,8), 2 – chlorki i siarczany po zrzucie (km 32,0)

Fig. 4. Bierawka – before and after addition of mine water: 1 – chlorides and sulphates before addition (km 16,8), 2 – chlorides and sulphates after addition (km 32,0)

W latach 1993–1996 (rys. 4), w analizowanych punktach monitoringu, następowało systematyczne zmniejszanie się (w roku 1996 o około 30% w stosunku do roku 1993) zasolenia (stężenia chlorków i siarczanów), spowodowane odwadnianiem kopalń węgla kamiennego zlokalizowanych w zlewni Bierawki. Stan ten był wynikiem działań prowadzonych w celu ograniczenia zrzutu zasolonych wód kopalnianych, a także utylizacji zasolonych wód z kopalń „Dębieńsko” i „Budryk”.

Od 1998 roku następował wzrost zasolenia w Bierawce do około 87% zasolenia z roku 1993, co wytłumaczyć można postępującymi trudnościami ekonomicznymi i technicznymi (awariami, likwidacją instalacji odsalającej „Dębieńsko I”).

W latach 1993–1997 odnotowano również tendencję spadkową analizowanych wskaźników zanieczyszczeń pochodzących spoza górnictwa, takich jak: BZT₅, ChZT-Mn, związki biogenne.

Rzeki Kłodnica i Bytomka

W górnym biegu Kłodnica z dopływami płynie przez gęsto zaludnione, przemysłowe tereny Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego, zbierając ścieki komunalne i przemysłowe z Katowic, Rudy Śląskiej, Bytomia, Zabrze, Gliwic. Stanowi ona także odbiornik wód dołowych ze zlokalizowanych w jej zlewni kopalń węgla kamiennego.

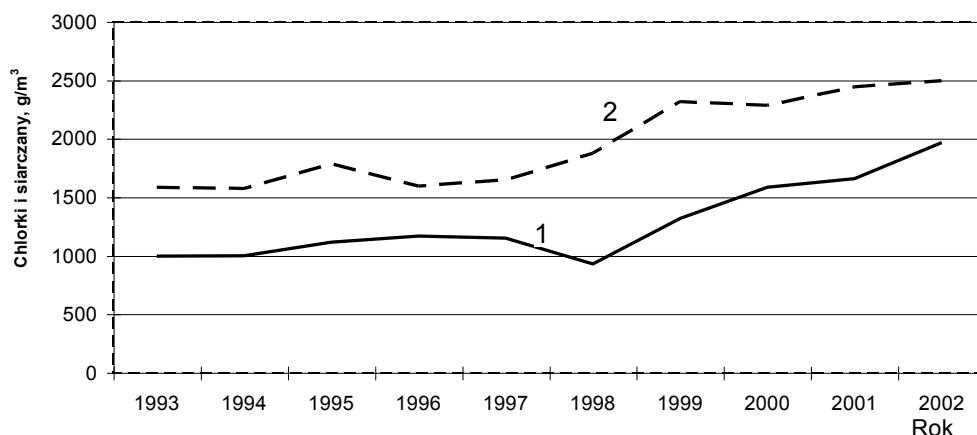
W analizowanym okresie wody Kłodnicy były nadmiernie zanieczyszczone na całej badanej długości. Stężenia większości badanych wskaźników zanieczyszczeń były wyższe od dopuszczalnych.

Bytomka, największy, prawobrzeżny dopływ Kłodnicy, na całej długości przepływa przez obszary przemysłowo-górnice, charakteryzujące się dużą gęstością zaludnienia. Zasilana jest w dużym stopniu przez ścieki komunalne i przemysłowe oraz wody kopalniane z miast: Bytom, Zabrze, Ruda Śląska i częściowo Gliwice, co determinuje jej jakość. W przypadku wszystkich grup wskaźników woda w tej rzece nie odpowiada normom. Jest to przede wszystkim rezultat nieuporządkowanej gospodarki ściekowej w rejonie Bytomia, gdzie większość ścieków ze śródmieścia jest kierowana do niej bez żadnego oczyszczania. Ostatnie lata, przede wszystkim oddanie do użytku nowych oczyszczalni Zabrze-Śródmieście i Bytom-Miechowice oraz poprawa działania oczyszczalni na terenie Rudy Śląskiej, spowodowały korzystne zmiany. Analizie poddano dwa punkty monitoringu (poniżej zrzutu z kopalń węgla kamiennego), a mianowicie:

- Bytomka – ujście do Kłodnicy – 0,5 km,
- Kłodnica – poniżej ujścia Bytomki – 50,0 km

W odróżnieniu od poprzednio analizowanych cieków powierzchniowych, w punktach tych w Kłodnicy i jej dopływie Bytomce, w latach 1997–2002, następował systematyczny wzrost zasolenia (stężenia chlorków i siarczanów), związany głównie z odwadnianiem kopalń węgla kamiennego, zlokalizowanych w zlewni tych rzek (rys. 5). Wzrost ten w 2002 roku wyniósł: około 58% w Kłodnicy i o około 98% w Bytomce, w stosunku do roku 1993.

Obserwowany wzrost zasolenia tłumaczyć można zintensyfikowaniem procesu likwidacyjnego w latach 1998–2002, skutkującym szczególnie w zlewni Bytomki i Kłodnicy (byłe spółki węglowe Bytomska, Gliwicka i Rudzka) oraz likwidacją kopalń, w których ze względu na bezpieczeństwo kopalń czynnych nie zaprzestano odwadniania. Po zakończeniu wydobywania w zakładach górniczych (kopalnie „Powstańców Śląskich”, „Miechowice”, „Bobrek”, „Rozbark”, „Szombierki”, „Gliwice”, „Pstrowski”, „Polska”, „Wawel”) nie było możliwości zagospodarowania zmineralizowanych wód dołowych, które trafiały w zwiększonej ilości do cieków powierzchniowych.



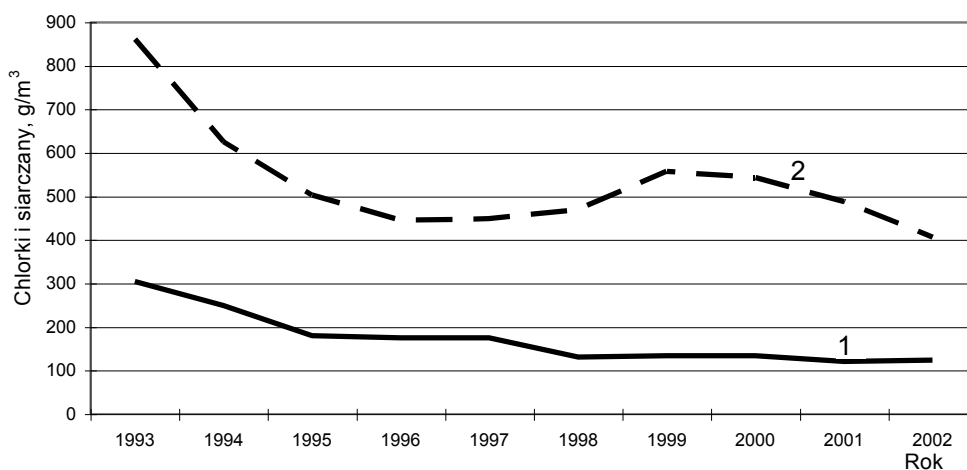
Rys. 5. Sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów w Bytomce km 16,8 (1) i Kłodnicy km 32,0 (2) po zrzucie wód kopalnianych

Fig. 5. Bytomka river km 16,8 (1) and Kłodnica river km 32,0 (2) after addition of mine water

W latach 1993–2002 odnotowano natomiast tendencję spadkową ilości zanieczyszczeń pochodzących spoza górnictwa (redukcja takich wskaźników jak BZT₅, ChZT-Mn, związki biogenne).

Górna Odra

Górna Odra przyjmuje wody Olzy, Rudy, Psiny, Bierawki, Kłodnicy, Małej Panwi i Warty. Długość Odry na terenie województwa śląskiego wynosi 50,2 km.



Rys. 6. Górna Odra – przed i po zrzucie wód kopalnianych: 1 – chlorki i siarczany przed zrzutem (Chałupki km 20,0), 2 – chlorki i siarczany po zrzucie (Zdzieszowice km 115,0)

Fig. 6. Upper Oder – before and after addition of mine water: 1 – chlorides and sulphates before addition (Chałupki km 20,0), 2 – chlorides and sulphates after addition (Zdzieszowice km 115,0)

Istotny wzrost zanieczyszczenia wód Odry obserwowano w rejonie Kędzierzyna-Koźła, po ujściu do niej Bierawki i Kłodnicy.

Badania przeprowadzone w punkcie Zdieszowice, wykazały, że wody Odry charakteryzowały się znacząco **większym zasoleniem**, na co wskazywała liczba oznaczeń nieodpowiadająca warunkom normatywnym klasy drugiej, a nawet trzeciej w zakresie: przewodności właściwej, zawartości chlorków, siarczanów i substancji rozpuszczonych. Zanieczyszczenie bakteriologiczne dyskwalifikowało jakość wód Odry na całej badanej długości.

Analizie poddano dwa punkty monitoringu na Górnjej Odrze:

- w Chałupkach – 20,0 km (powyżej zrzutu wód dołowych z kopalń węgla kamiennego),
- w Zdieszowicach (poniżej ujścia Kłodnicy, po zrzucie wód dołowych z wszystkich kopalń węgla kamiennego zlokalizowanych w zlewni Górnjej Odry) – km 115.

W latach 1993–1996, w punktach monitoringu na Górnjej Odrze (Krzyżanowice – km 34,5; Zdieszowice – km 115), nastąpił spadek zasolenia – sumarycznego, średniego stężenia chlorków i siarczanów – z 860 do 440 g/m³ po zrzucie wód kopalnianych ze wszystkich kopalń w zlewni Górnjej Odry. W późniejszym okresie (od 1996 roku) nie notowano istotnych zmian w zasoleniu górnjej Odry po zrzucie wód z kopalń węgla kamiennego GZW (stężenie chlorków i siarczanów wahało się w granicach 450–550 g/m³).

W latach 1993–2002 znaczącą poprawę odnotowano w stosunku do ilości zanieczyszczeń pochodzących spoza górnictwa (nastąpiła redukcja takich wskaźników, jak: BZT₅, ChZT-Mn, związki biogenne – z wyjątkiem azotu azotanowego).

3. ILOŚĆ I MINERALIZACJA WÓD KOPALNIANYCH ODPROWADZANYCH DO WÓD POWIERZCHNIOWYCH W LATACH 1995–2000/2002

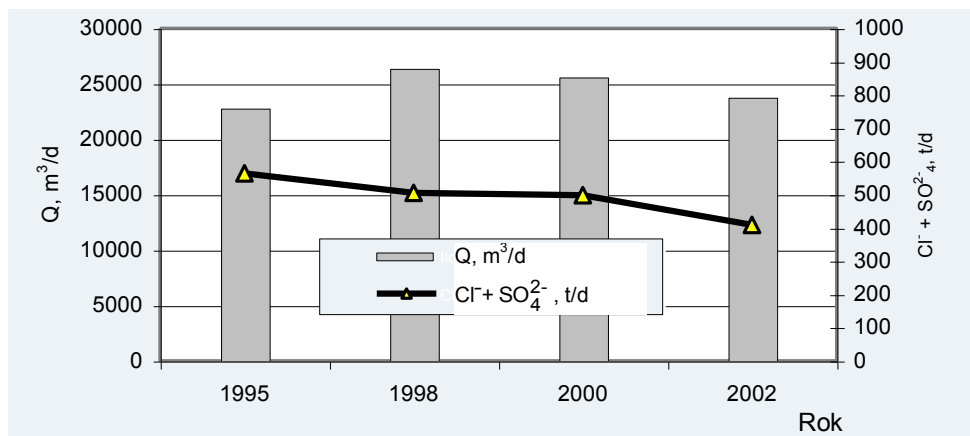
Z kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, ze względu na położenie geograficzne, wody dołowe są odprowadzane do cieków powierzchniowych w górnym biegu Odry. Rzeka Odra i jej dopływy są więc narażane na zasolenie praktycznie już u swych źródeł.

Porównano bilans zrzutów dołowych wód, pochodzących z odwadniania kopalń zlokalizowanych w dorzeczu Górnjej Odry, w latach 1995–2000/2002 (Lach R. i inni 1996; Lach R. i inni 2003; Magdziorz i inni 2001). Uwzględniono ilości wód kopalnianych odprowadzanych do rzek oraz zawarty w nich sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów. Do opracowania bilansów zrzutów dołowych wód kopalnianych w dorzeczu Górnjej Odry wykorzystano materiały i prace własne oraz dane bilansowe z kopalń (Dane bilansowe z kopalń; Lach R. i inni 2003).

Lokalizację kopalń oraz zrzuty zasolonych wód kopalnianych w zlewni Górnjej Odry w odniesieniu do punktów wodowskazowych na ciekach powierzchniowych przedstawiono na rysunku 1.

Porównanie bilansów odprowadzanych wód kopalnianych zostało dokonane dla następujących cieków w zlewni Odry: Olzy, Rudy, Bierawki, Kłodnicy i Bytomki oraz zbiorczo dla Górnej Odry (do punktu monitoringowego w Zdieszowicach, po ujściu Kłodnicy – km 115).

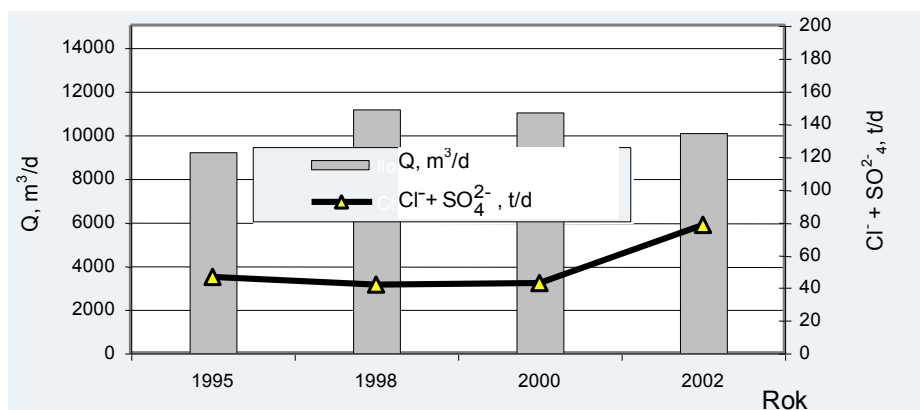
Na wykresach (rys. 6–10) zobrazowano wielkości zrzutów dołowych wód kopalnianych w zlewni Górnej Odry oraz wielkości zasolenia (chlorki i siarczany) w latach 1995–2002.



Rys. 7. Wielkość zrzutów i zasolenia Olzy

Fig. 7. Size of addition of mine waters and salinity of Olza

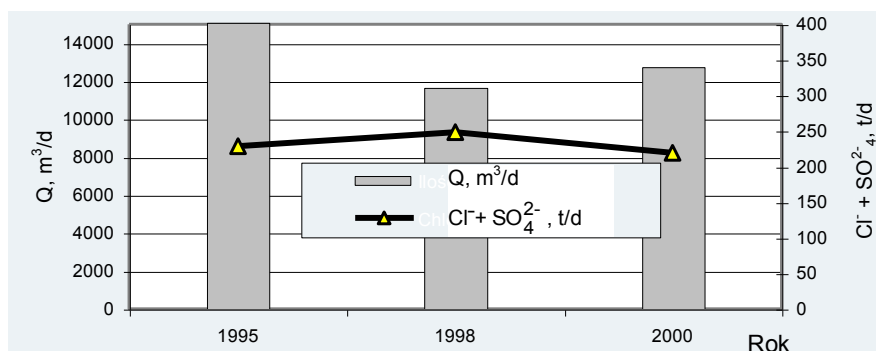
W analizowanym czasie zaobserwowano zmniejszenie zasolenia Olzy. W roku 2002 sumaryczna ilość chlorków i siarczanów w Olzie zmalała o około 30% w stosunku do 1995 roku.



Rys. 8. Wielkość zrzutów i zasolenia Rudy

Fig. 8. Size of addition of mine waters and salinity of Ruda

Pomimo likwidacji kopalni „Rymer” nie obserwuje się zmniejszenia sumarycznego ładunku chlorków i siarczanów, odprowadzanego do Rudy, ponieważ poprzez wyrobiska kopalni „Rydułtowy”, wspólnie z wodami tej kopalni odprowadzane są również wody dołowe ze zlikwidowanej kopalni „Rymer” (później Ruch „Rymer” kopalni „Chwałowice”). Wzrost odprowadzanego ładunku w 2002 roku był spowodowany zwiększeniem ilości i mineralizacji zasolonych wód z kopalni „Rydułtowy” wskutek uruchomienia poziomu wydobywczego 1020 m.

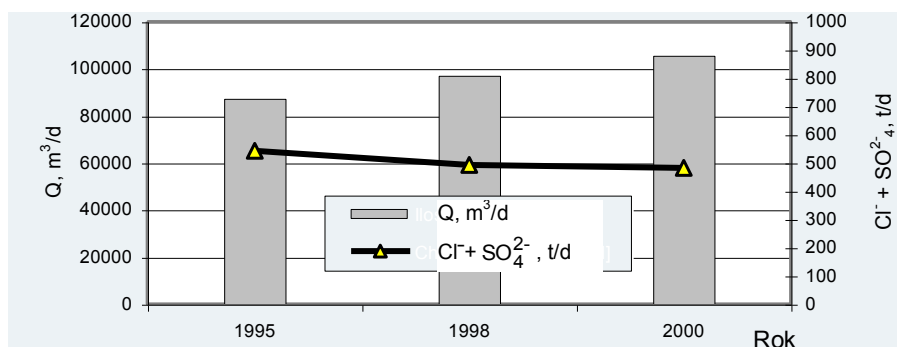


Rys. 9. Wielkość zrzutów i zasolenia Bierawki

Fig. 9. Size of addition of mine waters and salinity of Bierawka

Odprowadzany do Bierawki ładunek soli, pomimo procesów restrukturyzacyjnych (likwidacja kopalni „Dębieńsko”) utrzymywał się w analizowanym okresie na zbliżonym poziomie (250–220 t/d).

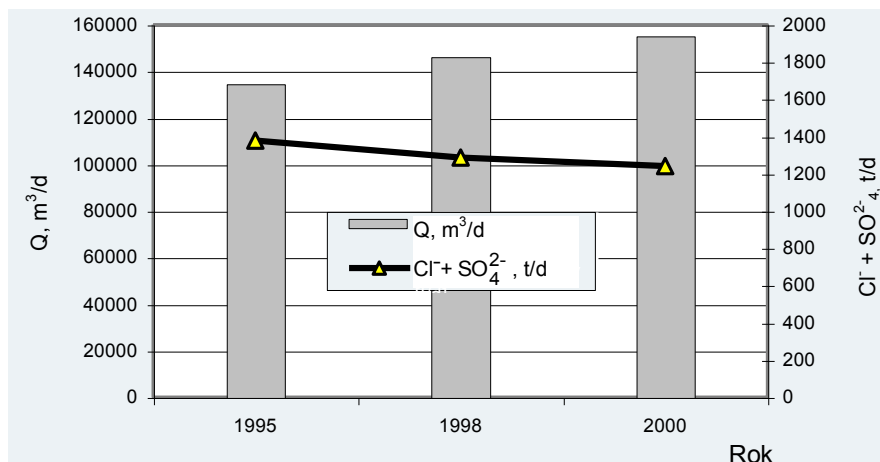
Kopalnie leżące w zlewni Kłodnicy należą do najstarszych w całym GZW i znajdują się na etapie restrukturyzacji związanej z zakończeniem eksploatacji w części obszarów górniczych poszczególnych kopalń lub z całkowitą likwidacją („Pstrowski” i „Siemianowice” – kopalnie byłej Bytomskiej Spółki Węglowej), niepowiązaną jednakże z zaprzestaniem odwadniania.



Rys. 10. Wielkość zrzutów i zasolenia Kłodnicy z Bytomką

Fig. 10. Size of addition of mine waters and salinity of Kłodnica and Bytomka

Ładunek chlorków i siarczanów odprowadzany z wodami kopalnianymi do Kłodnicy, pomimo prowadzonych procesów restrukturyzacyjnych (likwidacja kopalń byłej Bytomskiej, Rudzkiej i Gliwickiej spółki węglowej) utrzymywał się w analizowanym okresie na zbliżonym poziomie (220–250 t/d) (Magdziorz A. i inni 2001).



Rys. 11. Wielkość zrzutów i zasolenia Górnej Odry

Fig. 11. Size of addition of mine waters and salinity of Upper Oder

Sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów wprowadzany do Górnej Odry przez dopływy nie ulegał istotnym zmianom w analizowanym czasie, pomimo prowadzonej restrukturyzacji kopalń i zakładów górniczych. W roku 2000 nastąpiło zmniejszenie odprowadzanego ładunku jedynie o około 10% w stosunku do 1995 roku.

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE

1. Analiza warunków hydrogeologicznych kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wykazała istnienie licznych kontaktów hydraulicznych między poszczególnymi kopalniami. W GZW aż 37 kopalń bądź ruchów górniczych jest ze sobą hydraulicznie połączonych. Konieczne więc staje się, w przypadku likwidacji zakładu górniczego, przedsięwzięcie niezbędnych środków chroniących wyrobiska sąsiednich zakładów górniczych, **a więc przede wszystkim prowadzenia odwadniania w kopalniach likwidowanych.**
2. Na podstawie analizy bilansów zrzutów wód kopalnianych stwierdzono, że w latach 1998–2002 nie nastąpiło istotne obniżenie sumarycznego ładunku chlorków i siarczanów, odprowadzanego z wodami kopalnianymi do zlewni Górnej Odry, pomimo intensyfikacji procesu restrukturyzacyjnego, skutkującego likwidacją kopalń bądź ruchów górniczych zlokalizowanych w obszarze zlewni.
3. Na podstawie analizy wyników monitoringu jakości powierzchniowych wód płynących, stwierdzono, że:

- w latach 1993–1996, w punkcie monitoringowym „Zdzieszowice” (km 115), po zrzucie wód dołowych ze wszystkich kopalń w zlewni Górnej Odry, nastąpiło zmniejszenie zasolenia (sumarycznego stężenia chlorków i siarczanów) z 860 do 440 g/m³;
- w późniejszym okresie (od 1996 roku) nie notowano istotnych zmian w zasoleniu Górnej Odry po zrzucie wód z kopalń węgla kamiennego GZW (stężenie chlorków i siarczanów wahało się w granicach 550–450 g/m³);
- wśród dopływów Górnej Odry – w Kłodnicy i Bytomce – notowano zwiększenie zasolenia (średniego stężenia chlorków i siarczanów) w 2002 roku, w stosunku do roku 1993, odpowiednio: w Kłodnicy o około 57% (z 1583 do 2494 g/m³); w Bytomce o około 98% (z 994 do 1966 g/dm³). W pozostałych dopływach zlewni Górnej Odry (Olza, Ruda i Bierawka) w tym czasie odnotowano spadek zasolenia;
- stwierdzono, że w 2002 roku rzeki Leśnica, Bierawka, Bytomka, Kłodnica po zrzucie dołowych wód kopalnianych, nie spełniały wymogów Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 29.11.2002 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi (Dz.U. nr 212, poz. 1799), które określa, że sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów w śródlądowych wodach płynących, wyliczone w warunkach pełnego wymieszania, nie może przekraczać 1 g/dm³ w ciągu 328 dni w roku. Średnie, sumaryczne stężenia chlorków i siarczanów w ww. rzekach po zrzucie dołowych wód kopalnianych wynosiły w 2002 roku odpowiednio: Leśnica – 6135 g/m³, Bierawka – 4269 g/m³, Bytomka – 1966 g/m³, Kłodnica – 2494 g/m³;
- Górna Odra na całym analizowanym obszarze, od punktu Chałupki (km 20,7) do punktu Zdzieszowice (po zrzucie wód kopalnianych – km 115,0) spełnia wymogi ww. rozporządzenia.

Literatura

1. *Atlas posterunków wodowskazowych dla potrzeb Państwowego Monitoringu Środowiska* (1995–1996): Warszawa-Katowice, PIOŚ.
2. Czerwińska E. (2002): *Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego w Polsce*. Informacja nr 891 Biura Studiów i ekspertyz Kancelarii Sejmu RP. Warszawa.
3. *Dane bilansowe z kopalń węgla kamiennego w zlewni Odry na przestrzeni lat 1995–2000/2002*. Katowice, GIG.
4. Karbownik A., Tchórzewski S. (2002): *Analiza kosztów likwidacji kopalń węgla kamiennego w Polsce w latach 1991–2001*. Wiadomości Górnicze nr 4.
5. Korczak K. i inni (2003): *Operat wodnoprawny na odprowadzanie wód pochodzących z odwadniania kopalń JSW S.A. i RSW S.A. do rzeki Leśnicy poprzez kolektor „OLZA”*. Dokumentacja nr 42306243-344. Katowice, GIG.
6. Lach R. i inni (1996): *Bilans wielkości zrzutów wód dołowych i wnoszonych ładunków zanieczyszczeń z kopalń węgla kamiennego w dorzeczu Odry (dla stanu aktualnego 31.12.1995 r., przewidywanego na rok 2000 i perspektywicznego na rok 2010)*. Dokumentacja nr 7497206 SN. Katowice, GIG.
7. Lach R. i inni (2003): *Raport oddziaływania na środowisko instalacji do wprowadzania wód słonych z kolektora OLZA do rzeki Odry – Aktualizacja*. Dokumentacja nr 42306243-344. Katowice, GIG.

8. Lach R. i inni (2003): *Analiza zmian jakości wód powierzchniowych zlewni Górnej Odry w wyniku restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego*. Dokumentacja nr 14020703-344, Katowice, GIG.
9. Magdziorz A. i inni (2001): *Zrzuty wód kopalnianych do wód powierzchniowych dorzeczy Odry i Wisły w województwie śląskim – Charakterystyka stanu i prognozy*. Dokumentacja nr 42207441-344. Katowice, GIG.
10. Magdziorz A. i inni (2001): *Analiza kosztów i korzyści dla alternatywnych rozwiązań problemu zasolonych wód kopalnianych z Gliwickiej Spółki Węglowej (Raport końcowy)*. Dokumentacja PROCHEM-GIG, umowa nr 010067. Katowice, GIG.
11. *Oceny jakości powierzchniowych wód płynących w punktach pomiarowo-kontrolnych województwa śląskiego – wydruki z wartościami ekstremalnymi za lata 1993–2002*. Śląski Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Katowicach.
12. Pyka J. i inni (2002): *Przekształcenia organizacyjne w procesie likwidacji kopalń węgla kamiennego w latach 2000–2001*. Wiadomości Górnicze nr 7–8.

Recenzent: dr hab. inż. prof. GIG Marek Rogoż

Małgorzata Jaroń-Kocot

WŁAŚCIWOŚCI TRANSPORTOWE SZYBKO SEDYMENTUJĄCYCH HYDROMIESZANIN ODPADOWYCH W PROCESIE ICH PODZIEMNEGO LOKOWANIA

Streszczenie

Odpady droбноziarniste są lokowane w wyrobiskach poeksploatacyjnych w postaci wodnych zawiesin, hydromieszanin podsadzkowych transportowanych w podziemia kopalń grawitacyjnie, tj. w wyniku wykorzystania zasobów energii potencjalnej mieszanin przemieszczających się w rurociągach kopalnianych. Stopień wykorzystania tej energii i właściwości transportowe hydromieszanin zależne są od ich właściwości fizycznych i parametrów technicznych instalacji. W artykule omówiono badania hydromieszaniny podsadzkowej sporządzonej z nieodwodnionych, szybko sedymentujących odpadów poflotacyjnych z dodatkiem komponentu wapienno-cementowego. Składniki zmieszano w takich proporcjach objętościowych, aby hydromieszanina po przetransportowaniu jej w podziemia kopalni uległa zestaleniu. Właściwości transportowe hydromieszaniny omówiono na przykładzie przepływu mieszaniny w instalacji podsadzkowej, której przekrój pionowy wyznaczono na podstawie danych zawartych na mapie przedstawiającej trasę instalacji w wyrobiskach kopalnianych. Przeprowadzono teoretyczne rozważania na temat przepływu mieszaniny w rurociągach. Wykorzystano zarówno teorię, jak i wzory stosowane do obliczeń parametrów technologii podsadzania wyrobisk górniczych mieszaninami sporządzonymi z piasku.

Transport specificity of fast sedimenting waste hydromixture in processes of their underground locating

Abstract

Fine-grained wastes are located in post-exploited drifts in the form of water suspensions, hydromixtures transported to underground of mines gravitationally, i.e. in result of utilisation of stock of potential energy of mixture in mine pipelines relocating. Degree of utilisation of this energy and transport specificity of hydromixtures are dependent from their physical specificity and technical installations parameters. In article it discussed research of floor hydromixtures composed with non-dehydrated, fast sedimenting post-flotation wastes with addition of cement and lime component.

Components mixed in such bulk proportions, in order to hydromixture has been stable after its transporting to underground mine. An hydromixtures transport specificity has been discussed on example of mixture flow in fill installation, which vertical section has appointed on base of data included on map present a route of installation in mine drifts. It carried theoretical consideration about mixture flow in pipelines. It has been used theory, and also exemplars applicable to account of parameter of technology for making higher drifts in mines from sand mixture composed.

WPROWADZENIE

Odpady poflotacyjne, energetyczne i inne odpady droбноziarniste są lokowane w podziemiach kopalń najczęściej w postaci wodnych zawiesin, hydromieszanin podsadzkowych o określonych właściwościach fizycznych. Do transportu hydromieszanin do wyrobisk poeksploatacyjnych, polegającego na ich grawitacyjnym

przemieszczaniu się, wykorzystuje się istniejące urządzenia do podsadzki hydraulicznej i kopalniane sieci rurociągów podsadzkowych.

Właściwości transportowe szybko sedymentujących hydromieszanin podsadzkowych są określane na podstawie wyników badań ich właściwości fizycznych. W celu przeprowadzenia teoretycznej analizy przepływu mieszaniny w instalacji podsadzkowej, o przyjętych parametrach, sporządzono hydromieszaninę składającą się z nieodwodnionych odpadów poflotacyjnych z dodatkiem komponentu wapniowo-cementowego (Adamek R. 1980; Czaban S. 1988; Jarige A. i inni, 1961; Lisowski A. 1992; Palarski J. 1982; Parzonka W. 1977).

W analizie wykorzystano zarówno teorię, jak i wzory stosowane do obliczeń parametrów technologii podsadzania wyrobisk górniczych mieszaninami sporządzonymi z piasku (Adamek R. 1980; Lisowski A. 1992).

1. WŁAŚCIWOŚCI FIZYCZNE HYDROMIESZANINY PODSADZKOWEJ

Mieszaninę podsadzkową sporządzono z nieodwodnionych odpadów poflotacyjnych ($W_{ex} = 60\%$) z dodatkiem komponentu wapienno-cementowego. Składniki zmieszano w takich proporcjach objętościowych, aby mieszanina po przetransportowaniu w podziemia kopalni uległa zestaleniu. Gęstość γ_m hydromieszaniny wynosiła 1630 kg/m^3 , a koncentracja objętościowa C_v fazy stałej – $0,370$. W badaniach przyjęto założenie maksymalnej koncentracji fazy stałej w mieszaninie z wodą. Założenie to determinowało między innymi uzyskanie maksymalnej wydajności podsadzania.

Odpady poflotacyjne, stanowiące podstawowy składnik hydromieszaniny podsadzkowej, charakteryzowały się gęstością 2700 kg/m^3 , gęstością nasypową 1750 kg/m^3 i wyliczonym na podstawie tych wartości wskaźnikiem porowatości wynoszącym 54% . Największe ziarna odpadów nie przekraczały $0,3 \text{ mm}$, a 60% ziarn mieściło się w klasie poniżej $0,1 \text{ mm}$. Średnia ważona średnica ziaren d_s odpadów wynosiła $0,107 \text{ mm}$.

Należy zauważyć, że uziarnienie na skutek mechanicznych, fizycznych i chemicznych procesów zachodzących w rurociągu podczas hydrotransportu może się zmieniać w wyniku, na przykład rozmywania się odpadów. Podatność analizowanych odpadów na rozmywanie oceniono na podstawie ich składu mineralogicznego. Stwierdzono, że podstawowymi składnikami odpadów poflotacyjnych były: kwarc – 28% , dolomit – 25% , kalcyt – 20% , gips – 8% , anhydryt – 6% , skalenie – 4% i bassanit – 3% . Łatwo rozmywalne minerały ilaste stanowiły zaledwie 6% . Ze względu na taki skład mineralogiczny odpadów założono, że odpady poflotacyjne nie będą się rozmywały, a sporządzona z ich udziałem hydromieszanina podsadzkowa w czasie przepływu będzie pozostawała jednorodną cieczą ciężką o niezmienniej gęstości objętościowej wynoszącej 1630 kg/m^3 .

Właściwości reologiczne hydromieszaniny podsadzkowej scharakteryzowano na podstawie wyników badań wykonanych reometrem kapilarnym RK przeznaczonym dla zawiesin szybko sedymentujących. Wykreślono krzywe płynięcia w układzie współrzędnych τ , γ i na tej podstawie badaną mieszaninę zaliczono do cieczy pseudoplastycznych i określono ją modelem Ostwalda de Waele (Raczkowski J. 1975).

$$\tau = k\gamma^n$$

gdzie:

τ – napężenie ścinające, Pa;

γ – prędkość ścinania, s⁻¹;

k – współczynnik konsystencji (miara lepkości pozornej), $k = 17,547 \text{ Pa}\cdot\text{s}^n$;

n – parametr reologiczny (miara odchylenia od cieczy newtonowskiej), $n = 0,304$.

Wyznaczone parametry reologiczne k i n posłużyły do obliczenia liczby Reynoldsa i na jej podstawie przepływ badanej hydromieszaniny określono jako turbulentny. Liczbę Reynoldsa obliczono ze wzoru (Raczkowski J. 1978)

$$\text{Re}' = \frac{D^{n'} v^{-n'} \gamma_m}{k' \gamma^{n'}}$$

$$\text{Re}' = 13745$$

gdzie:

D – średnica rurociągu; w badaniach przyjęto średnicę 0,185 m;

v – średnia prędkość przepływu hydromieszaniny w rurociągu, zależna od wielkości strat energetycznych, $v = 11,9 \text{ m/s}$;

γ_m – gęstość objętościowa wynosząca 1630 kg/m^3 ;

k' – współczynnik konsystencji (miara lepkości pozornej)

$$k' = \left(\frac{3n+1}{4n} \right)$$

n' – parametr reologiczny (miara odchylenia od cieczy newtonowskiej); $n' = n$.

2. CHARAKTERYSTYKA TECHNOLOGICZNA INSTALACJI PODSADZKOWEJ

Sporządzono charakterystykę instalacji podsadzkowej, której przekrój pionowy A-B przedstawiono na rysunku 1. Przekrój ten wyznaczono na podstawie mapy przedstawiającej trasę instalacji w wyrobiskach kopalnianych (mapa górnicza wykonana w skali 1:10000). Zgodnie z zasadą wyznaczania parametrów technologii podsadzania wyrobisk (Adamek R. 1980), rzeczywistą długość instalacji podsadzkowej L zastąpiono długością ekwiwalentną L_o . Współczynnik przeliczeniowy a_i długości rurociągu o dowolnej średnicy D_i (instalacja zbudowana była z rurociągów o średnicach D_i : 210, 185 i 150 mm) na średnicę umowną D_o obliczono ze wzoru

$$a_i = \left(\frac{D_o}{D_i} \right)^5$$

gdzie:

D_o – średnica umowna rurociągu instalacji, m; przyjęto $D_o = 185$ mm,

D_i – średnica rzeczywista rurociągu instalacji, m.

W obliczeniach uwzględniono czternaście elementów deprymogenicznych instalacji. Odpowiednie dane i obliczenia zestawiono w tabelicy 1.

Tabela 1. Charakterystyka układu przestrzennego instalacji podsadzkowej i przewidywane wartości ciśnienia w badanych punktach

Lp.	Nazwa elementu instalacji podsadzkowej	Kąt nachylenia rurociągu $\pm \alpha$ stopień	Długość rzeczywista rurociągów L , m	Różnica wysokości H , m	a_i	Długość ekwiwalentna rurociągu L_o , m	Przewidywane wartości ciśnienia w badanych punktach Pa
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Luneta górna	-25	38	16	0,53	25,0	173 800
2	Szyb, odcinek 1	-90	411	411	1	413,5	5 100 400
3	Szyb, odcinek 2	-90	411	411	2,85	1173,8	8 491 900
4	Luneta dolna	+8°40'	120	+4,5	1	122,5	8 181 400
5	Rurociąg, odcinek 1	-2°2'	350	17,5	1	352,5	7 715 000
6	Rurociąg, odcinek 2	-0°1'	450	8	1	452,5	6 913 600
7	Rurociąg, odcinek 3	-1°2'	970	17,6	1	972,5	5 196 900
8	Rurociąg, odcinek 4	-1°6'	170	3,7	1	172,5	4 900 400
9	Rurociąg, odcinek 5	-1°2'	130	3,5	1	132,5	4 682 000
10	Rurociąg, odcinek 6	-0°3'	1100	10,6	1	1102,5	2 604 600
11	Rurociąg, odcinek 7	+8°6'	120	+16,9	1	122,5	2 120 400
12	Rurociąg, odcinek 8	+0°20'	650	+3,8	1	652,5	749 700
13	Rurociąg, odcinek 9	+1°1'	300	+10	1	302,5	1 100
			$\Sigma=5220$ m	$\Sigma=863,7$ m		$\Sigma=5997,3$ m	

Zgodnie z danymi literaturowymi sumę ciśnień i ich strat (straty energetyczne), koniecznych na pokonanie oporów przepływu w dowolnym poprzecznym przekroju instalacji, oblicza się z uogólnionego prawa Bernoulliego (Adamek R. 1980; Lisowski A. 1992; Palarski J. 1982). Prawo to, odnoszące się do 1 m^3 hydromieszaniny podsadzkowej, przedstawia się za pomocą następującego wzoru

$$\frac{v^2}{2g} \gamma_m + p + H\gamma_m + \sum L_o I_E = E = \text{constans}$$

gdzie:

$\frac{v^2}{2g} \gamma_m$ – ciśnienie dynamiczne, Pa;

v – prędkość przepływu hydromieszaniny;

γ_m – gęstość objętościowa hydromieszaniny;

g – przyspieszenie ziemskie;

p – ciśnienie statyczne, Pa;

$H\gamma_m$ – ciśnienie słupa hydromieszaniny podsadzkowej, Pa;

H – pionowa odległość między wlotem i wylotem instalacji podsadzkowej;
 $\sum L_o I_E$ – suma strat energetycznych na pokonanie oporów przepływu na długości rurociągu L_o , Pa;
 $p + H\gamma_m$ – zasób energii potencjalnej w danym przekroju poprzecznym instalacji.

Równanie bilansu energetycznego dla instalacji podsadzkowej, przedstawionej na rysunku 1, otrzymano, układając na podstawie powyżej przedstawionego wzoru dwa równania równowagi pracy i energii: dla punktu A znajdującego się na wlocie rurociągu i dla punktu B znajdującego się na jego wylocie.

Równanie dla wlotu rurociągu A ma postać

$$E_A = H\gamma_m$$

Równanie dla wylotu rurociągu B ma postać

$$E_B = \frac{v^2}{2g} \gamma_{\dots} + \sum L_o I_E$$

Zgodnie z zasadą zachowania równowagi, pracy i energii $E_A = E_B$, czyli

$$H\gamma_m = \frac{v^2}{2g} \gamma_{\dots} + \sum L_o I_E$$

Na podstawie równania bilansu energetycznego i danych zawartych w tabelicy 1 wyznaczono następujące wartości parametrów technologicznych instalacji podsadzkowej:

- parametr ukształtowania instalacji w przestrzeni (dla kopalń głębokich wartość parametru ξ wskazuje na konieczność redukcji ciśnień (Dokumentacja GIG... 1967)

$$\xi = \frac{L_o}{H}, \text{ gdzie } L_o = 5997,3 \text{ m; } H = 863,7 \text{ m}$$

$$\xi = 6,94$$

- rozporządzalną wartość strat energetycznych

$$I_E = \frac{H\gamma_{\dots}\eta}{L_o}, \text{ gdzie } L_o = 5997,3 \text{ m; } H = 863,7 \text{ m; } \gamma_m = 1630 \text{ kg/m}^3;$$

- η – współczynnik sprawności instalacji podsadzkowej; dla materiałów drobnoziarnistych $\eta = 0,86$

$$I_E = 2019 \text{ Pa/m}$$

- prędkość krytyczną przepływu hydromieszaniny w instalacji

$$v_{\dots r} = \sqrt[7]{\frac{2gD(\gamma_{\dots} - \gamma_{\dots})}{\gamma_{\dots}}}$$

$$v_{kr} = 3,23 \text{ m/s}$$

gdzie:

F_L – współczynnik zależny od uziarnienia i zagęszczenia materiału w hydromieszaniu; dla materiałów drobnodziarnistych wynosi 1,3 (Pałarski J. 1982);

D – średnica rurociągu; w badaniach przyjęto średnicę 0,185 m;

γ_s – gęstość odpadów 2700 kg/m^3 ;

γ_w – gęstość wody 1000 kg/m^3 ;

g – przyspieszenie ziemskie $9,81 \text{ m/s}^2$;

- średnią prędkość przepływu hydromieszanki w instalacji odczytaną z tablicy 4.8 (Adamek R. 1980) i obliczoną przez interpolację

$$v = 11,9 \text{ m/s}$$

- wskaźnik pewności działania instalacji podsadzkowej (powinien być większy od 1,1; wartość tego parametru warunkuje przepływ mieszaniny bez zakłóceń)

$$M = \frac{v}{v_{...r}}$$

$$M = 3,68$$

- natężenie przepływu hydromieszanki podsadzkowej

$$Q_m = vF3600 \text{ m}^3/\text{h}, \text{ przy czym } v = 11,9 \text{ m/s},$$

F – powierzchnia przekroju rurociągu $\phi = 185 \text{ mm}$; $F = 0,026880 \text{ m}^2$

$$Q_m = 1151,5 \text{ m}^3/\text{h}$$

- wskaźnik efektywności podsadzania (uwzględniający wskaźnik porowatości $\varepsilon = 54\%$) (Adamek R. 1980)

$$\rho = 0,800$$

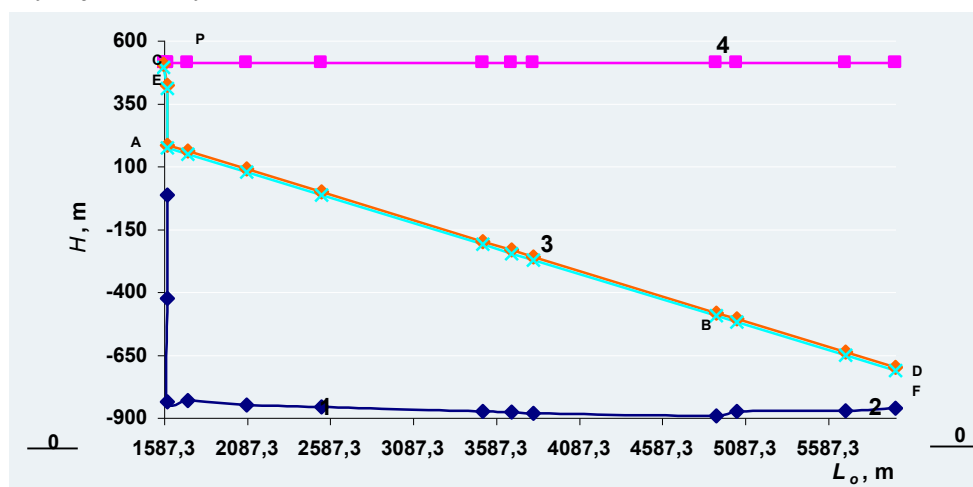
- wydajność podsadzania

$$Q_p = Q_m \rho \text{ m}^3/\text{h}$$

$$Q_p = 921 \text{ m}^3/\text{h}$$

Uogólnione prawo Bernoulliego wykorzystano także do przedstawienia wykreślonej analizy energetycznej pracy instalacji podsadzkowej obrazującej przemiany energetyczne zachodzące w czasie przepływu mieszaniny przez rurociąg. Przyjmując twierdzenie, że suma wysokości ciśnień dynamicznego i statycznego oraz wysokości strat oporów przepływu jest w instalacji podsadzkowej wartością stałą dla każdego jej poprzecznego przekroju, wyznaczono w każdym punkcie poszczególne wartości ciśnień i naniesiono je na wykres przekroju instalacji podsadzkowej (rys. 1). Na rysunku tym dolna prosta pozioma 0-0 odpowiada płaszczyźnie odniesienia, a górna

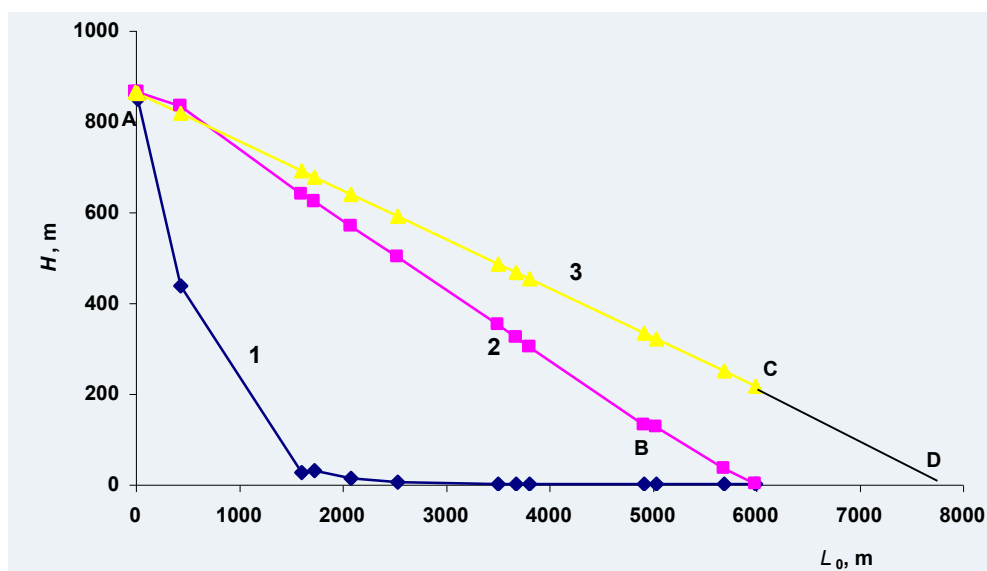
P-P wysokości ciśnienia słupa mieszaniny (linia naporu geometrycznego). Krzywa C-D jest linią ciśnienia statycznego (naporu statycznego) zwaną również linią energii. Obrazuje ona wysokość ciśnienia bezwzględnego w odnośnych punktach instalacji. Równoważną wartość tych ciśnień przy uwzględnieniu gęstości hydromieszaniny wynoszącej 1630 kg/m^3 przedstawiono w kolumnie 8 tablicy 1. Wysokość ciśnienia piezometrycznego (napór piezometryczny) przedstawia linia E-F, która odzwierciedla wysokość ciśnienia względnego w danym punkcie rurociągu podsadzkowego. Aby ciągłość ruchu w instalacji podsadzkowej była zachowana, w każdym punkcie przewodu podsadzkowego ciśnienie bezwzględne musi być większe od zera. Warunek ten jest równoznaczny z wymaganiem, aby linia ciśnień bezwzględnych CD w żadnym punkcie nie przecinała osi rurociągu podsadzkowego, tak jak w przypadku krzywej CD na rysunku 1.



Rys. 1. Profil pionowy instalacji podsadzkowej i wykreślna analiza energetyczna jej pracy: L_o – długość ekwiwalentna, H – wysokość; 1 – profil pionowy, 2 – linia naporu statycznego, 3 – linia naporu piezometrycznego, 4 – linia naporu geometrycznego

Fig. 1. Vertical profile of fill installation and its energy work analysis: L_o – length equivalent, H – height; 1 – vertical profile, 2 – static pressure line, 3 – piezometric pressure line, 4 – geometric pressure line

W praktyce sporządza się uproszczony profil hydrauliczny instalacji grawitacyjnej, pomijając wartość ciśnienia barometrycznego i prędkości (Jarige A. i inni 1961). Znając przebieg profilu instalacji podsadzkowej, graficznie wyznaczono wartość ciśnienia bezwzględnego, statycznego w dowolnych punktach instalacji, bez potrzeby obliczania jednostkowych strat energetycznych (rys. 2, krzywa AB). Linia ciśnienia bezwzględnego AB obrazuje przemiany energetyczne zachodzące w rurociągu przy przepływie mieszaniny z prędkością $11,9 \text{ m/s}$. Wartości tych ciśnień przedstawiono w kolumnie 3 tablicy 2. Z przebiegu tej krzywej wynika, że linia ciśnienia bezwzględnego znajduje się ponad profilem instalacji podsadzkowej.



Rys. 2. Profil instalacji podsadzkowej i graficzna analiza ciśnień: L_o – długość ekwiwalentna, H – wysokość; 1 – profil pionowy, 2 – linia ciśnienia bezwzględnego, 3 – linia ciśnienia bezwzględnego przy $V = 10$ m/s

Fig. 2. Fill installation profile and graphic pressure analysis: L_o – length equivalent, H – height; 1 – vertical profile, 2 – severe pressure line, 3 – severe pressure line $V = 10$ m/s

Ze względu na ścieralność wewnętrznych ścianek rurociągu, prędkość przepływu hydromieszaniny podsadzkowej nie powinna przekraczać 10 m/s (Kryśik M. 1971). Zakładając, że prędkość 10 m/s jest prędkością graniczną, wykreślono linię wartości ciśnienia bezwzględnego (linia AC), odpowiadającą tej prędkości. Wartości tego ciśnienia ujęto w kolumnie 3 tablicy 2. Linia AC znajduje się powyżej linii AB, co oznacza, że prędkości hydromieszaniny w instalacji są większe od prędkości granicznej i że taką instalację należy uważać za głęboką (Adamek R. 1980). Prędkość przepływu hydromieszaniny można zredukować przez zmianę ukształtowania przestrzennego instalacji. Przedłużenie linii AC do punktu D przecięcia się z osią odciętych wyznacza odcinek, o który należy wydłużyć instalację podsadzkową w celu zredukowania prędkości przepływu (do granicznej). Wartości ciśnień bezwzględnych odpowiadających wysokości ciśnień krzywej AD dla wymaganego objętościowego natężenia przepływu ziarn przedstawiono w kolumnie 4 tablicy 2.

Zmniejszenie prędkości przepływu analizowanej hydromieszaniny podsadzkowej do wartości mniejszej od granicznej, można także osiągnąć przez wymianę najbardziej narażonych na zniszczenie części rurociągów $\phi 185$ mm. Założono wymianę trzech elementów instalacji podsadzkowej $\phi 185$ mm (elementy nr 4, 5 i 6 z tablicy 1), na rurociągi o mniejszej średnicy $\phi 150$ mm i o znacznie większej wytrzymałości, przy zachowaniu długości drogi transportu hydromieszaniny do miejsca lokowania. Wartości parametrów technologicznych instalacji podsadzkowej będą wtedy następujące:

- parametr ukształtowania instalacji w przestrzeni

Tablica 2. Przewidywane wartości ciśnienia w badanych punktach instalacji

Lp.	Nazwa elementu instalacji podszadzkowej	Ciśnienia bezwzględne (statyczne) w instalacji przy przepływie hydromieszaniny z prędkością 11,9 m/s Pa/m	Ciśnienia bezwzględne (statyczne) w instalacji przy przepływie hydromieszaniny z prędkością 10 m/s Pa/m	Ciśnienia bezwzględne (statyczne) w instalacji przy przepływie hydromieszaniny z prędkością 9,3 m/s Pa/m
1	2	3	4	5
1	Luneta górna	14 077 200	14 034 300	14 077 500
2	Szyb, odcinek 1	13 562 400	13 306 505	13 681 900
3	Szyb, odcinek 2	10 406 100	11 240 643	11 217 800
4	Luneta dolna	10 148 400	11 024 994	10 625 400
5	Rurociąg, odcinek 1	9 250 500	10 404 616	8 751 300
6	Rurociąg, odcinek 2	8 148 700	9 608 198	6 364 400
7	Rurociąg, odcinek 3	5 710 200	7 896 698	4 401 500
8	Rurociąg, odcinek 4	5 262 200	7 593 029	4 039 200
9	Rurociąg, odcinek 5	4 910 900	7 359 939	3 751 400
10	Rurociąg, odcinek 6	2 118 800	5 419 424	1 539 900
11	Rurociąg, odcinek 7	2 052 700	5 203 938	1 549 200
12	Rurociąg, odcinek 8	555 300	4 055 440	396 500
13	Rurociąg, odcinek 9	0	3 523 082	0

$$\xi = 8,91$$

- rozporządzalna wartość strat energetycznych

$$I_E = 1573 \text{ Pa/m}$$

- średnia prędkość robocza przepływu hydromieszaniny w instalacji

$$v_{rb} = 9,3 \text{ m/s}$$

- wskaźnik pewności działania instalacji podszadzkowej

$$M = 6,2$$

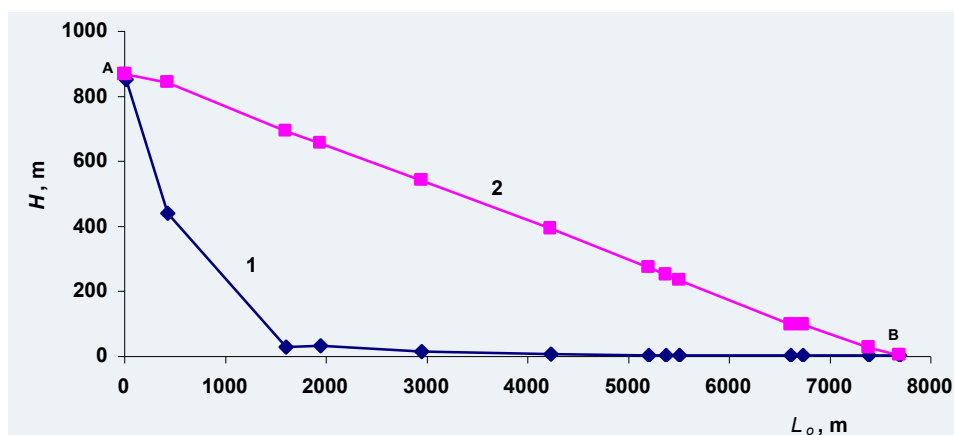
- natężenie przepływu hydromieszaniny podszadzkowej

$$Q_m = 899,94 \text{ m}^3/\text{h}$$

- wydajność podszadzania

$$Q_p = 719,95 \text{ m}^3/\text{h}$$

Na rysunku 3 przedstawiono wartości ciśnienia bezwzględnego w zaznaczonych punktach instalacji – krzywa AB. Wartości ciśnień bezwzględnych odpowiadające wysokości ciśnień krzywej AB przedstawiono w kolumnie 5 tablicy 2.



Rys. 3. Profil instalacji podsadzkowej i graficzna analiza ciśnień: L_o – długość ekwiwalentna, H – wysokość, 1 – profil pionowy, 2 – linia ciśnienia bezwzględnego, przy $V = 9,3$ m/s

Fig. 3. Fill installation profile and graphic pressure analysis: L_o – length equivalent, H – height; 1 – vertical profile, 2 – severe pressure line $V = 9,3$ m/s

Literatura

1. Adamek R. (1980): *Podsadzanie wyrobisk górniczych*. Katowice, Wydaw. „Śląsk”.
2. Czaban S. (1988): *Wyznaczanie współczynnika oporów liniowych przy przepływie reostabilnych mieszanin w rurociągach*. Zeszyty Naukowe Akademii Rolniczej we Wrocławiu nr 176. Melioracja XXXI. Wrocław.
3. Jarige A., Roche A., Sanyas M., Roidot J.-P. (1961): *Le remblayage hydraulique aux Houillères du Bassin de Lorraine*. Revue de l'Industrie Minérale z. 43 nr 5.
4. Krysik M. (1971): *Trwałość instalacji podsadzki hydraulicznej w warunkach eksploatacji w kopalniach*. Prace GIG, Komunikat nr 537.
5. Lisowski A. (1992): *Metoda optymalizacji wykorzystania odpadów kopalnianych i energii potencjalnej w podsadźce hydraulicznej-metoda OG*. Prace GIG, Komunikat nr 768.
6. Palarski J. (1982): *Hydrotransport*. Warszawa, Wydaw. N-T.
7. Parzonka W. (1977): *Hydrauliczne podstawy transportu rurowego mieszanin dwufazowych*. Skrypt Akademii Rolniczej, Wrocław.
8. Raczkowski J. (1975): *Reologia cieczy wiertniczych*. Warszawa, Wydaw. Geologiczne.
9. Raczkowski J. (1978): *Reologia zaczynów uszczelniających*. Skrypt uczelniany nr 612 Kraków, AGH.
10. *Opracowanie metod budowy i eksploatacji instalacji podsadzkowych dla głębokich kopalń*. Dokumentacja GIG, symbol XX1.5.1.1. Katowice.

Recenzent: doc. dr hab. inż. Krzysztof Stańczyk

Katarzyna Hamala, Leokadia Róg

WPLYW SKŁADU CHEMICZNEGO I WŁAŚCIWOŚCI FIZYKOCHEMICZNYCH WĘGLI ORAZ ICH POPIOŁÓW NA WSKAŹNIKI ŻUŻLOWANIA I ZANIECZYSZCZANIA POWIERZCHNI GRZEW CZYCH KOTŁÓW ENERGETYCZNYCH

Streszczenie

Na proces spalania w przemysłowych kotłach energetycznych istotny wpływ oprócz konstrukcji i sposobu eksploatacji pieca, ma substancja mineralna zawarta w węglu. Podczas spalania zachodzą skomplikowane zjawiska fizykochemiczne, w wyniku których z substancji mineralnej powstają popioły o zróżnicowanych właściwościach.

W wyniku przeprowadzonych badań wyznaczono wskaźniki charakteryzujące skłonność węgla GZW do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotłów energetycznych. Analiza danych wykazała zależność tych wskaźników od zawartości popiołu oraz od jego temperatury topnienia i składu chemicznego. Stwierdzono, że 91% wszystkich badanych węgla ze względu na wskaźnik żużlowania R_s oraz 59% węgla, ze względu na wskaźnik stosunku SiO_2 charakteryzuje się małą skłonnością do żużlowania (rys. 1 i 2).

W przypadku wskaźnika zanieczyszczania F_u tylko 3% badanych węgla odznaczało się brakiem skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych, a pozostałe zaliczono do węgla o dużej skłonności do zanieczyszczania (rys. 3). Ze względu na liczbę alkaliczności AK badane węgle charakteryzowały się zróżnicowanymi właściwościami (rys. 4).

Wzrost zawartości popiołu w węglach powodował zmniejszanie się skłonności do żużlowania (spadek wartości wskaźnika R_s oraz wzrost wskaźnika stosunku SiO_2) oraz wzrost skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych (zwiększanie się liczby alkaliczności AK) (rys. 5, 6, 8). W przypadku wskaźnika zanieczyszczania powierzchni F_u zaobserwowano zmniejszanie się jego wartości w miarę wzrostu zawartości popiołu, co odpowiada zmniejszającej się skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych (rys. 7).

Zawartość siarki całkowitej w węglu nie wpływała jednoznacznie na wskaźniki żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych (rys. 9–12).

Obniżenie temperatury topnienia popiołu powodowało wzrost wartości wskaźnika żużlowania R_s (rys. 13).

Wzrost temperatury topnienia popiołu (rys. 14) powodował wzrost wskaźnika stosunku SiO_2 (SR).

W miarę obniżania się temperatury topnienia popiołu następował wzrost wartości indeksu F_u popiołu. Tylko kilka spośród badanych węgla miało temperaturę topnienia powyżej $1500^{\circ}C$ i nie wykazywało skłonności do zanieczyszczania ($F_u < 0,6$) (rys. 15).

Węgla sklasyfikowane na podstawie liczby alkaliczności AK jako mało skłonne do zanieczyszczania powierzchni grzewczych charakteryzowały się zmienną temperaturą topnienia popiołu od 1170 do $1500^{\circ}C$ (rys. 16).

Wraz ze wzrostem zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O i TiO_2 oraz spadkiem udziału Fe_2O_3 , CaO i MgO w popiele następowało obniżanie się wartości wskaźnika żużlowania R_s (rys. 18–25).

Wskaźnik stosunku SiO_2 (SR) zwiększał się w miarę wzrostu zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O i TiO_2 w popiele oraz w miarę spadku udziału Fe_2O_3 , CaO , MgO i Na_2O (rys. 27–34).

W miarę wzrostu zawartości Fe_2O_3 , MgO , CaO i Na_2O w popiele wzrastał również wskaźnik skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych F_u . Równocześnie stwierdzono, że przy wzroście udziału SiO_2 , K_2O , Al_2O_3 oraz TiO_2 w popiele wskaźnik F_u obniża się i maleje skłonność węgla do zanieczyszczania powierzchni (rys. 36–43).

Liczba alkaliczności AK wzrastała wraz ze wzrostem zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O , TiO_2 oraz spadkiem udziału Fe_2O_3 , MgO , CaO i Na_2O (rys. 45–52).

Analiza uzyskanych wyników wykazała, że zależności wskaźników żużlowania (wskaźnik żużlowania R_s oraz stosunku SiO_2) od zawartości popiołu, składu chemicznego popiołów oraz zależności temperatury topnienia od tych wskaźników w badanych węglach są podobne. Jednakże biorąc pod uwagę uzyskane wielkości korelacji oraz ich istotności bardziej wiarygodnym parametrem jest wskaźnik stosunku SiO_2 (S_R).

Uzyskane wyniki zależności wskaźnika zanieczyszczania F_u oraz liczby alkaliczności AK od zawartości popiołu, składu chemicznego popiołów oraz zależności temperatury topnienia od tych wskaźników w badanych węglach wykazują odmienne wyniki. Na podstawie wartości korelacji oraz ich istotności można uznać, że bardziej wiarygodne są wyniki uzyskane dla wskaźnika zanieczyszczania F_u .

Influence of chemical composition and coal physic-chemical specificity and its ashes on indicators of slagging and pollution of surface of heating energy boiler

Abstract

On process of incinerating in industrial energy boilers an important influence, except construction and manner of exploitation of stove, has mineral substance included in coal. During incinerating complicated physic and chemical phenomena, which get results from mineral substance, appear ashes with differentiated specificity.

In result of carried researches has created the indicators characterising propensity coal GZW for slagging and polluting of surface of heating energy boiler. Analysis of data has exerted dependence of this index from contents of ash and from its temperature of melting and chemical composition. It ascertain, that 91% of all researched coals from the point of view of slagging index R_s and 59% of coals from the point of view of index of SiO_2 relation, it is characterised by small propensity for slagging (Fig. 1 and 2).

In case of polluting index F_u only 3 % coals investigated marked with lack of inclination to get polluting of heating surface and remaining one numbered to coals with large inclinations to polluting (Fig. 3). From regard on number of alkaline AK coals investigated were characterized with diverse proprieties (Fig. 4).

Height contents of ash in coals caused diminishing its inclinations to slagging (fall of value of coefficient R_s and height of relation coefficient SiO_2) and height of inclination to polluting of heating surface (enlarging its numbers of alkaline AK) (Fig. 5, 6, 8). In case of polluting coefficient of surface F_u one observed diminishing oneself his values in due measure of height of content of ash, what answers growing less inclinations to polluting of heating surface (Fig. 7).

Content of entire sulphur in coal did not influence univocally on slagging and polluting of heating surface coefficients (Fig. 9–12).

Reduction of temperature of ash fusing made value of slagging coefficient R_s higher (Fig. 13). Growth of temperature of ash fusing (Fig. 14) made relation coefficient SiO_2 (S_R) higher. In measure of reduction of temperature of ash fusing appeared higher value of ash index F_u . Only several from among investigated coals had temperature of fusing above 1500 °C and did not show inclination to polluting ($F_u < 0, 6$) (Fig. 15).

Classified coals on the ground numbers of alkaline AK as little inclined to polluting of heating surface were characterized variable temperature of fusing of ash from 1170 to 1500°C (Fig. 16).

Together with height of content SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O and TiO_2 and with fall of participation Fe_2O_3 , CaO and MgO in ash followed lowering values of slagging coefficient R_s (Fig. 18–25).

Coefficient of relation SiO_2 (S_R) grew larger in due measure of height of content SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O and TiO_2 in ash and in due measure of fall of participation Fe_2O_3 , CaO and MgO and Na_2O (Fig. 27–34).

In measure of height of content Fe_2O_3 , MgO , CaO and Na_2O in ash increased also coefficient of inclination to polluting of heating surface F_u . Simultaneously one ascertained, that at height of participation SiO_2 , K_2O , Al_2O_3 and TiO_2 in ash coefficient F_u drops and grows smaller inclination of coal to polluting of surface (Fig. 36–43).

Number alkaline AK increased together with height of content SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O , TiO_2 and with fall of participation Fe_2O_3 , MgO , CaO and Na_2O (Fig. 45–52).

Analysis of results obtained showed, that dependences of slagging coefficients (slagging coefficient R_s and relation coefficient SiO_2) from contents of ash, of composition chemical ashes and dependences of temperature of fusing from these of coefficients in investigated coals are similar. However taking under attention obtained sizes of correlation more reliable parameter is relation coefficient SiO_2 (SR).

Obtained results of dependence of polluting coefficient F_u and numbers alkaline AK from contents of ash, of composition chemical ashes and dependences of temperature of fusing from these of coefficients in investigated coals show different results. On base of value of correlation their essentiality one can acknowledge, that more reliable are results obtained for polluting coefficient F_u .

WPROWADZENIE

Węgiel, stanowiący podstawowy nośnik energii dla zakładów energetycznych, powinien charakteryzować się właściwościami fizykochemicznymi odpowiednimi dla parametrów technicznych i eksploatacyjnych paleniska, w którym jest spalany. Spalanie surowca energetycznego niespełniającego tych wymagań zmniejsza sprawność cieplną kotłów grzewczych, powoduje powstawanie żużla i osadów na powierzchniach wymiany ciepła, a w konsekwencji zwiększenie awaryjności kotłów.

Istotny wpływ na proces spalania, oprócz konstrukcji i sposobu eksploatacji pieca, ma substancja mineralna zawarta w węglu. Podczas spalania w przemysłowych kotłach energetycznych, wyposażonych w paleniska pyłowe lub rusztowe, zachodzą skomplikowane procesy fizykochemiczne, w wyniku których z substancji mineralnej powstają popioły o zróżnicowanych właściwościach. Różnią się one składem chemicznym, odpornością termiczną oraz skłonnością do tworzenia żużla oraz nalepów na powierzchniach grzewczych.

W celu scharakteryzowania skłonności węgla do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych na drodze empirycznej określono cztery wskaźniki, które są stosowane powszechnie w Europie Zachodniej (Żelkowski J. 1986). Do obliczenia tych wskaźników potrzebna była znajomość składu chemicznego substancji mineralnej oraz zawartości popiołu i siarki całkowitej w węglu.

Określono następnie zależności między wskaźnikami charakteryzującymi skłonność węgla do żużlowania i zanieczyszczania palenisk, a jego składem chemicznym oraz właściwościami fizykochemicznymi. Na podstawie tych zależności jest możliwy optymalny dobór paliwa do poszczególnych palenisk.

1. CZYNNIKI WPLYWAJĄCE NA SKŁONNOŚĆ WĘGLA DO ŻUŻLOWANIA I ZANIECZYSZCZANIA POWIERZCHNI GRZEW CZYCH KOTŁÓW ENERGETYCZNYCH

Wśród czynników w sposób istotny wpływających na skłonność węgla do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotłów energetycznych wymienić należy przede wszystkim zawartość popiołu, jego skład chemiczny oraz temperaturę topnienia (Koralczuk H. 1978), a także zawartość chloru, fosforu i siarki w węglu. Według klasyfikacji Crosllaya (Mielecki T. 1971) największą skłonność do szlakowania wykazują węgle, w których zawartość chloru jest większa od 0,3%, a zawartość fosforu i siarki przewyższa odpowiednio 0,03 i 1,8%.

Pierwsze próby określenia temperatury topliwości popiołu wykonał A.L. Feild, który prowadził badania lepkości żużli. W latach trzydziestych XX wieku K. Endell i C. Wens dokonali pomiarów lepkości dla wybranych węgli niemieckich. W tym czasie K. Ackerman (1946) dokonał również pomiarów lepkości stopionych popiołów z węgla pochodzących z polskich kopalń. Badania te nie znalazły zastosowania jako rutynowe badania techniczne, ale umożliwiły poznanie fizykochemicznych zjawisk związanych z przemianami fazowymi popiołu. W latach czterdziestych w laboratorium koncernu Babcock – Wilcox Company wykonano pomiary lepkości stopionych popiołów węgla amerykańskich i na podstawie tych wyników opracowano nomogramy pozwalające na graficzne wyznaczenie lepkości popiołu na podstawie jego składu chemicznego oraz temperatury topliwości (U.S. Bureau of Mines...).

Badania topliwości popiołów (Mielecki T. 1971) pochodzących z węgla polskich pozwoliły na wydzielenie popiołów łatwo topliwych, których temperatura topnienia T_B wyznaczona w atmosferze redukującej jest niższa od 1200°C, średnio topliwych o temperaturze topnienia T_B od 1200 do 1350°C oraz popiołów trudno topliwych, których temperatura topnienia jest większa od 1350°C.

Badania nad metodami pomiaru charakterystycznej temperatury topliwości popiołu prowadzili również Bunte i Baum (Ackerman L. 1946) oraz Z. Chruściel (1993). Metody stosowane w świecie różnią się między sobą temperaturą, którą wyznacza się w celu scharakteryzowania popiołu (tabl. 1).

Tablica.1. Charakterystyczna temperatura topliwości popiołu według różnych norm

Norma		
PN-82/G-04535	PN ISO 540:2001	ASTM:D 1857-87
Temperatura		
°C	°C	°F
spiekania t_s	–	–
mięknienia t_A	deformacji DT	deformacji DT
–	kuli ST	kuli ST
topnienia t_B	półkuli HT	półkuli HT
plynięcia t_C	plynięcia FT	plynięcia FT

Na temperaturę topnienia popiołu i skłonność węgla do zanieczyszczania powierzchni grzewczych istotny wpływ ma skład chemiczny substancji mineralnej, przedstawiany jako procentowa zawartość tlenków: SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , MgO , Na_2O , K_2O , SO_3 , TiO_2 . Na podstawie badań (Róg L. 2003) stwierdzono, że zwiększenie zawartości SiO_2 , Al_2O_3 oraz K_2O w popiele powoduje wzrost jego temperatury topnienia. Bardziej skomplikowany wpływ na tę temperaturę mają: CaO , MgO , Fe_2O_3 . Wzrost udziału tych składników w popiele najpierw obniża, a następnie powoduje wzrost temperatury topnienia.

Na podstawie składu chemicznego popiołu i parametrów jakościowych węgla (zawartości popiołu i siarki całkowitej) można wyznaczyć cztery wskaźniki określające skłonność węgla do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotłów (Żelkowski J. 1986):

a. Wskaźnik żużlowania (znany także jako *Slagging Index* lub *Babcock Index*)

$$R_s = \frac{Fe_2O_3 + CaO + MgO + Na_2O + K_2O}{SiO_2 + Al_2O_3 + TiO_2} S_t^d \quad (1)$$

gdzie:

CaO, Na₂O... – procentowa zawartość poszczególnych tlenków w popiele,
S_t^d – zawartość siarki całkowitej w węglu w stanie suchym.

Ze względu na wartość R_s, węgle wykazują:

- małą skłonność do żużlowania R_s < 0,6
- średnią skłonność do żużlowania 0,6 < R_s < 2,0
- dużą skłonność do żużlowania 2,0 < R_s < 2,6
- bardzo dużą skłonność do żużlowania R_s > 2,6

b. Wskaźnik stosunku SiO₂ (*Silica value*) wyrażony wzorem

$$SR = \frac{SiO_2}{SiO_2 + Fe_2O_3 + CaO + MgO} 100 \quad (2)$$

Ze względu na wartość SR, węgle wykazują:

- małą skłonność do żużlowania SR > 72
- średnią skłonność do żużlowania 65 < SR < 72
- dużą skłonność do żużlowania SR < 65

c. Wskaźnik skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych (*Fouling Index*):

$$Fu = \lambda_s \frac{Na_2O + K_2O}{S_t^d} \quad (3)$$

gdzie:

R_s – wskaźnik żużlowania według wzoru (1),
S_t^d – zawartość siarki całkowitej w węglu w stanie suchym.

Ze względu na wartość Fu węgle wykazują:

- brak skłonności do zanieczyszczania Fu < 0,6
- dużą skłonność do zanieczyszczania 0,6 < Fu < 40,0
- bardzo dużą skłonność do zanieczyszczania Fu > 40,0

d. Liczba alkaliczności AK

$$AK = (Na_2O + 0,9659 K_2O) \frac{A^d}{100} \quad (4)$$

gdzie:

A^d – procentowa zawartość popiołu w węglu w stanie suchym.

Ze względu na wartości AK, węgle wykazują:

- małą skłonność do zanieczyszczania AK < 0,3

- średnią skłonność do zanieczyszczania..... $0,3 < AK < 0,45$
- dużą skłonność do zanieczyszczania..... $0,45 < AK < 0,6$
- bardzo dużą skłonność do zanieczyszczania $AK > 0,6$

2. PRZEDMIOT I METODYKA BADAŃ

Przedmiotem badań były miazły węglowe produkowane przez kopalnie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, analizowane w ostatnich latach w Zakładzie Oceny Jakości Paliw Stałych Głównego Instytutu Górnictwa. Wyniki badań obejmujące pełny zakres analiz fizykochemicznych, służących do oceny jakości paliw stałych, gromadzone są w banku danych o jakości polskich węgla kamiennych. Badania wykonano na 209 próbkach miazłów zaliczanych do węgla płomiennych, gazowo-płomiennych i gazowych. Dla każdej próbki węgla określono:

- zawartość popiołu w stanie suchym A^d ,
- zawartość siarki całkowitej w stanie suchym S_t^d ,
- temperaturę topnienia popiołu T_B w atmosferze redukującej (mieszanka $CO:CO_2$ w stosunku 3:2),
- skład chemiczny popiołu.

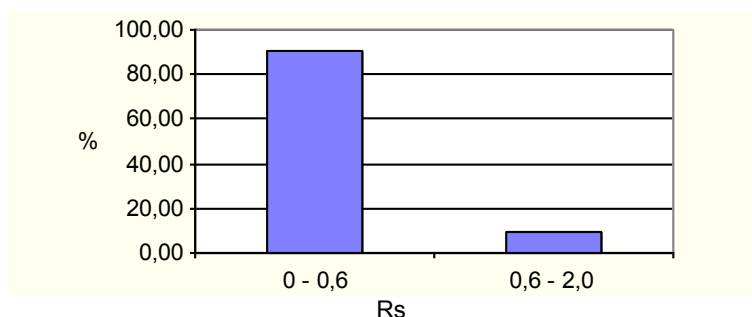
Wszystkie analizy przeprowadzono zgodnie z aktualnie obowiązującymi polskimi normami.

3. WYNIKI BADAŃ

3.1. Zmienność wskaźników zużłowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych

Obliczone dla badanych węgla wskaźniki zużłowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych były znacznie zróżnicowane (rys. 1–4).

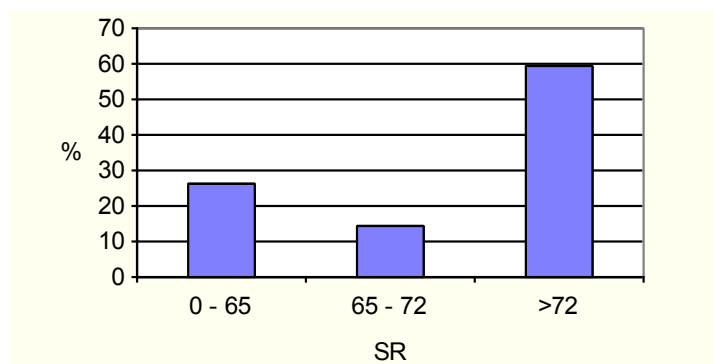
Wyznaczony dla badanych węgla wskaźnik R_s zmieniał się w granicach od 0,08 do 1,19. Aż 91% węgla wykazało małą skłonność do zużłowania (rys. 1), a pozostałe węgle średnią. Nie stwierdzono węgla o dużej skłonności do tworzenia żużla.



Rys. 1. Wartości wskaźnika zużłowania R_s badanych węgla

Fig. 1. Value of slagging coefficient R_s of coal investigated

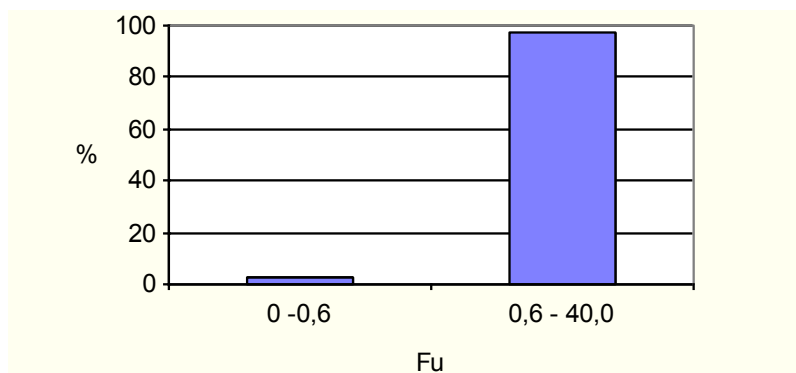
Wskaźnik stosunku SiO_2 (SR) zmieniał się w granicach od 23,28 do 87,90. Ze względu na ten wskaźnik aż 59% węgla wykazało małą skłonność do żużlowania, a 26% można zaliczyć do paliw o dużej skłonności do żużlowania (rys. 2).



Rys. 2. Wartości wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) badanych węgla

Fig. 2. Value of relation coefficient SiO_2 (SR) of coal investigated

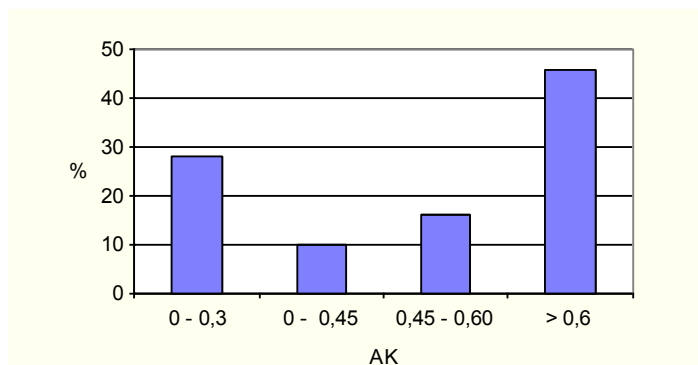
Ponad 97% wszystkich badanych węgla wykazało dużą skłonność do zanieczyszczania powierzchni (rys. 3) podczas, gdy niecałe 3% odznaczało się brakiem takich skłonności. Nie stwierdzono węgla o bardzo dużej skłonności do zanieczyszczania ($\text{Fu} > 40$).



Rys. 3. Wartości wskaźnika zanieczyszczania Fu badanych węgla

Fig. 3. Value of polluting coefficient Fu of coal investigated

Ze względu na liczbę alkaliczności AK węgle charakteryzowały się zróżnicowanymi właściwościami. Małą skłonność do zanieczyszczania powierzchni ($\text{AK} < 0,3$) wykazało 28% węgla (rys. 4), natomiast bardzo dużą stwierdzono w przypadku 46% badanych węgla.



Rys. 4. Wartości liczby alkaliczności AK badanych węgla

Fig. 4. Value of number alkaline AK of coal investigated

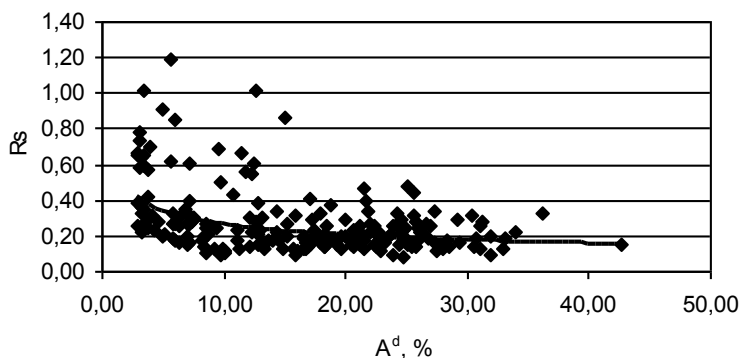
3.2. Wpływ zawartości popiołu i siarki całkowitej w węglu na wartości wskaźników zużłowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych

Różnicowanie wskaźników zużłowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych w zależności od zapopielenia węgla, które zmieniało się od 2,85 do 42,74%, przedstawiono na rysunkach 5–8. Stwierdzono, że w miarę wzrostu zawartości popiołu w stanie suchym A^d zmniejsza się wartość wskaźnika zużłowania R_s (rys. 5), osiągając wartość minimalną ($R_s = 0,08$) przy $A^d = 24,68\%$. Węgla o zawartości popiołu powyżej 15% charakteryzowały się R_s poniżej 0,6, co odpowiada małej skłonności do zużłowania. Wskazywał na to również wskaźnik stosunku SiO_2 (SR), którego wartość zwiększała się w miarę wzrostu zawartości popiołu (rys. 6). Węgla o zawartości popiołu powyżej 25% charakteryzowały się SR powyżej 72, co odpowiada małej skłonności do zużłowania, natomiast SR wskazujące na wysoką skłonność do tworzenia żużla, wykazywały węgle o zawartości popiołu poniżej 6%.

W przypadku wskaźnika zanieczyszczania F_u zaobserwowano zmniejszanie się jego wartości w miarę wzrostu zawartości popiołu, co odpowiada zmniejszającej się skłonności do zanieczyszczania powierzchni (rys. 7). Może to być związane z faktem, że wskaźnik F_u jest wyliczany między innymi na podstawie zawartości Na_2O i K_2O , która nie zawsze jest wprost proporcjonalna do zawartości popiołu w węglu.

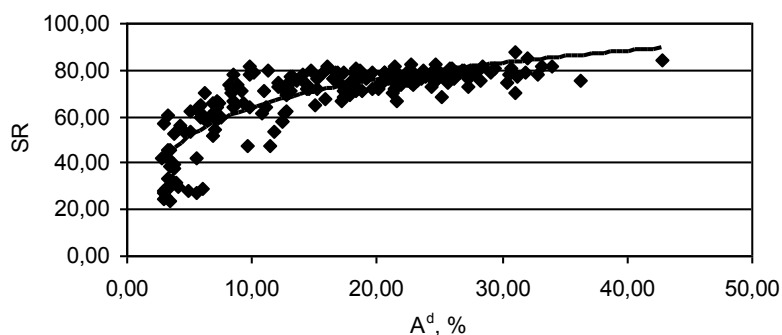
Wzrost zawartości popiołu w bardzo dużym stopniu wpływał na wzrost liczby alkaliczności AK. Węgla o zawartości popiołu poniżej 9% można uznać za węgle o zdecydowanie małej skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotłów (rys. 8). Największe wartości wskaźnika AK otrzymano dla węgla o zawartości popiołu powyżej 30%.

Korelacje między wskaźnikami zużłowania i zanieczyszczania, a zawartością popiołu, wyniosły: 0,49 dla wskaźnika R_s , 0,84 dla wskaźnika SR, 0,74 dla wskaźnika F_u oraz 0,97 dla liczby alkaliczności AK. Wszystkie uzyskane korelacje są istotne, gdyż t_{obl} są większe od t_{gr} , dla $\alpha = 0,05$ (Czermiński J. i inni 1974). Największą istotność współczynnika korelacji stwierdzono dla zależności liczby alkaliczności AK od zawartości popiołu, gdzie $t_{obl} = 57,41$ jest większe od $t_{gr} = 1,96$.



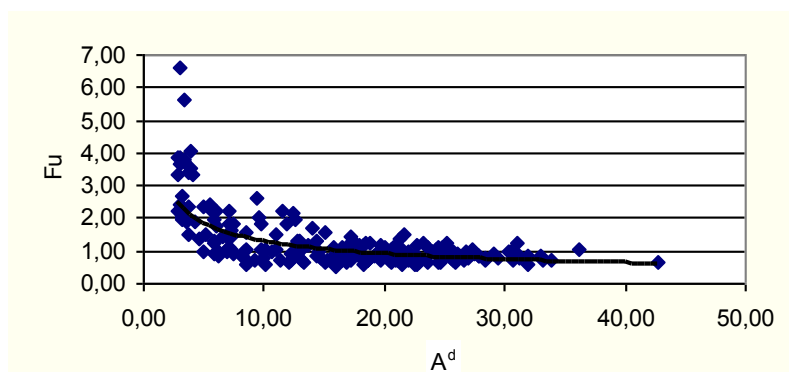
Rys. 5. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości popiołu A^d w badanych węglach

Fig. 5. Dependence of slagging coefficient R_s from ash content A^d of coal investigated



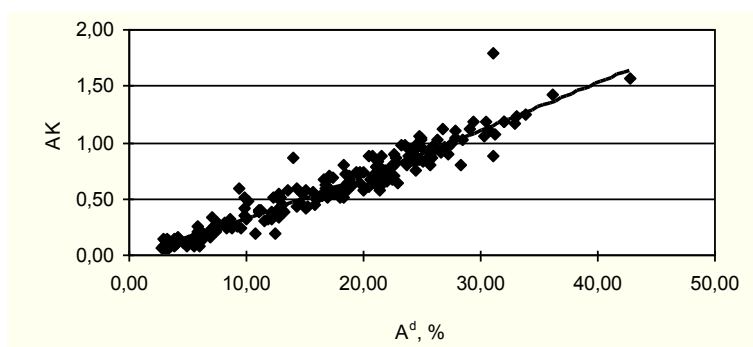
Rys. 6. Zależność wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) od zawartości popiołu A^d w badanych węglach

Fig. 6. Dependence of relation coefficient SiO_2 (SR) from ash content A^d of coal investigated



Rys. 7. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości popiołu A^d w badanych węglach

Fig. 7. Dependence of polluting coefficient F_u from ash content A^d of coal investigated



Rys. 8. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości popiołu A^d w badanych węglach

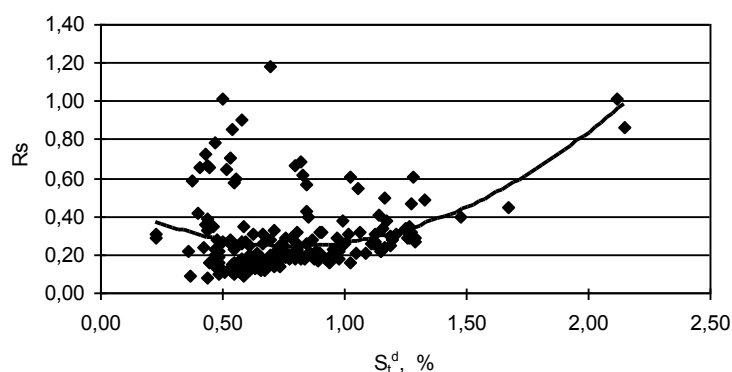
Fig. 8. Dependence of number alkaline AK from ash content A^d of coal investigated

Zależność wskaźników żużlowania i zanieczyszczania od zawartości siarki całkowitej w węglu ilustrują rysunki od 9 do 12. Stwierdzono, że zawartość siarki nie wpływa jednoznacznie na wskaźnik skłonności do żużlowania R_s (rys. 9). W węglach o małej skłonności do żużlowania, w których R_s wynosi poniżej 0,6, zawartość siarki całkowitej zmieniała się od 0,22 do 1,67%.

Wskaźnik stosunku SiO_2 (SR) przy wzroście zawartości siarki początkowo wzrastał, a następnie zmniejszał się (rys. 10).

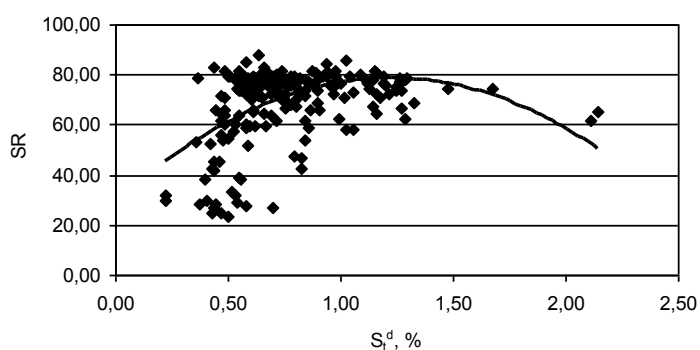
Podobnie jak w przypadku wskaźnika żużlowania R_s i stosunku SiO_2 (SR), tak samo w przypadku wskaźnika zanieczyszczania F_u (rys. 11) oraz liczby alkaliczności AK (rys. 12), stwierdzono zróżnicowany wpływ siarki na badane węgle.

Obliczone współczynniki korelacji między wskaźnikami żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych, a zawartością siarki całkowitej wyniosły: dla wskaźnika R_s – 0,41; dla SR – 0,49; dla F_u – 0,47, a dla AK – 0,49. Uzyskane korelacje są istotne, gdyż t_{obl} są większe od t_{gr} , dla $\alpha = 0,05$. Największą istotność współczynnika korelacji stwierdzono dla zależności wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) oraz liczby alkaliczności AK, gdzie $t_{obl} = 8,09$ jest większe od t_{gr} .



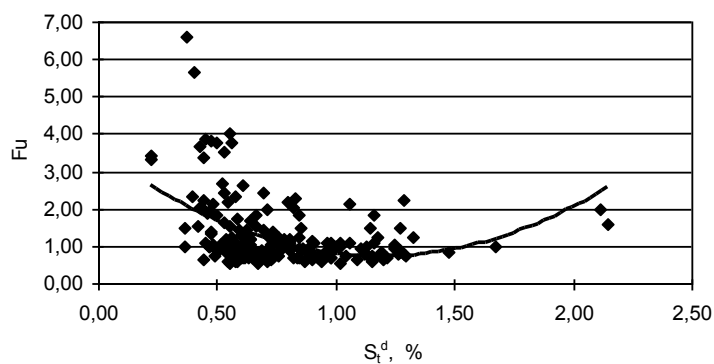
Rys. 9. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości siarki całkowitej S_t^d w badanych węglach

Fig. 9. Dependence of slagging coefficient R_s from total sulphur S_t^d of coal investigated



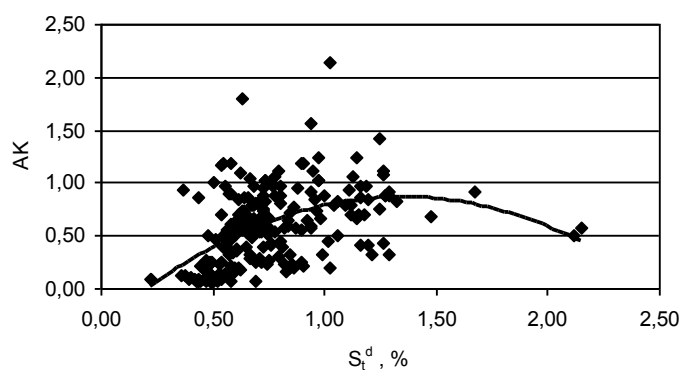
Rys. 10. Zależność wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) od zawartości siarki całkowitej S_t^d w badanych węglach

Fig. 10. Dependence of relation coefficient SiO_2 (SR) from total sulphure S_t^d of coal investigated



Rys. 11. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości siarki całkowitej S_t^d w badanych węglach

Fig. 11. Dependence of polluting coefficient F_u from total sulphure S_t^d of coal investigated



Rys. 12. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości siarki całkowitej S_t^d w badanych węglach

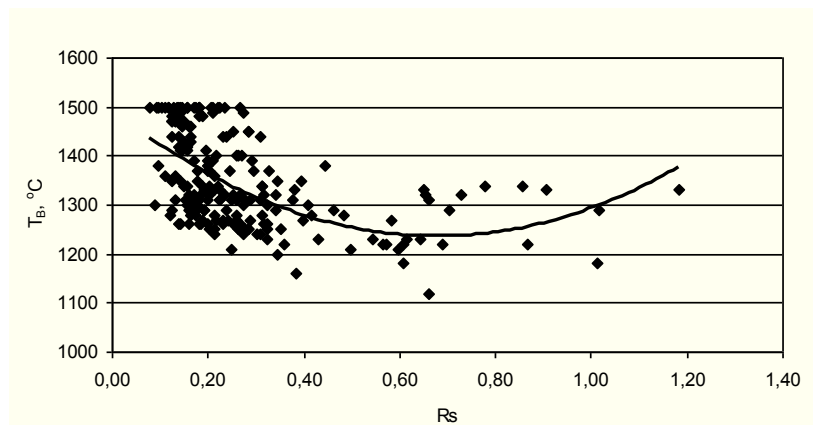
Fig. 12. Dependence of number alkaline AK from total sulphure S_t^d of coal investigated

3.3. Zależność temperatury topnienia popiołu od wskaźników zużłowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych

Na skłonność węgla do zanieczyszczania powierzchni grzewczych scharakteryzowaną na podstawie wskaźników zużłowania i zanieczyszczania ma wpływ skład chemiczny popiołu i wynikająca z tego składu temperatura topnienia popiołu (Róg L. 2003).

Zależności między temperaturą topnienia popiołu a wskaźnikami zużłowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych przedstawiono na rysunkach 13–16. Wynika z nich, że temperatura topnienia popiołów pochodzących z badanych węgla zmieniała się w granicach od 1120 do 1500°C i powyżej.

Aktualnie stosowane metody pozwalają na określanie temperatury topliwości popiołu do 1500°C. Powyżej tej granicy prowadzenie badań nie jest możliwe ze względów technicznych. Stwierdzono, że wskaźnik R_s (rys. 13) rośnie w miarę obniżania się temperatury topnienia i osiąga swoje minimum wynoszące 0,08 przy temperaturze topnienia powyżej 1500°C. Węgla charakteryzujące się temperaturą topnienia powyżej 1350°C miały R_s poniżej 0,6, co odpowiada małej skłonności do zużłowania.



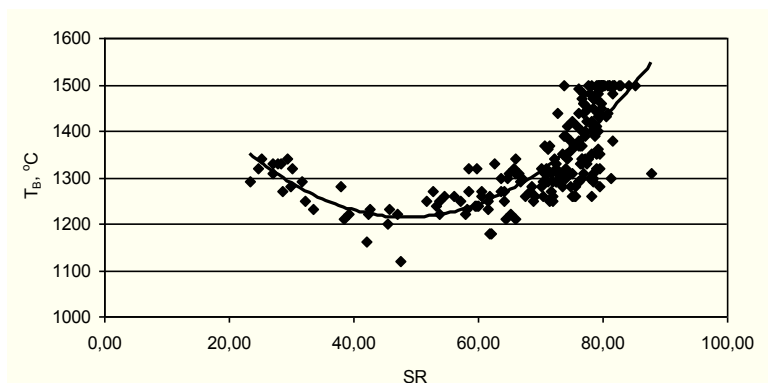
Rys. 13. Zależność temperatury topnienia popiołu T_B oznaczonej w atmosferze redukującej od wskaźnika zużłowania R_s badanych węgla

Fig. 13. Dependence of fusing temperature of ash T_B appointed in reducing atmosphere from slagging coefficient R_s of investigated coals

Czym wyższa jest temperatura topnienia popiołu tym wyższy wskaźnik stosunku SiO_2 (SR) (rys. 14). Węgla charakteryzujące się temperaturą topnienia powyżej 1350°C charakteryzowały się małą skłonnością do zużłowania.

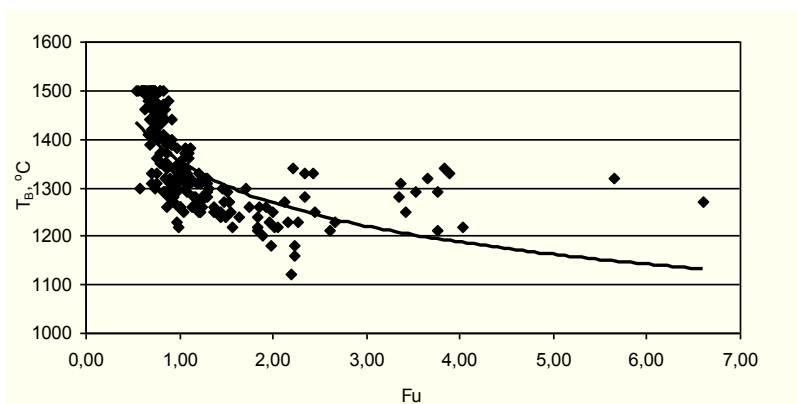
W miarę obniżania się temperatury topnienia popiołu, wzrastała wartość indeksu F_u (rys. 15). Tylko kilka spośród badanych węgla miało temperaturę topnienia powyżej 1500°C i nie wykazywało skłonności do zanieczyszczania powierzchni ($F_u < 0,6$). Pozostałą część badanych węgla można było zaliczyć do paliw o dużej skłonności do tworzenia nalepów na powierzchniach grzewczych kotłów.

Tylko 28% badanych węgli można było sklasyfikować na podstawie liczby alka-liczności AK jako paliwo mało skłonne do zanieczyszczania powierzchni grzewczych (rys. 16). Charakteryzowała je zmienna temperatura topnienia popiołu od 1170 do 1500°C i powyżej. Obliczone współczynniki korelacji między temperaturą topnienia popiołu, a wskaźnikami charakteryzującymi skłonność węgli do żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych (rys. 17) wynosiły: dla wskaźnika Rs – 0,55, dla wskaźnika SR – 0,77, dla wskaźnika Fu – 0,68, dla wskaźnika AK – 0,45. Uzyskane korelacje są istotne, gdyż t_{obl} są większe od t_{gr} , dla $\alpha = 0,05$. Największą istotność współczynnika korelacji stwierdzono dla zależności wskaźnika stosunku SiO_2 (SR), gdzie $t_{obl} = 17,38$ jest większe od t_{gr} .



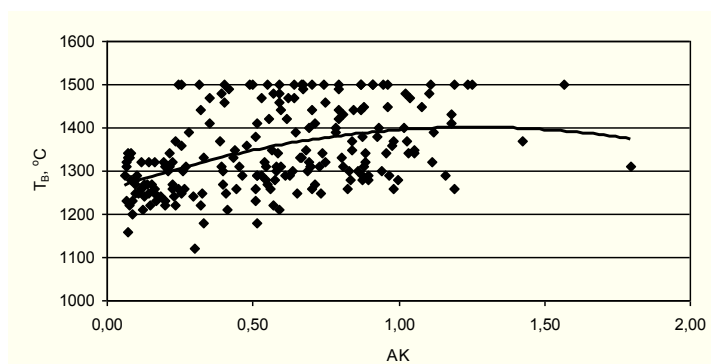
Rys. 14. Zależność temperatury topnienia popiołu T_B oznaczonej w atmosferze redukującej od wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) badanych węgli

Fig. 14. Dependence of fusing temperature of ash T_B appointed in reducing atmosphere from relation coefficient SiO_2 (SR) of investigated coals



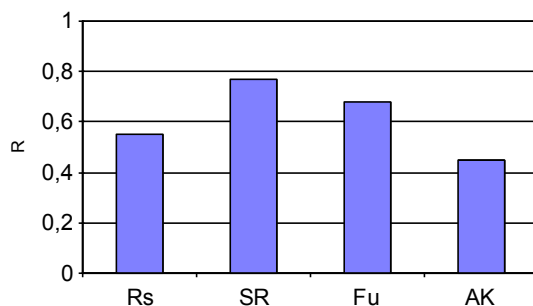
Rys. 15. Zależność temperatury topnienia popiołu T_B oznaczonej w atmosferze redukującej od wskaźnika zanieczyszczenia Fu badanych węgli

Fig. 15. Dependence of fusing temperature of ash T_B appointed in reducing atmosphere from polluting coefficient Fu of investigated coals



Rys. 16. Zależność temperatury topnienia popiołu T_B oznaczonej w atmosferze redukującej od liczby alkaliczności AK badanych węgli

Fig. 16. Dependence of fusing temperature of ash T_B appointed in reducing atmosphere from number alkaline AK of investigated coals



Rys. 17. Korelacja R między temperaturą topnienia popiołu, a wskaźnikami żużlowania i zanieczyszczania

Fig. 17. Correlation R between fusing temperature of ash, polluting and slagging coefficients

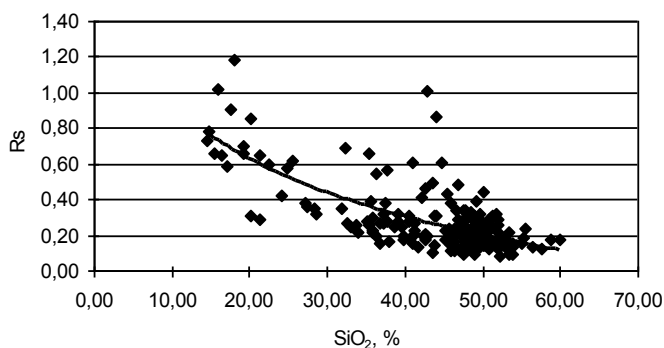
3.4. Zależność wskaźników żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych od składu chemicznego popiołu

Wraz ze wzrostem zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O i TiO_2 w popiele następowało zmniejszanie wartości wskaźnika Rs (rys. 18–21). Węgłe, w których zawartość SiO_2 w popiele była większa od 45%, zawartość Al_2O_3 wynosiła powyżej 25%, K_2O powyżej 2,7%, a TiO_2 powyżej 1,0%, charakteryzowały się małą skłonnością do żużlowania, podobnie jak węgle, w których Fe_2O_3 wynosiło poniżej 9% (rys. 22), CaO poniżej 4,7% (rys. 23) i MgO poniżej 2,5% (rys. 24).

Największe stwierdzone wartości wskaźnika Rs nie przekraczały 1,20, co odpowiada średniej skłonności do żużlowania. Węgłe te charakteryzowały się zróżnicowaną zawartością składników chemicznych popiołu.

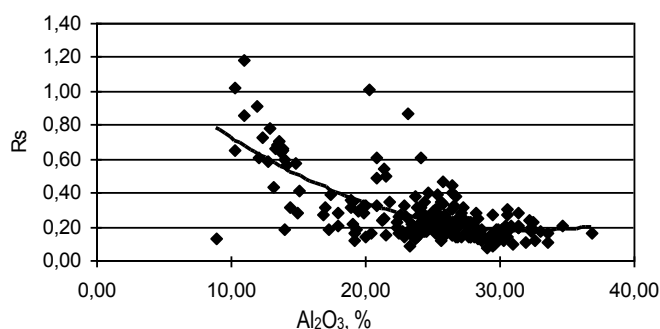
Największą korelację, powyżej 0,7, stwierdzono dla zależności między wskaźnikiem Rs a zawartością MgO , TiO_2 , CaO i SiO_2 (rys. 26). Najmniejszy współczynnik

korelacji wykazała natomiast zależność wskaźnika R_s od Na_2O ($R = 0,40$). Wszystkie uzyskane korelacje są istotne, gdyż t_{obl} są większe od t_{gr} , dla $\alpha = 0,05$. Największą istotność współczynnika korelacji stwierdzono dla zależności wskaźnika R_s od zawartości MgO , gdzie $t_{obl} = 16,31$ jest większe od t_{gr} .



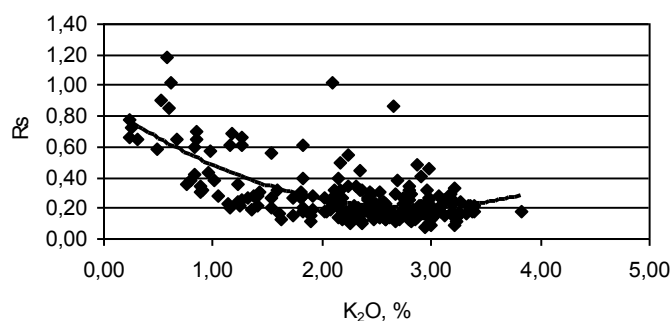
Rys. 18. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości SiO_2 badanych węgli

Fig. 18. Dependence of slagging coefficient R_s from SiO_2 content of investigated coals



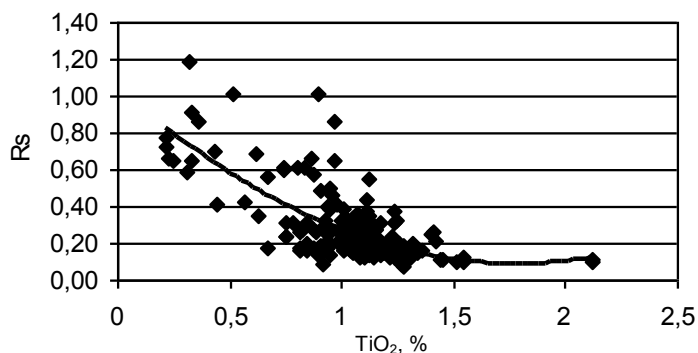
Rys. 19. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości Al_2O_3 badanych węgli

Fig. 19. Dependence of slagging coefficient R_s from Al_2O_3 content of investigated coals

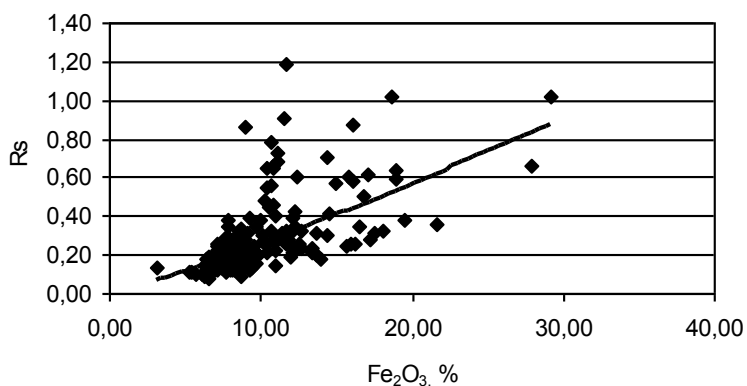


Rys. 20. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości K_2O badanych węgli

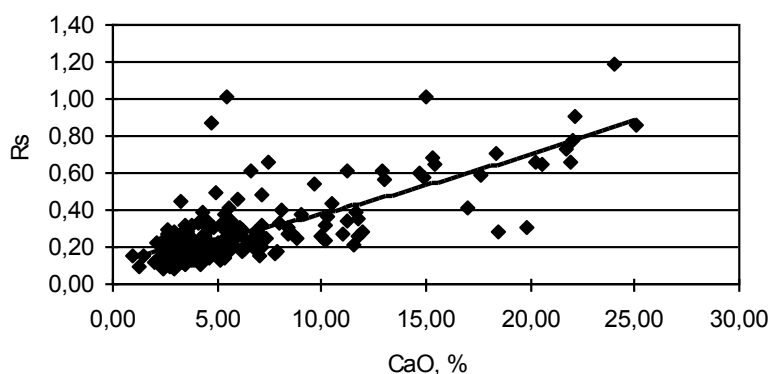
Fig. 20. Dependence of slagging coefficient R_s from K_2O content of investigated coals



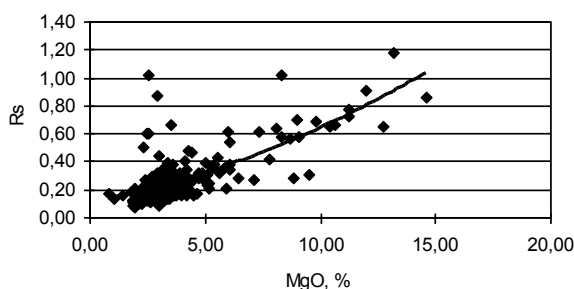
Rys. 21. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości TiO_2 badanych węgla
Fig. 21. Dependence of slagging coefficient R_s from TiO_2 content of investigated coals



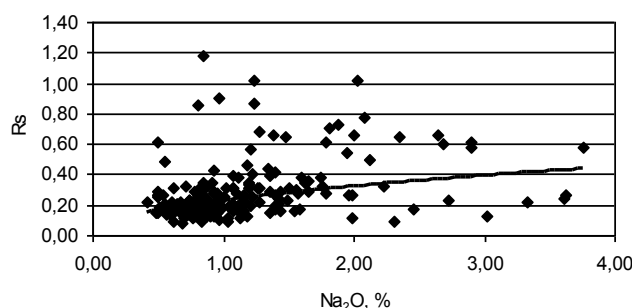
Rys. 22. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości Fe_2O_3 badanych węgla
Fig. 22. Dependence of slagging coefficient R_s from Fe_2O_3 content of investigated coals



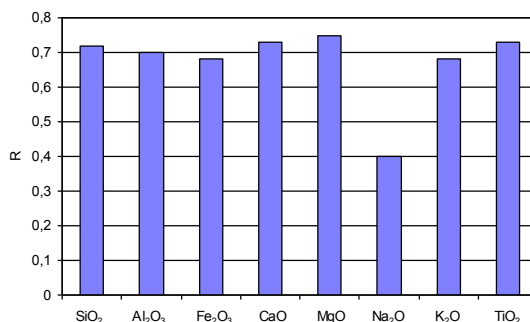
Rys. 23. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości CaO badanych węgla
Fig. 23. Dependence of slagging coefficient R_s from CaO content of investigated coals



Rys. 24. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości MgO badanych węgli
Fig. 24. Dependence of slagging coefficient R_s from MgO content of investigated coals



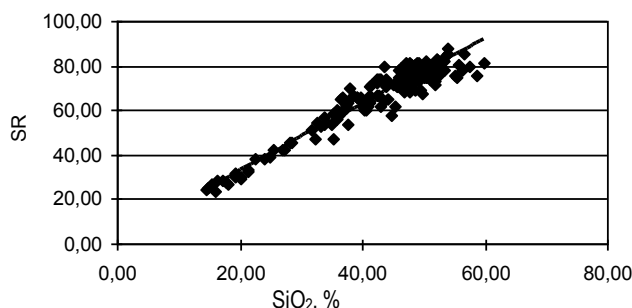
Rys. 25. Zależność wskaźnika żużlowania R_s od zawartości Na_2O badanych węgli
Fig. 25. Dependence of slagging coefficient R_s from Na_2O content of investigated coals



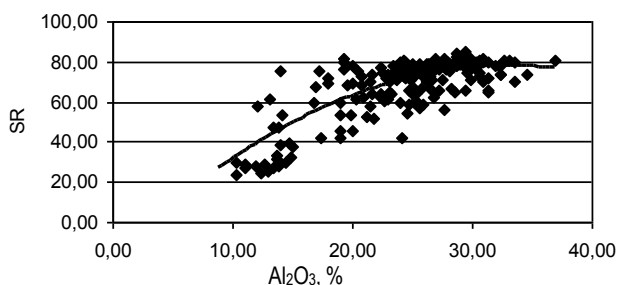
Rys. 26. Korelacja R między wskaźnikiem żużlowania R_s , a zawartością składników chemicznych popiołu
Fig. 26. Correlation R between slagging coefficient R_s , and chemical ash content

Stwierdzone wartości wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) w zależności od składu chemicznego popiołu przedstawiono na rysunkach od 27 do 34. Można zaobserwować, że zwiększają się one w miarę wzrostu zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O i TiO_2 (rys. 27–30) oraz w miarę zmniejszania się udziału Fe_2O_3 , CaO, MgO i Na_2O (rys. 31–34). Małą skłonność do żużlowania miały popioły, w których zawartość SiO_2 przekraczała 49%, zawartość K_2O była większa od 3,2%, Fe_2O_3 było poniżej 8%, CaO poniżej 2,5%, a MgO poniżej 2%.

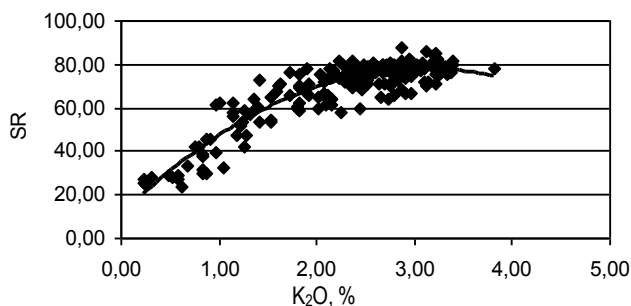
Najmniejszą korelację między wskaźnikiem stosunku SiO_2 (SR), a składnikami chemicznymi popiołu uzyskano dla Na_2O ($R = 0,58$), a największą (R powyżej 0,9) zanotowano dla SiO_2 , CaO i K_2O (rys. 35). Uzyskane korelacje są istotne, gdyż t_{obl} są większe od t_{gr} , dla $\alpha = 0,05$. Największą istotność współczynnika korelacji stwierdzono dla zależności wskaźnika SR od zawartości SiO_2 , gdzie $t_{obl} = 70,85$ jest wielokrotnie większe od t_{gr} .



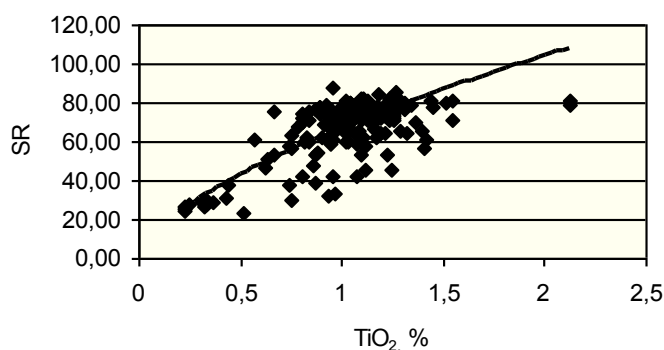
Rys. 27. Zależność wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) od zawartości SiO_2 badanych węgla
Fig. 27. Dependence of relation coefficient SiO_2 (SR) from SiO_2 content of investigated coals



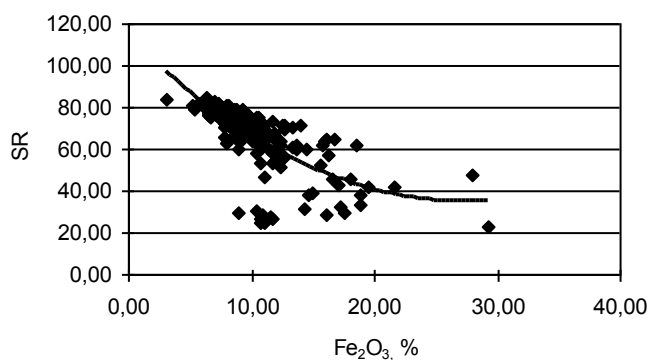
Rys. 28. Zależność wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) od zawartości Al_2O_3 badanych węgla
Fig. 28. Dependence of relation coefficient SiO_2 (SR) from Al_2O_3 content of investigated coals



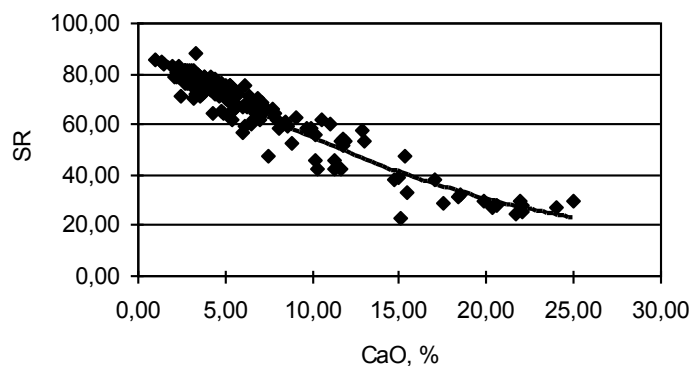
Rys. 29. Zależność wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) od zawartości K_2O badanych węgla
Fig. 29. Dependence of relation coefficient SiO_2 (SR) from K_2O content of investigated coals



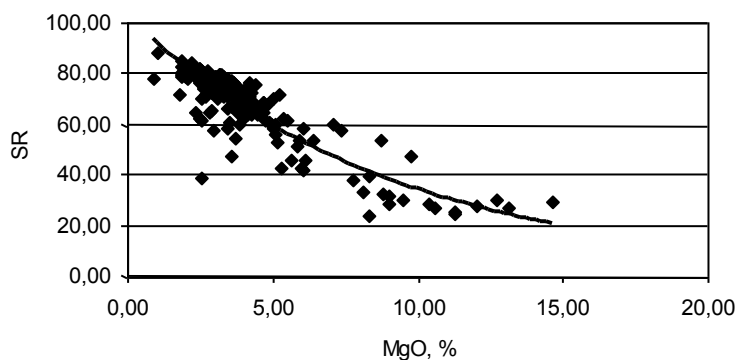
Rys. 30. Zależność wskaźnika stosunku SiO₂ (SR) od zawartości TiO₂ badanych węgla
Fig. 30. Dependence of relation coefficient SiO₂ (SR) from TiO₂ content of investigated coals



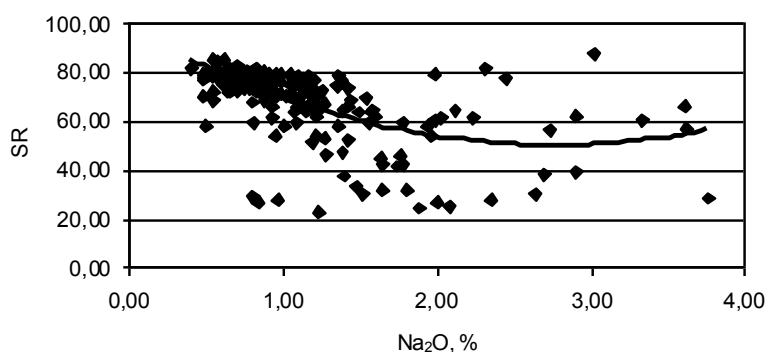
Rys. 31. Zależność wskaźnika stosunku SiO₂ (SR) od zawartości Fe₂O₃ badanych węgla
Fig. 31. Dependence of relation coefficient SiO₂ (SR) from Fe₂O₃ content of investigated coals



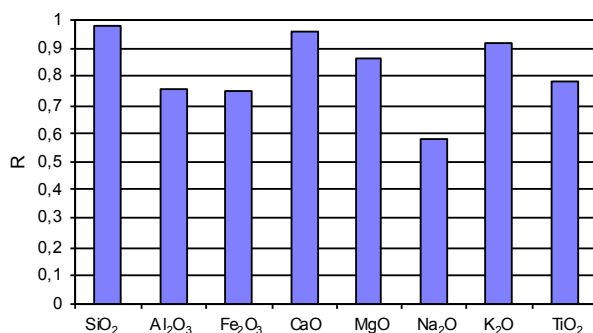
Rys. 32. Zależność wskaźnika stosunku SiO₂ (SR) od zawartości CaO badanych węgla
Fig. 32. Dependence of relation coefficient SiO₂ (SR) from CaO content of investigated coals



Rys. 33. Zależność wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) od zawartości MgO badanych węgla
Fig. 33. Dependence of relation coefficient SiO_2 (SR) from MgO content of investigated coals



Rys. 34. Zależność wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) od zawartości Na_2O badanych węgla
Fig. 34. Dependence of relation coefficient SiO_2 (SR) from Na_2O content of investigated coals

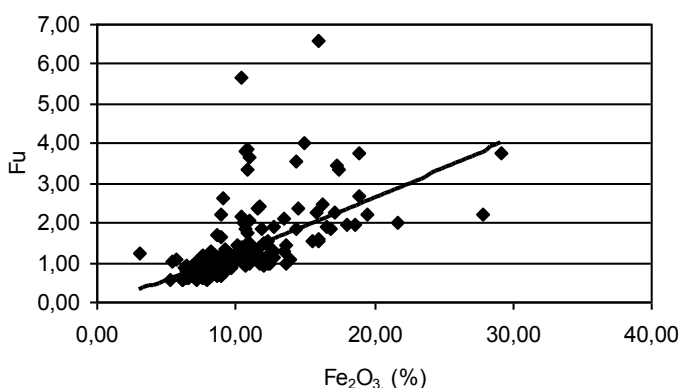


Rys. 35. Korelacja R między wskaźnikiem stosunku SiO_2 (SR), a zawartością składników chemicznych popiołu
Fig. 35. Correlation R between relation coefficient SiO_2 (SR), and chemical ash content

Stwierdzono, że w miarę wzrostu zawartości Fe_2O_3 , MgO, CaO i Na_2O w popiele wzrastał wskaźnik skłonności do zanieczyszczenia powierzchni grzewczych Fu (rys. 36–39). Równocześnie przy wzroście udziału SiO_2 , K_2O , Al_2O_3 oraz TiO_2 w popiele

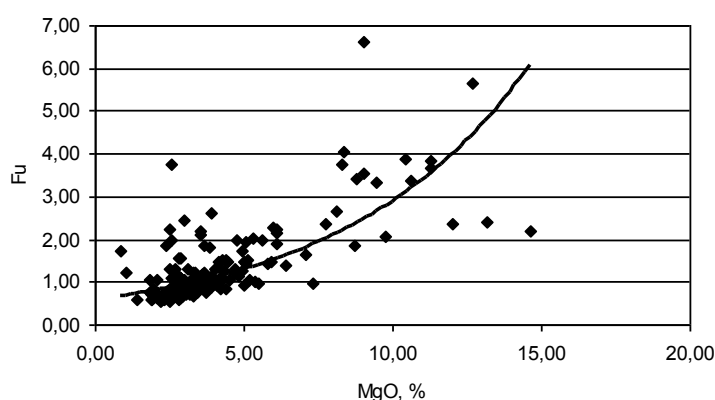
wskaźnik F_u zmniejszał się i malała skłonność węgla do zanieczyszczania (rys. 40–43). Zdecydowanie dużą skłonność do powstawania nalepów na powierzchniach grzewczych kotłów odnotowano w przypadku węgla, w których udział Fe_2O_3 w popiele przekraczał 10%, udział MgO i CaO był większy od 5%, Na_2O było powyżej 1%, natomiast zawartość SiO_2 była mniejsza od 44%, K_2O od 1,8%, Al_2O_3 od 18% oraz TiO_2 od 1%.

Największą wartość współczynnika korelacji między wskaźnikiem zanieczyszczania F_u , a zawartością składników chemicznych popiołu, powyżej 0,8, zanotowano dla SiO_2 i CaO , a najmniejszą dla Fe_2O_3 i TiO_2 (rys. 44). Uzyskane korelacje są istotne, gdyż t_{obl} są większe od t_{gr} , dla $\alpha = 0,05$. Największą istotność współczynnika korelacji stwierdzono dla zależności wskaźnika F_u od zawartości SiO_2 , gdzie $t_{obl} = 25,39$ jest większe od t_{gr} .



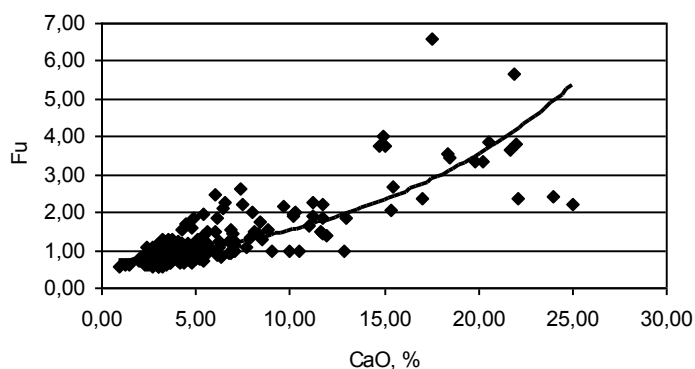
Rys. 36. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości Fe_2O_3 badanych węgli

Fig. 36. Dependence of polluting coefficient F_u from Fe_2O_3 content of investigated coals

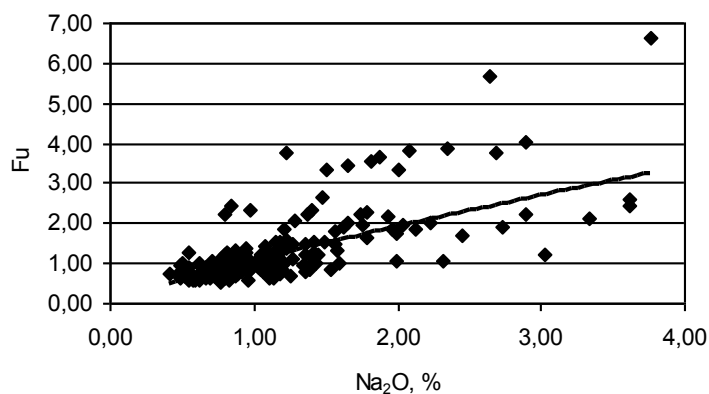


Rys. 37. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości MgO badanych węgli

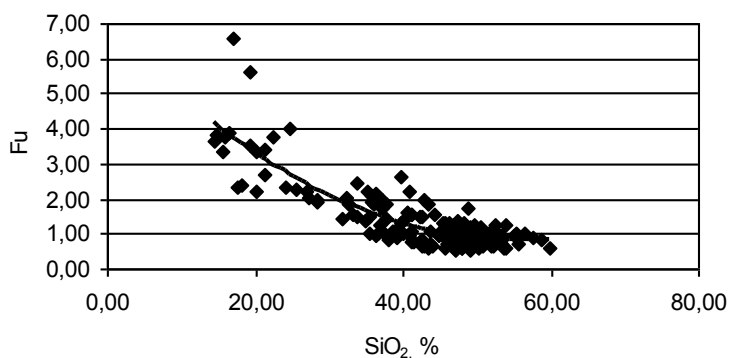
Fig. 37. Dependence of polluting coefficient F_u from MgO content of investigated coals



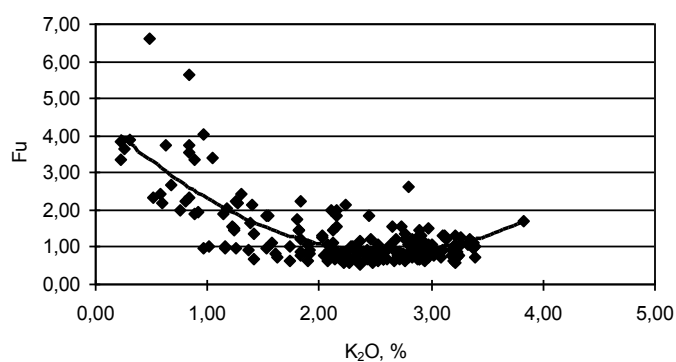
Rys. 38. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości CaO badanych węgla
Fig. 38. Dependence of polluting coefficient F_u from CaO content of investigated coals



Rys. 39. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości Na_2O badanych węgla
Fig. 39. Dependence of polluting coefficient F_u from Na_2O content of investigated coals

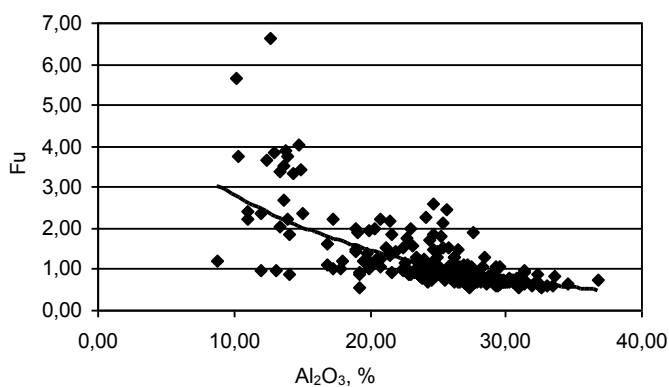


Rys. 40. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości SiO_2 badanych węgla
Fig. 40. Dependence of polluting coefficient F_u from SiO_2 content of investigated coals



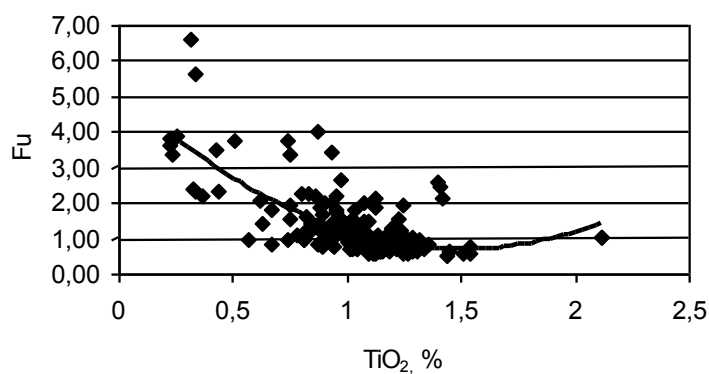
Rys. 41. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości K_2O badanych węgla

Rys. 41. Dependence of polluting coefficient F_u from K_2O content of investigated coals



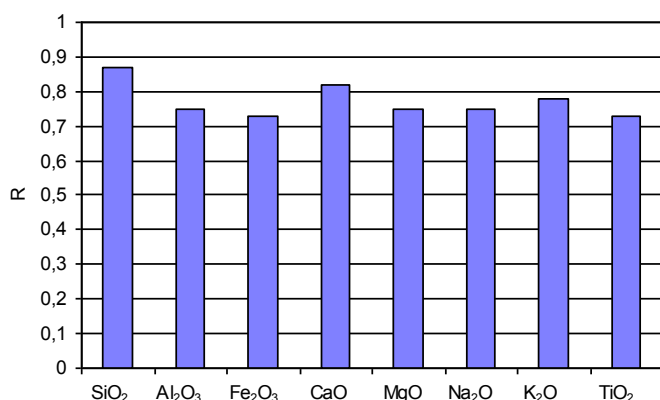
Rys. 42. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości Al_2O_3 badanych węgla

Fig. 42. Dependence of polluting coefficient F_u from Al_2O_3 content of investigated coals



Rys. 43. Zależność wskaźnika zanieczyszczania F_u od zawartości TiO_2 badanych węgla

Fig. 43. Dependence of polluting coefficient F_u from TiO_2 content of investigated coals

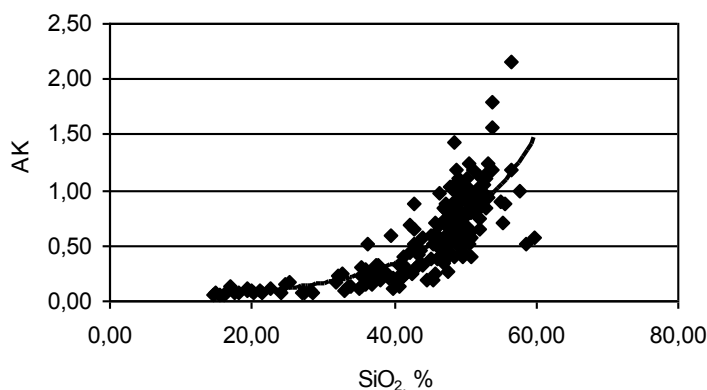


Rys. 44. Korelacja R między wskaźnikiem zanieczyszczania Fu, a zawartością składników chemicznych popiołu

Fig. 44. Correlation R between polluting coefficient Fu and chemical ash content

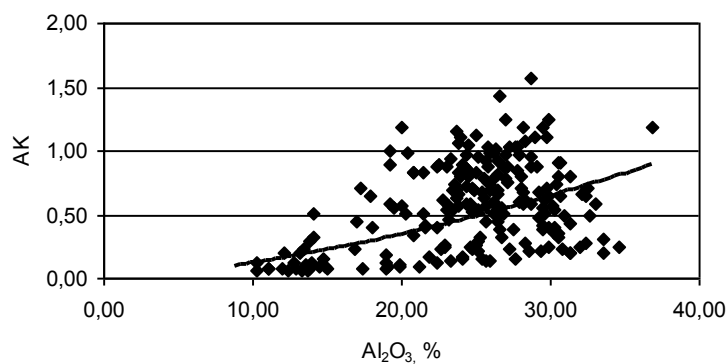
Liczba alkaliczności AK w przypadku badanych węgli zwiększała się wraz ze wzrostem zawartości SiO₂, Al₂O₃, K₂O, TiO₂ (rys. 45–48) i malała wraz ze wzrostem udziału Fe₂O₃, CaO, MgO i Na₂O (rys. 49–52). Węgłe o małej skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych kotłów charakteryzowały się zawartością SiO₂ w popiele poniżej 37%, Al₂O₃ poniżej 14%, K₂O poniżej 1,0%, TiO₂ poniżej 0,7% i równocześnie zawartością CaO powyżej 13% i MgO powyżej 8%.

Współczynniki korelacji dla zależności liczby alkaliczności AK od zawartości składników chemicznych popiołu przedstawiono na rysunku 53. Najwyższą korelację, powyżej 0,8, wykazała zależność wskaźnika AK od zawartości SiO₂, CaO i K₂O, a najmniejszą stwierdzono dla TiO₂ ($R = 0,49$). Uzyskane korelacje są istotne, gdyż t_{obl} są większe od t_{gr} , dla $\alpha = 0,05$. Największą istotność współczynnika korelacji stwierdzono dla zależności wskaźnika AK od zawartości K₂O, gdzie $t_{obl} = 31,58$ jest większe od t_{gr} .

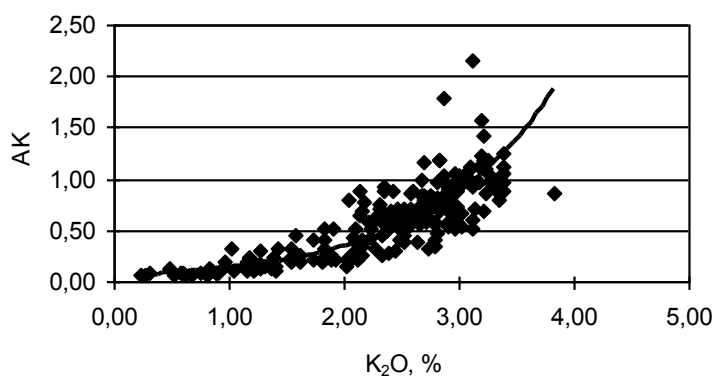


Rys. 45. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości SiO₂ badanych węgli

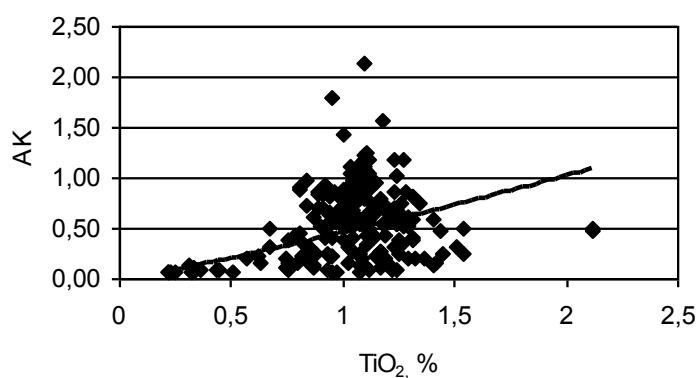
Fig. 45. Dependence of number alkaline AK from SiO₂ content of investigated coals



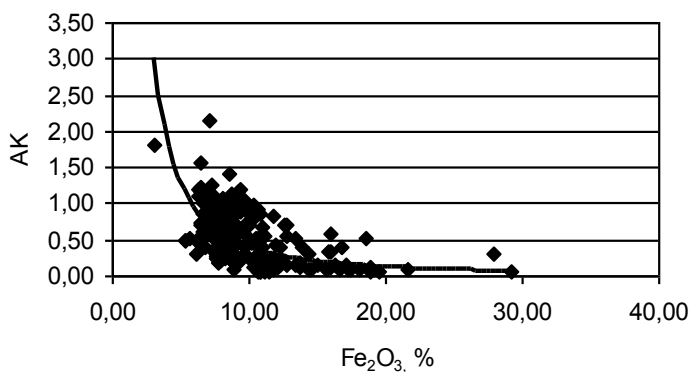
Rys. 46. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości Al_2O_3 badanych węgla
Fig. 46. Dependence of number alkaline AK from Al_2O_3 content of investigated coals



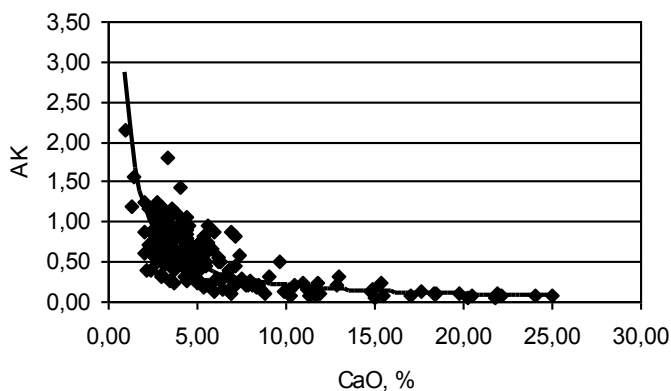
Rys. 47. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości K_2O badanych węgla
Fig. 47. Dependence of number alkaline AK from K_2O content of investigated coals



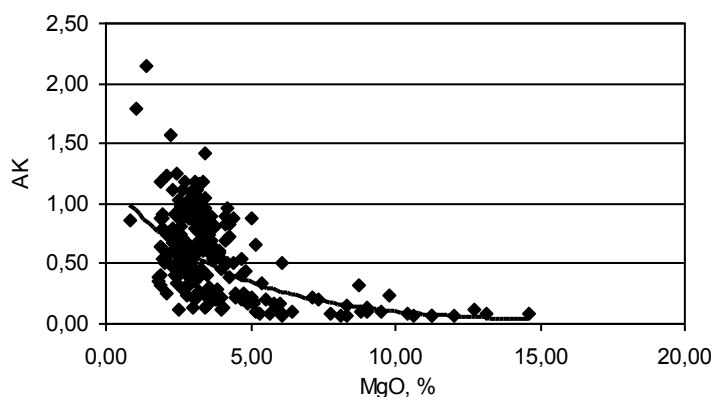
Rys. 48. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości TiO_2 badanych węgla
Fig. 48. Dependence of number alkaline AK from TiO_2 content of investigated coals



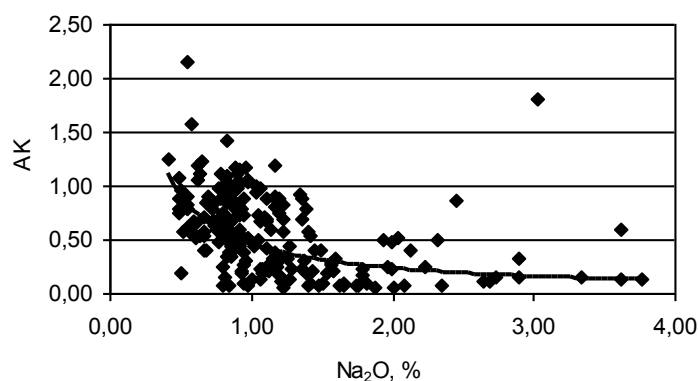
Rys. 49. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości Fe_2O_3 badanych węgla
Fig. 49. Dependence of number alkaline AK from Fe_2O_3 content of investigated coals



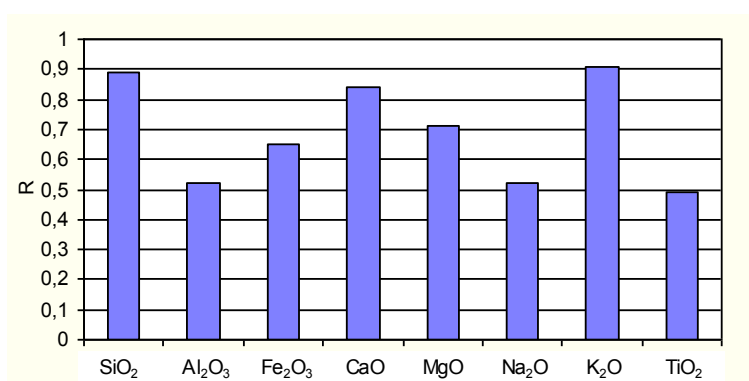
Rys. 50. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości CaO badanych węgla
Fig. 50. Dependence of number alkaline AK from CaO content of investigated coals



Rys. 51. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości MgO badanych węgla
Fig. 51. Dependence of number alkaline AK from MgO content of investigated coals



Rys. 52. Zależność liczby alkaliczności AK od zawartości Na_2O badanych węgla
Fig. 52. Dependence of number alkaline AK from Na_2O content of investigated coals



Rys. 53. Korelacja R między liczbą alkaliczności AK a zawartością składników chemicznych popiołu
Fig. 53. Correlation R between number alkaline AK and chemical ash content

WNIOSKI

Uzyskane wyniki badań pozwoliły na sformułowanie następujących wniosków:

1. Istnieje zależność między zawartością popiołu, temperaturą topnienia i składem chemicznym popiołu a wskaźnikami żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych.
2. W przypadku wskaźnika R_s oraz wskaźnika stosunku SiO_2 (SR) odpowiednio 91 i 59% badanych węgla wykazało małą skłonność do żużlowania. Ze względu na skłonności węgla do zanieczyszczania powierzchni grzewczych tylko niecałe 3% (w przypadku wskaźnika F_u) oraz 28% badanych węgla (ze względu na liczbę alkaliczności AK) charakteryzowało się odpowiednio brakiem skłonności do zanieczyszczania oraz małą skłonnością do tworzenia nalepów na powierzchniach grzewczych.

3. Wzrost zawartości popiołu w badanych węglach powodował zmniejszanie się skłonności do żużlowania (spadek wartości wskaźnika Rs oraz wzrost wskaźnika stosunku SiO_2) oraz wzrost skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych (zwiększanie się liczby alkaliczności AK). W przypadku wskaźnika zanieczyszczania powierzchni Fu zaobserwowano natomiast zmniejszanie się jego wartości w miarę wzrostu zawartości popiołu, co odpowiada zmniejszającej się skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych.
4. Stosunkowo niewielki wpływ na temperaturę topnienia popiołu mają wskaźniki żużlowania i zanieczyszczania powierzchni grzewczych. Zaobserwowano jedynie, że wzrost tej temperatury powoduje spadek skłonności do żużlowania (według wskaźnika Rs i SR) oraz spadek skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych (według wskaźnika Fu).
5. W miarę wzrostu zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O i TiO_2 w popiołach z badanych węgla oraz w miarę zmniejszania się ilości Fe_2O_3 , CaO , MgO i Na_2O malała wartość wskaźnika Rs, a zwiększał się wskaźnik stosunku SiO_2 , co odpowiada zmniejszającej się skłonności do żużlowania.
6. Ze wzrostem zawartości Fe_2O_3 , CaO , MgO i Na_2O w popiołach z badanych węgla zwiększał się wskaźnik zanieczyszczania Fu, co odpowiada zwiększającej się skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych. Wzrost udziału SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O i TiO_2 w popiele powodował spadek tych skłonności.
7. W miarę wzrostu zawartości SiO_2 , Al_2O_3 , K_2O i TiO_2 w popiołach z badanych węgla oraz w miarę spadku udziału Fe_2O_3 , CaO , MgO i Na_2O wzrastała liczba alkaliczności, co odpowiada większej skłonności do zanieczyszczania powierzchni grzewczych.
8. Wyniki zależności wskaźników żużlowania (wskaźnik żużlowania Rs oraz stosunku SiO_2 (SR)) od zawartości popiołu, składu chemicznego popiołów oraz zależności temperatury topnienia od tych wskaźników w badanych węglach są podobne. Biorąc pod uwagę uzyskane wartości współczynnika korelacji oraz ich istotności bardziej wiarygodnym parametrem jest wskaźnik stosunku SiO_2 (SR).
9. Zależności wskaźnika zanieczyszczania Fu i liczby alkaliczności AK od zawartości popiołu, składu chemicznego popiołów oraz zależności temperatury topnienia od tych wskaźników w badanych węglach wykazały odmienne wyniki. Na podstawie wartości współczynnika korelacji oraz ich istotności można uznać, że bardziej wiarygodne są wyniki uzyskane dla wskaźnika zanieczyszczania Fu.

Literatura

1. Ackerman L. (1946): *Pomiary wiskozy popiołów niektórych węgla polskich w wysokich temperaturach*. Hutnik Nr 10.
2. ASTM D: 1857-87: *Standard Test Method for Fusibility of Coal and Coke Ash*.
3. Chruściel Z., Laskowska B., Ramel K. (1993): *Graficzna metoda określania temperatury mięknięcia popiołu przy mikroskopowym oznaczaniu charakterystycznych temperatur topliwości popiołu*. Przegląd Górniczy Nr 1.
4. Czermański J., Iwasiewicz A., Paszek Z., Sikorski A. (1974): *Metody statystyczne w doświadczalnictwie chemicznym*. Warszawa, PWN.

5. Koralczuk H. (1978): *Racjonalna gospodarka węglem energetycznym*. Warszawa, Wydaw. WNT.
6. Mielecki T. (1971): *Wiadomości o badaniu i własnościach węgla*. Katowice, Wyd. „Śląsk”.
7. PN-82/G-04535: Paliwa stałe. Oznaczanie charakterystycznych temperatur topliwości popiołu.
8. PN-ISO 540:2001: Paliwa stałe – Oznaczanie topliwości popiołu w wysokiej temperaturze metodą rurową.
9. Róg L. (2003): *Wpływ budowy petrograficznej i chemicznej węgla kamiennego na temperaturę topliwości popiołu*. Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko, Kwartalnik nr 1.
10. U.S. Bureau of Mines: „References” Sales Ref 3P, Serial nr 7.
11. Żelkowski J. (1986): *Kohleverbrennung Brennstoff*. Essen, Physik und Theorie, Technik VGB Kraftwerkstechnik GmbH.

Recenzent: prof. dr hab. Jerzy Sablik

Zdzisław Dyduch

PROSTY MODEL PROPAGACJI WYBUCHU W MIESZANINIE PYŁ-POWIETRZE

Streszczenie

W artykule omówiono prosty, jednowymiarowy model wybuchu mieszaniny pył-powietrze. Do numerycznego całkowania równań modelu wykorzystano schemat centralny Tadmora (Kurganov A., Tadmor E. 2002). Weryfikację przewidywań modelu przeprowadzono na podstawie wyników doświadczalnych opublikowanych przez Srinatha (Srinath S.R. 1985). Wstępne wyniki symulacji numerycznej wykazały dość dobrą zgodność z wynikami doświadczalnymi. Model poprawnie odtwarzał kształt przebiegu ciśnienia wybuchu oraz prędkość płomienia w obszarze, gdzie wpływ specyficznych cech urządzenia badawczego (FAT) nie był znaczący. Wartości uzyskiwanych ciśnień były jednak niższe niż doświadczalne.

Simple model of explosion propagation in dust-air mixture

Abstract

In the paper a simple one-dimensional model of explosion in a dust-air mixture was described. For numerical integration of the model's equations the central scheme developed by Tadmor (Kurganov A., Tadmor E. 2002) has been applied. Model predictions were verified basing on the experimental data of Srinath (Srinath S.R. 1985). Results of preliminary simulations were in fairly good agreement with the experimental data. The model correctly reproduced pressure history and flame speed in the area, where the specific features of the experimental tube (FAT) were insignificant. However, pressures were lower than those obtained in the experiment.

WPROWADZENIE

Wybuchy pyłu od dawna są poważnym zagrożeniem w wielu gałęziach przemysłu. Jakkolwiek całkowite wyeliminowanie tego zagrożenia nie jest możliwe, to jednak w ostatnich latach opracowano metody zapobiegania wybuchom i ograniczania ich skutków. Generalnie dąży się do wyeliminowania lub przynajmniej zredukowania ilości czynnika palnego (pyłu) w miejscach zagrożonych bądź jego inertyzacji przez dodanie odpowiedniej ilości substancji niepalnych. W razie wystąpienia wybuchu na ogół stosuje się jego odciążenie, a w miejscach, gdzie nie jest to możliwe lub jest nieskuteczne stosuje się różnego rodzaju systemy tłumienia wybuchu.

Właściwy dobór sposobu zwalczania wybuchu wymaga informacji o przebiegu zjawiska w konkretnej instalacji przemysłowej. Podstawowym sposobem uzyskiwania takich informacji jest doświadczenie. Choć jego rola jest bezsporna, to jednak są pewne ograniczenia. Należą do nich wysoki koszt wykonywania doświadczeń i ograniczenie stosowalności wyników do ściśle określonych warunków, narzuconych przez parametry urządzenia badawczego. Uzupełnieniem badań doświadczalnych stają się ostatnio coraz częściej symulacje numeryczne zjawiska wybuchu mieszaniny

pyłowo-powietrznej. Już od dawna były podejmowane próby modelowania zjawiska wybuchu pyłu (Artingstall G. 1961, Chi D.N.H., Perlee H.E. 1974, Pickles J.H. 1982), ale, głównie ze względu na duże trudności obliczeniowe, przydatność budowanych modeli była niewielka. Całkowanie numeryczne równań wymaga bardzo dużych mocy obliczeniowych, charakterystycznych kiedyś tylko dla największych komputerów. Stosując modele prostsze nie uzyskiwano zadowalającej zgodności wyników z rzeczywistym przebiegiem wybuchu.

W ostatnich latach, bardzo szybki rozwój metod modelowania zjawisk przepływu płynów (CFD) jest związany z ciągle wzrastającą mocą obliczeniową nowych komputerów. Równocześnie, metody CFD są systematycznie rozwijane. Opracowywane są bardzo szybkie i dokładne schematy numeryczne całkujące podstawowe równania mechaniki płynów. Spowodowało to znaczący postęp w dziedzinie modelowania numerycznego wybuchów gazu i pyłu. Obecnie tworzona jest nowa generacja modeli wybuchów (Tonello N.A. i inni 1995, Jones D.A. i inni 1996, Bielert U., Sichel M. 1997). Do przeprowadzania symulacji numerycznych z wykorzystaniem tych modeli można stosować komputery typu silna stacja robocza (*workstation*), co wydatnie przyczynia się do upowszechnienia symulacji numerycznych w badaniach i zastosowaniach praktycznych. W ostatnich latach pojawiło się stosunkowo dużo prac na temat symulacji numerycznych detonacji mieszanin gazowo-powietrznych (Tonello N.A. i inni 1995, Jones D.A. i inni 1996). Niewiele jest natomiast informacji na temat modelowania wybuchów pyłu ze spalaniem deflagacyjnym (Bielert U., Sichel M. 1997), podczas kiedy właśnie ten rodzaj wybuchów jest najbardziej interesujący z uwagi na bezpieczeństwo pożarowo-wybuchowe instalacji przemysłowych. Deflagacyjny wybuch mieszaniny pyłowo-powietrznej stanowi, poza bardzo rzadkim zjawiskiem detonacji, największe zagrożenie w tego rodzaju instalacjach.

W związku z powyższym rozpoznano możliwości zbudowania narzędzia numerycznego, umożliwiającego badanie wybuchów mieszanin pyłowo-powietrznych (lub gazowo-powietrznych) w prostoliniowym wyrobisku, przy zaangażowaniu niewielkich mocy obliczeniowych komputerów osobistych. Wyrobisko prostoliniowe jest najprostszym z wyrobisk, w których przeprowadza się wybuchy doświadczalne i dlatego jest odpowiednie do prowadzenia wstępnych badań. Zbudowano prosty model wybuchu mieszaniny pył-powietrze wraz z implementacją numeryczną w języku Fortran oraz przeprowadzono weryfikację działania modelu na podstawie danych doświadczalnych.

1. MODEL WYBUCHU MIESZANINY PYŁ-POWIETRZE

W związku z przyjętymi założeniami, starano się zbudować model możliwie najprostszy, którego testowanie i weryfikacja nie wymagałyby wykonywania wielu obliczeń. Taki model może stanowić podstawę do budowania modeli bardziej skomplikowanych, opisujących większą liczbę zjawisk zachodzących w procesie wybuchu i w związku z tym lepiej opisujących jego rzeczywisty przebieg.

1.1. Prosty model wybuchu

Zastosowany w badaniach model jest modelem jednowymiarowym przepływu płynu w połączeniu z reakcją chemiczną. Przyjęto założenie, że ziarna pyłu są dostatecznie małe (bezwładność ziaren jest dostatecznie mała), aby ich prędkość mogła być uważana za równą prędkości otaczającego gazu, a temperatura jest jednakowa dla całego ziarna i równa temperaturze gazu. Pył znajduje się więc w równowadze mechanicznej i termicznej z otaczającym gazem. Podstawowy układ równań Eulera ma wtedy postać:

$$\frac{\partial}{\partial t} = -u \frac{\partial}{\partial x} \quad (1)$$

$$\frac{\partial}{\partial t} = -u \frac{\partial}{\partial x} - \frac{u^2}{2} \frac{\partial}{\partial x} \quad (2)$$

$$\frac{\partial h}{\partial t} = -u \frac{\partial h}{\partial x} - \frac{\partial pu}{\partial x} + Q\kappa \quad (3)$$

gdzie:

- u – prędkość przepływu mieszaniny pył–powietrze,
- p – ciśnienie,
- h – entalpia jednostki objętości.
- ρ – całkowita gęstość mieszaniny, zdefiniowana zależnością

$$\rho = \rho_g + \rho_d \quad (4)$$

w której:

- ρ_g – gęstość fazy gazowej,
- ρ_d – koncentracja pyłu.

Iloczyn $Q\kappa$ w równaniu (3) opisuje szybkość wydzielania się energii w jednostce objętości.

Powyższe równanie jest uzupełniane równaniem opisującym stopień zaawansowania reakcji spalania, które może mieć na przykład postać równania zachowania masy dla tlenu

$$\frac{\partial Y_{ox}}{\partial t} = -u \frac{\partial Y_{ox}}{\partial x} - \phi_{ox} \kappa \quad (5)$$

gdzie Y_{ox} oznacza udział masowy tlenu w mieszaninie, a ϕ_{ox} jest współczynnikiem stechiometrycznym.

Model powinien również opisywać zjawisko unoszenia pyłu osiadłego przez podmuch związany z falą ciśnienia wybuchu. Zjawisko to powoduje zmianę koncentracji pyłu w mieszaninie pył–powietrze za frontem fali ciśnienia. W takiej sytuacji konieczne jest uzupełnienie równania zachowania masy (1) o dodatkowy składnik opisujący przyrost masy pyłu w mieszaninie pył–powietrze

$$\frac{\partial}{\partial} = - \frac{\gamma}{\partial} + \cdot \quad (1a)$$

a także o dodatkowe równanie zachowania, którym może być na przykład równanie dla fazy stałej, traktowanej w tym przypadku jak faza gazowa

$$\frac{\partial Y_f}{\partial} = - \frac{\gamma}{\partial} \frac{\partial Y_f}{\partial} - \cdot + \cdot \quad (6)$$

gdzie Y_f jest udziałem masowym paliwa w mieszaninie pył–powietrze.

Dodatkowe równanie jest konieczne, ponieważ całkowita gęstość mieszaniny nie jest w tym przypadku wielkością zachowywaną.

PARAMETRY TERMODYNAMICZNE I RÓWNANIE STANU

Układ równań (1a), (2), (3), (5) i (6) nie jest układem zamkniętym. Aby uzyskać jednoznaczne rozwiązanie, trzeba go uzupełnić dodatkowymi zależnościami między występującymi w nim zmiennymi. Spośród możliwych zależności wykorzystano temperaturowe równanie stanu dla gazu doskonałego oraz relację między entalpią i temperaturą. Pierwsza ze wspomnianych zależności ma postać

$$p = (\rho - \rho_d) R_g T \quad (7)$$

gdzie R_g oznacza średnią wartość stałej gazowej mieszaniny gazów.

W równaniu tym uwzględnia się tylko gęstość składnika gazowego ($\rho - \rho_d$), ponieważ, zgodnie z przyjętymi założeniami, tylko ten składnik bezpośrednio decyduje o ciśnieniu w mieszaninie.

Relację między entalpią właściwą h i temperaturą T zwykle przedstawia się w postaci

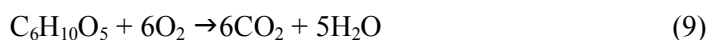
$$h = \sum_i h_i = \sum_i \left(h_{i0} + \int_{T_0}^T c_{pi} dT \right) + c_d T \quad (8)$$

gdzie i jest numerem kolejnych składników gazowych mieszaniny.

Do obliczania parametrów termodynamicznych mieszaniny, tzn. entalpii właściwej, stałej gazowej, ciepła właściwego, wykładnika izentropy itp., w funkcji temperatury i składu mieszaniny, zastosowano aproksymację wielomianową w dwóch zakresach temperatury. Wartości współczynników odpowiadających poszczególnym składnikom mieszaniny zaczerpnięto z danych JANAF (1985).

CHEMIA SPALANIA PYŁU

Do testów początkowych wybrano pył skrobi kukurydzianej. Taki wybór był podyktowany dostępnością stosunkowo dobrej jakości danych charakteryzujących spalanie pyłu i podstawowych parametrów fizykochemicznych. Dla układu pył skrobi–powietrze reakcję spalania przyjęto opisywać sumarycznie



Określone na podstawie równania (9) relacje masowe reagentów i produktów spalania są następujące:

$$\phi_{\text{H}_2\text{O}} = \phi_{\text{O}_2} = ,630$$

$$\phi_{\text{C}} = ,185 \quad \phi_{\text{CO}_2} = 1,555$$

Aby uniknąć dodatkowej komplikacji w obliczeniach założono, że ziarna pyłu ulegają całkowitemu spalaniu, zgodnie z reakcją (9), tzn. nie uwzględnia się istnienia części niepalnych stałych w materiale ziaren pyłu.

1.2. Podmodel reakcji spalania

Podczas modelowania wybuchu mieszaniny pył–powietrze jednym z najtrudniejszych problemów jest dobór odpowiedniego modelu opisującego szybkość spalania. Należy jednak zauważyć, że zasadniczym celem omówionych w artykule badań było zbudowanie modelu opisującego raczej efekty dynamiczne wybuchu niż badanie mechanizmów spalania mieszaniny czy struktury płomienia. W budowanym modelu wybuchu zasadniczą informacją, jakiej powinien dostarczać podmodel spalania, jest szybkość reakcji rozumianej jako szybkość zmiany gęstości paliwa

$$\kappa = - \frac{\partial \rho}{\partial t} \quad (10)$$

Jednym z najprostszych a zarazem najpowszechniej stosowanych sposobów obliczania szybkości zmian gęstości paliwa κ jest metoda, w której wykorzystuje się relację Arrheniusa (Biswas B.K., Essenhigh R.H. 1971, Shaw D.W. i inni 1990, Jones W.P., Whitelaw J.H. 1982). Przyjmując, że reakcja spalania jest pierwszego rzędu w odniesieniu do paliwa, jak i utleniacza, κ oblicza się według wzoru

$$\kappa = A \frac{\rho_{\text{ox}} \rho_d}{\rho} \exp\left(-\frac{E_A}{RT}\right) \quad (11)$$

gdzie:

A – stała,

E_A – energia aktywacji.

Oba te parametry należy wyznaczyć, porównując wyniki obliczeń modelu z danymi doświadczalnymi.

W równaniu (11) czynnik eksponencjalny ma za zadanie ograniczenie prędkości spalania w niskiej temperaturze – wybuch nie może być zainicjowany w temperaturze zbliżonej do pokojowej. W temperaturze wysokiej, znacznie wyższej od minimalnej temperatury zapłonu obłoku pyłu, ten typ zależności szybkości spalania od temperatury niewłaściwie odtwarza rzeczywisty przebieg spalania (Catlin C.A., Lindstedt R.P. 1991). Catlin i inni (1991) zaproponowali modyfikację równania (11) polegającą na wyłączeniu czynnika eksponencjalnego po osiągnięciu pewnej temperatury granicznej.

Jako temperaturę graniczną wybrali $T_g = 780$ K, natomiast wartość wyrażenia E_A/R była równa 15100 K. Poprawki te zostały wprowadzone do omawianego modelu spalania. Dodatkowo, wprowadzono zaproponowany przez Magnussena (Magnussen B.F., Hjertager B.H. 1976, Hjertager B.H., Magnussen B.F. 1982, Gran I.R., Melaaen M.C., Magnussen B.F. 1994) inny typ zależności szybkości spalania od koncentracji paliwa i utleniacza. Ostatecznie w zmodyfikowanym modelu szybkość spalania mieszaniny pył–powietrze oblicza się według równania

$$\kappa = A \min \left(Y_f, \frac{Y_{ox}}{\phi_{ox}} \right) \min \left(1.0, 0.23 \cdot 10^9 \exp \left(\frac{-15100}{T} \right) \right) \quad (12)$$

gdzie:

Y_f – udział masowy paliwa,

Y_{ox} – udział masowy utleniacza (tlenu),

ϕ_{ox} – współczynnik stechiometryczny utleniacza (tlenu).

1.3. Podmodel unoszenia pyłu osiadłego

Przyjęto założenie, że w budowanym modelu powinno być uwzględnione zjawisko unoszenia pyłu osiadłego za czołem fali ciśnienia. Jest to zjawisko, do tej pory, słabo poznane.

Jednym z zasadniczych celów budowy omawianego modelu było uzyskanie narzędzia pozwalającego na badanie różnych mechanizmów unoszenia pyłu. Z uwagi na to istotne było włączenie podmodelu unoszenia pyłu już do najprostszej wersji modelu wybuchu.

Zastosowano podmodel unoszenia pyłu zaproponowany przez Edwardsa i Ford (Edwards J.C., Ford K.M.), którego podstawę stanowi empiryczna relacja pozwalająca na obliczanie szybkości unoszenia pyłu osiadłego. Szybkość zmian koncentracji pyłu, na skutek unoszenia pyłu osiadłego w rurze o przekroju kołowym, określa zależność

$$r = \dot{m} \frac{w_d dx}{A_r dx} = \dot{m} \frac{w_d}{A_r} \quad (13)$$

gdzie:

$\dot{m}$ – szybkość unoszenia pyłu z jednostki powierzchni warstwy pyłu,

w_d – szerokość warstwy pyłu osiadłego,

A_r – pole przekroju poprzecznego rury.

Szybkość unoszenia warstwy pyłu osiadłego z jednostki powierzchni określa relacja empiryczna

$$\dot{m} = (6,64 \cdot 10^{-3} u^{1,25} - 4 \cdot 10^{-2}) \rho \quad (14)$$

gdzie:

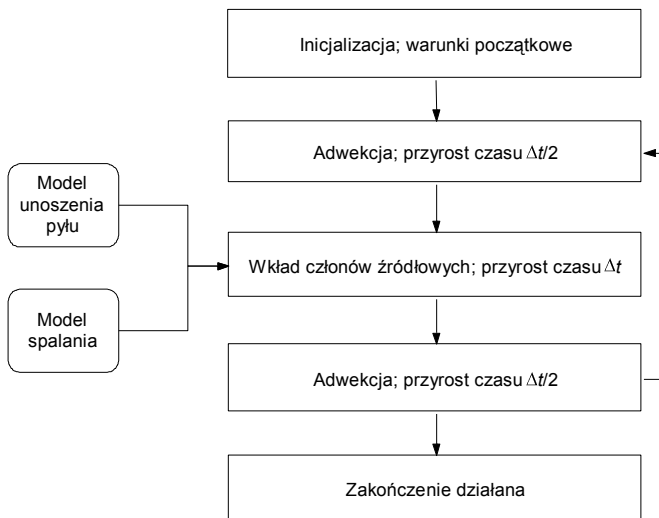
u – prędkość przepływu gazów,

ρ – gęstość gazów.

2. IMPLEMENTACJA NUMERYCZNA MODELU

Istnieje wiele schematów numerycznych stosowanych do rozwiązywania układu równań (1a), (2), (3), (5) i (6). W ostatnich latach liczba takich schematów szybko wzrasta. W opracowaniu przeglądowym, Liska i Wendroff (Liska R., Wendroff B.) przedstawili wyniki testów kilkunastu najpopularniejszych obecnie schematów numerycznych omawianego typu. Na podstawie analizy tych wyników zdecydowano się na wybór schematu (algorytmu) zaproponowanego przez Tadmora i Nessyahu (1990), a rozwijanego później przez Tadmora i innych (Nessyahu H., Tadmor E. 1990, Jiang G.S., Tadmor E. 1998, Kurganov A., Tadmor E. 2000, Kurganov A., Tadmor E. 2002). W schemacie tym, należącym do tzw. schematów centralnych, zostały połączone zalety kilku schematów różnych klas. Jednocześnie uniknięto więc wielu charakterystycznych dla nich wad. Algorytm jest algorytmem jawnym z wszystkimi zaletami algorytmów tego typu, a jednocześnie wyróżnia się bardzo dużą szybkością, dorównującą algorytmom niejawnym. W odróżnieniu od wielu innych schematów, przejście od przypadku jednowymiarowego do wielowymiarowych jest wyraźnie określone. W publikacjach (Tadmor E. 1998, Kurganov A., Tadmor E. 2000, Kurganov A., Tadmor E. 2002) schemat został podany w wersji półdyskretnej, co umożliwia oddzielne rozwiązywanie części przestrzennych i czasowych równań, a także zastosowanie do każdej z tych części optymalnego algorytmu. Najnowsza wersja algorytmu całkuje równania zawierające również człon dyfuzyjny, co znacznie ułatwia implementację modeli turbulencji, na przykład modelu $k-\varepsilon$.

Na podstawie tego algorytmu został napisany kod całkujący podstawowe równania omówionego wyżej modelu. Działanie kodu przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Schemat działania kodu całkującego równania modelu

Fig.1. Integration scheme for the model equations

3. WYNIKI SYMULACJI

W opisaney wyżej wersji podmodelu spalania występuje nieznanym parametr: stała przedeksponencjalna A w równaniu (12). W celu wyznaczenia tego parametru przyjęto pewną jego wartość początkową, a następnie przeprowadzono symulację i porównano jej wyniki z wynikami uzyskiwanymi doświadczalnie. W oparciu o to porównanie zmieniono wartość szukanego parametru, a następnie powtarzano cały proces.

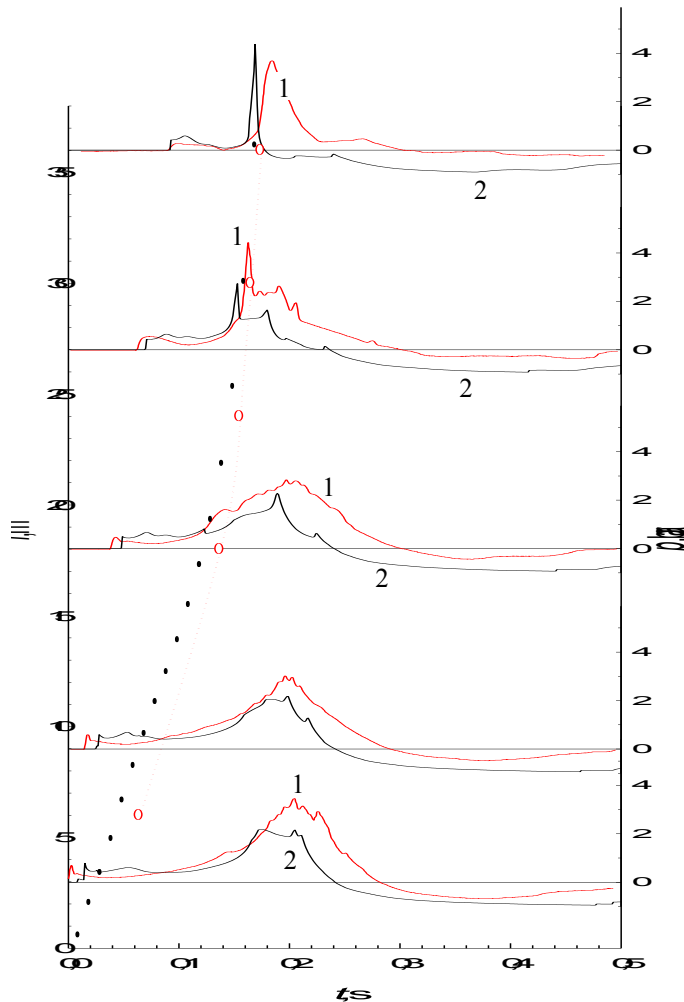
Do weryfikacji przedstawionego wyżej modelu wybuchu wybrano wyniki eksperymentalne (Srinath S.R. 1985) uzyskane w urządzeniu badawczym *Flame Acceleration Tube* (FAT) na Uniwersytecie Michigan w Ann Arbor. Wybór ten został podyktowany kilkoma względami praktycznymi. W czasie wykonywania opisanych przez Srinatha doświadczeń, FAT stanowił rurę długości 36 m i średnicy około 0,29 m. Stosunkowo niewielka długość FAT pozwoliła na ograniczenie liczby komórek siatki obliczeniowej modelu i w rezultacie zredukowanie czasu pojedynczej symulacji. Z tego powodu dane z FAT są bardziej przydatne do weryfikacji modelu niż wyniki uzyskiwane w chodnikach i sztolniach doświadczalnych Kopalni Doświadczalnej „Barbara”, przynajmniej w początkowej fazie jego budowania. Srinath w doświadczeniach stosował między innymi pył skrobi kukurydzianej, którego parametry fizykochemiczne, stosunkowo dobre, zamieścił w publikacji (Srinath S.R. 1985). Zawarty jest w niej szczegółowy opis sposobu przeprowadzania eksperymentów, co dodatkowo ułatwiło określenie warunków symulacji.

Urządzenie badawcze FAT ma pewne bardzo specyficzne cechy, które mają wyraźny wpływ na uzyskiwane wyniki badań. Zwykle tego typu urządzenie stanowi rurę o stałym przekroju, zamkniętą na jednym końcu i otwartą na końcu przeciwnym. Wybuch pyłu najczęściej inicjuje się w zamkniętym końcu rury. W urządzeniu FAT do zamkniętego końca rury jest dołączony dodatkowy odcinek rury długości 2,44 m i średnicy 50,8 mm. Rura ta jest oddzielona od zasadniczej części FAT membraną rozrywną. W dodatkowym odcinku rury jest detonowana mieszanina tlen–wodór. Fala detonacyjna powoduje rozerwanie membrany oddzielającej rurę dodatkową od przestrzeni wewnętrznej FAT i stanowi inicjał wybuchu pyłu. Z kolei w pobliżu otwartego końca urządzenia FAT, rura wygięta jest pod kątem prostym. W odcinku rury za zagięciem znajdują się liczne otwory pozwalające na odprężenie wybuchu.

Opisane wyżej specyficzne cechy urządzenia FAT mają widoczny wpływ na uzyskiwane wyniki, na przykład na krzywą przebiegu zmian ciśnienia podczas wybuchu. Sposób inicjowania wybuchu decyduje o początkowym odcinku zależności ciśnienia od czasu, natomiast odciażanie wybuchu w pobliżu otwartego końca rury ma bezpośredni wpływ na końcowy fragment tej zależności. Kształt tych odcinków krzywej zmian ciśnienia w czasie zależy więc nie tylko od własności badanego pyłu, ale przede wszystkim od właściwości urządzenia badawczego. W związku z tym podczas porównywania wyników symulacji z danymi doświadczalnymi szczególną uwagę zwrócono na odtworzenie tych fragmentów zależności ciśnienia od czasu, które nie zależą bezpośrednio od właściwości urządzenia.

Podczas prób symulacji stwierdzono, że podmodel unoszenia pyłu, opisany relacją (14), nie zapewnia dostatecznej szybkości wprowadzania pyłu do mieszaniny pył–powietrze. Aby uzyskać odpowiednią wydajność unoszenia, szybkość tę należało zwiększyć dwukrotnie.

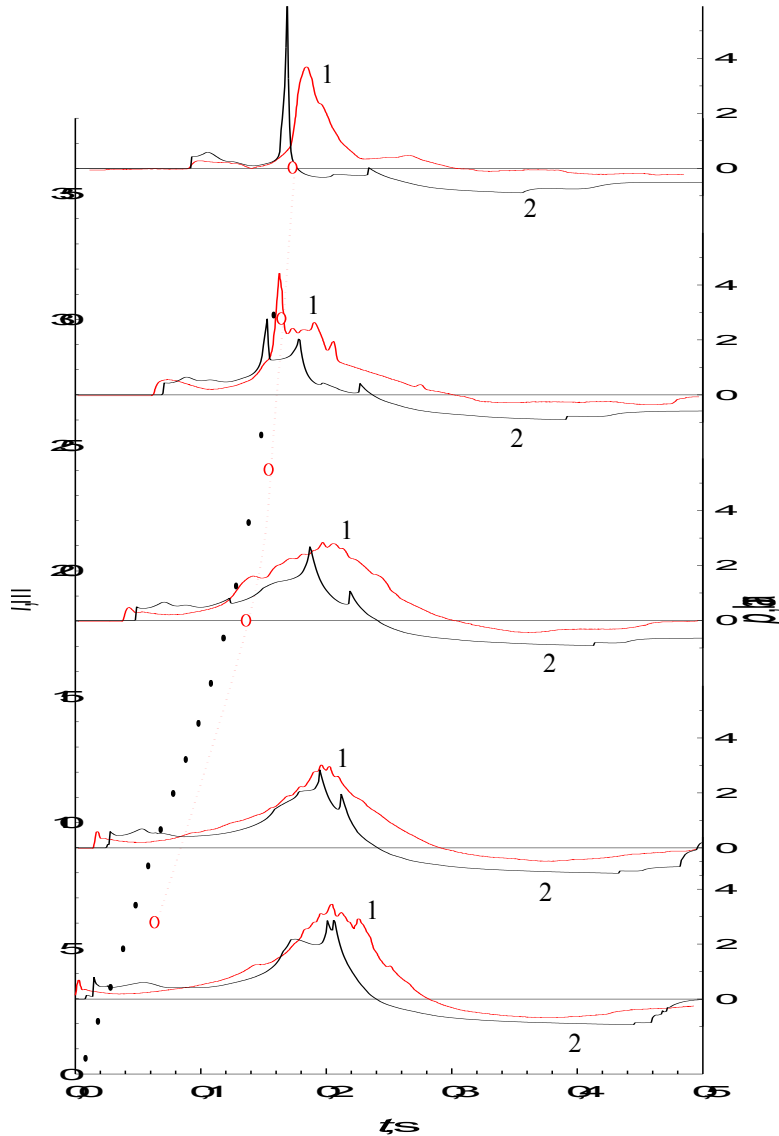
W ramach weryfikacji modelu porównywano zmiany ciśnienia i położenia frontu płomienia podczas wybuchu. Porównanie takie przedstawiono na rysunku 2. Widać na nim wyraźne opóźnienie przemieszczania się frontu płomienia w stosunku do wyników symulacji. Jest to rezultat wspomnianego, bardzo specyficznego, sposobu inicjowania wybuchu w doświadczeniach Srinatha, którego odtworzenie w ramach modelu nie było celem badań autora. Porównanie przebiegów ciśnienia na tym rysunku wykazuje jakościową zgodność w części określonej praktycznie wyłącznie przez sam wybuch pyłu, niezależnej od własności urządzenia. Generalnie, wartości ciśnienia uzyskane w symulacji były jednak nieco mniejsze. Jest to wynikiem mniejszej prędkości płomienia w stosunku do prędkości uzyskiwanych doświadczalnie, na końcowym odcinku jego drogi.



Rys. 2. Porównanie zmian ciśnienia i położenia frontu płomienia w badaniach Srinatha z wynikami symulacji: 1 – dane doświadczalne, 2 – wyniki symulacji: l – długość mierzona od zamkniętego końca rury, t – czas, p – ciśnienie

Fig. 2. Comparison of pressure changes and flame front position in Srinath's researches with simulation results: 1 – experimental data, 2 – simulation results, l – length measured from the closed end, t – time, p – pressure

Dalsze zwiększanie prędkości płomienia prowadzi do gwałtownego przyrostu ciśnienia. Efekt ten obrazują krzywe na rysunku 3. Niewielkie zwiększenie wartości parametru odpowiedzialnego za prędkość płomienia spowodowało znaczny przyrost ciśnienia w pobliżu otwartego końca urządzenia FAT.



Rys. 3. Porównanie zmian ciśnienia i położenia frontu płomienia w badaniach Srinatha z wynikami symulacji: 1 – dane doświadczalne, 2 – wyniki symulacji; l – długość mierzona od zamkniętego końca rury, t – czas, p – ciśnienie

Fig. 3. Comparison of pressure changes and flame front position in Srinath's researches with simulation results: 1 – experimental data, 2 – simulation results, l – length measured from the closed end, t – time, p – pressure

Porównanie przebiegów ciśnienia po czasie dłuższym niż około 250 ms świadczy o niewłaściwym doborze warunków brzegowych opisujących wypływ z urządzenia FAT. Jak wspomniano wypływ ten jest bardzo złożony i stanowi specyficzną cechę urządzenia. W związku z tym, podobnie jednak jak w przypadku inicjału, wierne odtworzenie warunków wypływu z otwartego końca FAT zostało w omawianej pracy zaniechane.

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

W ostatnich latach modele wybuchów gazów i pyłów zostały tak dopracowane, że można je traktować jako poważne narzędzie badawcze. Z przeglądu literatury wynika, że symulacja numeryczna jest coraz częściej stosowana tak w pracach o charakterze poznawczym, jak i w zastosowaniach technicznych, polegających na rozwiązywaniu konkretnych zadań praktycznych. Należy oczekiwać utrzymywania się tej tendencji w przyszłości. Z dużym prawdopodobieństwem można przewidywać, że zastosowanie symulacji numerycznych w badaniach prowadzonych w instytutach badawczych już wkrótce stanie się koniecznością. Można już bowiem dostrzec wymierne korzyści wynikające ze stosowania symulacji. Realizacja badań z tego zakresu pozwala na znaczne zmniejszenie ich kosztów, zwłaszcza badań w dużej skali, w wyniku redukcji zakresu badań eksperymentalnych.

Opracowano prosty, jednowymiarowy model wybuchu mieszaniny pył–powietrze. Numeryczne całkowanie równań modelu wykonano z wykorzystaniem schematu centralnego Tadmora. Uzyskane wstępne wyniki symulacji numerycznej wykazały dość dobrą zgodność z wynikami doświadczalnymi w przypadku stosunkowo prostych modeli spalania, opartych na relacji Arrheniusa. Model poprawnie odtwarzał kształt przebiegu ciśnienia wybuchu oraz prędkość płomienia w miejscach, gdzie nie występuje znaczący wpływ urządzenia badawczego (FAT).

Proponowany jednowymiarowy model wybuchu mieszaniny pył–powietrze stanowi podstawę budowy modeli bardziej skomplikowanych, na przykład modeli dwuwymiarowych, w których będzie uwzględnione zjawisko turbulencji itp., dokładniej odtwarzających rzeczywisty przebieg wybuchu mieszaniny pył–powietrze i dostarczających więcej informacji na temat przebiegu tego zjawiska.

Literatura

1. Artingstall G. (1961): *On The Relation between Flame and Blast in Coal-Dust Explosions*. International Meeting of Directors of Safety in Mines Research.
2. D.N.H.Chi, H.E.Perlee (1974): *Mathematical Study of a Propagating Flame and Its Induced Aerodynamics in a Coal Mine Passageway*. Bureau of Mines RI7908.
3. Pickles J.H. (1982): *A Model for Coal Dust Duct Explosions*. Combustion and Flame Vol. 44.
4. Tonello N.A., Sichel M., Kauffman C.W. (1995): *Mechanism of Detonation Transmission in Layered H₂-O₂ Mixtures*. Shock Waves 5.
5. Jones D.A., Kemister G., Oran E.S., Sichel M. (1996): *The Influence of Cellular Structure on Detonation Transmission*. Shock Waves 6.

6. Bielert U., Sichel M. (1997): *Numerical Simulation of Premixed Combustion Processes in Closed Tubes*. 16th International Colloquium on Dynamics of Explosions and Reactive Systems. Kraków.
7. Biswas B.K., Essenhigh R.H. (1971): *Air pollution and Its Control*. AIChE Symposium Series. New York Am. Inst. Chem. Eng., No. 126 Vol. 68.
8. Shaw D.W., Xuedog Zhu, Misra M.K., Essenhigh R.H. (1990): *Determination of Global Kinetics of Coal Volatiles Combustion*. 27th Symposium (International) on Combustion. The Combustion Institute.
9. Jones W.P., Whitelaw J.H. (1982): *Calculation Methods for Reacting Turbulent Flows: A Review*, Combustion and Flame Vol. 48.
10. Magnussen B.F., Hjertager B.H. (1976): *On Mathematical Modeling of Turbulent Combustion with Special Emphasis on Soot Formation*. 16th Symposium (International) on Combustion, The Combustion Institute.
11. Hjertager B.H., Magnussen B.F. (1982): *Computer simulation of Flow, Heat Transfer and Combustion in Thre-Dimensional Furnaces*. Archivum Combustionis Vol. 2, No. 1/2.
12. Gran I.R., Melaaen M.C., Magnussen B.F. (1994): *Numerical Simulation of Local Extinction Effects in Turbulent Combustor Flows of Methane and Air*. 25th Symposium (International) on Combustion. The Combustion Institute.
13. Catlin C.A., Lindstedt R.P. (1991): *Premixed Turbulent Burning Velocities Derived from Mixing Controlled Reaction Models With Cold Front Quenching*. Combustion and Flame Vol. 91.
14. Liska R., Wendroff B. (2001): *Comparison of several difference schemes on 1D and 2D test problems for the Euler equations*, Preprint, <http://math.unm.edu/~bbw/>
15. Nessyahu H., Tadmor E. (1990): *Non-oscillatory central differencing for hyperbolic conservation laws*. Journal of Computational Physics Vol. 87.
16. Jiang G.S., Tadmor E. (1998): *Non-oscillatory central schemes for multidimensional hyperbolic conservation laws*. SIAM Journal Sci. Comp. Vol. 19.
17. Kurganov A., Tadmor E. (2000): *New High-Resolution Central Schemes for Nonlinear Conservation Laws and Convection-Diffusion Equations*. Journal of Computational Physics Vol. 160.
18. Kurganov A., Tadmor E. (2002): *Solution of Two-Dimensional Riemann Problems for Gas Dynamics without Riemann Problems Solvers*. Preprint.
19. Srinath S.R. (1985): *Flame Propagation due to Layered Combustible Dust*, Ph.D. Thesis. Ann Arbor, University of Michigan.
20. *JANAF Thermochemical Tables* (1985) Edited by M.W.Chase et al. J. Phys. Chem. Ref. Data, 11, 695
21. Edwards J.C., Ford K.M.: *Model of Coal Dust Explosion Suppression by Rock Dust Entrainment*. Bureau of Mines, RI9206.

Recenzent: doc. dr hab. Kazimierz Lebecki

Adam Stączek, Andrzej Simka

GRANICZNY WSKAŹNIK INTENSYWNOŚCI DESORPCJI GAZU Z WĘGLA CHARAKTERYZUJĄCY STAN ZAGROŻENIA METANOWEGO ORAZ WYRZUTAMI METANU I SKAŁ

Streszczenie

W artykule omówiono powszechnie stosowany desorbometr manometryczny cieczowy typu DMC-2 i elektroniczny przyrząd typu „Barbara” do określania szacunkowej zawartości metanu pochodzenia naturalnego w węglu (metanonośności) i wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla do rozpoznawania i prognozowania (prognoza bieżąca) stanu zagrożenia gazowego i wyrzutami gazów i skał oraz nową metodę określania granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla.

Stwierdzono, że stan zagrożenia wyrzutami gazów i skał w czole przodka drążonego wyrobiska górniczego oraz możliwość zaistnienia zagrożenia wyrzutowego w przodku można ocenić na podstawie granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $P_2 \geq 36,9$ hPa (Dokumentacja pracy statutowej GIG). Wskaźnik ten bezpośrednio w miejscu badania w drążonym wyrobisku górniczym wyznacza się przyrządem typu „Barbara” w czasie cyklu pomiarowego wynoszącego 240 s, z próbki węglowej umieszczonej w pojemniku przyrządu przy ciśnieniu absolutnym (otoczenia).

Boundary index of intensity gas desorption from coal characterizing state threat methanew and reproaches of methane and rocks

Abstract

In the article discussed often use a manometric liquid descorbmeter type DMC-2 and electronic tool type „Barbara” for definition of largeness of intensity index of gas desorption from coal and estimate contents of methane of natural origin in coal (methanity) for identifying and forecasting activity (current forecast) state threat methanew and reproaches of methane and rocks and new method of definition of boundary intensity index of gas desorption from coal.

It said, that state of threat reproaches of methane and rocks in the front of ancestor bored mining and capability to coming into being of this threat, it is possible to evaluate on base of boundary intensity index of gas desorption from coal, $P_2 \geq 36,9$ hPa. This index directly in place of research in bored mining by an instrument type „Barbara” is appointed in time of measuring cycle totalling 240 s from coal sample placed in container of instrument at absolute pressure (enclose).

WPROWADZENIE

Prognozowanie i zwalczanie zagrożeń metanowych, a także wyrzutami metanu i skał należą w polskim górnictwie węglowym do podstawowych zadań, które muszą być na bieżąco rozwiązywane z uwagi na bezpieczne prowadzenie eksploatacji w zagrożonych pokładach. Eksploatacja węgla w pokładzie metanowym i wyrzutowym powoduje zmiany w stanie równowagi górotworu. Zjawisko wyrzutu powstaje w chwili, gdy odprężone i odgazowane skały przyociosowej strefy są zbyt słabe, a strefa zbyt wąska na powstrzymanie przemieszczenia się gazu. Skały te zostają

zniszczone i wypchnięte do wyrobiska w rezultacie zamiany energii potencjalnej, zakumulowanej w ognisku wyrzutu, w energię kinetyczną gazu, masy węgla i skał biorących udział w tym zjawisku. Procesowi przemiany węgla w miał towarzyszy silna desorpcja gazu, co powiększa potencjał nośny wyrzutu (Kozłowski B. 1982).

Warunkiem bezpiecznej pracy w wyrobiskach górniczych zagrożonych wyrzutami metanu i skał jest dostateczne rozpoznanie przyczyn i mechanizmu ich powstawania. Problem ten dotychczas nie został w pełni wyjaśniony, a podejmowane próby sprowadzają się do pewnych hipotez, które różnią się oceną czynnika najbardziej aktywnego przy wzbudzaniu nagłego wyrzutu.

Podstawę analizy omówionych w artykule zagadnień wyrzutowych stanowił przede wszystkim bogaty materiał dokumentacyjny zaistniałych dotychczas wyrzutów, w szczególności w Dolnośląskim Zagłębiu Węglowym. Materiał taki, dotyczący Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, nie stanowi wystarczającej bazy dokumentacyjnej z uwagi na sporadyczność zdarzeń, które można by kwalifikować jako związane z wyrzutami metanu i skał, z wyjątkiem wyrzutu metanu i skał zaistniałego w dniu 23.08.2002 r. podczas wykonywania robót strzałowych związanym z drażeniem lunety rurowej na poziomie 1000 m w kopalni „Pniówek”.

W kopalniach Dolnośląskiego Zagłębia Węglowego wyrzuty gazów i skał notowano od kilkudziesięciu lat. Pierwszy wyrzut nastąpił w 1894 roku. Ilości wyrzuconych do wyrobisk górniczych mas rozdrobnionego węgla wynosiły przeciętnie kilkadziesiąt ton. Największy z zaistniałych wyrzutów o masie 5000 ton węgla i skał miał miejsce w dniu 22.10.1958 r. w pokładzie „Franciszek” w obecnie nieczynnym rejonie pola „Piast” kopalni „Nowa Ruda”. Do wyrobisk górniczych podczas wyrzutu wydzielilo się około 750 000 m³ dwutlenku węgla.

W kopalniach górnośląskich, do tej pory, wystąpiło kilka zjawisk gazogeodynamicznych (Kobiela Z., Krzystolik P., Zawierucha M. 1988), w tym trzy w kopalni „Zofiówka”. W dniu 19.05.1979 r. w chodniku nadścianowym F-13 w pokładzie 363 podczas urabiania kombajnem chodnikowym nastąpiło odprężenie górotworu połączone z przemieszczeniem się do wyrobiska czterech ton urobku i wydzielaniem 411 m³ metanu. W dniu 10.08.1979 r. wyrzut metanu i skał wystąpił w przecince do uskoku z chodnika podścianowego F-5 w pokładzie 360/3. Przecinka była prowadzona w celu zbadania uskoku, najpierw w odprężonej, a następnie po minięciu krawędzi eksploatacyjnej w nieodprężonej części pokładu. Wskutek koncentracji ciśnień w strefie przodkowej nastąpiło odprężenie węgla w przodku. Przemieściło się 15 ton urobku i wydzielilo 2170 m³ metanu. W dniu 12.06.1985 r. w chodniku badawczym H-5 w pokładzie 403/1 po wykonaniu robót strzałowych metodą strzelania wstrząso-wo-urabiającego do wyrobiska przemieściło się 90 ton urobku oraz wydzielilo się około 5000 m³ metanu. Wyrobisko było drażone w nierozpoznanej i nieodprężonej części pokładu, wzdłuż strefy bezpieczeństwa od nadkładu w rejonie strefy uskoku o zrzućie wynoszącym 3,0 m. W czasie drażenia tego wyrobiska, już wcześniej, po wykonaniu robót strzałowych stwierdzono przekroczenie dopuszczalnych stężeń metanu oraz efekty tak zwanych „silnych strzałów” (większy postęp przodka po ostrzale niż założony w metryce strzałowej zabiór).

W kopalni „Zofiówka” zdarzyły się również trzykrotnie wypływy metanu. W dniu 12.03.1984 r. w chodniku badawczym H-1a w pokładzie 403/1 po wykonaniu

robót strzałowych nastąpił wypływ metanu w ilości $0,148 \text{ m}^3/\text{s}$ (łącznie wydzielilo się 450 m^3), z kolei w dniu 30.05.1984 r. w chodniku badawczym H-3 w pokładzie 404/3, po wykonaniu robót strzałowych, wypływ metanu wyniósł $0,156 \text{ m}^3/\text{s}$ (łącznie wydzielilo się 250 m^3), natomiast w dniu 13.10.1984 r. w chodniku nadścianowym H-1a w pokładzie 403/1, po wykonaniu robót strzałowych, ilość wydzielonego metanu wyniosła $0,370 \text{ m}^3/\text{s}$ (łącznie wydzielilo się 890 m^3).

W kopalni „Pniówek” w dniu 23.08.2002 r. wystąpił wyrzut metanu i skał podczas wykonywania robót strzałowych związanych z drażeniem lunety rurowej na poziomie 1000 m (Krause E., Chrószcz A. 2002). W wyniku zaistniałego zdarzenia do lunety przedostało się 250 m^3 mocno rozdrobnionych mas powyrzutowych węgla i wydzielilo się około $55\,000 \text{ m}^3$ metanu; zasięg wyrzutu objął lunetę rurową na całej jej długości – około 60 m.

W kopalni „Pniówek” do partii zagrożonych wyrzutami metanu i skał zaliczono partie B, P i S. W partiach tych stwierdza się przekroczenie wskaźników zagrożenia wyrzutowego. Zagrożenie to, podobnie jak w kopalni „Zofiówka”, wzrasta z głębokością eksploatacji, przy czym występuje głównie w wyrobiskach drażonych w partiach nieodprężonych złożeń w pobliżu wychodni pokładów (gdzie związane jest z występowaniem wolnego metanu pod izolującym nadkładem). Zagrożenie zwiększa się szczególnie podczas prowadzenia wyrobisk górniczych w niekorzystnych warunkach tektonicznych.

W kopalni „Brzeszcze” w dniu 20.05.1986 r. w przodku chodnika nr 363 w pokładzie 364 po odpaleniu otworów strzałowych, stwierdzono szybki wzrost koncentracji metanu powyżej 5,0% oraz większą niż normalnie ilość urobku. Węgiel o objętości około $6,0 \text{ m}^3$ był mocno rozdrobniony. Rozmiary zaistniałego wyrzutu oceniono na około 10 ton skał ponad normalną ilość urobku, przy zabiorze 1,5 m oraz około 300 m^3 wydzielonego metanu. Szczegółowe badania przeprowadzone przez pracowników Kopalni Doświadczalnej „Barbara” potwierdziły, że wyrzut metanu i skał wystąpił w strefie o zmniejszonej wytrzymałości węgla w rejonie uskoku.

Stan zagrożenia wyrzutami metanu i skał jest określany na podstawie granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla. Do wyznaczania wartości tego wskaźnika jest powszechnie stosowany desorbometr manometryczny cieczowy typu DMC-2. Nowy elektroniczny przyrząd typu „Barbara” służy do wyznaczania wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, jak również szacunkowej zawartości metanu pochodzenia naturalnego w węglu (metanoności) w miejscu badania pokładu.

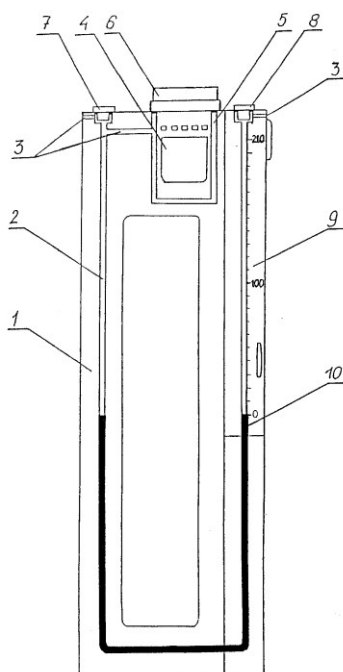
1. OKREŚLANIE PARAMETRÓW STANU ZAGROŻENIA METANOWEGO I WYRZUTAMI METANU I SKAŁ

1.1. Desorbometr manometryczny cieczowy typu DMC-2

Z uwagi na bieżące pomiary ruchowe szczególnie ważne są dane dotyczące zwężności węgla pobranego z ociosu czoła przodka, zawartości metanu pochodzenia naturalnego w węglu (metanoności) i intensywności desorpcji gazu z węgla pobranego z otworów badawczych o średnicy 42 mm, wykonywanych w pokładach węgla.

Zgodnie z przepisami górnictwymi (Zarządzenie nr 12 Ministra Górnictwa, Zarządzenie nr 2 Prezesa WUG, Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji Nr 841, Rozporządzenie Ministra Gospodarki Nr 1169) pomiary intensywności desorpcji gazu z węgla od trzydziestu lat, są wykonywane desorbometrem manometrycznym cieczowym typu DMC-2, (rys. 1). Intensywność desorpcji gazu z węgla jest uzależniona od ciśnienia nasycenia, temperatury, składu chemicznego gazu oraz od właściwości węgla. Stan zagrożenia wyrzutami gazów i skał zależy od stopnia nasycenia pokładu gazem i od intensywności desorpcji gazu z węgla (Borowski J. 1973, Tarnowski J. 1970). Przekroczenie wartości intensywności desorpcji, $\Delta P'_{2,2} \geq 11,77$ hPa (120 mm H₂O), wyznaczonej desorbometrem manometrycznym cieczowym typu DMC-2, (Rozporządzenie Ministra Gospodarki Nr 1169; Borowski J. 1975) oznacza wystąpienie zagrożenia wyrzutowego. Pierwsza cyfra przy symbolu $\Delta P'$ oznacza czas przygotowania próbki węgla do badań w minutach, zaś druga cyfra oznacza czas pomiaru kontrolowanej desorpcji gazu z węgla, również w minutach.

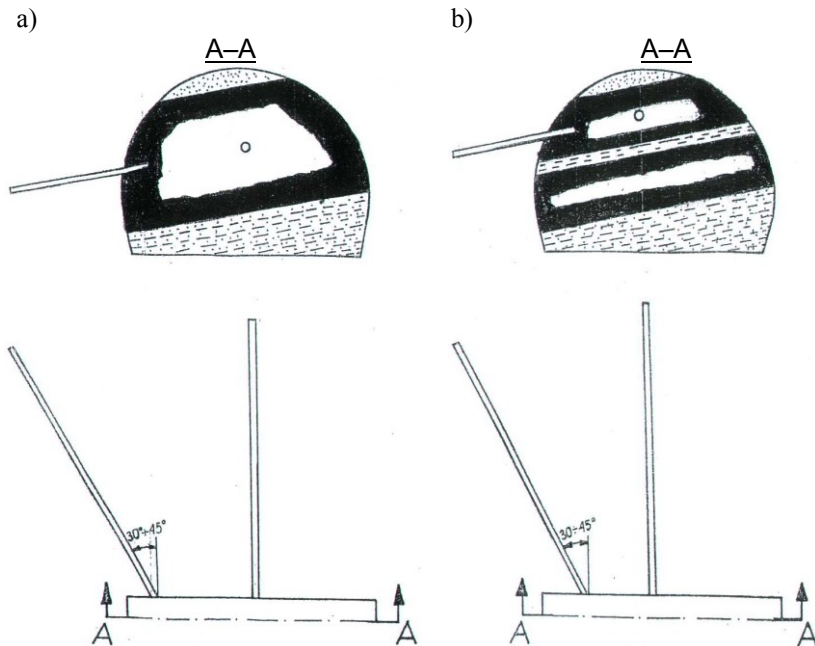
Całkowita masa desorbometru z zestawem sit i kasetą wynosi 2,033 kg.



Rys. 1. Desorbometr manometryczny cieczowy typu DMC-2. 1 – korpus, 2 – kanał w kształcie litery „U” o średnicy $d_{D-2} = 3,84$ mm, 3 – kanały o średnicy 2 mm do odprowadzenia gazu, 4 – pojemnik o objętości 5,5 cm³, 5 – komora desorpcyjna o objętości około 13 cm³, 6 – pokrywa, 7 i 8 – korki uszczelniające, 9 – skala przesuwna z zakresem odczytu od 0,0 do 210 mm H₂O, 10 – ciecz pomiarowa (woda zabarwiona fluoresceiną)

Fig.1. Manometric liquid desorbometer type DMC-2: 1 – body, 2 – canal in U form with diameter $d_{D-2} = 3,84$ mm, 3 – canals with diameter 2 mm to gas drain, 4 – container with capacity 5,5 cm³, 5 – desorption room with capacity 13 cm³, 6 – cover, 7 and 8 – plug crunching, 9 – stone sliding with range of lecture from 0,0 for 210 mm H₂O, 10 – water measuring (water coloured by fluorescence)

W celu wyznaczenia wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla $\Delta P'_{-1}$, w narożach czoła przodka należy odwiercić po dwa otwory tak nachylone względem jego płaszczyzny, aby przecinały możliwie największą liczbę warstw węgla (rys. 2). Z każdego otworu należy pobrać po dwie próbki zwiercin, jedną z głębokości 1,8–2,0 m, a drugą z 2,8–3,0 m.



Rys. 2. Rozmieszczenie otworów badawczych w wyrobiskach chodnikowych węglowych: a) w pokładzie o grubości węgla przekraczającej 0,4 m, b) w pokładzie węgla rozdzielonym na warstwy przerostem o grubości większej niż 0,1 m (otwory wykonane w warstwie o najniższej zwięzłości węgla)

Fig. 2. Placing of research holes in mining paths: a) in coal board with thickness over 0,4 m, b) in coal board divided on tiers with thickness over 0,1 m (holes made in tier with the higher coal conciseness)

Czas przygotowania próbki, od momentu nawiercania odcinka otworu badawczego od głębokości 1,8 do 2,0 m, przesiania węgla, zamknięcia pojemnika 4 wraz z próbką węgla w komorze desorpcyjnej do zamknięcia korka uszczelniającego 7 (rys. 1), wynosi 120 s.

1.2. Przyrząd elektroniczny typu „Barbara”

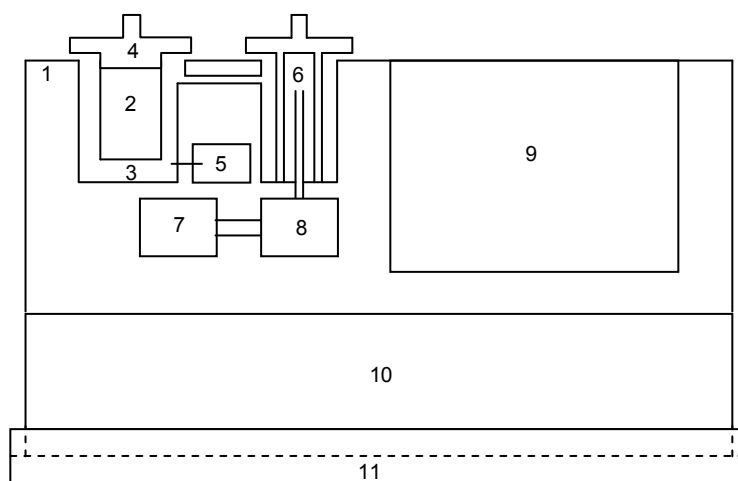
Zawodność metod stosowanych do prognozowania zagrożenia metanowego i wyrzutowego gazów i skał, jak również mały zakres pomiarowy i niedostateczna czułość, przy małej intensywności desorpcji desorbometru typu DMC-2 spowodowały konieczność opracowania nowych metod i udoskonalenia obecnie stosowanego desorbometru. Wynikiem tych prac było skonstruowanie w Kopalni Doświadczalnej „Barbara” – GIG i w Zakładzie Badawczo-Projektowym „LAT” Spółka z o.o. nowego przyrządu do określania wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla

i szacunkowej zawartości metanu pochodzenia naturalnego w węglu (metanności), (fot. 1), który został zgłoszony w Urzędzie Patentowym Rzeczypospolitej Polskiej w celu udzielenia patentu.



Fot. 1. Przyrząd do wyznaczania intensywności desorpcji gazu z węgla i szacunkowej zawartości metanu, pochodzenia naturalnego, w węglu (metanności)
Phot. 1. Tool to show intensity of gas desorption from coal and empirical methane content, natural origin at coal (methanity)

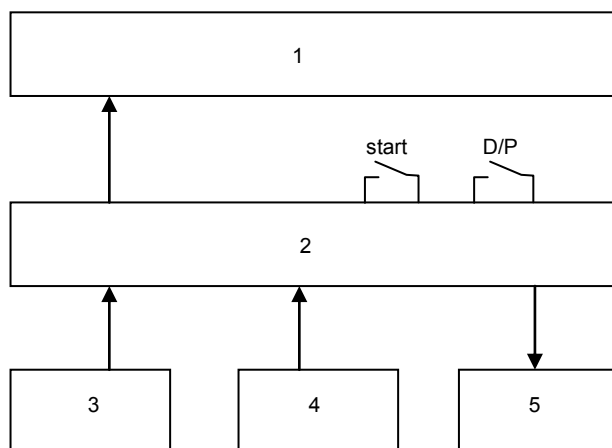
Elektroniczny przyrząd typu „Barbara” służy do pomiaru intensywności desorpcji gazu z węgla w zakresie od 0,0 do 100,0 hPa bezpośrednio w miejscu badania i szacunkowej zawartości metanu pochodzenia naturalnego w węglu (metanności). Schemat blokowy części pomiarowej i elektronicznej przyrządu przedstawiono na rysunku 3a i 3b, a widok jego płyty czołowej na rysunku 4.



Rys. 3.a. Schemat blokowy części pomiarowej przyrządu typu „Barbara”: 1 – korpus, 2 – pojemnik, 3 – komora pomiarowa, 4 – uchwyt pojemnika, 5 – czujnik temperatury, 6 – filtr, 7 – czujnik ciśnienia, 8 – elektrozawór, 9 – blok elektroniczny, 10 – pojemnik baterii, 11 – zestaw sit

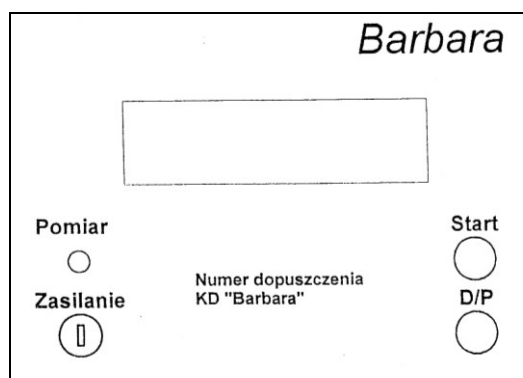
Fig. 3.a. Block scheme of measuring part of tool Barbara type: 1 – body, 2 – container, 3 – research room, 4 – container's handle, 5 – temperature sensor, 6 – filter, 7 – pressure sensor, 8 – electric valve, 9 – electronic block, 10 – battery container, 11 – bolters' complete

Masa przyrządu wraz z zestawem dwóch sit w obudowie blaszanej i futerałem wynosi 0,980 kg, a jego wymiary: 160 x 60 x 180 mm oraz zasilanie: 5 x NiCd N600 AAC. Przyrząd jest urządzeniem przenośnym.



Rys. 3.b. Schemat blokowy części elektronicznej przyrządu typu „Barbara”: 1 – wyświetlacz, 2 – mikroprocesor, 3 – czujnik ciśnienia, 4 – czujnik temperatury, 5 – elektrozawór

Fig. 3.b. Block scheme of electronic part of tool Barbara type: 1 - LCQ , 2 – microprocessor, 3 – pressure sensor, 4 – temperature sensor, 5 – electric valve



Rys. 4. Widok płyty czołowej

Fig. 4. Front panel view

Przebieg pomiaru z zastosowaniem przyrządu typu „Barbara” jest następujący:

Spod wiertła, z określonej głębokości otworu badawczego, pobiera się zwierciny, które po przesianiu do frakcji uziarnienia od 0,5 do 1,0 mm wysypuje się do pojemnika przyrządu. Czas nawiercenia, przesiania i zamknięcia próbki w przyrządzie wynosi 120 s. Czas jest odmierzany od chwili włączenia stopera przyciskiem „START” (fot. 1). Następnie pojemnik z próbką węgla umieszcza się w korpusie

przrządu. Dalsze czynności są wykonywane automatycznie. W 120 sekundzie od rozpoczęcia pomiaru następuje kompensacja czujnika ciśnienia i pomiar temperatury w komorze pomiarowej. Po upływie 120 s zostaje zamknięty elektrozawór, co powoduje hermetyzację całego układu pomiarowego. Po upływie 180 s od rozpoczęcia nawiercania jest mierzony przyrost ciśnienia i temperatura w komorze pomiarowej. Jeśli nastąpiła zmiana temperatury, następuje kompensacja przyrostu ciśnienia. Po upływie 240 s zostaje zmierzony ponownie przyrost ciśnienia i temperatura w komorze pomiarowej oraz, w razie potrzeby, jest obliczany skompensowany termicznie przyrost ciśnienia. Następnie, za pomocą układu elektronicznego, jest sprawdzany stosunek przyrostu ciśnienia po upływie czasu 240 s ($\Delta P_{2-2}''$) do przyrostu ciśnienia po upływie 180 s ($\Delta P_{2-1}''$), który powinien zawierać się w granicach od 1,20 do 1,90. Jeżeli uzyska się inną wartość na wyświetlaczu, pojawia się napis:

– POWTÓRZ POMIAR.

Jeżeli otrzymana wartość ilorazu mieści się w wyznaczonych granicach, wówczas układ elektroniczny oblicza szacunkową zawartość metanu pochodzenia naturalnego w węglu (metanonośność) badanego pokładu.

Po dokonanych przeliczeniach na wyświetlaczu pojawia się komunikat:

– D XX,XX m³/Mg_{csw}

– KAT X.

Jeżeli interesuje nas przyrost ciśnienia, to należy nacisnąć przycisk D/P i na wyświetlaczu pojawia się komunikat:

– $\Delta P_{1-}''$ zastąpione jest oznaczeniem P_1 XX,XX hPa,

– $\Delta P_{2-}''$ zastąpione jest oznaczeniem P_2 XX,XX hPa,

co odpowiada wartości intensywności desorpcji gazu z próbki węgla po upływie 180 s (P_1) i 240 s (P_2).

Wykonanie kolejnego pomiaru wymaga jedynie naciśnięcia przycisku START.

Pomiar temperatury w komorze pomiarowej przyrządu typu „Barbara” pozwala na wyeliminowanie błędów przy określaniu wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, który występuje podczas stosowania desorbometru manometrycznego cieczowego typu DMC-2. Możliwe jest także dokładniejsze określenie wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, co przyczynia się do polepszenia bezpieczeństwa pracy załóg górniczych przez dokładniejsze rozpoznanie zagrożenia gazowego oraz lepszy wybór środków zwalczania.

2. WYZNACZANIE WSKAŹNIKA INTENSYWNOŚCI DESORPCJI GAZU PRZYRZĄDEM TYPU „BARBARA”

W związku z powszechnym stosowaniem w polskich kopalniach węgla desorbometru manometrycznego cieczowego typu DMC-2, porównano wyniki badań uzyskane desorbometrem i przyrządem typu „Barbara”.

W desorbometrze typu DMC-2 intensywność desorpcji gazu z próbek węgla jest odczytywana na podziałce wycechowanej w milimetrach słupa wody, a w przyrządzie typu „Barbara” na wyświetlaczu cyfrowym wyskalowanym w hPa.

W celu korelacji wyników uzyskanych desorbometrem i przyrządem elektronicznym, wyznaczono zależności, które przedstawiono w dokumentacji GIG (Stączek A. i inni 2002). Posłużyły one do ustalenia wzoru na zależność między wskaźnikiem intensywności desorpcji gazu z węgla Δ'_{D-2} oznaczonym przyrządem typu „Barbara”, a wskaźnikiem intensywności desorpcji gazu z węgla Δ_{D-2} oznaczonym desorbometrem manometrycznym cieczowym typu DMC-2, a mianowicie

$$\Delta'_{D-2} = \frac{\Delta_{D-2} \cdot V_{0D-2} + 1,3925 d_{D-2}^2 \Delta_{D-2} \cdot \rho_1 + \Delta_{D-2} \cdot m_1}{V_{0D-2} \cdot m_3} \quad (1)$$

gdzie:

- Δ'_{D-2} – wskaźnik intensywności desorpcji gazu z węgla oznaczony w desorbometrze manometrycznym cieczowym typu DMC-2, Pa;
- Δ_{D-2} – wskaźnik intensywności desorpcji gazu z węgla oznaczony w przyrządzie typu „Barbara”, Pa;
- V_{0D-2} – objętość gazu (powietrza) zajmująca stałą wolną objętość w desorbometrze (w komorze desorpcyjnej pomniejszona o objętość pojemnika wraz z próbką węgla o frakcji ziarnowej o średnicy od 0,5 do 1,0 mm), m³;
- d_{D-2} – średnica kanału w desorbometrze, ($d_{D-2} = 3,84$ mm);
- Δh_{D-2} – różnica między poziomami słupów cieczy pomiarowej (wody) w lewym i prawym ramieniu desorbometru, m;
- p_1 – ciśnienie barometryczne absolutne (otoczenia), przy którym następowało wydzielanie się gazu z próbki węgla, Pa;
- m_1 – masa gazu (powietrza) wypełniająca stałą wolną objętość V_{0D-2} w desorbometrze, kg;
- m_3 – masa gazu (powietrza) wypełniająca stałą wolną objętość V_{0p} w przyrządzie typu „Barbara”, kg;
- V_{0p} – objętość gazu (powietrza) zajmująca stałą wolną objętość w przyrządzie typu „Barbara” (w komorze desorpcyjnej, pomniejszona o objętość pojemnika wraz z próbką węgla o frakcji ziarnowej (od 0,5 do 1,0 mm), m³.

2.1. Metoda pomiaru i zakres badań

Migracja gazu w węglu jest zjawiskiem bardzo złożonym i jej poznanie ma zasadnicze znaczenie dla prawidłowego prognozowania gazowości kopalń i wyrobisk górniczych. Węgiel stanowi stosunkowo jednorodny układ, mocno porowaty, pocięty

siecią szczelin o rozwarciu od tysięcznych części do kilku milimetrów w zależności od stopnia tektonicznego zaangażowania.

Ilość gazu zakumulowanego w pokładach węgla jest w znacznej mierze wynikiem procesów przemieszczania się gazu w złożach. Intensywność przemieszczania zależy od charakteru i zawodnienia skał oraz od właściwości gazu; szybciej i w większej ilości migrują gazy o mniejszej lepkości. Fizyczne właściwości skał zbiornikowych charakteryzuje porowatość, szczelinowatość i przepuszczalność.

Do określania charakteru zmian zachodzących w pokładach węgla silnie nasyconych gazem, co dotyczy przede wszystkim kopalń silnie metanowych GZW, służą pomiary ruchowe wykonywane w czole przodka drążonego wyrobiska górniczego. Szczególnie ważne są informacje wynikające z pomiarów zawartości metanu pochodzenia naturalnego w węglu i intensywności desorpcji gazu. Pomiar wskaźnika intensywności desorpcji gazu wykonuje się na próbkach pobranych z otworów badawczych, zgodnie z przepisami górnictwymi (Rozporządzenie Ministra Gospodarki Nr 1169, Zarządzenie nr 12 Ministra Górnictwa, Zarządzenie nr 2 Prezesa WUG). Wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla oznacza się desorbometrem typu DMC-2 według normy branżowej nr BN-78/0408-08.

Desorpcja jest to proces polegający na uwalnianiu cząstek gazów, zaadsorbowanych przez węgiel kamienny, natomiast wskaźnik desorpcji gazów z węgla kamiennego jest to liczba wyrażająca ciśnienie gazów wydzielających się z próbki węgla kamiennego w znormalizowanych warunkach. Metoda badania polega na pomiarze ciśnienia gazów, wydzielających się z pobranej próbki węgla, desorbometrem. Wynikiem końcowym badania jest wskaźnik intensywności desorpcji gazów z węgla kamiennego. W przypadku pobierania próbki bezpośrednio z pokładu jest to największa wartość ciśnienia oznaczona po upływie 120 s pomiaru, co najmniej na czterech próbkach pobranych z dwóch otworów badawczych. Przekroczenie wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $\Delta P'_{-1} \geq 11,77$ hPa (120 mm H₂O – odpowiadający po zaokrągleniu około 1,2 kPa) (Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji Nr 841; Rozporządzenie Ministra Gospodarki Nr 1169; Borowski J. 1975) określonej desorbometrem oznacza możliwość wystąpienia zagrożenia wyrzutami metanu i skał w drążonym przodku wyrobiska górniczego.

Stan zagrożenia wyrzutami metanu i skał, jak wspomniano, jest uzależniony od stopnia nasycenia pokładu węgla gazem i od intensywności desorpcji gazu z węgla. Intensywność desorpcji gazu z węgla jest uzależniona od ilości gazu zakumulowanego w węglu i można ją przedstawić w postaci (Borowski J. 1975)

$$\Delta P'_{-1} = f(D) \quad (2)$$

gdzie:

$\Delta P'_{-1}$ – intensywność desorpcji gazu z węgla, mm H₂O;

D – zawartość gazu pochodzenia naturalnego w węglu, m³/Mg_{csw}.

Jak wspomniano do określania wskaźnika intensywności desorpcji gazu i szacunkowej zawartości metanu pochodzenia naturalnego w węglu (metanonośności) opracowano elektroniczny przyrząd typu „Barbara”. Nowy przyrząd ma tę zaletę, że

pomiar wartości intensywności desorpcji gazu można wykonać po ustabilizowaniu się temperatury w komorze desorpcyjnej z temperaturą otoczenia w miejscu badania. Czas przygotowania próbki węgla odpowiadający 120 s (czas niekontrolowanej desorpcji) jest pokazywany na wyświetlaczu, a nie oznaczany stoperem jak w przypadku desorbometru. Po upływie czasu przygotowania następuje automatyczne hermetyczne zamknięcie komory desorpcyjnej, co powoduje, że pomiar odbywa się w standartowym ustalonym czasie. W przypadku stosowanego do tej pory desorbometru, ręczne zamykanie komory korkiem uszczelniającym powoduje możliwość nieprzestrzegania reżimu czasowego, a w konsekwencji niedokładne określanie wartości intensywności desorpcji gazu z węgla.

W elektronicznym przyrządzie typu „Barbara” niedotrzymanie reżimu czasowego powoduje nakaz powtórzenia pomiaru. Również dotyczy to i samego czasu pomiaru, intensywności desorpcji gazu z węgla przy niezachowaniu stosunku wartości przyrostu ciśnienia uzyskanego po 240 s do przyrostu ciśnienia uzyskanego po 180 s, wynoszącego od 1,20 do 1,90.

Nowy przyrząd w porównaniu do powszechnie stosowanego desorbometru typu DMC-2, jest wersją doskonalszą pod względem dokładności i zakresu pomiaru (jest około 3,0 krotnie dokładniejszy i ma około 5,0-krotnie większy zakres pomiarowy).

W celu określenia umownego granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla w wyrobiskach górniczych wykonano pomiary przyrządem typu „Barbara” i desorbometrem (Stączek A. i inni 2003). Uzyskane wyniki przeliczono na warunki umowne według opracowanych zależności:

- dla przyrządu typu „Barbara”

$$P_{u1} = \rho_1 \frac{m}{w_p} \frac{p_d}{p_u} \quad (3)$$

i

$$P_{u2} = \rho_2 \frac{m}{w_p} \frac{p_d}{p_u} \quad (4)$$

- dla desorbometru typu DMC-2

$$\Delta_{u1} = \Delta_{-} - \frac{m}{w_{D-}} \frac{p_d}{p_u} \quad (5)$$

i

$$\Delta_{u2} = \Delta_{-} - \frac{m}{w_{D-}} \frac{p_d}{p_u} \quad (6)$$

gdzie:

P_{u1} i P_{u2} – wartości umowne wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla określone przyrządem typu „Barbara” (przeliczone na umowną masę nasypanej próbki węgla m do pojemnika oraz umowne ciśnienie absolutne p_u panujące

w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym), po stałym umownym czasie pomiaru, $t = 60$ s i 120 s, Pa;

P_1 i P_2 – wartości wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla określone przyrządem typu „Barbara” z masy próbki węgla w_p nasypanej do pojemnika przy ciśnieniu absolutnym p_d (otoczenia) panującym w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym, po stałym umownym czasie pomiaru, $t = 60$ s i 120 s, Pa;

m – umowna masa próbki węgla nasypanej do pojemnika, wynosząca $3,0000$ g;

w_p – masa próbki węgla nasypanej do pojemnika w przyrządzie typu „Barbara” (zważona w laboratorium z dokładnością 10^{-4} g), g;

p_u – umowne ciśnienie absolutne panujące w wyrobisku górniczym podczas wykonywania pomiaru desorpcji, Pa;

p_d – ciśnienie absolutne (otoczenia) panujące w miejscu pomiaru desorpcji w wyrobisku górniczym, Pa;

Δ_{s1} i Δ_{s2} – wartości umowne wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla określone desorbometrem (przeliczone na umowną masę nasypanej próbki węgla m do pojemnika oraz umowne ciśnienie absolutne p_u panujące w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym), po stałym umownym czasie pomiaru, $t = 60$ s i 120 s, mm H₂O;

$\Delta P'_{s1}$ i $\Delta P'_{s2}$ – wartości wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla określone desorbometrem z masy próbki węgla w_{D-2} nasypanej do pojemnika przy ciśnieniu absolutnym p_d (otoczenia) panującym w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym po stałym umownym czasie pomiaru, $t = 60$ s i 120 s, mm H₂O;

w_{D-2} – masa próbki węgla nasypanej do pojemnika w desorbometrze (zważona w laboratorium z dokładnością 10^{-4} g), g.

Również wartości wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla zmierzone obydwojoma przyrządami przeliczono na skorygowane, przyjęte warunki bez uwzględnienia czynnika $\frac{p_d}{p_u}$ w zależnościach (3), (4), (5) i (6):

– dla przyrządu typu „Barbara”

$$P_{s1} = \gamma_1 \frac{m}{w_p} \quad (7)$$

i

$$P_{s2} = \gamma_2 \frac{m}{w_p} \quad (8)$$

– dla desorbometru typu DMC-2

$$\Delta P_{s1} = \Delta P_{-} \frac{m}{w_{D-2}} \quad (9)$$

i

$$\Delta P_{s2} = \Delta P_{-} \cdot \frac{m}{w_{D-}} \quad (10)$$

gdzie:

P_{s1} i P_{s2} – wartości skorygowane wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla określone przyrządem typu „Barbara” (przeliczone na umowną masę próbki węgla m nasypanej do pojemnika), po stałym umownym czasie pomiaru, $t = 60$ s i 120 s, Pa;

ΔP_{-1} i ΔP_{-2} – wartości skorygowane wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla określona desorbometrem (przeliczona na umowną masę próbki węgla m nasypanej do pojemnika), po stałym umownym czasie pomiaru, $t = 60$ s i 120 s, mm H₂O.

Ciśnienie barometryczne absolutne p_d (otoczenia) powietrza kopalnianego w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym, przy którym następował proces desorpcji gazu z próbek węgla umieszczonych w obu przyrządach na dole kopalni wyznaczano baroluksem lub aneroidem. W przypadku braku takich przyrządów, ciśnienie absolutne powietrza w punkcie pomiarowym, w wyrobisku górniczym, można obliczyć z następującego wzoru

$$p_d = p_z + 12,6654 \left(z_1 - z \right) \quad (11)$$

Wzór (11) może być stosowany do obliczania ciśnienia powietrza w wyrobisku górniczym do głębokości $z = -1400$ m. W przypadku większej głębokości, należy korzystać ze wzoru

$$p_d = p_z \left(1 + \frac{z_1 - z}{44300} \right)^{2,56} \quad (12)$$

gdzie:

p_z – ciśnienie absolutne powietrza na zrębie szybu wdechowego, Pa;

z_1 – wysokość niwelacyjna przekroju tego zrębu, m;

z – wysokość niwelacyjna w wyrobisku górniczym, w którym jest wykonywany pomiar wskaźnika desorpcji, m.

2.2. Wyniki badań i ich analiza

W celu określenia granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla wykonano pomiary następujących wielkości (Stączek A. i inni 2003):

- wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla przy użyciu przyrządu typu „Barbara” (P_1 i P_2) i desorbometru (ΔP_{-1} i ΔP_{-2}) na próbkach węgla o masach (w_p i w_{D-2}) pobranych z pokładów węgla z otworu na głębokości od 2,7 do 3,0 m, od 3,7 do 4,0 m oraz od 5,7 do 6,0 m,

- ciśnienia absolutnego powietrza kopalnianego p_d w miejscu wykonywania pomiaru wskaźników w wyrobisku górniczym, przy użyciu baroluksu lub aneroиду,
- mas (w_p i w_{D-2}) próbek węgla o frakcji od 0,5 do 1,0 mm, uprzednio umieszczonych w pojemnikach po zakończeniu pomiaru wskaźników desorpcji w wyrobisku górniczym.

Wartości wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla wyznaczone obydwooma przyrządami przy ciśnieniu absolutnym p_d (otoczenia) w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym, na próbkach węgla o masie w_p i w_{D-2} umieszczonych w pojemnikach, przeliczono na wartości wskaźników umownych odpowiadające umownej masie próbki węgla m wynoszącej 3,0000 g i umownego ciśnienia absolutnego p_u według podanych wyżej wzorów (3), (4), (5) i (6). Przyjęto umowne ciśnienie absolutne p_u (otoczenia w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym) wynoszące około 109800 Pa, które odpowiada głębokości około 850 m, licząc od wysokości niwelacyjnej zrzębu szybu wdechowego (od powierzchni). Głębokość ta odpowiada głębokości krytycznej, na której występują ciśnienia krytyczne (naprężenia) oraz strefa wysokiej metanonośności w pokładach węgla Górnośląskiego Zagłębia Węglowego.

Również wartości wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla wyznaczonych obydwooma przyrządami przy warunkach ciśnienia absolutnego p_d (otoczenia) w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym i na próbkach węgla o masach w_p i w_{D-2} umieszczonych w pojemnikach, przeliczono na wartości skorygowane odpowiadające przyjętej umownej (skorygowanej) masie próbki węgla m , wynoszącej 3,0000 g, według podanych wyżej wzorów (7), (8), (9) i (10).

Wykonano porównawcze badania wskaźników intensywności (ΔP_{-} , ΔP_{-} , P_1 , P_2) desorpcji gazu z węgla w desorbometrze i w przyrządzie typu „Barbara”, przy zachowaniu stałych warunków panujących w miejscu wykonywania pomiaru desorpcji w wyrobisku górniczym na dole w kopalni. Próbkę zwiercin węglowych do badań pobrano w pokładach węgla następujących kopalń (Stączek A. i inni 2003):

KWK Brzeszcze:

- w pokładzie 405/1 w chodniku taśmowym I nr 141, poziom 740–640 m,
- w pokładzie 510 w chodniku badawczym II nr 224, poziom 640–512 m,
- w pokładzie 405/1 w pochylni wentylacyjnej I nr 831, poniżej poziomu 740 m,
- w pokładzie 510 w chodniku badawczym IV nr 227, poziom 640–740 m.

KWK JAS-MOS:

- w pokładzie 502/1 w ścianie nr 24 W3

KWK Pniówek:

- w pokładzie 360/1 w pochylni K-2, poziom 830 m,
- w pokładzie 404/4 w chodniku S-2, powyżej poziomu 830 m,
- w pokładzie 360/1 w chodniku W-7, poniżej poziomu 830 m,
- w pokładzie 405/2 w lunecie rurowej do szybu II, poziom 1000 m,
- w pokładzie 360/1 w pochylni K-3, poziom 830 m,
- w pokładzie 404/4 w chodniku S-2, poniżej poziomu 830 m,

- w pokładzie 406/2 w chodniku wodnym II, poziom 1000 m.

KWK Zofiówka:

- w pokładzie 409/4 w pochylni H-2, poziom 900 m,
- w pokładzie 409/3 w chodniku podścianowym G-4, poziom 705 m,
- w pokładzie 409/4 w pochylni H-2, poziom 900 m.

KWK Borynia:

- w pokładzie 403/1 w chodniku F-21, poziom 838 m,
- w pokładzie 409/1-2 w chodniku C-32, poziom 838 m,
- w pokładzie 405/1 w chodniku D-31, poziom 838 m,
- w pokładzie 405/1 w chodniku D-31a, poziom 838 m,
- w pokładzie 406/2-3 w chodniku F-20, poziom 838 m.

KWK Bolesław Śmiały:

- w pokładzie 324/3 w rozcince nr 422, poziom 420 m

KWK Jankowice:

- w pokładzie 415/1 w przekopie I zachodnim, poziom 565 m,
- w pokładzie 413/4 w przekopie I zachodnim, poziom 565 m,
- w pokładzie 413/3 w przekopie I zachodnim, poziom 565 m.

Wartości umownych wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla P_{u2} i $\Delta_{..2}$ zestawiono w układzie współrzędnych, a metodą najmniejszych kwadratów określono korelację liniową (rys. 5)

$$P_{u2} = 0,30248 \Delta_{..2} + 0,5768 \quad (13)$$

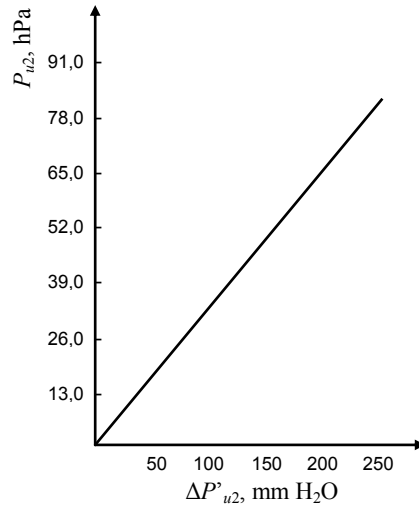
Współczynnik korelacji liniowej r wynoszący 0,97474 wykazał, że między umownymi wskaźnikami desorpcji P_{u2} i $\Delta_{..2}$ istnieje bardzo wysoka korelacja i bardzo pewna zależność.

Również wartości skorygowanych wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla P_{s2} i $\Delta_{..2}$ zestawiono w układzie współrzędnych, a metodą najmniejszych kwadratów określono równanie regresji liniowej (rys. 6)

$$P_{s2} = 0,30310 \Delta_{..2} + 0,5303 \quad (14)$$

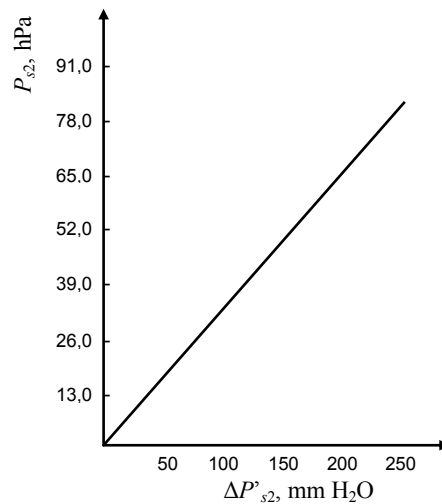
Na podstawie współczynnika korelacji liniowej, $r = 0,97501$ stwierdzono, że między skorygowanymi wskaźnikami P_{s2} i $\Delta_{..2}$ istnieje bardzo wysoka korelacja i bardzo pewna zależność.

Można zatem przyjąć, że równania regresji (13) i (14) w sposób dokładniejszy niż wyprowadzone teoretycznie równanie (1), odzwierciedlają zależność między wartościami wskaźników intensywności desorpcji gazu oznaczonymi obydwoma przyrządami, ponieważ uwzględnione są w nich błędy systematyczne tych przyrządów i przyjętej metody. A zatem wyniki pomiarów uzyskane desorbometrem na wyniki pomiarów uzyskane przyrządem typu „Barbara” należy przeliczać równaniami (13) i (14).



Rys. 5. Zależność między umownym wskaźnikiem intensywności desorpcji gazu P_{u2} , hPa, określonym przyrządem typu „Barbara”, a umownym wskaźnikiem intensywności desorpcji gazu, $\Delta P'_{u2}$, mm H₂O określonym desorbometrem

Fig. 5. Dependence between conventional index of intensity gas desorption P_{u2} , hPa, define by instrument Barbara type, and conventional index of intensity gas desorption $\Delta P'_{u2}$, mm H₂O define by descorbmeter



Rys. 6. Zależność między skorygowanym wskaźnikiem intensywności desorpcji gazu, P_{s2} , hPa określonym przyrządem typu „Barbara”, a skorygowanym wskaźnikiem intensywności desorpcji gazu, $\Delta P'_{s2}$, mm H₂O określonym desorbometrem

Fig. 6. Dependence between corrected index of intensity gas desorption P_{s2} , hPa, define by instrument Barbara type, and corrected index of intensity gas desorption $\Delta P'_{s2}$, mm H₂O define by descorbmeter

Stan zagrożenia wyrzutami gazów i skał jest uzależniony od stopnia nasycenia pokładu gazem i od intensywności desorpcji gazu z węgla (Borowski J. 1973; Tarnowski J. 1970). Wyznaczenie granicznego wskaźnika intensywności desorpcji

gazu z węgla przy zastosowaniu elektronicznego przyrządu typu „Barbara” pozwoli na scharakteryzowanie stopnia nasycenia gazem pokładów węgla pod względem zagrożenia wyrzutowego w miejscu badania.

W Polsce przyjęcie granicznej wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla wyznaczanej przy zastosowaniu desorbometru izobarycznego, wynoszącej $0,75 \text{ cm}^3/\text{g}$, zaproponował J. Tarnowski (1970, 1966, 1968).

J. Borowski (1975 i 1976), na podstawie badań wykonanych w kopalniach Zagłębia Dolnośląskiego i Górnośląskiego, potwierdził słuszność propozycji J. Tarnowskiego i przy zastosowaniu desorbometru manometrycznego cieczowego typu DMC-2 ustalił graniczną wartość wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $\Delta P_{-} \geq 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ próbki węgla o masie równej $3,0 \text{ g}$.

Na podstawie wyników badań dołowych wykonanych w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i ich korelacji, przyjęto wielkość granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $P_2 \geq 36,9 \text{ hPa}$ wyznaczanego przy użyciu elektronicznego przyrządu typu „Barbara” bezpośrednio w miejscu pomiaru w wyrobisku górniczym, przy ciśnieniu absolutnym (otoczenia) p_d i próbce węgla luźno umieszczonej w pojemniku, nasypanej równo z krawędzią o masie w_p (Stączek A. i inni 2003). Wielkość granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $P_2 \geq 36,9 \text{ hPa}$ wyznaczana jest z średnim błędem względnym, wynoszącym $6,99\%$ od określonego granicznego umownego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $P_{u2} = 36,9 \text{ hPa}$, który został określony na podstawie zależności (13) i z błędem względnym, wynoszącym $6,05\%$ od określonej wielkości granicznego skorygowanego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $P_{s2} = 36,9 \text{ hPa}$, która została określona na podstawie zależności (14).

Stan zagrożenia wyrzutami gazów i skał w czole przodka drążonego wyrobiska górniczego oraz możliwość zaistnienia zagrożenia wyrzutowego w przodku ocenić można na podstawie granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla wynoszącego $P_2 \geq 36,9 \text{ hPa}$, wyznaczonego przy użyciu elektronicznego przyrządu typu „Barbara” bezpośrednio w miejscu badania pokładu węgla w drążonym wyrobisku górniczym w czasie całkowitego pomiaru wynoszącego 240 s , przy czasie przygotowania próbki węglowej 120 s . Odczyt wskaźnika P_1 w przyrządzie zmierzony w hektopaskalach w czasie pomiaru 180 s , przy czasie przygotowania próbki węglowej równym 120 s , ma charakter kontrolny.

3. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

1. Opracowano elektroniczny przyrząd typu „Barbara” do określania stanu zagrożenia gazowego i wyrzutowego na podstawie pomiaru wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla w miejscu wykonywania badania.
2. Przyrząd ten, w porównaniu z obecnie stosowanym desorbometrem typu DMC-2, charakteryzuje się większą dokładnością i ma mniejsze wymiary oraz masę.
3. Badania porównawcze wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla z zastosowaniem desorbometru manometrycznego cieczowego typu DMC-2

- i elektronicznego przyrządu typu „Barbara”, przy zachowaniu stałych warunków panujących w miejscu pomiaru desorpcji w wyrobisku górniczym, wykonano na próbkach zwiercin węgla pobranych z pokładów w kopalniach: „Brzeszcze”, „JAS-MOS”, „Pniówek”, „Zofiówka”, „Borynia”, „Bolesław Śmiały” i „Jankowice” (Stączek A. i inni 2003).
4. Na podstawie uzyskanych wartości wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla i średnich błędów względnych wartości umownych wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla P_{u2} i $\Delta_{..2}$, określono wartość średniego błędu względnego, wynoszącego 6,99% dla przyrządu typu „Barbara”. Błąd ten jest 2,73-krotnie mniejszy od wartości średniego błędu względnego wynoszącego 19,06%, określonego dla desorbometru typu DMC-2 (Stączek A. i inni 2003). Również na podstawie uzyskanych średnich wartości błędów względnych wartości skorygowanych wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla P_{s2} i $\Delta_{..2}$, stwierdzono, że wartość średniego błędu względnego wynoszącego 6,05%, dla przyrządu typu „Barbara” jest 2,90-krotnie mniejsza od wartości średniego błędu względnego wynoszącego 17,52%, dla desorbometru typu DMC-2 (Stączek A. i inni 2003). Metodą najmniejszych kwadratów wyznaczono korelację zachodzącą między wartościami intensywności desorpcji gazu z węgla pomierzonymi przyrządem typu „Barbara” i desorbometrem. Uzyskane równania regresji (13) i (14) w sposób dokładniejszy niż wyprowadzone teoretycznie równanie (1), odzwierciedlają zależność między wartościami wskaźników intensywności desorpcji gazu pomierzonymi na obu przyrządach. A zatem do przeliczania wyników pomiarów uzyskanych desorbometrem na wyniki pomiarów uzyskane przyrządem typu „Barbara”, należy stosować te równania.
 5. Przyjęcie granicznej wartości wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, wyznaczonego przy zastosowaniu desorbometru izobarycznego, wynoszącej $0,75 \text{ cm}^3/\text{g}$ zaproponował J. Tarnowski (1970), J. Borowski (1975, 1976) w wyniku zastosowania desorbometru manometrycznego cieczowego typu DMC-2 ustalił graniczną wielkość wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $\Delta P_{-1} \geq 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ w przeliczeniu na próbkę węgla o masie równej 3,0000 g. Wskaźnik ten zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Gospodarki Nr 1169 wyznaczony przy zastosowaniu desorbometru manometrycznego cieczowego typu DMC-2, umożliwia ocenę stanu zagrożenia wyrzutami gazów i skał bezpośrednio w miejscu badania pokładu węgla w czole przodka w czasie całkowitego cyklu pomiarowego wynoszącego 240 s, przy czasie przygotowania próbki węglowej równym 120 s oraz przy ciśnieniu absolutnym (otoczenia) p_d i próbce węglowej umieszczonej w pojemniku, luźno nasypanej równo z krawędzią o masie w_{D-2} . Wartość granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $\Delta P_{-1} \geq 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ jest wyznaczana bezpośrednio w miejscu badania z średnim błędem względnym, wynoszącym 19,06% od wartości granicznej umownego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $\Delta_{..2} = 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ (przy założeniu, że $\Delta_{..2} = \Delta P_{-1} = 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ w przeliczeniu na próbkę węgla

- o masie 3,0000 g), natomiast wielkość wskaźnika, $\Delta P_{-1} \geq 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ wyznaczana jest również z średnim błędem względnym, wynoszącym 17,52% od wartości granicznej skorygowanego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $\Delta_{-2} = 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ przy czym, $\Delta_{-2} = \Delta P_{-1} = 120 \text{ mm H}_2\text{O}$ (Stączek A. i inni 2003).
6. Ocenę stanu zagrożenia wyrzutami gazów i skał w przodku drążonego wyrobiska górniczego umożliwi graniczny wskaźnik intensywności desorpcji gazu z węgla, P_2 w hPa wyznaczony przy użyciu przyrządu typu „Barbara” bezpośrednio w miejscu badania pokładu w czasie całkowitego cyklu pomiaru wynoszącego 240 s od rozpoczęcia nawiercania próbki, ciśnieniu absolutnym (otoczenia) p_d i próbce węglowej o masie w_p .
 7. W wyniku przeprowadzonych badań i uzyskanych korelacji, określono wielkość granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla wynoszącego, $P_2 \geq 36,9 \text{ hPa}$ (Stączek A. i inni 2003), umożliwiającą bezpośrednią ocenę stanu zagrożenia wyrzutami metanu i skał w wyrobisku górniczym. Wartość ta wyznaczana jest z średnim błędem względnym 6,99% do wartości granicznego umownego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $P_{u2} = 36,9 \text{ hPa}$ określonego z zależności (13), po podstawieniu za Δ_{-2} wartości 120 mm H₂O oraz z średnim błędem względnym 6,05% do wartości granicznego skorygowanego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, $P_{s2} = 36,9 \text{ hPa}$, obliczonego z zależności (14), po podstawieniu za Δ_{-2} wartości 120 mm H₂O.
 8. Na niedokładność metody wyznaczania wartości granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla ma wpływ przede wszystkim:
 - nieprawidłowe pobranie próbki węgla nie z przedziału zadanej głębokości,
 - nieoczyszczenie otworu,
 - obsypywanie się ścianek otworu,
 - niedokładne odsianie frakcji pyłastej z próbki węgla,
 - masa próbki węgla umieszczanej w pojemniku przyrządu typu „Barbara” wynosząca średnio 3,0481 g, a powinna 3,0000 g.
 9. Wyznaczanie granicznych wskaźników intensywności desorpcji gazu z węgla P_2 pomierzonych przyrządem typu „Barbara”, stanowić będzie podstawę do nowej klasyfikacji pokładów węgla pod względem zagrożenia wyrzutami metanu i skał, pozwoli ocenić predyspozycje pokładów węglowych do występowania zjawisk gazogeodynamicznych.
 10. Wyznaczanie w sposób dokładniejszy (około 3-krotnie) granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla, P_2 przyrządem typu „Barbara” w porównaniu z granicznym wskaźnikiem ΔP_{-1} wyznaczanym desorbometrem manometrycznym typu DMC-2, pozwoli na zapobieganie zjawiskom gazogeodynamicznym w wyrobiskach górniczych, w których pokłady węgla wykazują zmienny stopień nasycenia metanem.

Literatura

1. Borowski J. (1973): *Gazowe tło wyrzutów w antracytowych pokładach kopalni „Nowa Ruda” w kierunku prognozowania zagrożenia*. Prace GIG. Komunikat nr 583. Katowice.
2. Borowski J. (1975): *Badanie gazonośności pokładów węglowych z zastosowaniem nowych metod*. Prace GIG. Komunikat nr 645. Katowice.
3. Borowski J. (1975): *Określenie gazonośności pokładów węgla przy zastosowaniu desorbometru manometrycznego*. Bezpieczeństwo Pracy w Górnictwie nr 4.
4. Borowski J. (1976): *Określenie ciśnienia gazu w pokładach węgla*. Przegląd Górniczy nr 9.
5. Stączek A., Krause E., Simka A. (2003): *Opracowanie granicznego wskaźnika intensywności desorpcji gazu z węgla przy zastosowaniu nowego przyrządu typu „Barbara”*. Dokumentacja pracy statutowej GIG o symbolu komputerowym: 11020303-210. Katowice.
6. Kobiela Z., Krzystolik P., Zawierucha M. (1988): *Strefy wysokiej metanonośności a zagrożenie wyrzutami metanu i skał w pokładach węgla Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego*. XII Międzynarodowe Kolokwium pt. „Kierunki Zwalczania Zagrożenia Wyrzutami Gazów i Skał w Górnictwie Podziemnym”. SITG Nowa Ruda–Radków. 19–23 września.
7. Kozłowski B. (1982): *Zwalczanie zagrożeń metanowych, pyłowych i wyrzutowych w górnictwie*. Skrypt Pol. Śl. nr 1050 Gliwice.
8. Krause E., Chrószcz A. (2002): *Wyrzut metanu i skał w lunecie rurowej, poziom 1000 m w KWK „Pniówek”*. XXVIII dni techniki. Seminarium pt. „Zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego – teoria i praktyka”. Politechnika Śląska Rybnik, 30 października.
9. Norma Branżowa nr BN-78/0408-08.: *Oznaczanie wskaźnika desorpcji gazów*.
10. Rozporządzenie Ministra Gospodarki Nr 1169 z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.
11. Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji Nr 841 z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych.
12. Stączek A., Krause E., Simka A., Gruszka A. (2002): *Opracowanie założeń oraz wykonanie prototypu urządzenia do prowadzenia badań metanonośności metodą desorbometryczną*. Praca statutowa GIG o symbolu komputerowym 11020302-210. Katowice.
13. Tarnowski J. (1966): *Desorbometryczna metoda pomiaru ciśnienia gazu w pokładzie węgla*. Zeszyty problemowe górnictwa. PAN 1966, t. II, z. 2.
14. Tarnowski J. (1968): *Desorbometryczne metody pomiaru ciśnienia gazu w pokładach węgla*. Przegląd Górniczy nr 11.
15. Tarnowski J. (1970): *Wnioski wynikające z masowych pomiarów ciśnień gazu metodą desorbometryczną dla badania zagrożenia wyrzutami węgla i gazu*. Archiwum Górnictwa, t. XV, z. 4.
16. Zarządzenie nr 12 Ministra Górnictwa z dnia 1 lipca 1977 r. w sprawie szczegółowych przepisów prowadzenia ruchu w zakładach górniczych DZPW eksploatujących pokłady zagrożone wyrzutami gazów i skał.
17. Zarządzenie nr 2 Prezesa WUG z dn. 30 stycznia 1986 r. w sprawie zaliczania pokładów węgla kamiennego w zakresie zagrożenia wyrzutami metanu i skał oraz ustalenie granic tego zagrożenia w kopalniach węgla Kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego.

Recenzent: dr inż. Eugeniusz Krause