Komeko 2011

KOMAG

Instytut Techniki Górniczej

INNOWACYJNE I PRZYJAZNE DLA ŚRODOWISKA TECHNIKI I TECHNOLOGIE PRZERÓBKI SUROWCÓW MINERALNYCH

BEZPIECZEŃSTWO - JAKOŚĆ - EFEKTYWNOŚĆ

Gliwice 2011

ISBN 978-83-60708-47-7

Open Access (CC BY-NC 3.0. PL)

Komeko 2011

Instytut Techniki Górniczej

Praca zbiorowa

Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych

Bezpieczeństwo – Jakość – Efektywność

Monografia

Gliwice 2011

Redakcja naukowa monografii:
Prof.dr hab.inż. Adam Klich, dr inż. Antoni Kozieł

Recenzenci:
Prof. dr inż. Peter Fečko
Dr hab. inż. Zbigniew Kasztelewicz, prof. nadzw. AGH
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Prof. dr hab. inż. Zdzisław Kłeczek
Dr inż. Antoni Kozieł
Prof. dr hab. inż. Aleksander Lutyński
Prof. dr hab. inż. Maciej Mazurkiewicz
Prof. dr hab. Stanisława Sanak-Rydlewska
Dr hab. inż. Barbara Tora, prof. nadzw. AGH
Prof. dr hab. inż. Robert Ulewicz
Prof. dr hab. inż. Piotr Wodziński

Wydawca: Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374100, 2374512

Skład i druk: Komdruk-Komag sp. z o.o.
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374651, 2374563

Projekt okładki: Natalia Król

ISBN 978-83-60708-47-7

Nakład: 100 egz.

Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Wprowadzenie

Z wielką przyjemnością oddajemy w Państwa ręce monografię, która stanowi podsumowanie realizacji prac naukowych, badawczych i technicznych z zakresu innowacyjnych i przyjaznych dla środowiska technik i technologii przeróbki surowców mineralnych. Jest ona wynikiem ścisłej koordynacji badań teoretycznych i doświadczalnych, realizowanych przez duże zespoły naukowo-badawcze, złożone ze specjalistów o różnych specjalnościach oraz badań przemysłowych i prac wdrożeniowych z udziałem przedstawicieli producentów oraz użytkowników maszyn i urządzeń do przeróbki surowców mineralnych. Przedstawiona w sześciu rozdziałach tematyka uwzględnia aspekty bezpieczeństwa, jakości i efektywności technologii przeróbki oraz relacje człowiek – maszyna – środowisko.

W rozdziale pierwszym przedstawiono, między innymi, dotychczasowe wyniki realizacji projektu „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego".

Rozwiązania maszyn i urządzeń do przeróbki mechanicznej węgla zaprezentowano w rozdziale drugim. Przedstawiono prace badawczo-rozwojowe dotyczące osadzarek, klasyfikatorów, próbobiorników i pras filtracyjnych.

Maszyny i urządzenia, w coraz większym stopniu, wyposażone są w systemy sterowania procesami wzbogacania. Przykłady zastosowań takich systemów z wizualizacją procesu pracy osadzarek przedstawiono w rozdziale trzecim.

W rozdziale czwartym omówiono problematykę z zakresu technologii flotacji, natomiast w rozdziale piątym przedstawiono wyniki badań parametrów jakościowych węgla i mieszanek energetycznych z wykorzystaniem słomy rzepakowej i biomasy.

W ostatnim, szóstym rozdziale przedstawiono prace z zakresu ochrony środowiska oraz eliminowania i zapobiegania zagrożeniom.

Redaktorzy naukowi niniejszej monografii dziękują autorom z ośrodków naukowo-badawczych, wyższych uczelni i jednostek przemysłowych oraz wszystkim tym, którzy przyczynili się do jej wydania, mając nadzieję, że publikacja ta będzie pomocna w pracach projektowych, badawczych i wdrożeniowych technik i technologii dla przeróbki surowców mineralnych.

prof.dr hab.inż. Adam Klich
dr inż. Antoni Kozieł

Gliwice, marzec 2011 r. Redaktorzy naukowi monografii

Spis treści

str.

1. GOSPODARKA ODPADAMI – ZAGROŻENIA, METODY, PERSPEKTYWY

1.1. Foresight OGWK – Analiza innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego z zastosowaniem metody Delphi 7

1.2. Metoda analizy krzyżowej w ocenie wpływu wybranych czynników na rozwój innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla 15

1.3. Metoda AHP jako sposób oceny innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego 31

1.4. Propagowanie innowacyjnych technologii wykorzystania odpadów wydobywczych w krajach nadbałtyckich 41

1.5. Odpady przemysłu wydobywczego i związane z nimi regulacje prawne w Czechach, ze szczególnym uwzględnieniem górnictwa węgla kamiennego 47

1.6. Zagospodarowanie magnezu z odpadów powstających w procesie wzbogacania rud cynku i ołowiu 53

1.7. Modelowanie hydrochemiczne procesu wymywania metali ciężkich z odpadów górniczych 59

2. MASZYNY I URZĄDZENIA DO PRZERÓBKI MECHANICZNEJ WĘGLA

2.1. Rozwój konstrukcji i technologii w osadzarkach pulsacyjnych typu KOMAG do wzbogacania węgla kamiennego i innych surowców mineralnych 73

2.2. Wpływ parametrów pokładu sitowego na blokowanie sit w osadzarce miałowej 87

2.3. Zastosowanie technologii autogenicznego łoża zawiesinowego do wzbogacania węgla w klasie ziarnowej 2-0,3 mm 99

2.4. Nowe rozwiązanie próbobiornika do poboru materiałów sypkich z przesypów i zsypów przenośników taśmowych 109

2.5. Testy odwadniania produktów przeróbki mechanicznej na prasach filtracyjnych ANDRITZ w polskich kopalniach węgla – rezultaty technologiczne 119

3. NOWOCZESNE SYSTEMY STEROWANIA PROCESAMI WZBOGACANIA

3.1. Automatyczny system sterowania i wizualizacji pracy osadzarki pulsacyjnej 129

3.2. Doświadczenia z badań i wdrożenia systemu sterowania osadzarką pulsacyjną OS36 w KWK „Budryk” 137

3.3. Radiometryczny system sterowania procesem wzbogacania węgla w osadzarce 145

3.4. Wybrane aspekty migracji systemu sterowania ZWiOM w PKW S.A. ZG Sobieski 157

4. TECHNOLOGIA FLOTACJI

4.1. Nowy bioodczynnik RFBio do flotacji węgla kamiennego 169
4.2. Zastosowanie frakcjonowanej flotacji powierzchniowej do oceny technologii wzbogacania mułów węglowych metodą flotacji 175
4.3. Porównanie flotacji węgla kamiennego z pola Marklowice w kopalni „Jankowice" i „Marcel" 185
4.4. Odwadnianie koncentratu flotacyjnego węgla. Optymalizacja kosztów procesu odwadniania 197
4.5. Flotacja niebezpiecznych osadów 207

5. PARAMETRY JAKOŚCIOWE WĘGLA I MIESZANEK ENERGETYCZNYCH

5.1. Technologia spalania węgla o dużej zawartości siarki 213
5.2. Wpływ warunków procesowych na uzysk produktów pirolizy słomy rzepakowej 225
5.3. Badania zgazowania mieszanek biomasowo/odpadowych w skali laboratoryjnej 235

6. OCHRONA ŚRODOWISKA – MONITOROWANIE CZYNNIKÓW, ELIMINACJA I ZAPOBIEGANIE ZAGROŻENIOM

6.1. Nowoczesny system przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzowych 243
6.2. Własności reologiczne soli kamiennej złoża monokliny przedsudeckiej 257
6.3. Zintegrowany system monitoringu konstrukcji obiektów użytkowych zwiększający bezpieczeństwo eksploatacyjne 269
6.4. Ocena procesów zachodzących podczas zatłaczania wód kopalnianych na podstawie modelowania hydrogeochemicznego 281
6.5. Zastosowanie kopolimerów wzorcowych akryloamidu i polimerów odpadowych nowolaku w oczyszczaniu ścieków modelowych 289
6.6. Przegląd bezpiecznych środków strzałowych stosowanych w górnictwie 301

DODATEK

1. Nowoczesne układy napędowe produkcji firmy Energotest dedykowane dla górnictwa 315

Indeks autorów 329

Streszczenia w języku polskim i angielskim 331

ROZDZIAŁ 1

GOSPODARKA ODPADAMI – ZAGROŻENIA, METODY, PERSPEKTYWY

FORESIGHT OGWK – Analiza innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego z zastosowaniem metody Delphi

Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego Oddział Zamiejscowy w Katowicach „Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego", **Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke** – Politechnika Śląska, **Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski** – Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

Głównym celem projektu pn.: "Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego" (Foresight OGWK) jest identyfikacja wiodących technologii zagospodarowania odpadów górniczych o znaczeniu strategicznym, których rozwój w następnych 20 latach będzie priorytetowy dla Polski, a także opracowanie scenariuszy ich rozwoju przez zastosowanie usystematyzowanej metodyki badawczej [1].

Czwarty etap realizacji projektu Foresight OGWK stanowił jego rdzeń i dotyczył przeprowadzenia badań przy zastosowaniu różnych metodologii pod kątem oceny innowacyjności technologii zagospodarowywania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego oraz wpływu wybranych czynników na ich rozwój [5].

Jedną z wykorzystanych w tym celu metod badawczych była metoda Delphi. Metoda ta opiera się na badaniu strukturalnym z wykorzystaniem doświadczenia i wiedzy uczestników badania, którzy są ekspertami w danych dziedzinach.

Metoda Delphi jest ściśle zorganizowanym procesem komunikacji grupowej na temat, na który dostępna wiedza jest niepełna. Istotnymi cechami badania Delphi jest każdorazowe dostarczanie wyników badań z etapu poprzedzającego oraz anonimowość respondentów. Standardowo metodę Delphi można określić w następujący sposób: „Jest to badanie, które jest kierowane przez grupę monitorującą i obejmuje kilka etapów ankietyzacji wybranej grupy ekspertów, którzy są anonimowi i którego celem jest wypracowanie subiektywnego i intuicyjnego konsensusu. Po każdym etapie badania, dostarczana jest informacja na temat grupowej opinii uzyskana na podstawie mediany i kwantylu pojedynczej prognozy oraz w miarę możliwości przedstawiane są argumenty i kontrargumenty dla skrajnych opinii" [2, 3, 6].

W przedmiotowym projekcie metoda Delphi polegała na przeprowadzeniu trzykrotnej ankietyzacji, w taki sposób, że wyniki poprzedzającego etapu bada-

nia stanowiły źródło i podstawę do przeprowadzenia kolejnego etapu. W ten sposób na odpowiedzi ekspertów udzielone w drugim i trzecim etapie miały wpływ poprzednie opinie ekspertów. W przeprowadzonych w ten sposób badaniach ankietowych uczestniczyło łącznie 170 ekspertów reprezentujących sektor wybobywczy, sektor administracji samorządowej oraz sektor naukowy [5].

2. Zakres ankiety Delphi

W projekcie Foresight OGWK ankieta składała się z trzech segmentów tematycznych:

a) część I – Określenie podstawowych celów strategicznych i cząstkowych w zakresie zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego,

b) część II – Ocena zagadnień technologicznych wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego z podziałem na następujące kierunki:

   I. Budownictwo hydrotechniczne, ziemne, rekultywacja terenów.

   II. Roboty likwidacyjne w kopalniach węgla kamiennego.

   III. Podsadzanie wyrobisk eksploatacyjnych.

   IV. Kruszywa, ceramika.

   V. Odzysk substancji węglowej.

c) część III – Ocena kierunków prac naukowo-badawczych dotyczących zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego z uwzględnieniem:

   – Hierarchii ważności kierunków prac naukowo–badawczych umożliwiających postęp w zakresie rozwoju technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego i osiągnięcie wytypowanych priorytetów strategicznych i technologicznych oraz przewidywany okres ich realizacji.

   – Hierarchii ważności obszarów instytucjonalnych nie związanych z wytwarzaniem i przetwórstwem odpadów z górnictwa kamiennego, w których powinny koncentrować się na działaniach Państwa umożliwiających osiągnięcie wytypowanych celów strategicznych i technologicznych [5].

3. Analiza wyników badań

W ramach I segmentu tematycznego eksperci dokonali najpierw oceny hierarchii ważności zdefiniowanych celów strategicznych w zakresie zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego oraz szans i zagrożeń związanych z możliwością ich realizacji [4].

Spośród trzech zdefiniowanych celów strategicznych najwyższą ocenę uzyskał cel nr 2 – „Pełne wykorzystanie odpadów wytwarzanych obecnie i w okresach wcześniejszych przez górnictwo węgla kamiennego”. Natomiast jako

drugi w hierarchii ważności eksperci uznali cel nr 3 – „Identyfikacja nowych obszarów zastosowań surowców odpadowych i produktów wytworzonych na bazie odpadów z górnictwa węgla kamiennego".

W ramach celu strategicznego nr 2 jako główne szanse związane z możliwością jego realizacji eksperci uznali:

- uwarunkowania prawne preferujące wykorzystanie surowców odpadowych,
- wzrost cen naturalnych surowców odpadowych,
- uwarunkowania fiskalne preferujące wykorzystanie surowców odpadowych.

Natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- wysokie koszty przetwarzania surowców odpadowych,
- skomplikowane procedury pozyskania środków finansowych,
- trudności w utrzymaniu stałości parametrów jakościowych surowców odpadowych.

Z kolei w ramach celu strategicznego nr 3 jako główne szanse związane z możliwością jego realizacji eksperci uznali:

- konieczność osiągnięcia standardów ekologicznych zawartych w krajowych i na poziomie UE uwarunkowaniach prawnych,
- wzrost cen naturalnych surowców odpadowych,
- „moda" na efektywne wykorzystanie odpadów,

natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- wysokie koszty przetwarzania surowców odpadowych,
- konieczność rozbudowy istniejącej infrastruktury,
- zmieniające się warunki górniczo-geologiczne, a tym samym właściwości odpadów.

Następnie eksperci dokonali oceny hierarchii ważności zdefiniowanych celów cząstkowych w zakresie zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego oraz szans i zagrożeń związanych z możliwością ich realizacji.

Spośród ośmiu zdefiniowanych celów cząstkowych najwyższą ocenę uzyskał cel nr 2 – „Stworzenie mechanizmów prawnych i finansowych motywujących rozwój i wdrażanie innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego". Natomiast jako drugi w hierarchii ważności eksperci uznali cel nr 1 – „Ograniczenie negatywnego oddziaływania odpadów z górnictwa węgla kamiennego na środowisko".

W ramach celu cząstkowego 2 jako główne szanse związane z możliwością jego realizacji eksperci uznali:

- konieczność osiągnięcia standardów ekologicznych zawartych w krajowych i na poziomie UE uwarunkowaniach prawnych,
- uwarunkowania fiskalne preferujące wykorzystanie surowców odpadowych,

natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- ciągłe zmiany uregulowań prawnych,
- brak środków własnych przedsiębiorstw na inwestycje.

Z kolei w ramach celu cząstkowego nr 1 jako główne szanse związane z możliwością jego realizacji eksperci uznali:

- konieczność osiągnięcia standardów ekologicznych zawartych w krajowych i na poziomie UE uwarunkowaniach prawnych,
- potrzeby górnictwa węgla kamiennego w zakresie wykorzystania odpadów w technologiach górniczych,

natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- konieczność budowy dodatkowej infrastruktury mogącej znacząco oddziaływać na środowisko,
- niechęć do płacenia za badania specjalistyczne identyfikujące oddziaływanie.

W ramach II segmentu tematycznego eksperci dokonali najpierw oceny wpływu kryteriów społecznych, techniczno-technologicznych, ekonomicznych i polityczno-prawnych na innowacyjność zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego wraz z hierarchią ich ważności. Oceny te zostały przeprowadzone dla wszystkich wyszczególnionych kierunków gospodarczego wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego. Następnie eksperci dokonali oceny stopnia istotności czynników określających poszczególne kryteria oraz stopnia więzi pomiędzy wytypowanymi innowacyjnymi technologiami, a kryteriami w określonych kierunkach gospodarczego wykorzystania. Ostatnim etapem w ramach tego segmentu była ocena szans i zagrożeń rozwoju technologicznego w poszczególnych kierunkach gospodarczego wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego [4].

Oceniając hierarchię ważności kryteriów mających wpływ na innowacyjność technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego eksperci uznali, że niezależnie od kierunków gospodarczego wykorzystania przedmiotowych odpadów, najistotniejsze role odgrywają kryteria ekonomiczne i kryteria techniczno–technologiczne.

Dla kryterium ekonomicznego za czynniki najbardziej istotne uznano:

- koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji do przetwarzania odpadów wydobywczych,
- koszty produkcji nowych produktów,
- instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty środowiskowe i in.).

Natomiast dla kryterium techniczno-technologicznego za czynniki najbardziej istotne uznano:

- dostępność odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych,
- łatwość wdrożenia,
- energochłonność i materiałochłonność.

W ramach kierunku gospodarczego wykorzystania – Budownictwo hydrotechniczne, ziemne, rekultywacja terenów jako główne szanse związane z możliwością rozwoju technologii w tym obszarze, eksperci uznali:

- niskie koszty produkcji,
- dostępność odpadów,
- minimalizowanie skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego,
- wysoki stopień wykorzystania odpadów.

Natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- brak środków finansowych na inwestycje,
- ciągłe zmiany uregulowań prawnych i środowiskowych,
- brak systemu motywującego wdrażanie innowacyjnych technologii.

W ramach kierunku gospodarczego wykorzystania – Roboty likwidacyjne w kopalniach węgla kamiennego jako główne szanse związane z możliwością rozwoju technologii w tym obszarze, eksperci uznali:

- minimalizowanie skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego,
- dostępność odpadów,
- wysoki stopień wykorzystania odpadów,
- niskie koszty produkcji,

Natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- brak środków finansowych na inwestycje,
- brak systemu motywującego wdrażanie innowacyjnych technologii,
- ciągłe zmiany uregulowań prawnych i środowiskowych,

W ramach kierunku gospodarczego wykorzystania – Podsadzanie wyrobisk eksploatacyjnych jako główne szanse związane z możliwością rozwoju technologii w tym obszarze, eksperci uznali:

- minimalizowanie skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego,
- dostępność odpadów,
- wysoki stopień wykorzystania odpadów,

Natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- brak środków finansowych na inwestycje,

- konieczność budowy dodatkowej infrastruktury,
- wysoki koszt wdrożenia i eksploatacji.

W ramach kierunku gospodarczego wykorzystania – Kruszywa, ceramika jako główne szanse związane z możliwością rozwoju technologii w tym obszarze, eksperci uznali:

- dostępność odpadów,
- zapotrzebowanie odbiorców,
- wysoki stopień wykorzystania odpadów.

Natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- wysoki koszt wdrożenia i eksploatacji,
- konieczność budowy dodatkowej infrastruktury,
- wysokie wymagania odbiorców.

W ramach kierunku gospodarczego wykorzystania – Odzysk substancji węglowej jako główne szanse związane z możliwością rozwoju technologii w tym obszarze, eksperci uznali:

- dostępność odpadów,
- niskie koszty produkcji,
- wysoki stopień wykorzystania odpadów.

Natomiast do głównych zagrożeń zaliczyli:

- brak środków finansowych na inwestycje,
- brak systemu motywującego wdrażanie innowacyjnych technologii,
- ciągłe zmiany uregulowań prawnych i środowiskowych.

W ramach III segmentu tematycznego eksperci dokonali najpierw oceny hierarchii ważności kierunków prac naukowo–badawczych umożliwiających postęp w zakresie rozwoju technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego i osiągnięcie wytypowanych priorytetów strategicznych, a następnie określili hierarchię ważności obszarów instytucjonalnych nie związanych z wytwarzaniem i przetwórstwem odpadów z górnictwa kamiennego [4].

Spośród trzynastu zidentyfikowanych kierunków prac naukowo–badawczych najwyższą ocenę uzyskały projekty związane z:

- poszukiwaniem nowych kierunków zastosowań odpadów z górnictwa węgla kamiennego,
- opracowaniem nowych innowacyjnych technologii wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego,
- opracowaniem wytycznych technicznych dla prac rekultywacyjnych z wykorzystaniem odpadów z górnictwa węgla kamiennego,
- metodami badań jakościowych odpadów z górnictwa węgla kamiennego,

- oceną efektywności ekonomicznej technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego,
- opracowaniem kompleksowej bazy danych o zdeponowanych w okresach wcześniejszych odpadach z górnictwa węgla kamiennego.

Natomiast, jeżeli chodzi o hierarchię ważności obszarów instytucjonalnych nie związanych z wytwarzaniem i przetwórstwem odpadów z górnictwa kamiennego, eksperci uznali za najważniejsze stworzenie warunków prawnych i instytucjonalnych umożliwiających rozwój technologiczny branży wydobywczej i przetwórczej oraz instrumentarium finansowego wspierającego inicjatywy technologiczne w zakresie zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego.

4. Wnioski

Przeprowadzona z zastosowaniem metody Delphi ocena innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego odzwierciedla hierarchizację postępowania z odpadami wynikająca z zapisów zawartych w ustawie o odpadach wydobywczych tzn. zapobieganie, minimalizację i gospodarcze wykorzystanie odpadów wydobywczych.

Jako priorytetowy cel strategiczny eksperci wskazali „Pełne wykorzystanie odpadów wytwarzanych obecnie i w okresach wcześniejszych przez górnictwo węgla kamiennego" podkreślając, że możliwość jego realizacji uzależniona jest od stworzenia odpowiednich mechanizmów prawnych i fiskalnych preferujących wykorzystanie surowców odpadowych.

Oceniając hierarchię ważności kryteriów mających wpływ na innowacyjność technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego eksperci uznali, że niezależnie od kierunków gospodarczego wykorzystania przedmiotowych odpadów, najistotniejszą rolę odgrywają kryterium ekonomiczne i kryterium techniczno-technologiczne.

Dla kryterium ekonomicznego za czynniki najbardziej istotne uznano koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji do przetwarzania odpadów wydobywczych natomiast dla kryterium techniczno-technologicznego – dostępność odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych.

Według ekspertów szanse rozwoju technologicznego w poszczególnych kierunkach gospodarczego wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego wynikają głównie z dostępności przedmiotowych odpadów i konieczności minimalizacji skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego, zaś zagrożenia wynikają z konieczności budowy dodatkowej infrastruktury i brakiem środków finansowych.

Eksperci stwierdzili również, że występuje pilna konieczność podjęcia prac naukowo-badawczych nad opracowaniem nowych innowacyjnych tech-

nologii wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego oraz opracowanie wytycznych technicznych dla prac rekultywacyjnych z wykorzystaniem tych odpadów.

Reasumując należy stwierdzić, że występuje pilna konieczność opracowania kompleksowego programu zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego oraz stworzenia warunków prawnych i instytucjonalnych umożliwiających rozwój technologiczny branży wydobywczej i przetwórczej oraz instrumentarium finansowego wspierającego inicjatywy technologiczne w zakresie zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego.

Literatura

1. Baic I, Góralczyk S.: „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego", Monografia „Paliwo – Bezpieczeństwo – Środowisko, ITG KOMAG, Gliwice 2010.
2. Berkhout, F. and Hertin, J. 2002: "Foresight Futures Scenarios: Developing and Applying a Participative Strategic Planning Tool", GMI newsletter.
3. Coates, J.F., Mahaffie J.B., Hines A.: 2025: Scenarios of US and Global Society reshaped by Science and Technology, Greensboro, Oakhill Press 1998.
4. Kudełko M., Kamiński J., Kaszyński P.: „Foresight OGWK – Metoda Delphi – raport z przeprowadzonej ankietyzacji", Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN Kraków, Kraków 2010.
5. Praca zbiorowa: „Foresight OGWK – Priorytetowe i innowacyjne technologie zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego – Etap IV", Warszawa 2009.
6. Rotman J.: Cloudy Crystal Balls: An Assessment of Recent European and Global Scenario Studies and Models. "Experts Corner Report: Prospects and Scenarios" (Copenhagen: European Environment Agency), 2000.

Metoda analizy krzyżowej w ocenie wpływu wybranych czynników na rozwój innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego

Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Oddział Zamiejscowy w Katowicach „Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego", **Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke** – Politechnika Śląska, **Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski –** Akademia Górniczo-Hutnicza.

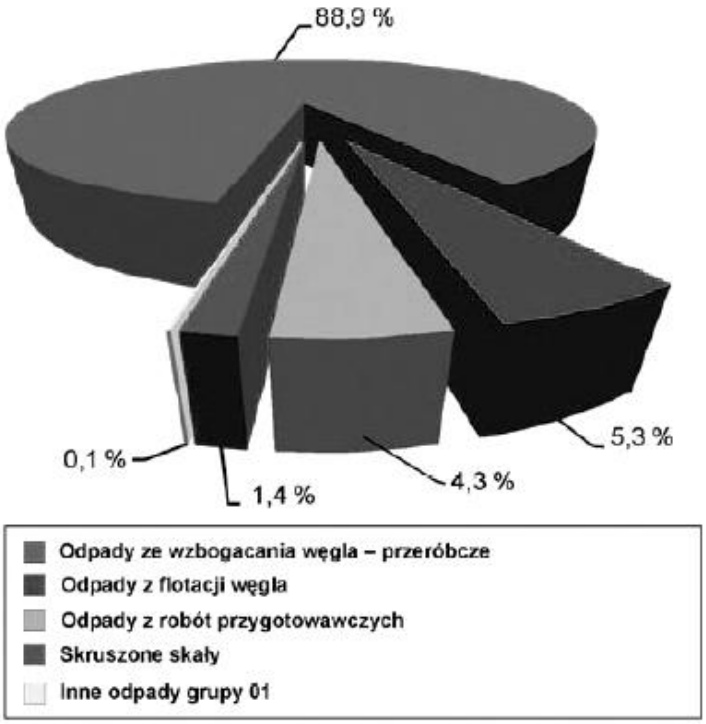
1. Wprowadzenie

Zagadnienia związane z tematyką surowcową, szczególnie surowców energetycznych znajdują swoje odzwierciedlenie w szeregu projektach typu foresight o zasięgu zarówno globalnym, jak i lokalnym czy krajowym. Zagadnienia tam prezentowane, w pewnych tylko wąskich fragmentach, poruszały tematykę odpadów i to głównie z procesów termicznego przetwarzania surowców energetycznych.

W roku 2007 wytworzono w Polsce 124,4 mln ton odpadów. Duży udział, bo 34,4 mln ton, a więc 26,6 %, stanowiły odpady mineralne powstające przy wydobyciu i przetwarzaniu węgla, co pokazano na rysunku 1. Pomimo znacznego gospodarczego wykorzystania opisywanych odpadów, najczęściej w różnego typu pracach rekultywacyjnych na obszarach objętych eksploatacją górniczą, ich ilość deponowana na składowiskach stale wzrasta i w 2007 (dane GUS) osiągnęła ponad 0,5 mld ton [4].

Na rysunku 2 pokazano procentowe udziały poszczególnych rodzajów odpadów wytworzonych w 2007 r. w kopalniach węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego.

Rys.1. Ilość odpadów (bez komunalnych) wytworzona wg rodzajów w 2007 r. [4]



Rys.2. Procentowe udziały poszczególnych rodzajów odpadów wytworzonych w 2007 r. w kopalniach węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego [4]

Wydaje się więc w świetle przedstawionych danych, że problematyka efektywnego i szerokiego wykorzystania odpadów z produkcji węgla kamiennego jest niezwykle aktualna. Pewne pozytywne trendy zaobserwować można ostatnio w podejściu spółek węglowych, co wynika z obowiązującej już Ustawy o odpadach wydobywczych (Dz.U. z 2008 r. Nr 138, poz. 865) [3, 5]. Ustawa zobowiązuje bowiem wytwórców odpadów do ich utylizacji i zagospodarowania w instalacjach przemysłowych, wykluczając niektóre dotychczas stosowane metody zagospodarowania, np. poprzez składowanie.

Przedstawiona sytuacja legła u podstaw zgłoszenia projektu „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego". Koordynatorem projektu, którego realizację przewidziano na lata 2009 – 2011, jest Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego w Warszawie. Partnerami projektu są Akademia Górniczo-Hutnicza i Politechnika Śląska.

W ramach wykonywanego projektu przewiduje się szereg badań mających na celu identyfikację wiodących technologii zagospodarowania odpadów górniczych o znaczeniu strategicznym, których rozwój w następnych 20 latach

będzie priorytetowy dla Polski, a także opracowanie scenariuszy ich z określeniem czynników mających istotny wpływ na ten rozwój [1].

Czwarty etap realizacji projektu Foresight OGWK stanowił jego rdzeń i dotyczył przeprowadzenia badań przy zastosowaniu różnych metodologii pod kątem oceny innowacyjności technologii zagospodarowywania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego oraz wpływu wybranych czynników na ich rozwój [6].

2. Metoda krzyżowej analizy wpływów

Jedną z wykorzystanych w tym celu metod badawczych była w krzyżowej analizie wpływów metoda Analizy Strukturalnej Wpływów. Analiza Strukturalna Wpływów stanowi jedno z podstawowych narzędzi analitycznych stosowanych podczas realizacji projektów typu foresight. Zwykle przeprowadza się ją w początkowych etapach realizacji projektu, lecz w zależności od przyjętej metodyki realizacji projektu foresight może zostać również wykorzystana w kolejnych etapach prac. Metoda służy do oceny wzajemnego oddziaływania licznych grup różnorodnych czynników wywierających wpływ na rozwój analizowanego systemu (np. rozwój technologii) w określonych ramach czasowych. Dzięki zbadaniu istniejących związków pomiędzy zestawem pozornie niezwiązanych ze sobą zdarzeń i trendów, można zwiększyć wewnętrzną spójność analizowanego systemu. Podobnie jak inne metody analizy wpływów (*Cross-Impact*), służy ona określeniu związków pomiędzy danym zestawem zmiennych w celu wyodrębnieniu czynników kluczowych.

Analiza strukturalna wpływów przeprowadzona została w trzech etapach, którymi były:

1. Inwentaryzacja czynników mających wpływ na rozwój analizowanego układu (technologii) w określonych ramach czasowych.
2. Stwierdzenie występowania zależności pomiędzy wytypowanymi czynnikami oraz opis ilościowy występujących zależności przy wykorzystaniu macierzy wpływów.
3. Identyfikacja czynników kluczowych dla ewolucji analizowanego układu (technologii) w założonych ramach czasowych.

Inwentaryzacja istotnych czynników

Był to etap, który ma decydujące znaczenie w całym procesie analizy strukturalnej. Czynniki kluczowe stanowią zestaw zdarzeń oraz trendów i tendencji, panujących w danym systemie, które w największym stopniu zdecydują o ewolucji systemu w założonych ramach czasowych. Pakiet czynników istotnych wytypowali eksperci kluczowi foresightu.

Stwierdzenie występowania zależności – tworzenie macierzy wpływów

Wytypowane czynniki stanowiły podstawę do opracowania tzw. macierzy wpływów. Wybrane czynniki umieszczone zostały w rzędach i kolumnach macierzy (rys. 3.).

	CZYNNIK 1	CZYNNIK 2	CZYNNIK 3	CZYNNIK 4	CZYNNIK 5
CZYNNIK 1	X				
CZYNNIK 2		X			
CZYNNIK 3			X		
CZYNNIK 4				X	
CZYNNIK 5					X

Rys.3. Przykład macierzy wykorzystywanej w krzyżowej analizie wpływów

Tak skonstruowaną macierz wypełniali eksperci kluczowi w miejscach przecięcia się wiersza i kolumny odpowiadając sobie na postawione pytania według następującego schematu:

1. Czy czynnik A ma bezpośredni wpływ na czynnik B?

Jeśli nie stwierdzono bezpośredniego wpływu w odpowiedniej kratce wpisywane było 0.

2. W jakim stopniu czynnik A bezpośrednio wpływa na czynnik B?

Stosowano następującą skalę określającą wpływ:

1 – słaby wpływ

2 – średni wpływ

3 – silny wpływ

Kiedy wartości macierzy wpływów zostaną określone wprowadza się je do odpowiednich narzędzi informatycznych, np. programu MICMAC.

Identyfikacja czynników kluczowych (etap realizowany przez specjalistów [2])

Analiza macierzy wpływów pozwala zaklasyfikować zadane czynniki (zmienne) do następujących grup:

„Czynniki Kluczowe” jako te, które łączą w sobie siłę oddziaływania z dużym stopniem zależności, wskazując, które działania powinny być uznane za priorytetowe w procesie opracowywania Planów Strategicznych.

„Czynniki Decydujące” jako te, które wywierają bardzo silny wpływ na system i stąd mogą zachowywać się jako czynniki napędzające i hamujące, ale są one bardzo trudne do skontrolowania. Wiedza na ich temat jest niezwykle

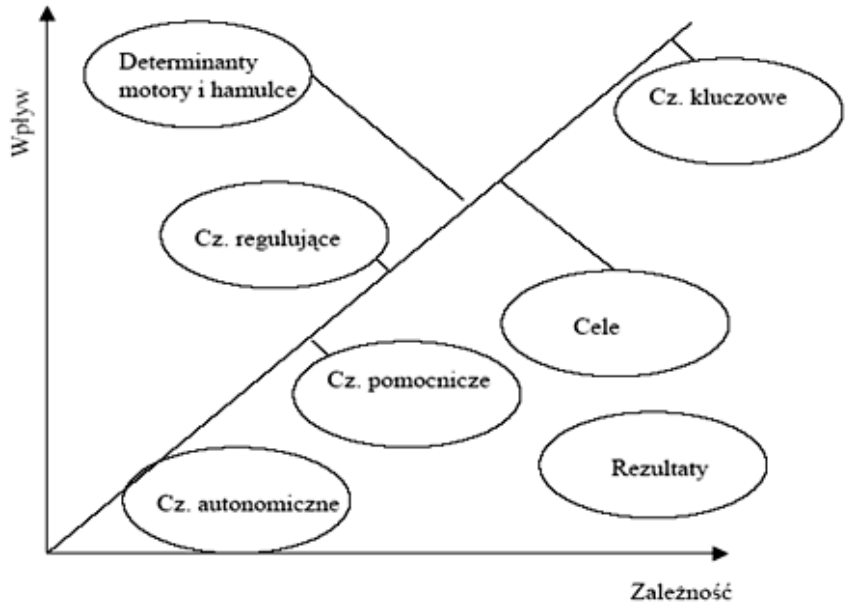
istotna w procesie obserwowania trendów długoterminowych w badaniach nad przyszłością.

„Cele" i „Rezultaty" **–** ewolucja tych czynników będzie zależeć od tego jak rozwijać się będą pozostałe zmienne w systemie. Niektóre z nich mogą być użyte jako zmienne kontrolne w kwestionariuszu delfickim.

„Zmienne Regulujące" *i* ***„Narzędzia Pomocnicze"*** **–** są umiejscowione blisko centrum matrycy i mogą okazać się pomocne do osiągnięcia celów strategicznych, jednakże ich wpływ na całość systemu nie jest decydujący.

„Zmienne Autonomiczne" jako te, które wykazują najmniejszy wpływ na zmiany zachodzące w systemie jako całości.

Każda z określonych grup czynników ma swoje ścisłe położenie na wykresie zależność/wpływ (rys. 4.). Dodatkowa analiza wykresu pozwala wyciągnąć wnioski dotyczące stabilności i spójności analizowanego układu.



Rys.4. Grupowanie czynników kluczowych za pomocą narzędzia MICMAC

We wcześniej przeprowadzonych analizach sprecyzowano w foresighcie trzy cele strategiczne, którymi były:

1. Ochrona złóż surowców mineralnych poprzez substytucję produktami otrzymanymi z przetwarzania i recyklingu odpadów wydobywczych.
2. Pełne wykorzystanie odpadów wytwarzanych obecnie i w okresach wcześniejszych przez górnictwo węgla kamiennego.
3. Identyfikacja nowych obszarów zastosowań surowców odpadowych i produktów wytworzonych na bazie odpadów z górnictwa węgla kamiennego.

A także pięć grup technologicznych wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego z podziałem na następujące kierunki:

I. Budownictwo hydrotechniczne, ziemne, rekultywacja terenów.
II. Roboty likwidacyjne w kopalniach węgla kamiennego.
III. Podsadzanie wyrobisk eksploatacyjnych.
IV. Kruszywa, ceramika.
V. Odzysk substancji węglowej.

Dla każdego z celów strategicznych wytypowane zostały czynniki istotne, mające wpływ na jego realizację. Dla poszczególnych celów były to:

Cel strategiczny 1:

1. Wysokie koszty przetwarzania surowców odpadowych i trudność w utrzymaniu stałości ich parametrów jakościowych.
2. Uwarunkowania prawne (głównie środowiskowe) preferujące wykorzystanie surowców odpadowych.
3. Skomplikowane procedury pozyskania środków finansowych.
4. Wzrost cen naturalnych surowców mineralnych.
5. Uwarunkowania fiskalne preferujące wykorzystanie surowców odpadowych.
6. Ograniczone zdolności eksploatacyjne złóż surowców mineralnych.
7. Mała świadomość ekologiczna i związana z tym niechęć do wykorzystania odpadów.
8. Wzrost zapotrzebowania na wyroby z surowców odpadowych.
9. Kosztowny transport naturalnych surowców mineralnych.
10. Zastosowanie bardziej efektywnych metod przeróbki i wzbogacania węgla.

Cel strategiczny 2:

1. Wysokie koszty przetwarzania surowców odpadowych i trudność w utrzymaniu stałości ich parametrów jakościowych.
2. Wzrost cen naturalnych surowców mineralnych.
3. Uwarunkowania prawne (głównie środowiskowe) preferujące wykorzystanie surowców odpadowych.
4. Skomplikowane procedury pozyskania środków finansowych.
5. Ograniczone zdolności eksploatacyjne złóż surowców mineralnych.
6. Uwarunkowania fiskalne preferujące wykorzystanie surowców odpadowych.
7. Mała świadomość ekologiczna i związana z tym niechęć do wykorzystania odpadów.
8. Wzrost zapotrzebowania na wyroby z surowców odpadowych.
9. Kosztowny transport naturalnych surowców mineralnych.
10. Zastosowanie bardziej efektywnych metod przeróbki i wzbogacania węgla.

Cel strategiczny 3:

1. Konieczność osiągnięcia standardów ekologicznych zawartych w krajowych i na poziomie UE uregulowaniach prawnych.
2. Wysokie koszty przetwarzania surowców odpadowych.
3. Wzrost cen naturalnych surowców mineralnych.
4. Konieczność budowy dodatkowej infrastruktury zakładów przetwórczych.
5. Przewidywane korzyści z lokowania produktów w nowych obszarach zastosowań.
6. Moda na efektywne wykorzystywanie odpadów.
7. Zmieniające się warunki górniczo-geologiczne, a tym samym właściwości odpadów.
8. Ryzyko inwestowania w nowe technologie.
9. Niewielka konkurencja na rynku w początkowym okresie stosowania technologii.
10. Negatywny wpływ na środowisko operacji przetwarzania odpadów z górnictwa węgla kamiennego.

Analiza przedstawionych czynników wykazała ich znaczną zbieżność w ramach przyjętych celów strategicznych. Wobec powyższego postanowiono rozpatrywać je łącznie, tworząc macierz horyzontalną z trzynastoma czynnikami, które co najmniej dwukrotnie wystąpiły w trzech celach strategicznych. Wyodrębniono trzynaście takich czynników, którymi są:

1. Wysokie koszty przetwarzania surowców odpadowych.
2. Trudność w utrzymaniu stałości ich parametrów jakościowych.
3. Konieczność osiągnięcia standardów ekologicznych zawartych w krajowych i europejskich uregulowaniach prawnych.
4. Skomplikowane procedury pozyskania środków finansowych.
5. Wzrost cen naturalnych surowców mineralnych.
6. Uwarunkowania fiskalne preferujące wykorzystanie surowców odpadowych.
7. Ograniczone zdolności eksploatacyjne złóż surowców mineralnych.
8. Mała świadomość ekologiczna i związana z tym niechęć do wykorzystania odpadów.
9. Wzrost zapotrzebowania na wykorzystanie surowców odpadowych.
10. Kosztowny transport naturalnych surowców mineralnych.
11. Konieczność budowy dodatkowej infrastruktury zakładów przetwórczych.
12. Zmieniające się warunki górniczo-geologiczne, a tym samym właściwości odpadów.

13. Negatywny wpływ na środowisko operacji przetwarzania odpadów z górnictwa węgla kamiennego.

W pięciu grupach tematycznych technologii wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego wytypowano następujące czynniki:

GRUPA I – Budownictwo hydrotechniczne, ziemne, rekultywacja terenów

1. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
2. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.
4. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.
5. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
6. Minimalizowanie skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego.
7. Dostępność funduszy na rekultywację terenów, prace hydrotechniczne i inne inwestycje proekologiczne.
8. Łatwość wdrożenia technologii.
9. Zapotrzebowanie odbiorców .
10. Niska energochłonność i materiałochłonność.

GRUPA II – Roboty likwidacyjne w kopalniach węgla kamiennego

1. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.
2. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.
4. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
5. Polityka wspierająca zagospodarowanie odpadów (strategie, plany itd.).
6. Niska energochłonność i materiałochłonność.
7. Łatwość wdrożenia technologii.
8. Zapotrzebowanie odbiorców.
9. Potrzeby technologiczne związane z eksploatacją węgla kamiennego.
10. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.

GRUPA III – Podsadzanie wyrobisk eksploatacyjnych

1. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.

2. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.
4. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
5. Polityka wspierająca zagospodarowanie odpadów (strategie, plany itd.).
6. Niska energochłonność i materiałochłonność.
7. Łatwość wdrożenia technologii.
8. Zapotrzebowanie odbiorców.
9. Konieczność minimalizacji skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego w zależności od stopnia jego zagospodarowania.
10. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.

GRUPA IV – Kruszywa, ceramika

1. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
2. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.
3. Ograniczenie powierzchni zajmowanych terenów.
4. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.
5. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
6. Efektywność przeróbki i wzbogacania węgla.
7. Dostępność funduszy na rekultywację terenów, prace hydrotechniczne i inne inwestycje proekologiczne.
8. Łatwość wdrożenia technologii.
9. Zapotrzebowanie odbiorców.
10. Niska energochłonność i materiałochłonność.

GRUPA V – Odzysk substancji węglowej

1. Dostępność odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii ich wykorzystania.
2. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.
4. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
5. Polityka wspierająca zagospodarowanie odpadów (strategie, plany itd.).
6. Łatwość wdrożenia technologii.
7. Niska energochłonność i materiałochłonność.

8. Zapotrzebowanie odbiorców.
9. Efektywność przeróbki i wzbogacania węgla.
10. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.

3. Wyniki przeprowadzonych badań

W przeprowadzonych badaniach eksperci dokonali, poprzez wypełnienie odpowiednio przygotowanych ankiet-macierzy, oceny czynników mających wpływ na realizację założonych celów strategicznych (macierz horyzontalna) oraz oceny czynników mających wpływ na rozwój technologii w poszczególnych grupach tematycznych technologii wykorzystania odpadów z górnictwa węgla kamiennego. Wyniki ankiet stanowiły podstawę szerokiej analizy pozwalającej na identyfikację czynników kluczowych w rozpatrywanych procesach.

Wyniki analiz prezentowane były w tabelach i w postaci graficznej jako mapy wpływów/zależności bezpośrednich i pośrednich oraz schematów wpływów bezpośrednich i pośrednich.

W analizie czynników wpływających na realizację założonych celów strategicznych uznano za:

Czynniki kluczowe:

9. Wzrost zapotrzebowania na wykorzystanie surowców odpadowych.

Czynniki decydujące:

12. Zmieniające się warunki górniczo-geologiczne, a tym samym właściwości odpadów.

Czynniki z grupy „Cele”:

1. Wysokie koszty przetwarzania surowców odpadowych.
11. Konieczność budowy dodatkowej infrastruktury zakładów przetwórczych.

Czynniki z grupy „Rezultaty”:

Brak.

„Zmienne Regulujące” i „Narzędzia Pomocnicze”:

2. Trudność w utrzymaniu stałości ich parametrów jakościowych.
3. Konieczność osiągnięcia standardów ekologicznych zawartych w krajowych i europejskich uregulowaniach prawnych.
13. Negatywny wpływ na środowisko operacji przetwarzania odpadów z górnictwa węgla kamiennego.

7. Ograniczone zdolności eksploatacyjne złóż surowców mineralnych.
5. Wzrost cen naturalnych surowców mineralnych.
6. Uwarunkowania fiskalne preferujące wykorzystanie surowców odpadowych.

Czynniki te pomocne są do osiągnięcia celów strategicznych, jednakże ich wpływ na całość systemu nie jest decydujący.

„Zmienne Autonomiczne":

10. Kosztowny transport naturalnych surowców mineralnych.
4. Skomplikowane procedury pozyskania środków finansowych.
8. Mała świadomość ekologiczna i związana z tym niechęć do wykorzystania odpadów.

Wyniki analiz czynników mających wpływ na rozwój technologii przedstawiają się następująco:

GRUPA I – Budownictwo hydrotechniczne, ziemne, rekultywacja terenów.

Czynniki kluczowe:

1. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.

Czynniki decydujące:

2. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.

Czynniki z grupy „Cele":

8. Łatwość wdrożenia technologii.

Czynniki z grupy „Rezultaty":

6. Minimalizowanie skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego.

„Zmienne Regulujące" i „Narzędzia Pomocnicze":

4. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.
5. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
10. Niska energochłonność i materiałochłonność.
7. Dostępność funduszy na rekultywację terenów, prace hydrotechniczne i inne inwestycje proekologiczne.
9. Zapotrzebowanie odbiorców.

„Zmienne Autonomiczne”:

Nie zostały zidentyfikowane.

GRUPA II - Roboty likwidacyjne w kopalniach węgla kamiennego.

Czynniki kluczowe:

2. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.

Czynniki decydujące:

1. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.

Czynniki z grupy „Cele”:

7. Łatwość wdrożenia technologii.
8. Zapotrzebowanie odbiorców.

Czynniki z grupy „Rezultaty”:

5. Polityka wspierająca zagospodarowanie odpadów (strategie, plany i itd.).
4. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).

„Zmienne Regulujące” i „Narzędzia Pomocnicze”:

10. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.
6. Niska energochłonność i materiałochłonność.

„Zmienne Autonomiczne”:

9. Potrzeby technologiczne związane z eksploatacją węgla kamiennego.

GRUPA III - Podsadzanie wyrobisk eksploatacyjnych.

Czynniki kluczowe:

2. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.

Czynniki decydujące:

1. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.

Czynniki z grupy „Cele”:

7. Łatwość wdrożenia technologii.
6. Niska energochłonność i materiałochłonność.

4. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
5. Polityka wspierająca zagospodarowanie odpadów (strategie, plany i itd.).
8. Zapotrzebowanie odbiorców.

Czynniki z grupy „Rezultaty":

Nie zostały zidentyfikowane.

„Zmienne Regulujące" i „Narzędzia Pomocnicze":

10. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.

„Zmienne Autonomiczne":

9. Konieczność minimalizacji skutków eksploatacji na powierzchni obszaru górniczego w zależności od stopnia jego zagospodarowania.

GRUPA IV - Kruszywa, ceramika.

Czynniki kluczowe:

1. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).

Czynniki decydujące:

2. Dostępność odpadów wydobywczych, w tym odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii.
6. Efektywność przeróbki i wzbogacania węgla.

Czynniki z grupy „Cele":

8. Łatwość wdrożenia technologii.

Czynniki z grupy „Rezultaty":

Nie zostały zidentyfikowane.

„Zmienne Regulujące" i „Narzędzia Pomocnicze":

4. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.
5. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).

9. Zapotrzebowanie odbiorców.
10. Niska energochłonność i materiałochłonność.
7. Dostępność funduszy na rekultywację terenów, prace hydrotechniczne i inne inwestycje proekologiczne.

„Zmienne Autonomiczne”

3. Ograniczenie powierzchni zajmowanych terenów.

GRUPA V - Odzysk substancji węglowej.

Czynniki kluczowe:

2. Niskie koszty produkcji (przetwarzania odpadu do wykorzystania).
3. Koszty wdrożenia i eksploatacji instalacji.

Czynniki decydujące:

1. Dostępność odpadów o wymaganych właściwościach jakościowych dla danej technologii ich wykorzystania.
9. Efektywność przeróbki i wzbogacania węgla.

Czynniki z grupy „Cele”:

Nie zostały zidentyfikowane.

Czynniki z grupy „Rezultaty”:

Nie zostały zidentyfikowane.

„Zmienne Regulujące” i „Narzędzia Pomocnicze”:

5. Polityka wspierająca zagospodarowanie odpadów (strategie, plany i itd.).
10. Uwarunkowania prawne związane z zagospodarowaniem odpadów z górnictwa węgla.
7. Niska energochłonność i materiałochłonność.
6. Łatwość wdrożenia technologii.

„Zmienne Autonomiczne”:

4. Instrumenty finansowe preferujące wykorzystanie surowców odpadowych (podatki, opłaty).
8. Zapotrzebowanie odbiorców.

4. Podsumowanie

Przeprowadzona krzyżowa analiza wpływów pozwoliła na wyodrębnienie kluczowych czynników w ramach Grup tematycznych technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego oraz czynników macierzy horyzontalnych – Panelu Horyzontalnego.

Zbiorcza analiza uzyskanych wyników prowadzi do następujących wniosków:

- występuje duża powtarzalność czynników kluczowych w poszczególnych Grupach tematycznych technologii, co może prowadzić do sformułowania zbiorczej wizji rozwojowej zawierającej elementy poszczególnych grup tematycznych technologii,
- wynikowy zestaw czynników kluczowych wskazuje na silny wpływ czynników o charakterze ekonomicznym przy braku, lub relatywnie niskim znaczeniu, czynników odnoszących się do zagadnień technologicznych w poszczególnych obszarach tematycznych.
- w analizie czynników panelu horyzontalnego za czynnik kluczowy uznano wzrost zapotrzebowania na wykorzystanie surowców odpadowych, a więc czynnik o charakterze społecznym.

Literatura

1. Baic I, Góralczyk S.: „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego Monografia „Paliwo – Bezpieczeństwo – Środowisko", ITG KOMAG, Gliwice 2010.
2. Bondaruk J., Uszok E., Zawartka P.: „Raport z krzyżowej analizy wpływów" Katowice, październik 2010 (praca nie publikowana).
3. Dulewski J.: Konsekwencje dla przemysłu wydobywczego wynikające z nowych uwarunkowań prawnych dotyczących odpadów. Przegląd Górniczy 10/2009.
4. Góralczyk S.: „Foresight a problematyka odpadów z górnictwa węgla kamiennego" Przegląd Górniczy 10/2009.

5. Kłopotek B.: Przepisy o odpadach wydobywczych. Przegląd Górniczy 10/2009.
6. Lutyński A., Blaschke W.: Aktualne kierunki zagospodarowania odpadów przeróbczych węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 10/2009.

Metoda AHP jako sposób oceny innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego

Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski, Radosław Pomykała, Łukasz Machniak – Akademia Górniczo – Hutnicza, **Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita** – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Oddział Zamiejscowy w Katowicach, „Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego", **Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke** – Politechnika Śląska

1. Wstęp

Zainteresowanie poszukiwaniem nowych możliwości zagospodarowania odpadów wydobywczych jest wynikiem zarówno troski przemysłu górniczego o ograniczenie kosztów wytwarzania węgla, jak i stale rosnącej presji na ochronę środowiska, w tym na ograniczenie ilości odpadów w środowisku deponowanych. Projekt „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego" jest jednym z działań zmierzających do wytypowania najbardziej perspektywicznych metod w tym zakresie. Projekt podzielony został na kilka etapów. W ub. roku został zrealizowany etap czwarty, którego celem była ocena stopnia innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów górnictwa węgla kamiennego, rozumianej, jako zdolności technologii do adaptowania i wykorzystywania najnowszych rozwiązań technicznych, technologicznych, organizacyjnych. Jedną z przeprowadzonych ocen była ocena metodą AHP (AHP – ang. Analytic Hierarchy Process) poprzez ankietowanie wybranej, wcześniej grupy 15 specjalistów. Na etapie przygotowania procesu oceny poziomu innowacyjności poszczególnych technologii zrealizowano następujące etapy:

- ustalenie kryteriów innowacyjności technologii,
- wyznaczenie aspektów, w odniesieniu do których kryteria te muszą być analizowane,
- udzielenie odpowiedzi o stopień spełniania przez te kryteria określonych aspektów związanych z innowacyjnością technologii.
- podział kryteriów oceny innowacyjności na grupę kryteriów ogólnych (nadrzędnych) oraz kryteriów szczegółowych (subkryteriów) – każdemu kryterium ogólnemu odpowiada 5 kryteriów szczegółowych.

W ten sposób przygotowano merytoryczny „wsad" konieczny do przeprowadzenia analizy metodą AHP.

2. Metoda AHP

Przeznaczaniem metody AHP (AHP – ang. Analytic Hierarchy Process), jest ustalanie hierarchii celów w wielokryterialnych procesach decyzyjnych. Podstawy matematyczne oraz zasady stosowania są autorstwem Saaty'ego [1, 2,

3]. Od momentu jej opracowania w 1980 roku, dała się poznać, jako metoda o dużym stopniu uniwersalności. Dzięki czemu może być wykorzystywana w wielu różnorodnych dziedzinach. Jej przydatność została potwierdzona szczególnie w tych zastosowaniach, gdzie znaczna część kryteriów oceny ma charakter jakościowy, a doświadczenie oceniającego stanowi główne źródło ocen, mających charakter subiektywny. Modelowanie za pomocą hierarchicznej analizy problemu AHP przydatne jest szczególnie wtedy, gdy nie jest znana zależność funkcyjna między elementami problemu decyzyjnego, opisanego w postaci hierarchii czynników, natomiast jest możliwy do oszacowania efekt występowania danych własności i ich efektu praktycznego.

Przebieg oceny metodą AHP polega na porównywaniu parami analizowanych wariantów decyzyjnych względem wszystkich kryteriów oceny. Do tego celu wykorzystuje się specjalne tablice umożliwiające ocenę każdego z kryteriów względem pozostałych, w oparciu o określoną skalę ocen. Metoda AHP realizowana jest w czterech podstawowych etapach:

Budowa modelu hierarchicznego. Dekompozycja problemu decyzyjnego i budowa hierarchii czynników (kryteriów) wpływających na rozwiązanie problemu.

Określenie dominacji czynników głównych (preferencji globalnych). Ocena przez porównanie parami udziału czynników głównych (jako względnej istotności kryteriów) realizacji stanu docelowego.

Określenie dominacji wariantów. Określenie wzajemnych priorytetów (istotności) w odniesieniu do kryteriów i wariantów decyzyjnych.

Klasyfikacja wariantów decyzyjnych. Wyznaczenie uporządkowania wariantów decyzyjnych z uwzględnieniem na ich udział w realizacji celu nadrzędnego. Interpretacja wyników.

3. Ocena technologii metodą AHP

Przyjęto hierarchiczną strukturę analizowanego zagadnienia:

- cel nadrzędny: ocena poziomu nowoczesności technologii wybranych w analizach wstępnych,
- czynniki główne: przyjęte kryteria nadrzędne,
- czynniki cząstkowe: zweryfikowane w ramach realizacji projektu kryteria szczegółowe (subkryteria),
- warianty: oceniane technologie wyłonione w projekcie, jako rozwojowe i upowszechnione.

Dla każdego z przyjętych kryteriów głównych przypisano po pięć kryteriów szczegółowych:

A. Kryterium obecnego poziomu technologicznego (technicznego) w odniesieniu do innych zawansowanych dziedzin techniki (materiały, informatyka, organizacja, automatyzacja).

A1. Poziom zmechanizowania operacji technologicznych.

A2. Poziom automatyzacji i zdalnej kontroli procesu technologicznego.

A3. Możliwość stosowania technologii dla różnych rodzajów odpadów.

A4. Podatność na modernizację wynikająca z rozwoju technologii i stosowanych maszyn.

A5. Poziom produktu technologii i jego pozycja na rynku.

B. Kryterium skuteczności technologii w odniesieniu do warunków zewnętrznych.

B1. Możliwość stosowania technologii przy zmieniających się właściwościach odpadów górnictwa węgla kamiennego.

B2. Zapewnienie maksymalnego wykorzystania odpadów.

B3. Dostępność odpadów.

B4. Możliwość pozyskania różnych produktów.

B5. Możliwość pozyskania produktów o zróżnicowanej jakości.

C. Kryterium uniwersalności technologii w odniesieniu do techniki i warunków ich stosowania.

C1. Odporność technologii na zakłócenia spowodowane czynnikami losowymi.

C2. Zapewnienie regularności i ciągłości dostaw odpadów.

C3. Uniwersalność wykorzystania systemów mechanizacji i automatyzacji procesu do różnych rodzajów odpadów.

C4. Czas i koszt adaptacji systemów mechanizacji i automatyzacji procesu przy zmianie rodzaju przetwarzanego odpadu.

C5. Możliwość dostosowania systemu do partii odpadów o różnych wielkościach.

D. Kryterium minimalizacji wpływu na środowisko.

D1. Możliwość całkowitego zagospodarowania odpadów.

D2. Emisja zanieczyszczeń do środowiska z procesu technologicznego.

D3. Zużycie energii w procesie przetwarzania odpadów.

D4. Możliwość monitorowania emisji zanieczyszczeń.

D5. Poziom zmian krajobrazowych miejsca lokalizacji zakładu przetwarzającego odpady.

Kryterium bezpieczeństwa rozumianego, jako bezpieczeństwo ludzi i procesu technologicznego

E1. Poziom występujących zagrożeń w procesie technologicznym.

E2. Możliwość monitorowania i ograniczenia zagrożeń występujących w procesie technologicznym.

E3. Bezpieczeństwo technologii ze względu na czynniki losowe.

E4. Możliwość wprowadzenia pełnej automatyzacji procesu technologicznego.

E5. Bezpieczeństwo obsługi i zapewnienie komfortu ich pracy.

Przedmiotem analizy były technologie zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego, zdefiniowane i wstępnie ocenione we wcześniejszych etapach omawianego projektu Foresight, jako technologie rozpowszechnione i rozwojowe. Do czwartego etapu projektu wytypowano 24 technologie podzielone na pięć grup w zależności od kierunku postępowania z odpadami:

GRUPA I – Budownictwo hydrotechniczne, ziemne, rekultywacja terenów

A. Zagospodarowanie skały płonnej w budownictwie hydrotechnicznym.

B. Zagospodarowanie odpadów przeróbczych do rekultywacji technicznej terenów zdegradowanych.

C. Zagospodarowanie odpadów przeróbczych w robotach inżynierskich na powierzchni.

GRUPA II - Roboty likwidacyjne w kopalniach węgla kamiennego

A. Zagospodarowanie skały płonnej do likwidacji pustek po eksploatacji resztek pokładów.

B. Zagospodarowanie skały płonnej do likwidacji pustek po eksploatacji pokładów systemem chodnikowym.

C. Zagospodarowanie skały płonnej do likwidacji szybów.

D. Zagospodarowanie odpadów przeróbczych do likwidacji szybów.

E. Zagospodarowanie odpadów flotacyjnych w doszczelnianiu zrobów zwałowych.

F. Wytwarzanie mieszaniny samozestalającej z wykorzystaniem szlamów z hydrometalurgii cynku i ołowiu oraz popiołów lotnych do wypełniania pustek poeksploatacyjnych.

GRUPA IV - Kruszywa, ceramika

A. Produkcja ceramiki budowlanej ze skały płonnej.

B. Produkcja ceramiki budowlanej z odpadów przeróbczych.

C. Produkcja kruszyw sztucznych z mułów węglowych powstających w procesie flotacji.

D. Produkcja kruszyw z odpadów.

E. Produkcja kruszyw z odpadów pozyskiwanych z hałdy oraz instalacji przeróbki.

F. Technologia wytwarzania lekkiego kruszywa spiekanego LSA z surowców odpadowych, w tym z odpadów flotacyjnych (mułów) z przeróbki węgla kamiennego.

GRUPA V - Odzysk substancji węglowej

A. Pozyskanie węgla z odpadów flotacyjnych.

B. Pozyskanie węgla z odpadów drobnoziarnistych.

C. Pozyskanie węgla z odpadów powęglowych.
D. Pozyskanie mikro i nano-węgli, jako paliwa żelowego z odpadów flotacyjnych.
E. Pozyskanie węgla z odpadów poflotacyjnych.
F. Pozyskiwanie węgla z odpadów drobnoziarnistych i poflotacyjnych zdeponowanych w stawach osadowych.

Ocenę, w jaki sposób wytypowane technologie spełniają określone kryteria, zlecono grupie ekspertów. Do zespołu tego zaproszono specjalistów w zakresie górnictwa, przeróbki surowców, gospodarki odpadami oraz inżynierii środowiska. Reprezentowali oni wiodące ośrodki naukowe specjalizujące się w poruszanych zagadnieniach, przemysł górniczy oraz przedsiębiorstwa zajmujące się m.in. zagospodarowaniem odpadów, rekultywacją terenów oraz produkcją kruszyw.

4. Przebieg oceny

Ocenę przeprowadzono w kilku etapach. W pierwszej kolejności porównywano między sobą kryteria ogólne ze względu na poziom innowacyjności. Następnie, w podobny sposób oceniono kryteria szczegółowe w ramach kryteriów ogólnych. Najważniejszym punktem analizy, było porównywanie parami, między sobą technologii zagospodarowania odpadów, należących do odpowiednich grup nadrzędnych (Grupy I-V) ze względu na kryteria ogólne, a następnie szczegółowe. Były to podstawowe zadania przewidziane dla wytypowanych ekspertów. Każdy z nich dokonywał oceny indywidualnie.

Przykładowa tabela oceny technologii należących do grupy II względem kryterium szczegółowego A1 przedstawiono w tabeli 1.

Uzyskane oceny poddane zostały analizie zgodnie z zasadami metody AHP. W tym celu dla każdej z tabel ocen wyznaczono macierz porównań według schematu:

$$A = \begin{bmatrix} a_{11}=1 & a_{12} & \cdots & a_{1n} \\ a_{21}=\dfrac{1}{a_{12}} & 1 & \cdots & a_{2n} \\ \vdots & \vdots & \cdots & \vdots \\ a_{n1}=\dfrac{1}{a_{1n}} & a_{2n}=\dfrac{1}{a_{2n}} & \cdots & a_{nn}=1 \end{bmatrix} \tag{1}$$

gdzie:

A – macierz kwadratowa o n elementach

a_{ij},, a_{ij} – wartości ocen (lub ich odwrotności) stopnia preferencji kryteriów i technologii zagospodarowania odpadów.

Arkusz oceny dla porównania parami technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego należących do grupy IV ze względu na kryterium szczegółowe A1 kryterium nadrzędnego A

Tabela 1

	Ważność									
	absolutna	bardzo wyraźna	wyraźna	nieznaczna	jednakowa	nieznaczna	wyraźna	bardzo wyraźna	absolutna	
Zmienna	**9**	**7**	**5**	**3**	**1**	**3**	**5**	**7**	**9**	**Zmienna**
A. Produkcja ceramiki budowlanej ze skały płonnej										B. Produkcja ceramiki budowlanej z odpadów przeróbczych
										C. Produkcja kruszyw sztucznych z mułów węglowych powstających w procesie flotacji
										D. Produkcja kruszyw z odpadów
										E. Produkcja kruszyw z odpadów pozyskiwanych z hałdy oraz instalacji przeróbki
										F. Technologia wytwarzania lekkiego kruszywa spiekanego LSA z surowców odpadowych, w tym z odpadów flotacyjnych (mułów) z przeróbki węgla kamiennego
B. Produkcja ceramiki budowlanej z odpadów przeróbczych										C. Produkcja kruszyw sztucznych z mułów węglowych powstających w procesie flotacji
										D. Produkcja kruszyw z odpadów
										E. Produkcja kruszyw z odpadów pozyskiwanych z hałdy oraz instalacji przeróbki
										F. Technologia wytwarzania lekkiego kruszywa spiekanego LSA z surowców odpadowych, w tym z odpadów flotacyjnych (mułów) z przeróbki węgla kamiennego
C. Produkcja kruszyw sztucznych z mułów węglowych powstających w procesie flotacji										D. Produkcja kruszyw z odpadów
										E. Produkcja kruszyw z odpadów pozyskiwanych z hałdy oraz instalacji przeróbki
										F. Technologia wytwarzania lekkiego kruszywa spiekanego LSA z surowców odpadowych, w tym z odpadów flotacyjnych (mułów) z przeróbki węgla kamiennego
D. Produkcja kruszyw z odpadów										E. Produkcja kruszyw z odpadów pozyskiwanych z hałdy oraz instalacji przeróbki
										F. Wytwarzanie mieszaniny samozestalającej z wykorzystaniem szlamów z hydrometalurgii cynku i ołowiu oraz popiołów lotnych do wypełniania pustek poeksploatacyjnych
E. Produkcja kruszyw z odpadów pozyskiwanych z hałdy oraz instalacji przeróbki										F. Technologia wytwarzania lekkiego kruszywa spiekanego LSA z surowców odpadowych, w tym z odpadów flotacyjnych (mułów) z przeróbki węgla kamiennego

Macierz porównań dla przykładowej tabeli ocen (tabela 1) przedstawiono w tabeli 2.

Macierz porównań utworzona na bazie przykładowej tabeli ocen (tabela 1)

Tabela 2

	A	B	C	D	E	F
A	1	8/9	5/7	2/3	3/5	2/5
B	1 1/8	1	2/3	5/7	7/9	4/9
C	1 2/5	1 1/2	1	3/4	4/5	3/4
D	1 1/2	1 2/5	1 1/3	1	5/6	3/4
E	1 2/3	1 2/7	1 2/9	1 1/5	1	3/4
F	2 4/7	2 2/9	1 1/3	1 1/3	1 1/3	1
Suma	9,275	8,237	6,320	5,614	5,378	4,100

W kolejnych krokach dla każdej macierzy obliczano wartość wektora priorytetów oraz maksymalną wartość macierzy, wg następujących formuł:

Wartości macierzy znormalizowanej:

$$\overline{w_{ij}} = \frac{a_{ij}}{\sum_{i=1}^{n} a_{ij}} \tag{2}$$

Wektor priorytetów cząstkowych:

$$\overline{w_i} = \sum_{j=1}^{n} w_j a_{ij} \tag{3}$$

gdzie:

$$w_j = \frac{\sum_{i=1}^{n} w_{ij}}{n} \quad i, j = 1,...n \tag{4}$$

Maksymalna wartość własna macierzy:

$$\lambda_{\max} = \frac{1}{w_i} \sum_{j=1}^{n} a_{ij} w_j \tag{5}$$

W tabeli 3 przedstawiono wartości wektora priorytetu (wagi) oraz maksymalną wartość własną macierzy dla IV grupy technologii ze względu na kryterium szczegółowe A1 kryterium nadrzędnego A.

Uzyskane wagi dla poszczególnych wariantów porównań posłużyły do przygotowania hierarchii ważności kryteriów oraz technologii zagospodarowania odpadów.

Wartości wektora priorytetu (wagi) oraz maksymalna wartość własna macierzy dla IV grupy technologii ze względu na kryterium szczegółowe A1 kryterium nadrzędnego A

Tabela 3

	A	B	C	D	E	F	Wektor priorytetu	λ
A	0,108	0,108	0,114	0,116	0,112	0,095	0,109	1,009
B	0,121	0,121	0,108	0,128	0,146	0,110	0,122	1,008
C	0,150	0,178	0,158	0,131	0,152	0,183	0,159	1,003
D	0,166	0,168	0,216	0,178	0,155	0,186	0,178	1,000
E	0,179	0,155	0,194	0,213	0,186	0,182	0,185	0,994
F	0,277	0,269	0,211	0,233	0,249	0,244	0,247	1,013
Suma	**1,000**	**1,000**	**1,000**	**1,000**	**1,000**	**1,000**	**1,000**	**6,028**

5. Podsumowanie

Ocena metodą AHP została przeprowadzona dwuetapowo. W pierwszym etapie oceniano kryteria: dokonano oceny ważności kryteriów nadrzędnych oraz kryteriów szczegółowych w ramach kryteriów nadrzędnych. Za najważniejsze kryterium nadrzędne eksperci uznali Kryterium E: „bezpieczeństwa rozumianego jako bezpieczeństwo ludzi i procesu technologicznego". W ramach oceny kryteriów szczegółowych wybrano odpowiednio:

A5. Poziom produktu technologii i jego pozycja na rynku.

B2. Zapewnienie maksymalnego wykorzystania odpadów.

C2. Zapewnienie regularności i ciągłości dostaw odpadów.

D2. Emisja zanieczyszczeń do środowiska z procesu technologicznego.

E5. Bezpieczeństwo obsługi i zapewnienie komfortu ich pracy.

Drugi etap dotyczył oceny innowacyjności oraz ustalenia hierarchii ważności technologii z wykorzystaniem zadanych kryteriów. W ocenie tej uwzględniono najważniejsze okoliczności mające obecnie, jak również w przyszłości, wpływ na tę właściwość analizowanych technologii. Wyniki oceny technologii uśredniano według dwóch metod: biorąc pod uwagę wyniki końcowe poszczególnych ekspertów, a także uśredniając wyniki cząstkowe w kolejnych fazach oceny. Po uwzględnieniu obu, stworzonych w ten sposób rankingów, przyjęto następującą kolejność końcową:

- Dla grupy I: B, C, A;
- Dla grupy II: B, F, E, C, D;
- Dla grupy III: A i B równorzędnie, C;
- Dla grupy IV: E, D, F, A, B, C.
- Dla grupy V: F, C, B, E, A, D.

Technologie uznane przez ekspertów za najbardziej innowacyjne w poszczególnych grupach to:

- Grupa I technologia I B – Zagospodarowanie odpadów przeróbczych do rekultywacji technicznej terenów zdegradowanych;
- Grupa II technologia II A – Zagospodarowanie skały płonnej do likwidacji pustek po eksploatacji resztek pokładów;
- Grupa III technologia III B – Zagospodarowanie odpadów flotacyjnych w podsadzce samozestalającej, równorzędnie z III A – Zagospodarowanie skały płonnej jako materiału w technologii zawiesinowej,
- Grupa IV technologia IV E – Produkcja kruszyw z odpadów pozyskiwanych z hałdy oraz instalacji przeróbki;
- Grupa V technologia V F – Pozyskiwanie węgla z odpadów drobnoziarnistych i poflotacyjnych zdeponowanych w stawach osadowych.

Metoda AHP jest często wykorzystywana w sytuacji konieczności wyboru jednego spośród wielu rozwiązań. W ogólnej ocenie wykazała swoją przydatność również w zakresie oceny technologii zagospodarowania odpadów. Ocena z wykorzystaniem tej metody pozwoliła na wybór najbardziej innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego. Przy czym za przejaw innowacyjności uznano zdolność technologii do adoptowania i wykorzystywania najnowszych rozwiązań technicznych, technologicznych i organizacyjnych. Nie we wszystkich przypadkach rankingi wynikowe odpowiadają praktyce w zakresie popularności tych technologii.

Literatura

1. Saaty T. L.: How to Make a Decision: The Analytic Hierarchy Process. European Journal of Operatiuna Research. 48. 1990. pp. 9-26.
2. Saaty T. L.: Fundamentals of Decision Making and Priority Theory with the Analytic Hierarchy Process. Pittsburgh, PA: RWS Publications. 1994.
3. Saaty T. L.: The Analytic Hierarchy Process: Planning, Priority Setting, Resource Allocation. Pittsburgh PA:RWS Publications. 1996.
4. Downowicz O., Kraule J., Sikorki M., Stachowski W.: Zastosowanie metody AHP do oceny i sterowania poziomem bezpieczeństwa złożonego obiektu technicznego.
5. Kabiesz J., Makówka J. Patyńska R.: „Ocena innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów górnictwa węgla kamiennego metodą AHP (Analytic Hierarchy Process). Dokumentacja projektu „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii w zakresie zagospodarowywania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego, Katowice, 2010 r.

Praca zrealizowana w oparciu o sprawozdanie z zadania „Ocena innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów górnictwa węgla kamiennego metodą AHP (Analytic Hierarchy Process)”, wykonanego przez zespół w składzie: J. Kabiesz, J. Makówka, R. Patyńska, w ramach IV etapu realizacji projektu „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii w zakresie zagospodarowywania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego”, 2010 r.

Propagowanie innowacyjnych technologii wykorzystania odpadów wydobywczych w krajach nadbałtyckich

Iwona Kuczyńska, Radosław Pomykała – Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

1. Wprowadzenie

Jednym z priorytetów Unii Europejskiej jest troska o środowisko naturalne. Przynależność Polski do struktur Unii Europejskiej wiąże się m.in. z realizacją tych priorytetów. Wśród ważnych zadań w ochronie środowiska wymienić należy rozwiązanie problemu odpadów, które są nieodłącznym elementem naszego życia i towarzyszą każdej ludzkiej działalności. Unia Europejska już od dawna wiele uwagi poświęca odpadom i dla wskazania jak gospodarować nimi wydała szereg dyrektyw w tym zakresie. Polska, jako członek Unii Europejskiej, zaadaptowała te dyrektywy do prawa polskiego. Z przepisów tych jasno wynika, że należy przede wszystkim zapobiegać powstawaniu odpadów, a w dalszej kolejności wykorzystywać je lub unieszkodliwiać w inny sposób niż składowanie. Spośród wszystkich odpadów ilościowo najwięcej powstaje odpadów górniczych, które w prawodawstwie Unii Europejskiej określane są jako odpady wydobywcze [2, 4].

2. Prawodawstwo Unii Europejskiej w zakresie odpadów

Zainteresowanie Unii Europejskiej tą problematyką wynika z faktu, że odpady wydobywcze występują powszechnie we wszystkich krajach członkowskich, w których prowadzona jest działalność górnicza. Uciążliwość odpadów wydobywczych jest tak znacząca dla społeczeństw i środowiska w skali całej Unii Europejskiej, że w 2006 roku została uchwalona odrębna dyrektywa dotycząca gospodarowania odpadami z przemysłu wydobywczego. Polska zaadaptowała tę dyrektywę uchwalając w 2008 roku stosowną ustawę o odpadach wydobywczych. Zarówno w dyrektywie Unii Europejskiej, jak i w polskiej ustawie istotnymi elementami są plan gospodarowania odpadami i funkcjonowanie obiektów unieszkodliwiania odpadów, a także procedury związane z uzyskiwaniem zezwoleń i pozwoleń, związanych z gospodarką odpadami wydobywczymi.

Oprócz ww. dyrektyw Unia Europejska wydała także nową dyrektywę ramową Parlamentu Europejskiego i Rady 2008/98/WE z dnia 11 listopada 2008 w sprawie odpadów [1]. Ta nowa dyrektywa wyraźnie ustala nieco przemodelowaną hierarchię zasad postępowania z odpadami, ustawiając w pierwszej kolejności zapobieganie powstawaniu odpadów, a dalej przygotowanie odpadów do ponownego użycia, recykling i inne metody odzysku (np. odzysk energii), a dopiero na końcu unieszkodliwianie. Nie zmienione zostały w tej dyrektywie istotne założenia dotyczące unieszkodliwiania odpadów, generalnie jest bowiem

ono nadal dopuszczalne dopiero w sytuacji, gdy nie jest możliwe przeprowadzenie odzysku. Najważniejsze jednak jest wykorzystanie odpadów.

Istotne zmiany w dyrektywie dotyczą także wyjaśnienia i doprecyzowania definicji oraz pojęć takich jak „odpad", „odzysk", „unieszkodliwienie". Ponadto dyrektywa kładzie nacisk na poddanie odpadów odzyskowi w instalacjach, celem podniesienia ich wartości użytkowej i ekonomicznej, ukierunkowanej na ochronę zasobów naturalnych [1, 2].

Aby odpady wydobywcze mogły być poddawane odzyskowi muszą być opracowane technologie ukierunkowane na otrzymywanie produktów znajdujących nabywców. W poniższym rozdziale przedstawione zostaną podjęte dotychczas działania, związane z propagowaniem funkcjonujących już oraz nowych technologii odzysku odpadów wydobywczych w wybranych krajach Unii Europejskiej.

3. Propagowanie metod i technologii wykorzystania odpadów

Zarówno w Polsce, jak i w wielu krajach Unii Europejskiej, w górnictwie, powstaje wiele odpadów wydobywczych. Unia Europejska, prowadząc politykę zrównoważonego rozwoju (jak podano powyżej), wymusza inne postępowanie z tymi odpadami, niż składowanie. Zatem od wielu już lat i nadal opracowywane są różne metody wykorzystania odpadów wydobywczych, zarówno bezpośrednio w górnictwie, jak i w innych dziedzinach gospodarki. Niektóre metody wykorzystania odpadów wydobywczych są już z wielkim powodzeniem stosowane od lat, ale są i takie, które zostały opracowane, zbadane i oczekują na wdrożenie. Nierzadko czas oczekiwania na realizację wdrożeniową technologii jest bardzo długi, a wynika to ze zbyt słabego rozpowszechnienia jej. Dziś, mimo teoretycznie szerokiego dostępu do informacji, wymiana wiedzy, w szczególności o odpadach wydobywczych oraz możliwościach ich wykorzystania, jest zbyt szczupła, i to zarówno na szczeblu krajowym, jak i międzynarodowym.

Jednocześnie wytwórcy odpadów, zwykle duże organizmy gospodarcze, koncentrując się na działalności podstawowej, zainteresowane są przekazywaniem coraz większych obszarów swojej aktywności wyspecjalizowanym podmiotom zewnętrznym. Jest to ogromna szansa dla firm małych i średnich, które dzięki swojej elastyczności potrafią szybciej i sprawniej reagować a następnie dopasowywać się do zmiennych warunków otoczenia. Warunkiem jest, aby oprócz dostępu do źródła odpadów, były w stanie pozyskać i zastosować również technologie ich przetwarzania, a tym samym rozszerzyć możliwość wykorzystania odpadów.

W związku z tym poszukiwane są różne formy promocji i propagowania technologii wykorzystania odpadów wydobywczych, oraz działania wspierające współpracę trzech wspomnianych grup interesariuszy, również na arenie mię-

dzynarodowej. Naprzeciw tym potrzebom wychodzi Unia Europejska wspierając współpracę międzyregionalną. Jednym z programów finansowanych przez Unię Europejską, które mogą stać się m.in. platformą wymiany informacji, jest program REGION MORZA BAŁTYCKIEGO.

4. Program REGION MORZA BAŁTYCKIEGO

Unia Europejska w trosce o kraje nadbałtyckie utworzyła i współfinansuje w latach 2007 – 2013 program Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego o nazwie REGION MORZA BAŁTYCKIEGO. Jest on kontynuacją programów INTERREG IIC oraz INTERREG IIIB. Celem strategicznym Programu Region Morza Bałtyckiego jest wsparcie rozwoju zrównoważonego, konkurencyjnego i terytorialnie zintegrowanego regionu Morza Bałtyckiego poprzez łączenie potencjałów ponad granicami.

Pozostałe cele tego programu to międzynarodowa współpraca w zakresie poprawy funkcjonowania gospodarki, poprzez tworzenie regionalnych sieci, promowanie innowacyjnych procesów produkcji i związanych z tym inwestycji w krajach Morza Bałtyckiego. W programie także finansowane są projekty promujące nie tylko rozwój miast nadbałtyckich, ale także związane z samym morzem, jako wspólnym zasobem dóbr środowiskowych. Obecnie zatwierdzonych i realizowanych jest 65 projektów, w tym 8 o znaczeniu strategicznym dla programu, a w zasadzie dla całego regionu Morza Bałtyckiego.

Projekt dotyczący gospodarki odpadami realizowany i kierowany przez AGH jest, jak dotąd, jedynym w tej tematyce.

5. Projekt MIN-NOVATION

Bałtyk jest morzem, a jednocześnie zlewnią wód lądowych z terenów wszystkich krajów okalających go. We wszystkich tych krajach eksploatacji surowców mineralnych towarzyszy powstawanie odpadów, które mają wpływ na wiele elementów środowiska, w tym i na wody lądowe oraz na ich zlewnię, tj. Morze Bałtyckie. Zatem odpady z górnictwa mają także, na równi z innymi odpadami, negatywny wpływ na wody i środowisko przyrodnicze Bałtyku. Dla jego ochrony, a także dla rozwoju regionalnego okalających Bałtyk krajów, koniecznym jest m.in. zagospodarowanie odpadów wydobywczych.

Wydział Górnictwa i Geoinżynierii Akademii Górniczo-Hutniczej będzie realizował z Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego, w ramach pro-

gramu REGION MORZA BAŁTYCKIEGO projekt Mining and Mineral Processing Innovation Network (akronim: MIN-NOVATION). Projekt ten realizowany jest w ramach pierwszego priorytetu ww. programu, tj. – wspieranie innowacyjności [5]. Projekt MIN-NOVATION przewidziany jest na 3 lata, a jego budżet wynosi ok. 3,5 mln € (euro). Liderem projektu jest Akademia Górniczo-Hutnicza – Wydział Górnictwa i Geoinżynierii [6].

Ponadto projekt skupia przedstawicieli nauki i przemysłu górniczego, małe i średnie przedsiębiorstwa oraz różnego rodzaju instytucje mające na celu rozwój regionalny z następujących krajów Morza Bałtyckiego [6]:

- z Polski: Górnośląska Agencja Przekształceń Przedsiębiorstw oraz Fundacja dla Dolnośląskiego Klastra Surowcowego,
- ze Szwecji: Örebrö Regional Development Council oraz University of Örebro,
- z Norwegii: University of Stavanger,
- z Finlandii: University of Oulu i Kainuun Etu Ltd.,
- z Estonii: Tallinn University of Technology,
- z Niemiec: Educational Institution of Employers Association Saxony-Anhalt oraz European Institute for Innovation.

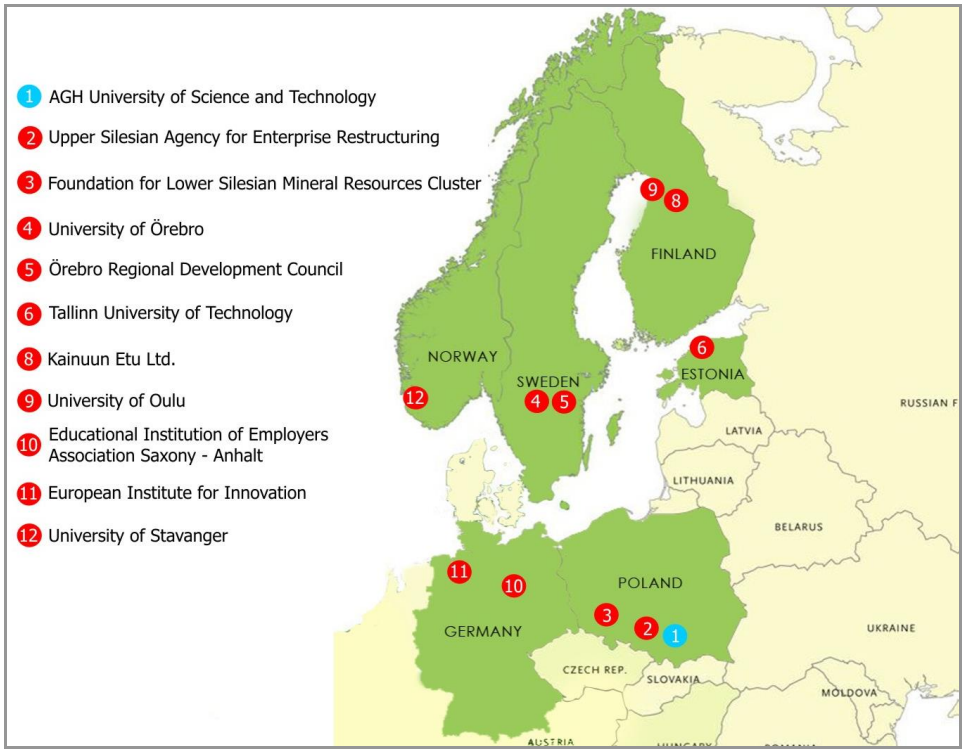
Partnerami stowarzyszonymi są m.in.:

- z Polski: Barosz-Gwimet Sp. z o. o., Haller S.A., Kompania Węglowa S.A, oraz Urząd Marszałkowski Województwa Śląskiego,
- z Finlandii: The Finnish Association of Mining Entrepreneurs (FAME), The Kivi Studio,
- z Estonii: The Estonian Association of Mining Enterprises; The Ida Viru County Government.

Problematyka projektu związana jest z gospodarowaniem odpadami górniczymi i przeróbczymi, co w Polsce, jak również w innych krajach nadbałtyckich bogatych w złoża kopalin, wymaga poszukiwania coraz to nowych rozwiązań. Główną ideą projektu jest transfer innowacyjnych technologii w zakresie gospodarowania odpadami górniczymi i przeróbczymi z instytucji naukowo-badawczych do małych i średnich przedsiębiorstw [6].

W ramach projektu przeprowadzone zostaną analizy dotyczące problematyki gospodarki odpadami pochodzącymi z przemysłu wydobywczego w poszczególnych regionach partnerskich, w tym identyfikacja najważniejszych problemów, wyzwań, uwarunkowań prawnych, środowiskowych, finansowych i technologicznych, oraz możliwości i kierunków wykorzystania odpadów z korzyścią dla środowiska Morza Bałtyckiego. Bardzo istotną kwestią jest pobudzanie i rozwijanie współpracy międzysektorowej i międzynarodowej, oraz wielokierunkowy transfer wiedzy. Podstawowym narzędziem wspomagającym realizację celów i zadań projektu będą sieci regionalne skupiające interesariuszy

zainteresowanych przetwarzaniem i wykorzystaniem odpadów, ze szczególnym uwzględnieniem firm z sektora MŚP.



Rys.1. Mapa Partnerów Projektu MIN-NOVATION [6]

Istotnym elementem projektu będzie budowa instalacji pilotowych w zakresie innowacyjnych technologii przetwarzania odpadów. Dzięki nim możliwe będzie praktyczne zapoznanie się z dostępnymi technologiami, analiza ich użyteczności oraz promowanie i transfer najlepszych rozwiązań. W ramach projektu powstaną cztery instalacje demonstracyjne, w tym jedna w Polsce, a pozostałe w Szwecji, Estonii i Finlandii. Instalacje te będą także służyć przeprowadzaniu prób pilotażowych dla różnych odpadów z różnych krajów.

Zakłada się, że efekty projektu będą wielorakie:

- poprawa efektywności funkcjonowania małych i średnich przedsiębiorstw, które już działają w sferze gospodarowania odpadami lub wskazanym byłoby ich utworzenie w rejonach koncentracji odpadów, poprzez współpracę z jednostkami naukowo-badawczymi,
- poprawa stanu środowiska regionów górniczych poprzez redukcję wytworzonych i zapobieganie powstaniu nowych odpadów,
- ochrona naturalnych złóż kopalin, poprzez wykorzystanie surowców wtórnych zgromadzonych na składowiskach odpadów [6].

6. Podsumowanie

Realizacja projektu przyczyni się do zawiązania międzynarodowej współpracy.

Projekt MIN-NOVATION rozpoczęty został w styczniu br. roku i będzie trwał trzy lata. Spośród wielu celów, jakie zostały mu postawione, najważniejsze dotyczą nawiązania i utrzymania współpracy międzysektorowej i międzynarodowej dla poszukiwania, transferu i promowania innowacyjnych technologii przetwarzania i wykorzystania odpadów w państwach basenu Morza Bałtyckiego. Szczególny nacisk położony zostanie na włączanie małych i średnich przedsiębiorstw w problematykę odpadów wydobywczych, wzmocnienie ich innowacyjności i konkurencyjności, a także na zacieśnienie współpracy pomiędzy instytucjami naukowymi, a przedsiębiorstwami branży górniczej i odpadowej we wszystkich krajach nadbałtyckich.

Literatura

1. Kłopotek B.: Przepisy o odpadach wydobywczych. Przegląd Górniczy nr 10, 2009.
2. Kuczyńska I.: Pozyskiwanie kruszyw z eksploatacji i przeróbki węgla kamiennego. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2010.
3. Kuczyńska I., Bednarek A., Marcinkiewicz D., Koperski T.: Some aspects of converting exploitation waste into marketable products.
4. Ustawa o odpadach wydobywczych (Dz. U. Nr 138, poz. 865 z dnia 31 lipca 2008).
5. Wniosek aplikacyjny Projektu MIN-NOVATION w III edycji konkursu Programu Region Morza Bałtyckiego, Rostock, marzec 2010.
6. Ostręga A.: Wydział Górnictwa i Geoinżynierii Liderem projektu MIN-NOVATION, Informacja do BIP AGH luty 2011.

Odpady przemysłu wydobywczego i związane z nimi regulacje prawne w Czechach ze szczególnym uwzględnieniem górnictwa węgla kamiennego

Miluše Hlavatá, Vladimír Čablík, Peter Fečko, Maciej Tora – Uniwersytet Techniczny w Ostrawie, **Piotr Pasiowiec** – Progress Eco S.A.

1. Introduction

In the 1990s mining experienced a period during which mining of all mineral resources started to be assessed from a strictly economic point of view. Czech economy transferred to an open market economy where the need for raw materials began to be controlled by market supply and demand. In connection with raw material market deregulation, extraction of all ore materials was terminated and mining of both brown and black coal and of a number of minerals was significantly reduced. Naturally, this process was very closely related to the overall production and management of waste from extractive industries.

Coal mining remains decisive for the management of waste from extractive industries. The future of brown coal extraction is connected with its basic function of an energy source. Currently, brown coal output ranges around 45,48 million tonnes. Having closed the Plzeň, Trutnov, Rosice, Kladno and Ostrava Districts black coal mining is exclusively concentrated in the Karviná District. An annual output of about 12 million tonnes is steady in the long-term. Mining has transformed into productions that comply with the needs of the Czech economy or their possible assertion in the international market.

Extraction of ores in the Czech Republic was terminated in 2000. However, extraction of uranium in Dolní Rožínka has remained to date.

To a certain extent, the future of Czech mining is connected with extraction of non-ore and building materials. Extraction of such raw materials depends on the development of building production.

Mining activities focus on the extraction of industrial minerals of sole raw materials and non-designated minerals; extraction is carried out through quarrying or underground mining.

2. Legal regulations of management of waste from extractive industries in the CR

Management of waste from extractive industries has regained its importance in the Czech Republic. Act 157/2009 Coll., on management of waste from extractive industries and relevant amendments, has been in force since 1 June 2009. Executing notices to the act have been issued, namely No. 428/2009 Coll.

on the effect of certain legal regulations on management of waste from extractive industries and No. 429/2009 Coll. on determining the requisites for management plan of waste from extractive industries including assessment of its characteristics and some further details to the effect of Act on Management of Waste from Extractive Industries. Both the stated executing notices have been valid since 1 January 2010.

The objective of the suggested legal regulations is incorporation of European Community Directives, especially Directive of the European Parliament and of the Council 2006/21/EC of 15 March 2006 on the management of waste from extractive industries and amending Directive 2004/35/EC. The reason for the directive preparation had been an accident in Romanian settling basins in the past which had a negative environmental impact.

The newly adopted legal regulations in the CR are connected with some enactments which already concern waste from extractive industries, particularly Act 44/1988 Coll., on protection of mineral resource exploitation (Mining Law), as amended, Act 61/1988 Coll., on mining activities, explosives and supreme mining authority, as amended, and Act 185/2001 Coll., on waste, as amended.

Act 157/2009 Coll., on management of waste from extractive industries and relevant amendments, sets the following:

– rules for management of waste from extractive industries,
– rules for anticipating unfavourable environmental impacts caused by management of waste from extractive industries and arising risks of hazard to lives and health,
– competence of public administration authorities in the sphere of management of waste from extractive industries.

For the purposes of Act 157/2009 Coll., waste from extractive industries is such waste an operator gets rid of or intends or is obliged to get rid of, and which arises during deposit exploration, extraction, preparation or mineral storage, and which belongs to waste from mining or mineral dressing subject to § 3 article 1 of Act 185/2001 Coll.

In some cases, there may be doubts whether it is question of mining waste according to act on management of waste from extractive industries, it is the Czech Mining Administration that makes the decision at the suggestion of the waste originator or of their own accord.

Tailings are waste materials from mineral dressing or peat preparation.

Among general requirements of Act 157/2009 Coll., the act requires that managing waste from extractive industries people’s lives or health cannot be put in danger, processes or methods cannot be applied that could damage the

environment[1], especially if the quality of water, air or soil is concerned, there may be no noise or odour nuisance[2] or any unfavourable impacts on the landscape, plants, animals or reserves, conservation preserves and zones[3].

It is also valid that waste from extractive industries must be dumped on a storing site, worked out space, surface water or temporarily elsewhere if it is not used under conditions set by another legal regulation.[4]

The Czech legislation gained new terms through this act – such as:

- **a storing site**, which is a mine structure assigned for disposal of waste from extractive industries in solid or liquid states or in the form of solutions or suspensions, including settling basins. Worked out space makes an exception as it is filled with mining waste within redevelopment and reclamation and implementing construction work.

  Storing sites may represent different degrees of hazard for the environment and human health. Therefore, more consequential structures were labelled as storing sites of category I. for the purposes of the act; for storing sites with a lower degree of risk the act establishes category II. It is the regional mining administration that decides on the categorization.

- **a plan of management of waste from extractive industries,** which is a document that shall make part of the existing operation documentation. An operator compiles it and it is approved by a regional mining administration in case of mineral extraction or dressing. The act makes possible for the plan to be substituted by another plan subject to other legal regulations[5] if it corresponds to the requirements for a plan of management of waste from extractive industries. The plan may also make part of the plan of development work and mining.

The issue of management of waste from extractive industries has been dealt with in generally binding regulations passed by the authorities of supreme mining administration. It has neither been unambiguously amended in accordance with the European Union legislation nor in the act on waste or implementing regulations to the act on waste.

[1] Act 17/1992 Coll., on the environment, as amended

[2] Act 86/2002 Coll., on air protection

[3] E.g. Act 114/1992 Coll., on the conservation of nature and landscape or Act 20/1987 Coll., on national conservation care

[4] E.g. Decree 294/2005 Coll. on the conditions of waste disposal in waste disposal sites and their use on the ground surface and amended Decree 383/2001 Coll., on details on waste management or § 80 article 2 letter a) of Act 183/2006 Coll., on land-use plan and building offices (Building Law).

[5] § 10 of Act 61/1988 on mining activities, explosives and supreme mining authority, further Decree No.104/1988 Coll., on economic exploitation of sole deposits, on approving and registering mining activities and announcing activities carried out using mining methods, as amended.

In general, it is possible to summarize the requirements of the new Act 157/2009 Coll. into the operation of certain existing dumps and settling basins, especially those which are used for the disposal of mining waste for which there is no utilization method at present and it is thus disposed of this way so that the sites where the materials are dumped were redeveloped and reclaimed in a way the environment was not jeopardised. The final state should be settling basins without free water level, with modified embankments and suitably treated surface of settled material (e.g. overlaying with soil due to the dustiness of fine-grained flotation tailings). Act 157/2009 Coll. also reckons on the fact that there may be settling basins as parts of a technological complex that will be periodically drawn in the course of mineral extraction and dressing and to which the new legal regulation shall not apply. There is an analogous situation with dumps.

It is very awkward that it is not possible to remove the heterogeneity in the terminology within the new legal regulation, e.g. settling basins, sludge beds, sludge management – this would require an extensive revision of a number of legal regulations. The stated terms are understood to be referring to one notion.

Despite the fact the terminology not being harmonized, within the Act 157/2009 Coll. the following acts were amended: Act 44/1988 Coll., on the protection and exploitation of mineral resources (Mining Law), Act 254/2001 Coll., on water and amending some acts (Water Law) and Act 185/2001 Coll., on waste.

3. Mamanegement of waste from extractive industries – practical experience with black coal mining refuse in OKR (Ostrava-Karviná District)

A very interesting legal situation in connection with management of black-coal carboniferous waste rock arose already in 2002 along with the effect of Act on waste No. 185/2001 Coll. The individual mining plants extracting black coal in the Karviná District do not dump waste rock on dumps[6], but in the long-term they use waste rock as filling materials for reclamation structures and ground shaping. This means that this waste from extraction and preparation of black coal should be subject to Act 185/2001 Coll. on waste.

In accordance with the Decree of the Ministry of the Environment No. 381/2001 Coll., Catalogue of waste, waste from extractive industries belongs to the group 01, which in total includes waste from geological exploration, extraction, preparation and further processing of minerals and stone.

In case waste rock is used immediately as remediation filling material, the waste management legislation implies that waste disposal is possible only in the

[6] In this case dumps and settling basins would be subject to Act 44/1988 Coll., Mining Law

designed facilities, which means that redevelopment-reclamation structures in the Karviná part of the district, which use waste rock as building material, would be facilities for waste disposal by course of act on waste. Naturally, the operation of such a facility would require a necessary approval and facility working regulations.

This legislative problem, which comprises a whole number of arguments both from the part of the state administration as well as from the part of mining organizations, concerned the basic question whether waste rock from mining activities should be considered waste. The solution resulted in the transformation of waste rock into a product acting as filling material for reclamation structures in general (utilization for waste rock backfill, embankments, road construction) by course of Act 22/1997 Coll. on the technical requirements for products as amended. This way, waste rock was made exempt from the regime of waste and waste rock is utilized only on the grounds of a certificate and a declaration of conformity.

The use of waste rock must be documented by a construction-technical certificate which is determined in accordance with Act 22/1997 Coll. By course of the law a product is a thing which was made, extracted or otherwise obtained with no regard to its stage of processing and it is designed to be launched onto a market as new or used. This way, waste rock may be used as a material for engineering structures.

Waste rock is assessed by a state test room which, issuing a certificate on the product conformity (e.g. aggregate from waste rock for highway construction), certifies conformity with technical requirements set by government decrees. The certificate includes material characteristics, test results (grains-size distribution, compression strength, compressive crushing capacity, durability, absorbability, loss on ignition, organic carbon content, leachability of toxic elements, etc.). In addition, requirements for the mechanical resistance and stability, fire safety and sanity must be set. Environmental impacts of the aggregate are determined in the conditions of an ordinary structure.

This system of management of waste from extractive industries in the OKR has been in operation since 2002 and about 95% of waste rock is used this way. It is expected that this method of utilization is in compliance with the new legal regulations.

References

1. Fečko P., Valeš J., Hlavatá M., Čablík V., Gondek H.: Coal preparation in Czech Republic, In Gospodarka surowcami mineralnymi. Zeszyt 4, Tom 22, 2006, p. 13-19, ISSN 0860-0953.

2. Fečko P., Pečtová I., Ovčaří P., Čablík V., Tora B.: Influence of petrographical composition on coal flotability. Fuel, 2005, vol. 05, (No. 84), pp. 1901-1904.
3. Fečko P., Závada J., Čablík V., Černotová L., Hlavatá M.: Reflotace uhelných kalů z OKD, a.s. Důl Lazy. Acta Montanistica Slovaca, 2003, vol. 8., (No. 1/2003), pp. 10-15, ISSN 1335-1788.
4. Fečko P., Ovčaří P., Závada J., Tora B.: Black coal flotation from locality Jankowice (Poland), 6th Conference on Environment and mineral processing: Ostrava Czech Republic, 2002.
5. Hlavatá M., Viestová Z., Čablík V.: Utilization of waste for land reclamation purposes. In XIth International conference of research institute of building materials, Ecology and new building materials and products, VUSTAH Brno, Telč, 2007, p. 80-83, ISBN 978-80-239-9347-9.
6. Hlavatá M., Fečko P., Čablík V., Závada J., Valeš J., Sedlacek P., Kusy J.: Potential utilization of fine-grained tailings from hard coal drying, in Coal-Energy, Environment and Sustainable Development, 24th International Pittsburgh Coal Conference CD-ROM Proceedings, Sandton Convention Centre, Johannesburg, South Africa (2007), PCC, ISBN: 1-890977-24-1, 1-7.
7. Valeš J., Hlavatá M., Fečko P., Kusy J., Madrová M.: Potential utilization of coal of an energetically lower quality for the preparation of mixed fuels. (2008), 25th Annual International Pittsburgh Coal Conference, PCC – Proceedings, ISBN 1-890977-25-X.

Zagospodarowanie magnezu z odpadów powstających w procesie wzbogacania rud cynku i ołowiu

Sylwester Żelazny, Andrzej Jarosiński – Politechnika Krakowska

1. Wstęp

Pozyskiwanie wysokojakościowych koncentratów metali nieżelaznych z ich rud związane jest z powstawaniem znacznych ilości odpadów, wpływających na degradację środowiska w obszarach ich składowania.

W dzisiejszych czasach powszechne stało się kompleksowe wykorzystanie surowców mineralnych, co prowadzi do minimalizacji odpadów. Taki tok postępowania podyktowany jest nie tylko względami ekonomiczno-ekologicznymi, ale także wyczerpywaniem się złóż.

Postępujący wzrost cen surowców mineralnych na rynkach światowych zmusza niejako do zmiany myślenia o odpadach jako o tanim, dostępnym i przydatnym surowcu. Istotny wpływ na wydobycie surowców mineralnych ma bilans ekonomiczny związany z wydobyciem, wzbogacaniem surowców oraz zagadnienie związane z kosztami składowania, czy też rekultywacji terenów pogórniczych.

Próby zagospodarowania odpadów poflotacyjnych pochodzących ze wzbogacania rud cynku i ołowiu podejmowane były w pracach [1, 2] związanych z wytwarzaniem samozestalających mieszanin podsadzkowych dla potrzeb górnictwa. Metoda ta została opatentowana i wdrożona, co pozwala na zagospodarowanie 20-30% masy odpadów flotacyjnych.

Jednakże, problem odpadów poflotacyjnych wymaga jak największej dywersyfikacji zastosowań w celu możliwie najszybszego rozwiązania tego problemu ze względu na ilość zgromadzonych odpadów.

W roku 2009 na stawie osadowym ZG Trzebionka w Trzebini znajdowało się ponad 40 milionów ton odpadów, natomiast na stawie osadowym ZGH Bolesław znajduje ponad 50 milionów ton odpadów poflotacyjnych.

Skład odpadów podany jest w tabeli 1.

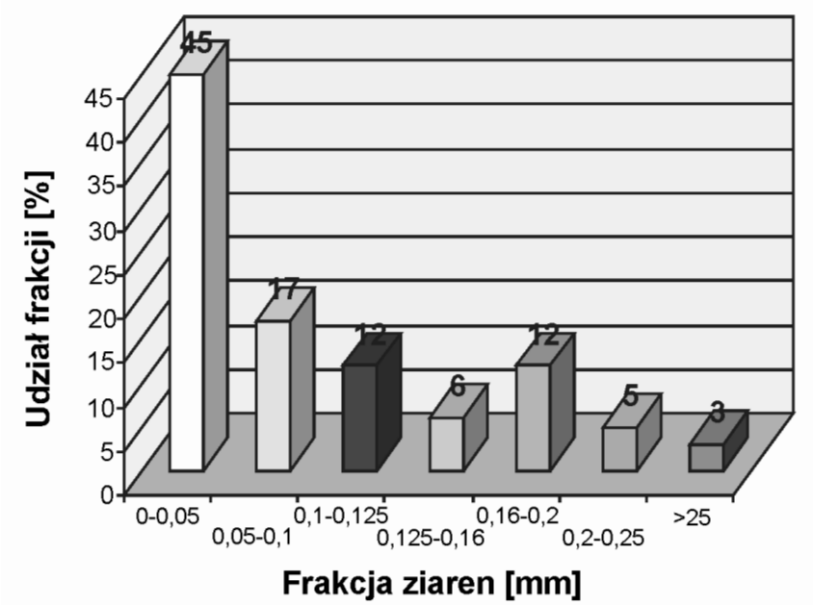
Skład chemiczny odpadów poflotacyjnych ZG „Trzebionka" [3]

Tabela 1

Miejsce składowiska	Zn	ZnO	Pb	PbO	Fe	CaO	MgO	Al_2O_3	SiO_2
Trzebinia	0,51	0,31	0,32	0,25	1,72	30,76	16,78	0,28	3,10
Bolesław	0,47	0,46	0,29	0,19	3,76	32,21	19,26	0,19	3,96

Wyniki badań przedstawione w tabeli wskazują, że podstawowymi składnikami odpadu są związki wapnia i magnezu.

Skład granulometryczny odpadów poflotacyjnych przedstawiony został na rysunku 1.



Rys.1. Udział procentowy frakcji ziaren odpadu z Z.G. „Trzebionka" S.A.

Z wykresu widać, że odpad ten jest bardzo dobrze rozdrobniony i zawiera najwięcej frakcji ziarnowej o wielkości poniżej 0,05 mm, co stanowi około 45% udziału wszystkich frakcji.

Odczyn odpadów flotacyjnych jest zwykle słabo zasadowy lub zbliżony do obojętnego. Wartość pH waha się w granicach 7,5 – 8,0.

Ze względu na dużą ilość, jak i dostateczne rozdrobnienie materiał ten mógłby znaleźć zastosowanie w wielu gałęziach gospodarki. Jedną z tych gałęzi jest budownictwo. W pracy określono przydatność tego materiału do produkcji spoiw magnezjowych.

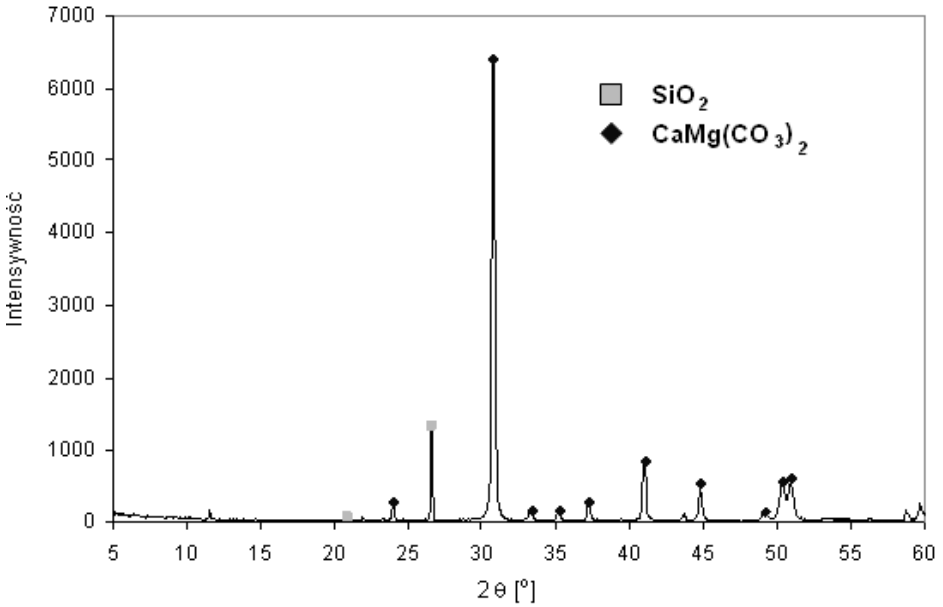
2. Spoiwa magnezjowe

Spoiwa magnezjowe, zwane również w literaturze jako cementy magnezjowe, zalicza się do materiałów należących do grupy spoiw mineralnych powietrznych.

Otrzymywane są w wyniku zarobienia magnezytu kaustycznego (MgO) lub dolomitu kaustycznego ($MgO{\cdot}CaCO_3$) roztworami soli dwuwartościowych. Produktem wiązania i twardnienia spoiw magnezjowych są sole zasadowe [4].

Podstawową ich cechą jest zdolność wiązania znacznych ilości wypełniaczy, dzięki czemu otrzymuje się tworzywa o znacznej wytrzymałości i dobrych właściwościach izolacyjnych [5].

Przed przystąpieniem do zastosowania dolomitowego odpadu poflotacyjnego jako surowca do produkcji cementu Sorela za pomocą spektroskopii rentgenowskiej określono jego podstawowy skład fazowy. Wynik analizy przedstawiono na rysunku 2.

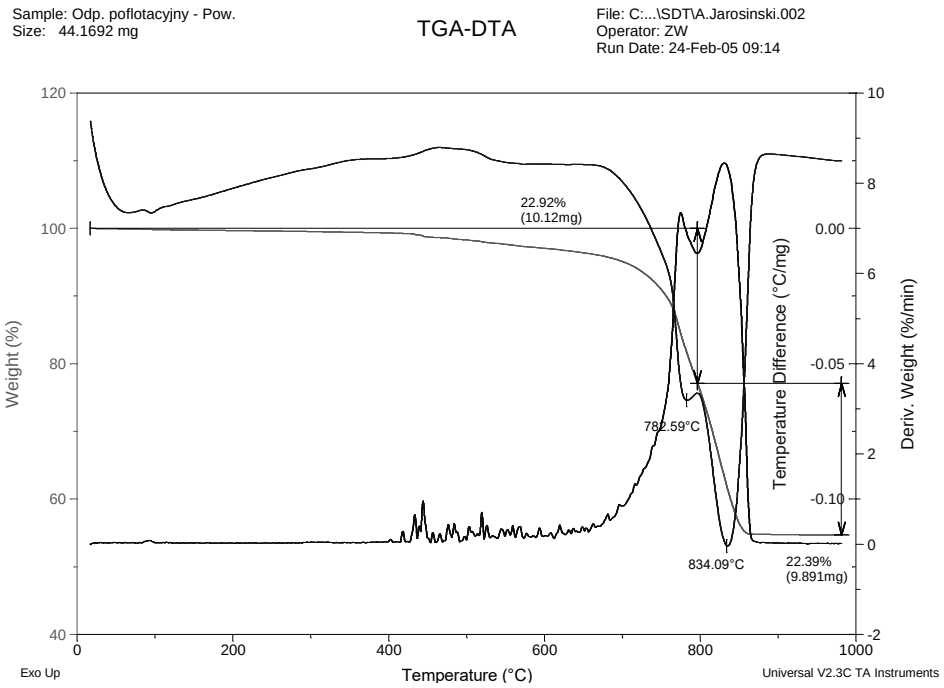


Rys.2. Rentgenogram odpadu poflotacyjnego

Obserwowane są głównie piki pochodzące od dolomitu, intensywność tych pików świadczy o dużej zawartości tego związku w badanym odpadzie. Na rentgenogramie widać również mniejsze piki pochodzące od krzemionki, które świadczą o mniejszej zawartości tych związków w badanej próbce odpadu poflotacyjnego.

3. Otrzymywanie spoiwa magnezjowego

Materiał ten poddano obróbce termicznej w celu otrzymania aktywnego tlenku magnezu. Należy zwrócić uwagę na to, aby rozkład dolomitu nie był całkowity, to znaczy węglan wapnia nie uległ kalcynacji. Związane jest to z niekorzystnym wpływem CaO na proces wiązania spoiwa magnezjowego. W praktyce temperaturę zarówno surowca magnezytowego, jak i dolomitowego określa się na drodze empirycznej. Temperaturę kalcynacji badanego odpadu flotacyjnego określono na podstawie analizy termicznej. Wynik analizy widoczny jest na rysunku 3.



Rys.3. Wynik analizy termicznej (powietrze) odpadu poflotacyjnego z Z.G. „Trzebionka" S.A.

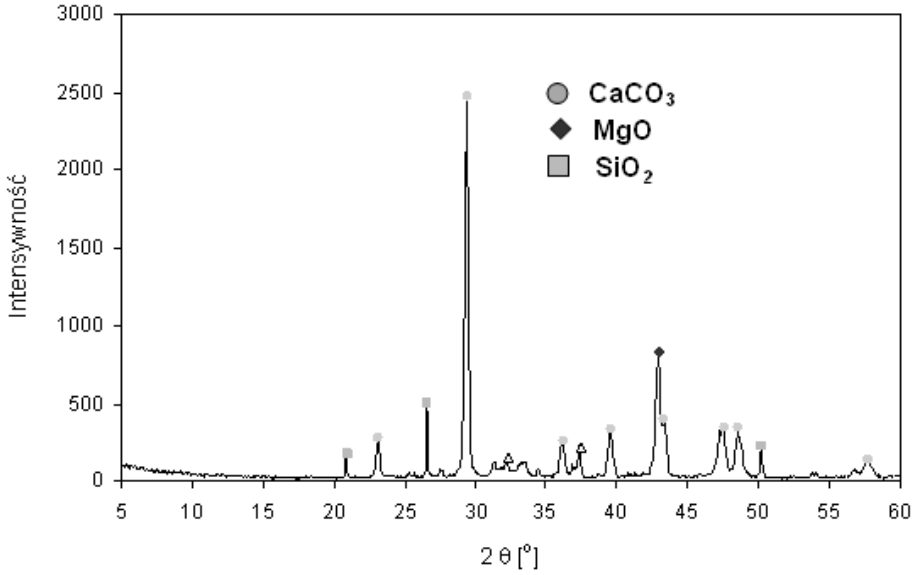
Na rysunku tym zaobserwowano dwa piki endotermiczne. Pierwszy pik w temperaturze 782°C odpowiada dysocjacji termicznej węglanu magnezu do tlenku magnezu, natomiast drugi w temperaturze 834°C wskazuje na rozkład węglanu wapnia do tlenku wapnia. Z założeń technologicznych otrzymywania spoiw magnezjowych wynika, że temperatura prażenia powinna być niższa niż 834°C. Rozkład termiczny dolomitu prowadzono w temperaturze 820°C.

Na rysunku 4 zamieszczono analizę próbki dolomitu prażonego w 820°C przez okres 2 godzin.

Jak widać z dyfraktogramu odpad po kalcynacji zawiera przede wszystkim węglan wapnia, tlenek magnezu, krzemionkę. Natomiast brak jest pików pochodzących od dolomitu, co świadczy o całkowitej dysocjacji termicznej węglanu magnezu zawartego w dolomicie.

Tak uzyskany materiał stanowił podstawowy składnik zaczynu pozwalający na uzyskanie materiału o właściwościach wiążących, który posiada znaczne wytrzymałości mechaniczne. Następną serię badań wykonano w celu określenia właściwości mechanicznych uzyskanego spoiwa. W związku z tym wykonano szereg próbek w kształcie beleczek w ten sposób, że mieszano składniki w odpowiednich proporcjach. W skład poszczególnych mieszanin wchodził wyprażony odpad poflotacyjny i jako ciecz zarobowa stosowano roztwór chlorku

magnezu. Próbki przygotowywano tak, aby stosunek MgO zawartego w odpadzie do $MgCl_2$ wynosił 5:1. Zbadano również wpływ stężenia chlorku magnezu na wytrzymałość kompozytu.



Rys.4. Dyfraktogram odpadu poflotacyjnego prażonego w temperaturze 820°C

Pomiaru wytrzymałości na ściskanie dokonano przy użyciu prasy wytrzymałościowej EDB-60. W zestawieniu wyników przedstawiono dane uśrednione z trzech pomiarów.

Wytrzymałość mechaniczna spoiwa otrzymanego kalcynowanego odpadu poflotacyjnego

Tabela 2

Nr próbki	Stężenie $MgCl_2$ [%]	Masa belki [g] (po 28 dniach)	Rc [MPa]
			28 dni
1	14	450	18,1
2	15	431,9	20,1
3	16	435,9	21,9

Wyniki przedstawione w tabeli pokazują, że najwyższe wytrzymałości na ściskanie (21,9 MPa) otrzymano dla próbek zarobionych roztworem chlorku magnezu o stężeniu również 16% wag. Sugeruje to, że wytrzymałości kompozytu rosną wraz ze wzrostem stężenia chlorku magnezu w roztworze zarobowym.

4. Podsumowanie

Na podstawie badań można stwierdzić, że dolomitowy odpad poflotacyjny, zalegający w milionach ton na składowisku odpadów mógłby znaleźć zastoso-

wanie do produkcji spoiwa magnezjowego. Nadanie właściwości wiążących temu materiałowi polega obróbce termicznej w zakresie temperatur od 800^{o}C do 820^{o}C. Najlepsze właściwości spoiwo uzyskuje, gdy roztwór zarobowy chlorku magnezu ma stosunkowo wysokie stężenie.

Wartość wytrzymałości na ściskanie rzędu 20 MPa odpowiada wartości wytrzymałościowej niskiej klasy cementów. W związku z tym spoiwo otrzymane na bazie odpadów poflotacyjnych mogłoby znaleźć zastosowanie w gospodarce.

Literatura

1. Jarosiński A., Żelazny S.: „Application of fly ashes to solidification of flotation wastes by backfilling of mining excavations", 9th Conference on environment and mineral processing, Part I. VŠB-TU Ostrava (2005), 223-227.
2. Jarosiński A., Żelazny S., WłodarczykB.: „Badanie możliwości zagospodarowania odpadów z procesu wzbogacania rud cynkowo-ołowianych do wypełniania pustek pogórniczych". Zrównoważone zarządzanie obszarami poprzemysłowymi, Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2005.
3. Bonenberg J., Sroczyński W.: Staw osadowy Z.G. „Trzebionka" S.A. Raport oddziaływania na środowisko. Nadbudowa stawu osadowego Z.G. „Trzebionka" S.A. do rzędnej 340 m n.p.m. , Kwiecień 2001.
4. Badowska H.: „Wysokowartościowe tworzywa magnezjowe z kłodawskich odpadów pokarnalitowych", Politechnika Warszawska, Warszawa 1968.
5. Ostrowski C: „Mineralogia spoiw magnezjowych". Czasopismo Techniczne Chemia, PK z. 4, Kraków 1995.

Modelowanie hydrochemiczne procesu wymywania metali ciężkich z odpadów górniczych

Bożena Rakwic – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Wykorzystywane odpady górnictwa węgla kamiennego do budowy obiektów drogowych i inżynieryjnych, mogą stanowić potencjalne źródła zanieczyszczeń [9, 10]. Zachodzące procesy wietrzenia mogą prowadzić do wyługowania metali ciężkich zawartych w odpadach górniczych do środowiska gruntowo-wodnego, przez infiltrujące wody, o obniżonym odczynie [11].

Czynnikami wpływającymi na wielkość tych zagrożeń są: zawartość metali ciężkich i siarczków żelaza w odpadach oraz ich dostępność dla wody ługującej, zdolności buforujące odpadów, zasięg penetracji tlenu, warunki hydrogeologiczne i hydrologiczne obszaru. Wszystkie te czynniki kształtują warunki i zasięg migracji zanieczyszczeń w środowisku gruntowo-wodnym [11].

Ocena zagrożeń związanych z migracją metali ciężkich z odpadów przeprowadzana jest w przypadku odpadów odprowadzanych na składowiska, zgodnie z procedurami określonymi w rozporządzeniach:

- Ministra Gospodarki i Pracy z dnia 7 września 2005 r. w sprawie kryteriów oraz procedur dopuszczania odpadów do składowania na składowisku danego typu (Dz.U. 2005 nr 186 poz. 1553 z późn. zm.),
- Ministra Gospodarki z dnia 22 sierpnia 2007 r., w sprawie kryteriów oraz procedur dopuszczania odpadów na składowiska podziemne (Dz.U. 2007 nr 163 poz. 1156)

i bazuje na laboratoryjnych testach wymywania przez wodę destylowaną. Dla innych form deponowania odpadów, np. wykorzystania w budownictwie drogowym, przepisy prawne nie określają kryteriów dopuszczania odpadów, dotyczących wymywalności metali ciężkich. Stąd istnieje potrzeba stworzenia narzędzia do oceny zagrożeń związanych z migracją metali ciężkich z odpadów górniczych.

Możliwość wykorzystania modelowania hydrochemicznego jako narzędzia do oceny oddziaływania odpadów górniczych na środowisko gruntowo-wodne w długim okresie czasu, uzupełniającego laboratoryjne testy wymywania, potwierdzają wyniki badań prowadzonych w jednostkach naukowych [8], w tym w Instytucie KOMAG [6]. Zastosowany w badaniach program PHREEQC v.2.17, opracowany przez Amerykański Instytut Geologiczny, pozwala na modelowanie reakcji zachodzących w układzie woda – gaz – skała, w tym reakcji mieszania wód, rozpuszczania i wytrącania minerałów, wymiany jonowej, kompleksowania powierzchniowego oraz utleniania i redukcji. Reakcje mogą

być symulowane z osiągnięciem równowagi lub z uwzględnieniem kinetyki ich przebiegu, jak również w ramach modelowania wprost i modelowania odwrotnego. Oprogramowanie znajduje również zastosowanie do obliczeń jednowymiarowego transportu mas. Obliczenia składu jonowego, rozkładu specjacji i modelowanie reakcji przy użyciu wyżej wymienionego programu oparte są na rozwiązaniu zestawów nieliniowych równań bilansu mas i równowagi chemicznej [5].

W prezentowanym rozdziale przedstawiono wyniki badań modelowych, przeprowadzonych w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG, gdzie przy użyciu programu PHREEQC, podjęto próbę wyznaczenia ilości metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych, wchodzących w skład mieszanek odpadowo-gruntowych, przy uwzględnieniu zmienności wybranych parametrów charakteryzujących warunki wymywania.

2. Metodyka badań

Badania modelowe miały na celu określenie wpływu wybranych parametrów środowiskowych na ilości metali ciężkich wymywanych z odpadów z górnictwa węgla kamiennego, stosowanych w budownictwie drogowym.

Do badań wytypowano odpady pochodzące z procesu przeróbki i wzbogacania węgla kamiennego oraz odprowadzane do rekultywacji zwałowiska.

Analizie poddano metale ciężkie wymywane podczas badań laboratoryjnych, z wyżej wymienionych odpadów w największych ilościach, tj.: cynk, ołów i nikiel [3].

Jako ciecz wymywającą w badaniach przyjęto wody opadowe o składzie przedstawionym w tabeli 1, a ustalonym na podstawie danych z monitoringu środowiska w rejonie zwałowiska, z którego pobrano odpady [12].

Badania modelowe przeprowadzono przy użyciu programu PHREEQC v.2.17 [5], wykorzystującego reguły termodynamiki chemicznej i kinetyki reakcji chemicznych. Dane termodynamiczne opisujące przebieg reakcji zostały zaczerpnięte z baz danych „minteqv4.dat" dostarczanej wraz z programem PHREEQC [5]. Obliczenia modelowe oparto na prawie działania mas (prawie równowagi chemicznej Guldberga i Waagego) i równaniu siły jonowej według prawa Debye-Huckle'a.

Zakres badań modelowych obejmował wyznaczenie ilości wymywanych metali ciężkich z mieszanek odpadowo-gruntowych, przy uwzględnieniu zmian parametrów charakteryzujących warunki środowiskowe, tj.:

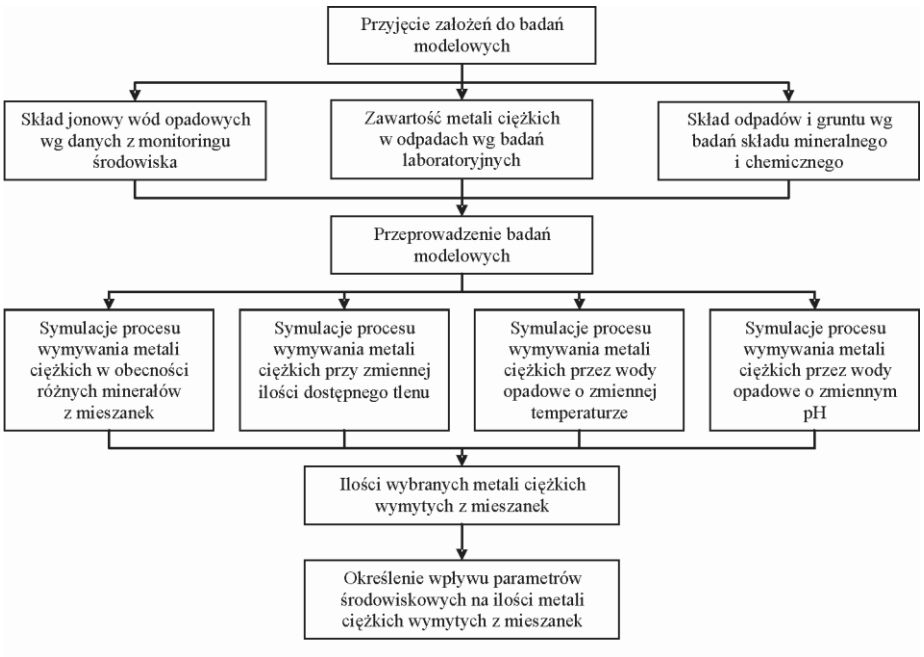
- obecność różnych minerałów z mieszanek odpadowo-gruntowych,
- ilość dostępnego tlenu,
- temperatura i pH wód opadowych.

Algorytm metody badań przedstawiono na rysuku 1.

Parametry fizykochemiczne wód opadowych w rejonie zwałowiska [12]

Tabela 1

Parametr	Jednostka	Zakres wartości min - max
chlorki	mg Cl^-/dm^3	0,59-4,00
siarczany	mg SO_4^{-2}/dm^3	2,50-4,40
azotyny + azotany	mg N/dm^3	0,33-0,94
azot amonowy	mg N/dm^3	0,35-1,40
sód	mg Na/dm^3	0,20-1,70
potas	mg K/dm^3	0,18-1,30
wapń	mg Ca/dm^3	0,72-3,40
magnez	mg Mg/dm^3	0,09-0,33
miedź	mg Cu/dm^3	0,0035-0,0290
żelazo	mg Fe/dm^3	0,035-0,120
kadm	mg Cd/dm^3	0,00030-0,00090
chrom ogólny	mg Cr/dm^3	0,0003-0,0006
mangan	mg Mn/dm^3	0,0060-0,0160
fosfor ogólny	mg P/dm^3	0,020-0,060
pH		3,73-7,14 śr. 4,81
temperatura powietrza	°C	9,66



Rys.1. Algorytm metody badawczej

3. Przebieg badań

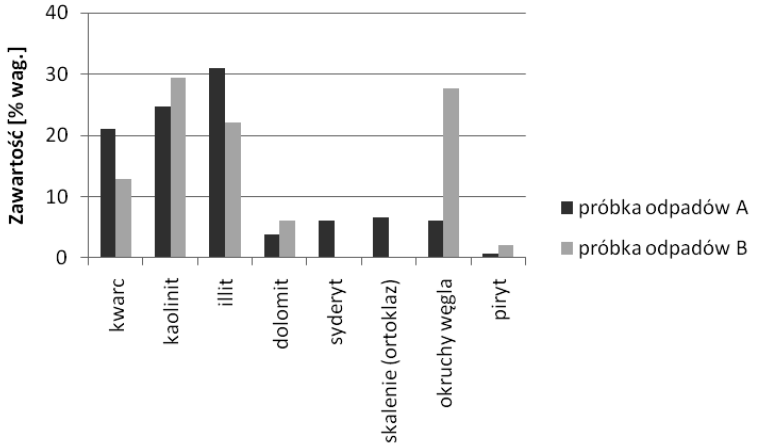
3.1. Charakterystyka obiektu badań

Obiektem badań były dwie mieszanki (A i B) składające się w 40% wagowych z odpadów z górnictwa węgla kamiennego i w pozostałej części z niesortowanej pospółki piaskowo-żwirowej. W skład mieszanki A wchodziły odpady pochodzące z procesu przeróbki i wzbogacania węgla, a mieszanki B – odpady odprowadzane do rekultywacji zwałowiska. Wytypowana pospółka piaskowo-żwirowa stanowiła stały składnik obydwu mieszanek odpadowo-gruntowych.

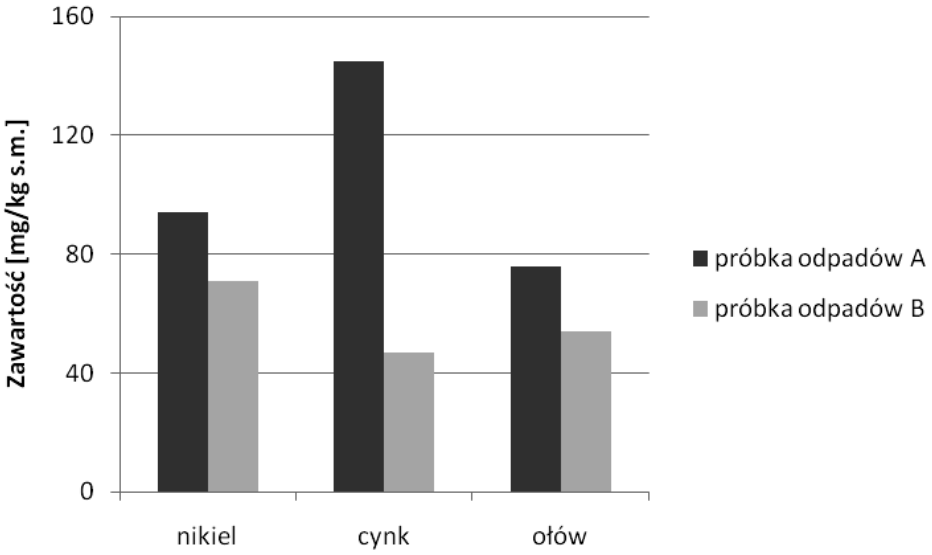
Zawartość minerałów i metali ciężkich w składnikach mieszanek określono na podstawie wyników badań składu mineralnego i chemicznego [1]. W próbce gruntu stwierdzono dominujący udział kwarcu (ponad 80% wag.) i minerałów ilastych (około 16% wag.) oraz niewielki udział chalcedonu (poniżej 1% wag.) i substancji węglowej (poniżej 0,2% wag.). Skład mineralny próbek odpadów górniczych był bardziej urozmaicony. Stwierdzono występowanie tu kwarcu, kaolinitu, illitu, dolomitu, pirytu i węgla w obydwu próbkach odpadów oraz dodatkowo skaleni i syderytu w próbce odpadów A.

W próbce gruntu nie stwierdzono występowania niklu. Stwierdzono występowanie niewielkiej zawartości ołowiu (poniżej 10 mg/kg s.m.) i cynku (poniżej 38 mg /kg s.m.). Zawartość metali ciężkich w próbkach badanych odpadów wykazywała podobieństwo do danych literaturowych dla odpadów pochodzących z Górnośląskiego Zagłębia Węglowego [9]. Dla celów obliczeń założono, że analizowane metale ciężkie występują w odpadach A i B w formie słabo rozpuszczalnych w wodzie wodorotlenków.

Wyniki badania składu mineralnego odpadów górniczych przedstawiono na rysunku 2, a oznaczenia zawartości metali ciężkich na rysunku 3.



Rys.2. Skład mineralny odpadów górniczych [1]



Rys.3. Zawartość wybranych metali ciężkich w odpadach górniczych [1]

3.2. Przebieg badań modelowych

W ramach badań modelowych wyznaczono pH oraz zawartości: cynku, ołowiu i niklu w odciekach uzyskanych z wymywania mieszanek odpadowo-gruntowych A i B w zależności od:

- minerałów wchodzących w skład mieszanek,
- ilości dostępnego tlenu,
- temperatury wód opadowych,
- pH wód opadowych.

Ilość dostępnego tlenu zwiększano: do wartości wynoszącej 3,69 E-04 mol/dm^3, odpowiadającej 100% nasyceniu wód opadowych tlenem, pod ciśnieniem 1013 hPa, stosując krok 5,00E-05 mol/dm^3 oraz powyżej tej wartości, w sposób geometryczny.

Temperaturę wód opadowych zwiększano liniowo, stosując krok 3°C. Zmiany pH wód opadowych uzyskano wprowadzając zmiany zawartości jonów siarkowych (VI), chlorowodorowych i azotowych (V).

W obliczeniach uwzględniono występowanie zjawiska ewapotranspiracji wód opadowych, polegającego na odparowaniu 30% ich objętości [2].

Wyznaczono stosunek cieczy do fazy stałej L/S, wynoszący 0,13 dm^3/kg, na podstawie założenia, że porowatość odpadów z górnictwa węgla kamiennego może sięgać do 30% a roztwór porowy może zajmować do 30% objętości bryły obiektu drogowego, podobnie jak w zwałowisku odpadów [4, 7].

4. Wyniki badań

Wyniki obliczeń modelowych, przeprowadzonych z uwzględnieniem różnych minerałów z mieszanek odpadowo-gruntowych, zobrazowano na rysunku 4.

Analiza wyników badań przedstawionych na rysunku 4 wykazuje:

- obecność pirytu i syderytu w mieszance odpadowo-gruntowej, wpływa na zmniejszenie wartości pH odcieku oraz zwiększenie ilości wymywanego niklu, ołowiu i cynku,
- obecność dolomitu w mieszance odpadowo-gruntowej wpływa na zwiększenie wartości pH odcieku oraz zmniejszenie ilości wymywanego niklu, ołowiu i cynku,
- obecność chalcedonu, illitu, skaleni, kaolinitu i kwarcu w mieszance odpadowo-gruntowej nie wpływa znacząco na zmianę wartości pH odcieku oraz ilości wymywanego niklu, ołowiu i cynku,
- wymywanie w najmniejszych ilościach niklu i ołowiu w obecności wszystkich minerałów z mieszanek odpadowo-gruntowych, a cynku w obecności dolomitu.

Interpretując powyższe wyniki można stwierdzić, że obecność dolomitu może wpływać na ograniczenie ilości metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych.

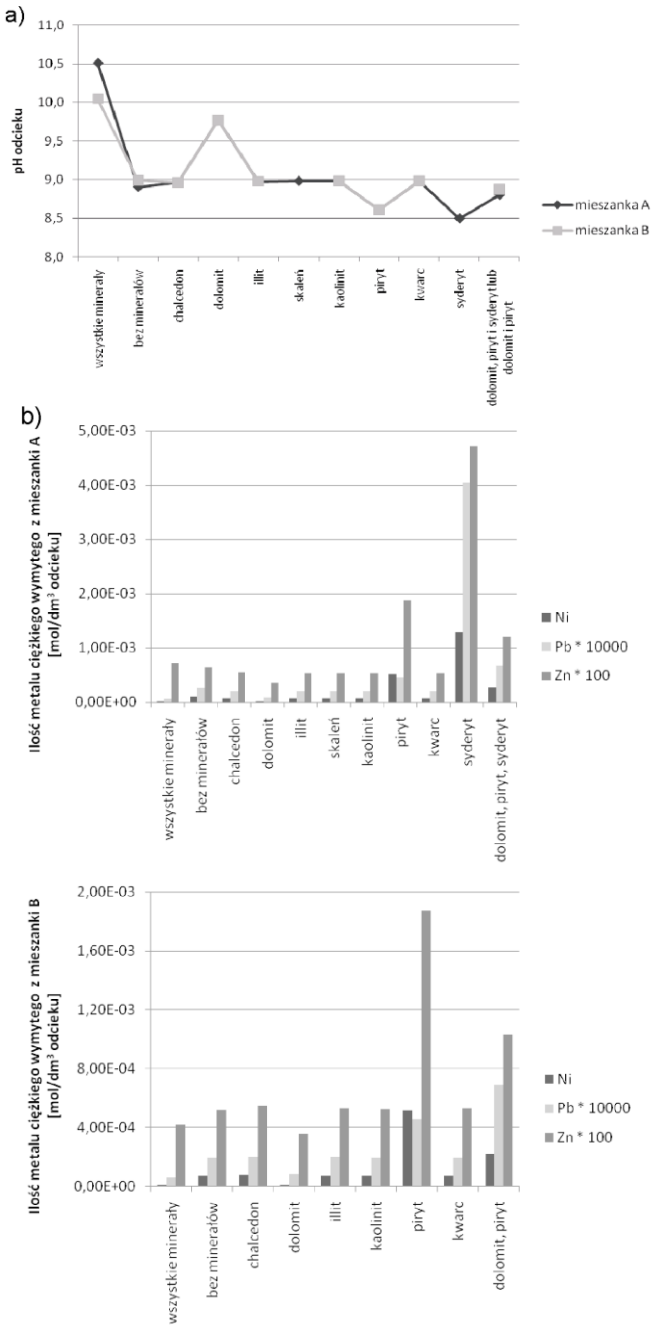
Zależności ilości metali ciężkich wymytych z mieszanek od ilości dostępnego tlenu uzyskane z obliczeń przedstawiono na rysunku 5.

Analizując wyniki przedstawione na rysunku 5 można stwierdzić, że:

- zależność ilości wymytych metali ciężkich z mieszanek odpadowo-gruntowych od ilości dostępnego tlenu wykazuje charakter liniowy do ilości dostępnego tlenu wynoszącej 3,69 E-04 mol/dm^3 oraz wielomianowy powyżej tej ilości,
- dla niskich ilości dostępnego tlenu, ilości wymytych niklu, ołowiu i cynku z mieszanki A oraz ilości cynku z mieszanki B zmieniają się odwrotnie proporcjonalnie, a ilości niklu i ołowiu z mieszanki B zmieniają się wprost proporcjonalnie,
- zależność pH odcieku od ilości dostępnego tlenu wykazuje charakter logarytmiczny.

Podsumowując wyniki obliczeń można stwierdzić, że w warunkach ograniczonego dostępu tlenu obniżeniu ulegają ilości metali ciężkich wymywanych w odpadów górniczych.

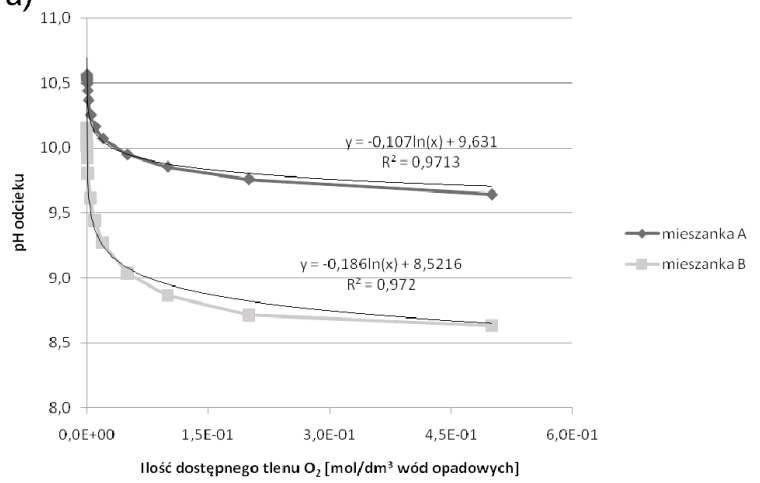
Ilości metali ciężkich wymytych z mieszanek wyznaczone w zależności od zmiany temperatury wód opadowych przedstawiono na rysunku 6.



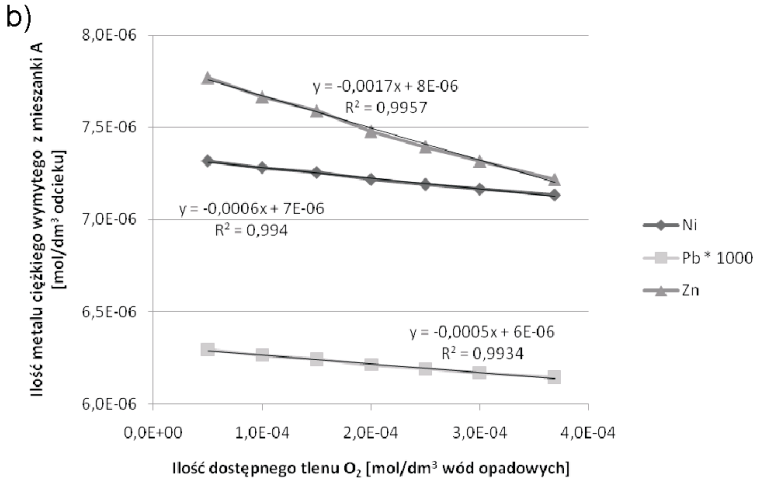
Rys.4. Wyniki obliczeń modelowych przeprowadzonych z uwzględnieniem różnych minerałów z mieszanek odpadowo – gruntowych

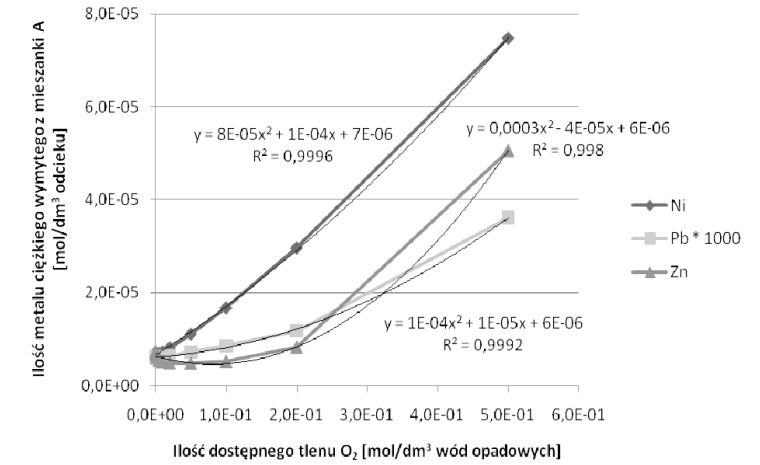
a) – wartość pH odcieku z wymywania metali ciężkich z mieszanek w zależności od rodzaju minerału; b) – ilości metali ciężkich wymytych z mieszanek w zależności od rodzaju minerału

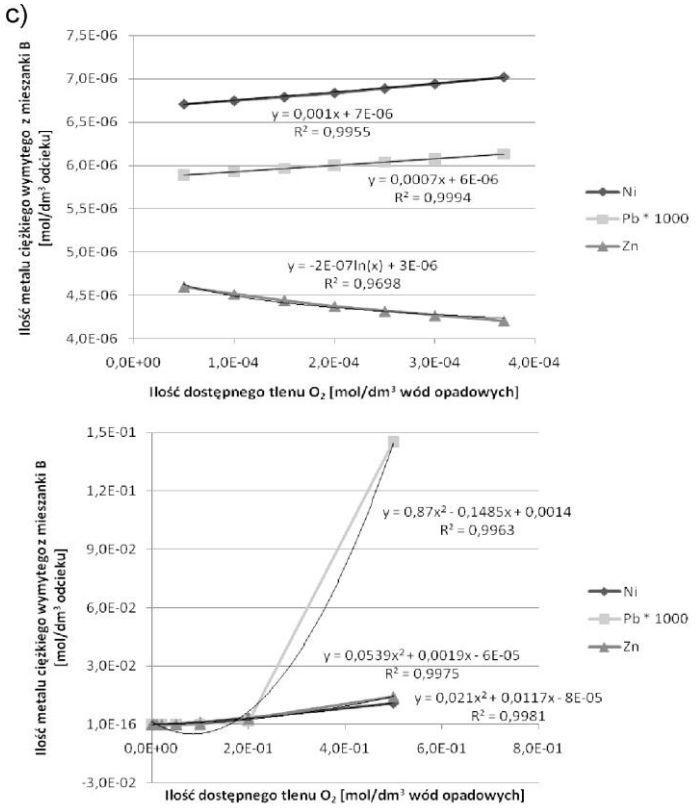
a)


11,0
10,5
10,0
9,5
9,0
8,5
8,0
pH odcieku
y = -0,107ln(x) + 9,631
R² = 0,9713
y = -0,186ln(x) + 8,5216
R² = 0,972
0,0E+00
1,5E-01
3,0E-01
4,5E-01
6,0E-01
Ilość dostępnego tlenu O2 [mol/dm3 wód opadowych]
mieszanka A
mieszanka B

b)

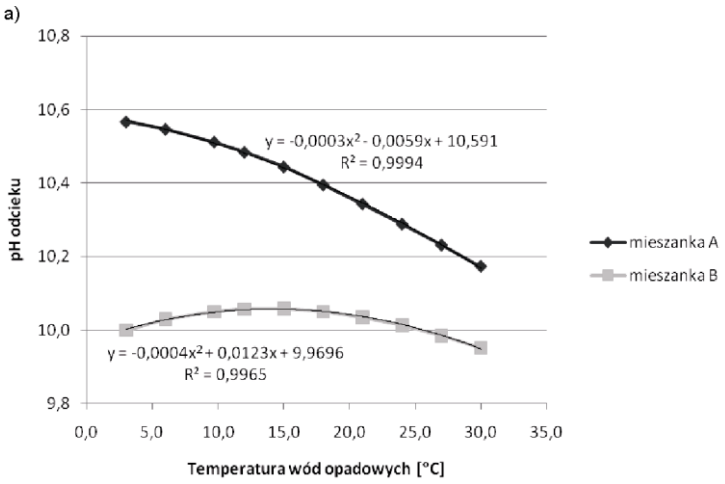

8,0E-06
7,5E-06
7,0E-06
6,5E-06
6,0E-06
Ilość metalu ciężkiego wymytego z mieszanki A [mol/dm3 odcieku]
y = -0,0017x + 8E-06
R² = 0,9957
y = -0,0006x + 7E-06
R² = 0,994
y = -0,0005x + 6E-06
R² = 0,9934
0,0E+00
1,0E-04
2,0E-04
3,0E-04
4,0E-04
Ilość dostępnego tlenu O2 [mol/dm3 wód opadowych]
Ni
Pb * 1000
Zn

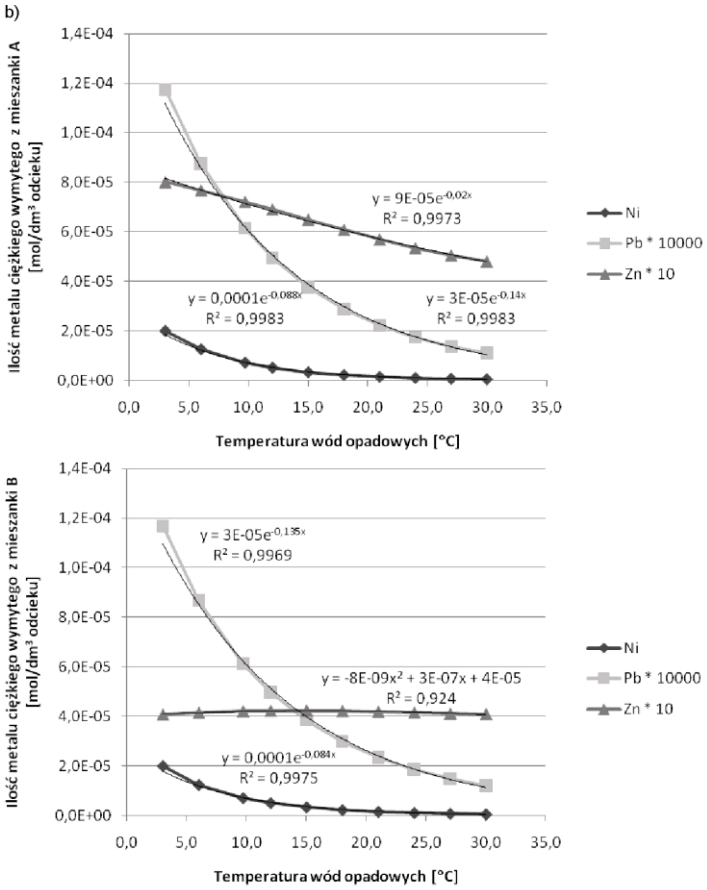

8,0E-05
6,0E-05
4,0E-05
2,0E-05
0,0E+00
Ilość metalu ciężkiego wymytego z mieszanki A [mol/dm3 odcieku]
y = 8E-05x² + 1E-04x + 7E-06
R² = 0,9996
y = 0,0003x² - 4E-05x + 6E-06
R² = 0,998
y = 1E-04x² + 1E-05x + 6E-06
R² = 0,9992
0,0E+00
1,0E-01
2,0E-01
3,0E-01
4,0E-01
5,0E-01
6,0E-01
Ilość dostępnego tlenu O2 [mol/dm3 wód opadowych]
Ni
Pb * 1000
Zn



Rys.5. Wyniki obliczeń modelowych przeprowadzonych dla różnych ilości dostępnego tlenu

a) wartość pH odcieku z wymywania metali ciężkich z mieszanek w zależności od ilości dostępnego tlenu, b) ilości metali ciężkich wymytych z mieszanki A w zależności od ilości dostępnego tlenu, c) ilości metali ciężkich wymytych z mieszanki B w zależności od ilości dostępnego tlenu



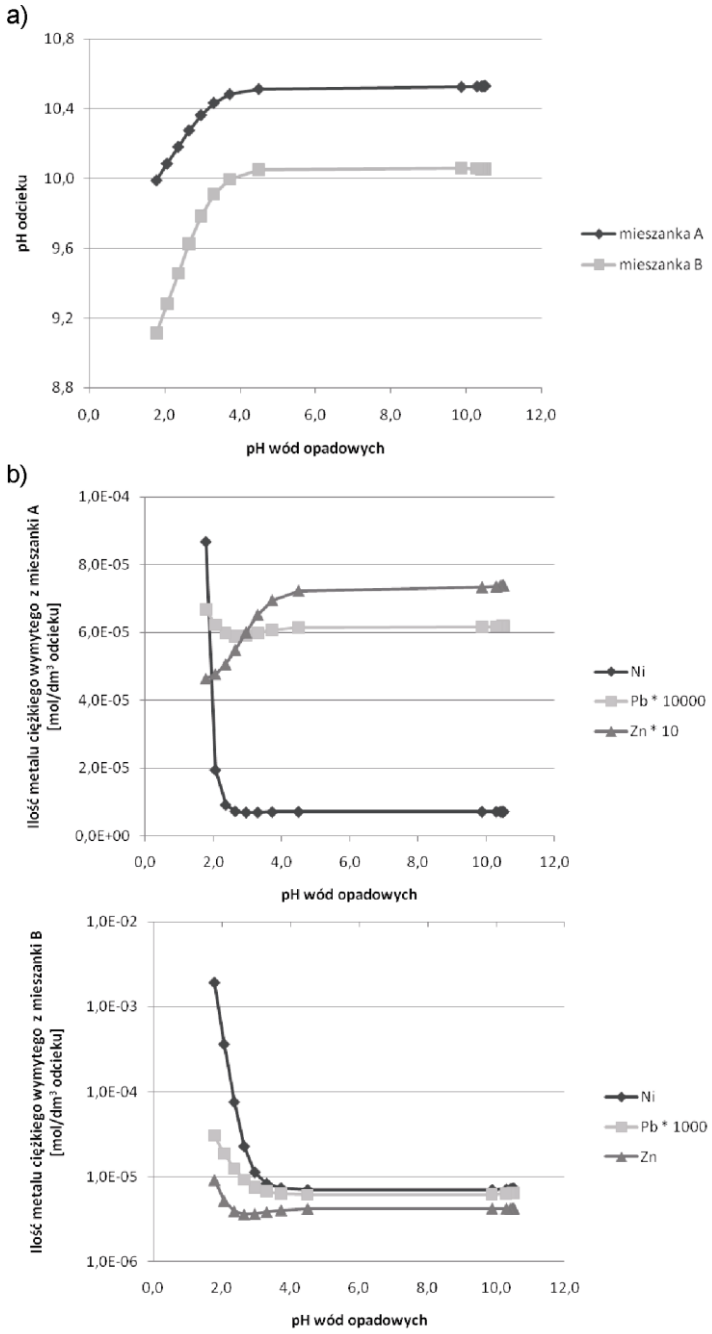


Rys.6. Wyniki obliczeń modelowych przeprowadzonych dla zmiennej temperatury wód opadowych
a) wartość pH odcieku z wymywania metali ciężkich z mieszanek w zależności od temperatury wód opadowych b) ilości metali ciężkich wymytych z mieszanek w zależności od temperatury wód opadowych

Analizując wyniki przedstawione na rysunku 6 stwierdzono, że:

- zależność ilości wymytych metali ciężkich z mieszanek odpadowo-gruntowych od temperatury wód opadowych wykazuje charakter wykładniczy lub wielomianowy,
- ilości wymytych metali ciężkich maleją ze wzrostem temperatury wód opadowych, poza cynkiem z mieszanki B, który wymywany jest na zbliżonym poziomie w całym analizowanym zakresie zmian temperatury,
- zależność pH odcieku od temperatury wód opadowych wykazuje charakter wielomianowy.

Zależności ilości metali ciężkich wymytych z mieszanek od pH wód opadowych uzyskane z obliczeń przedstawiono na rysunku 7.



Rys.7. Wyniki obliczeń modelowych przeprowadzonych dla zmiennego pH wód opadowych

a) wartość pH odcieku z wymywania metali ciężkich z mieszanek w zależności od pH wód opadowych, b) ilości metali ciężkich wymytych z mieszanek w zależności od pH wód opadowych

Analizując wyniki przedstawione na rysunku7 stwierdzono, że:

- ilości wymytego niklu i ołowiu z mieszanek A i B maleją ze wzrostem pH wód opadowych, odpowiednio do wartości 7,1E-06 mol/dm^3 i 6,2E-09 mol/dm^3, które uzyskiwane są dla pH wód opadowych wynoszącego 4,5;
- ilości wymytego cynku z mieszanki A rośnie, a z mieszanki B maleje ze wzrostem pH wód opadowych.

Interpretując wyniki obliczeń stwierdzono, że wody opadowe o niskiej temperaturze i pH powodują wymywanie większej ilości metali ciężkich niż wody opadowe o wyższej temperaturze i pH.

5. Podsumowanie

Uzyskane wyniki badań modelowych potwierdziły wpływ parametrów środowiskowych na ilość metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych.

Biorąc pod uwagę rodzaj minerału występującego w mieszance odpadowo-gruntowej największe ilości wymytych metali ciężkich uzyskano w obecności syderytu lub pirytu. Obecność dolomitu wpływa na obniżenie ilości wymytych wyżej wymienionych metali ciężkich.

Istotnym parametrem kształtującym intensywność wymywania metali ciężkich jest ilość dostępnego tlenu. Przy dostępności tlenu powyżej wartości odpowiadającej 100% nasycenia wód opadowych pod ciśnieniem 1013 hPa, ilość wymywanych metali ciężkich rośnie wraz ze wzrostem ilości dostępnego tlenu. Dla niskich ilości dostępnego tlenu odnotowano niewielkie zmiany ilości wymywanych metali ciężkich, w tym spadek ich ilości dla mieszanki zawierającej odpady z procesu przeróbki i wzbogacania węgla.

Wzrost temperatury wód opadowych wpływa na ograniczenie ilości wymywanych metali ciężkich, przy czym dla mieszanki zawierającej odpady z procesu przeróbki i wzbogacania węgla odnotowano większą dynamikę zmian niż dla mieszanki zawierającej odpady ze zwałowiska. Podobnie wraz ze wzrostem wartości pH wód opadowych maleje ilość wymywanych metali ciężkich, poza cynkiem z mieszanki A, dla którego zaobserwowano odmienny trend, a mianowicie – wzrost wymywanej ilości metali ciężkich wraz ze wzrostem wartości pH wód opadowych.

6. Stwierdzenia i wnioski

Wyniki uzyskane na drodze badań modelowych potwierdziły wpływ parametrów charakteryzujących warunki wymywania na ilość metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych. Obniżenie ilości metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych następuje w obecności dolomitu oraz przy ograniczonej dostępności tlenu.

Przeprowadzone rozważania wykazały przydatność programu komputerowego PHREEQC jako narzędzia do oceny zagrożeń związanych z wymywaniem metali ciężkich z odpadów górniczych.

Literatura

1. Adamczyk Z., Nowak J., Hepa E.: Określenie zawartości substancji nieorganicznej i węgla pierwiastkowego oraz analiza mineralogiczna trzech próbek odpadów przeróbczych z interpretacją wyników badań, Gliwice, 2010.
2. Labus K., Skoczyńska S.: Wpływ reaktywnego dolomitu na odczyn wód odciekowych składowiska Smolnica, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo z. 267, 2005.
3. Grynkiewicz-Bylina B., Rakwic B.: Wpływ wybranych parametrów środowiskowych na wielkość migracji metali ciężkich z odpadów górniczych. KOMEKO 2008, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych, Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice 2008.
4. Łączny J.M., Iwaszenko S., Słowikowski D., Huzarski M.: Symulacja zjawisk zachodzących w barierach reaktywnych ograniczających wpływ odpadów pogórniczych na środowisko, Górnictwo i Geoinżynieria R.31, z. 3/1, 2007.
5. Parkhurst D.L., Appelo C.A.J.: User's guide to PHREEQC (version 2) – A computer program for speciation, batch-reaction, one-dimensional transport, and inverse geochemical calculation, Denver, Colorado 1999.
6. Rakwic B.: Określanie ilości wymywanych metali ciężkich z odpadów górniczych za pomocą programu do modelowania hydrochemicznego PHREEQC. KOMEKO 2009, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych w aspekcie zrównoważonego rozwoju, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2009.
7. Skarżyńska K. M.: Odpady powęglowe i ich zastosowanie w inżynierii lądowej i wodnej. Wydawnictwo Akademii Rolniczej w Krakowie, 1997.
8. Stefaniak S., Twardowska I.: Geochemically unstable minerals in carboniferous rocks in the light of prognosing the envirmonmental impact of coal mining wastes, Polskie Towarzystwo Mineralogiczne – Prace Specjalne, Zeszyt 22, 2003.
9. Stefaniak S., Twardowska I.: Zmiany jakości wód podziemnych i powierzchniowych w wyniku kontaktu wód infiltracyjnych i zalewowych z obwałowaniem nasypu hydrotechnicznego wykonanego z odpadów górnictwa węglowego. Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego. Hydrogeologia, 436/2, 2009.
10. Stefaniak S., Twardowska I.: Zmiany w profilu pionowym antropogenicznej strefy aeracji w wyniku reeksloatacji i redeponowania odpadów gór-

nictwa węglowego, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria: Górnictwo z. 267, 2005.

11. Twardowska I., Szczepańska J., Witczak S.: Wpływ odpadów górnictwa węgla kamiennego na środowisko wodne. Ocena zagrożenia, prognozowanie, zapobieganie, Wydawnictwo Polskiej Akademii Nauk, 1988.
12. Wojewoda Śląski, Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Katowicach: Stan środowiska w województwie śląskim w 2008 roku, Biblioteka Monitoringu Środowiska, Katowice, 2009.

ROZDZIAŁ 2

MASZYNY I URZĄDZENIA DO PRZERÓBKI MECHANICZNEJ WĘGLA

Rozwój konstrukcji i technologii w osadzarkach pulsacyjnych typu KOMAG do wzbogacania węgla kamiennego i innych surowców mineralnych

Piotr Matusiak, Daniel Kowol, Antoni Jędo – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Pierwsze opisy procesu wzbogacania w pulsującym ośrodku wodnym pochodzą z książki „De Re Metallica" Agricoli z XVI wieku. Wzbogacanie było początkowo procesem okresowym, prowadzonym w sposób ręczny. Pierwsze usprawnienia polegały na mechanicznym wywoływaniu ruchu sita lub wytwarzaniu ruchu pulsacyjnego (Petherick jig) [16]. Pierwsza osadzarka do węgla o działaniu ciągłym (stałym odbiorze produktów rozdziału) skonstruowana została w 1848 roku (Berard jig), w której do wywoływania ruchu pulsacyjnego wykorzystano tłokowy napęd mimośrodowy, zastosowany z kolei po raz pierwszy w roku 1840 w osadzarkach typu Harz [3, 9].

Za początek nowoczesnej ery osadzarek przyjmuje się skonstruowanie osadzarki beztłokowej typu Baum w 1891 roku. Była to pierwsza osadzarka, różniąca się w stosunku do poprzednich rozwiązań zastąpieniem mechanicznego tłoka urządzeniem do doprowadzania i odprowadzania sprężonego powietrza do bocznej komory pulsacyjnej. W pierwszym rozwiązaniu materiał przepływał w poprzek do ściany komory powietrznej i dopiero kolejne zmiany (1901) spowodowały zmianę kierunku przepływu materiału w korycie roboczym [3, 9, 11, 16].

W kolejnych latach osadzarki podlegały stałemu rozwojowi w zakresie technologii i konstrukcji poszczególnych podzespołów. Prowadzone prace doprowadziły do opatentowania i zastosowania w osadzarkach pulsacji podsitowej, która umożliwiła zwiększenie wydajności tych maszyn, zmniejszenie zapotrzebowania wody i ilości powietrza roboczego, a także spowodowała uproszczenie konstrukcji [17]. Dla zwiększenia dokładności pracy i zakresu regulacji w sterowaniu przepływem powietrza przez komory pulsacyjne powstawały nowe rozwiązania zaworów pulsacyjnych, w których stopniowo wykorzystywano możliwości jakie dają systemy sterowania w obszarze doboru parametrów nastaw cyklu pulsacji. Równocześnie, wraz z rozwojem automatyki, następowały zmiany w konstrukcji układów odbioru produktów wzbogacania mające na celu zwiększenie precyzji rozdziału rozwarstwionego materiału.

Rozwój konstrukcji osadzarek (tabela 1) w Polsce określają pewne charakterystyczne okresy, w których wprowadzono nowe rozwiązania maszyn, a mianowicie:

Osadzarki wodne pulsacyjne polskiej produkcji

Tabela 1

Typ osadzarki	Miejsce zastosowania KWK/	Uwagi
OBM-12 OBM-15 OBSZ-15 OBZ10 OBZ12	Anna, Rydułtowy, Ch.R.L. Dębieńsko, Knurów Indie, Wietnam Ch.R.L. Mysłowice	Osadzarki beztłokowe z komorą powietrzną z boku
ODM10 ODM18 ODZ15	Wujek Zofiówka Dymitrow	Osadzarka dwunożowa z komorą powietrzną - środkową - z komorą pod sitem
OM12 OM12G3 OMP3 OM18P3; L3 OM24D OM24D3 OM24B3 OZ12 OZ18 OZ36D3 OS24D3 OS24B3	Jankowice Gliwice Szczygłowice Wawel, Brazylia Borynia Pniówek, Jankowice, Rumunia Brazylia Jankowice Zabrze Krupiński Sośnica Brazylia	Osadzarki z komorami powietrznymi pod sitem - jednokorytowe —//— —//— - dwukorytowe —//— —//— - jednokorytowe —//— - dwukorytowe —//— —//—
OC8 OC10 OM8L2E OM12P2E OMPE-3x6,5 OM12P3E OM15P3E OM18P3E OM18L3E OM18P OM18-3x8 OM20P3E OM20L3E OM24P4E OM24L4EM OM24-2E OM24D3E OM30-3E OM30D3E OM30, OZ18 OS36D3E OS24D3E	Zabrze Krupiński Centrum-Szombierki Knurów, Rozbark Marcel Staszic, Pniówek Szczygłowice, Indie Dębieńsko, Moszczenica, Jastrzębie Zofiówka, Rymer, Dębieńsko Doubrava – Czechy JAS-MOS Anna, Knurów Knurów Budryk Budryk (moderniz.) Murcki Borynia, Pniówek (moderniz.) Szczygłowice Sośnica Halemba Krupiński Bogdanka, Ch.R.L.	Osadzarki sterowane elektronicznie z odbiorem odpadów grawitacyjnie- bez przen. kubełkowych Osadzarki sterowane elektronicznie z komorą powietrzną pod sitem – jednokorytowe —//— —//— —//— —//— —//— —//— —//— —//— —//— —//— Osadzarki sterowane elektronicznie z komorą powietrzną pod sitem – dwukorytowe —//— —//— —//— —//— —//—
KOD	Budryk	Osadzarka do odkamieniania urobku
K-100, K-150, K-80 K-101, K-50		Klasyfikator pulsacyjny do żwiru i piasku

- ODM 18 – pierwsza osadzarka dwukorytowa – umożliwiła znaczne zwiększenie wydajności z jednej maszyny w stosunku do produkowanych osadzarek typu OBM [6],
- ODZ15 – pierwsza osadzarka z komorami powietrznymi pod pokładem sitowym [6],
- OM12 i OZ12 były podstawą do konstruowania typowych osadzarek OM, OS i OZ wyposażonych w zunifikowane zespoły (zawory pulsacyjne, urządzenia odbioru produktów, sita) oraz modułową konstrukcję skrzyń wodnych i roboczych dostosowanych gabarytami do zastosowania w modernizowanych płuczkach wodnych budowanych w kraju i zagranicą [7],
- OC8 i OC10 były pierwszymi osadzarkami, w których zastosowano pulsacyjne zawory talerzowe sterowane elektronicznie [8].

W Polsce osadzarki zaczęto konstruować w latach sześćdziesiątych XX wieku. Pierwsze rozwiązania posiadały komory powietrzne umieszczone wzdłuż osi osadzarki, obok koryta roboczego. Stosowano osadzarki OBM (osadzarka beztłokowa miałowa), ODM (osadzarka beztłokowa miałowa dwukorytowa) i OBZ (osadzarka beztłokowa ziarnowa) [15]. Osadzarki te charakteryzowały się znacznymi wymiarami i dużą masą. W latach siedemdziesiątych ubiegłego stulecia zaczęto wprowadzać osadzarki posiadające komory powietrzne zlokalizowane pod pokładem sitowym, zabudowane w skrzyniach dolnych poprzecznie do osi wzdłużnej osadzarki. Wpłynęło to na zmniejszenie wymiarów i masy osadzarki. Aktualnie konstruuje się osadzarki: OM (osadzarka miałowa), OS (osadzarka średnioziarnowa), OZ (osadzarka ziarnowa). Konstrukcje te są stale modernizowane, zarówno pod względem geometrii kształtu skrzyń dolnych, mocowania pokładów sitowych, usprawnienia urządzeń automatycznej regulacji odbioru produktów ciężkich, zaworów pulsacyjnych oraz kolektorów powietrza roboczego [15].

2. Rozwój osadzarek pulsacyjnych typu KOMAG

Wraz z rozwojem konstrukcyjnym wodnych osadzarek pulsacyjnych zmianom podlegały wszystkie podzespoły, począwszy od mechanizmów wywołujących ruch pulsacyjny, poprzez rodzaj i sposób mocowania pokładów sitowych, ukształtowanie komór pulsacyjnych, a zakończywszy na sposobach odbioru produktów wzbogacania.

Rozwój podzespołów osadzarek pulsacyjnych typu KOMAG (tabela 2) i ich ewolucję przedstawiono na przykładzie dwóch najważniejszych elementów, z punktu widzenia technologii prowadzenia procesu wzbogacania, tj.: zespołów rozrządu powietrza pulsacyjnego oraz układów odbioru produktów rozdziału. Opisano również rozwój układów regulacji i automatyzacji procesu wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych typu KOMAG.

Osadzarki pulsacyjne produkcji polskiej zaprojektowane przez KOMAG w latach 1955-2010

Tabela 2

Okres produkcji	Typ osadzarki	Miejsce zastosowania
1955-1970	OBM12, OBM15, OBSZ15, OBZ10, OBZ12	Kopalnia węgla kamiennego: „Anna", „Dębieńsko", „Knurów", „1-Maja", „Nowy Wirek", „Mysłowice", „Rydułtowy" oraz eksport do Chińskiej Republiki Ludowej, Indii oraz Wietnamu.
1971-1985	ODM10, ODM18, ODZ15, OM12, OM12-2, OM12-3, OM12-3S, OM12G3, OM12P3, OM12L3, OM18P3 OM18L3, OM24-3, OM24D, OM24B3, OM24D3, OZ18L, OZ12, OZ12L, OZ12P3, OS36D3, OZ36D3, OC8,OC10	Kopalnia węgla kamiennego: „Bogdanka", „Borynia", „Dębieńsko", „Gliwice", „Halemba", „Knurów", „Krupiński", „Jankowice", „Makoszowy", „Marcel", „Pniówek", „Dymitrow", „Rydułtowy", „Sośnica", „Staszic", „Wujek", „Szczygłowice", „Wawel", „Zabrze", „Zofiówka", „Moszczenica" oraz eksport do Brazylii, Indii oraz Rumuni.
1986-2010	OM8L2e, OM8L2E, OM10L2E, OM15P3E, OM12P3E, OMPE-3x6,5, OM18L3E, OM18P3E, OM20P3E, OM20L3E, OM24P4E, OM24L4E,OM24D3E, OS24D3E, OM30-3E, OM18 3x8,OM30D3E, OS30D3E, OM30, OZ18, OZ18L3E	Kopalnia węgla kamiennego: „Andaluzja", „Anna", „Barbara-Chorzów"„Bogdanka", „Borynia", „Budryk", „Dębieńsko", „Halemba", „Jastrzębie", „Jasmos" „Knurów", „Krupiński", „Marcel", „Pniówek", „Rozbark", „Rymer", „Rydułtowy-Anna", „Sośnica", „Staszic", „Szczygłowice", „Wawel", „Wujek", „Zofiówka", oraz eksport do Czech i Indii.
	Osadzarka KOD	Kopalnia węgla kamiennego „Budryk", do odkamieniania urobku
2003-2010	Klasyfikator pulsacyjny K-100, K-150, K-50, K-80, K-101	KSM sp. z o.o. w Borzęcinie, PPMD KRUSZBET S.A w Suwałkach,PRInż. Surowce Sp. z o.o. w Januszkowicach, PUHM „M +" Sp. z o.o. w Kędzierzynie Koźlu, Żwirownia Bierawa, PRESTO Emil Potręć, Rokitno

2.1. Zespoły rozrządu powietrza pulsacyjnego

W osadzarkach typu KOMAG stosowane są dwa rodzaje zaworów pulsacyjnych. W starszych konstrukcjach, do początku lat 80., pulsacyjny ruch wody wywoływany był za pomocą zaworów obrotowych. Posiadały one ograniczenia

konstrukcyjne uniemożliwiające regulację czasu trwania faz cyklu pulsacji, zwłaszcza wlotowego i nie pozwalały na pełną dowolność kształtowania krzywej pulsacji wody. W celu zróżnicowania wartości ciśnienia powietrza roboczego, w osadzarkach wyposażonych w zawory obrotowe, często wykorzystywano przesunięcie fazowe o ½ (180°) lub o ⅓ (120°) okresu cyklu w I przedziale względem kolejnych [15].

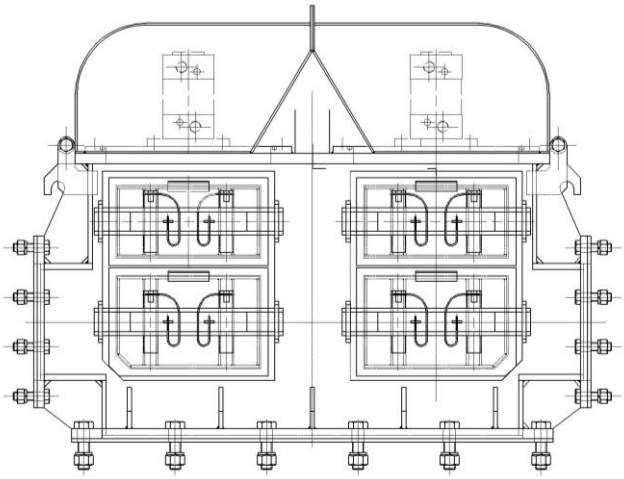
W początkowym okresie stosowano zawory obrotowe 1-fazowe, a następnie zawory obrotowe 3-fazowe [15].

Obecnie w osadzarkach typu KOMAG stosowane są zawory pulsacyjne talerzowe, różniące się wielkością i geometrią ukształtowania korpusów, które dostosowane są do wielkości i kształtu poszczególnych osadzarek. Cechą charakterystyczną stosowanych zaworów pulsacyjnych jest możliwość jednoczesnego kontrolowania przepływu powietrza roboczego w dwóch podsitowych komorach roboczych. W osadzarkach jednokorytowych pojedynczy zawór pulsacyjny zasila powietrzem dwie posobne komory robocze pojedynczego przedziału koryta, natomiast w osadzarkach dwukorytowych najczęściej dwie naprzeciwlegle położone w korytach komory. Dla uzyskania wymaganej powierzchni przekroju kanałów przelotowych, w zaworze pulsacyjnym stosowane są podwójne zawory wlotu i wylotu powietrza roboczego. Zarówno zawór wlotowy, jak i wylotowy, posiada dwa usytuowane poziomo talerze mocowane na wspólnym trzpieniu połączonym z tłoczyskiem siłownika pneumatycznego [11, 13].

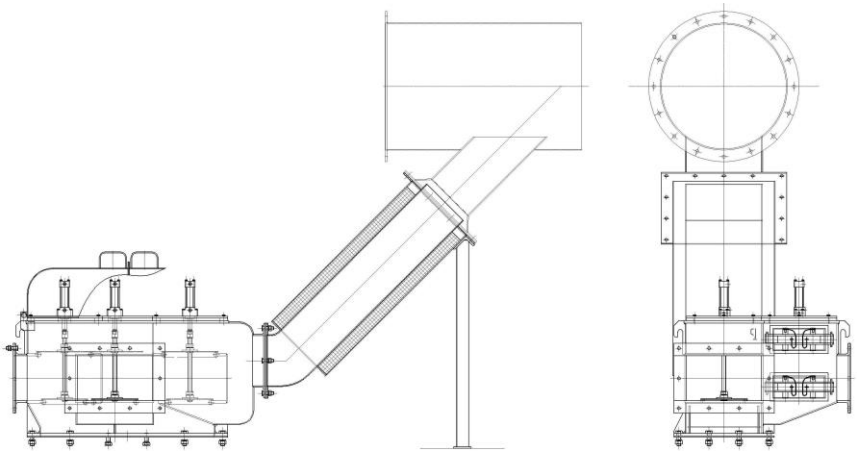
Zawory pulsacyjne w osadzarkach typu KOMAG usytuowane są na górnej powierzchni zbiornika powietrza wyrównawczego, zainstalowanego na burcie koryta roboczego.

Dla różnicowania ilości powietrza przepływającego przez dwie komory robocze wykorzystywane są przepustnice klapowe (obrotowe), których obudowy umiejscowione są pomiędzy zaworem pulsacyjnym a zbiornikiem wyrównawczym. W zaworach pulsacyjnych, które posiadają boczne otwory wlotu sprężonego powietrza i jego wylotu do atmosfery, poprzez sprzężone przepustnice, kontrolowany jest jego przepływ z obu podsitowych komór roboczych.

W celu uzyskania możliwości dwuciśnieniowego zasilania komór powietrzem roboczym opracowano rozwiązania konstrukcyjne w oparciu o podwójne i pojedyncze zawory talerzowe (rys. 1 i 2). Ich konstrukcja charakteryzuje się zastosowaniem dwóch zaworów wlotowych i jednego wylotowego oraz przystosowaniem do zasilania z dwóch osobnych źródeł powietrza o zróżnicowanym ciśnieniu. Niezależnie sterowane zawory wlotowe otwierające kolejno przepływ sprężonego powietrza roboczego, o odpowiednim ciśnieniu do komór roboczych, umożliwiają uzyskanie trapezoidalnego przebiegu krzywej pulsacji wody w korycie osadzarki. Do napędu zaworów mogą być stosowane zarówno siłowniki pneumatyczne, jak i hydrauliczne [11, 13].



Rys.1. Zawór pulsacyjny czterotalerzowy typu KOMAG [11, 13]



Rys.2. Zawór pulsacyjny dwuciśnieniowy z napędem hydraulicznycm typu KOMAG [11, 13]

2.2. Układy odbioru produktów rozdziału

W rozwiązaniach konstrukcyjnych układów odbiorczych produktu dolnego osadzarek pulsacyjnych wzbogacających nadawy węglowe stosowane są różne metody odprowadzania ziaren frakcji ciężkich z powierzchni roboczej koryta. Wynikają one głównie z rozmiaru ziaren nadawy oraz przyjętych założeń projektowych odnośnie stopnia kontroli procesu rozdziału lub przewidywanego obciążenia.

Osadzarki miałowe

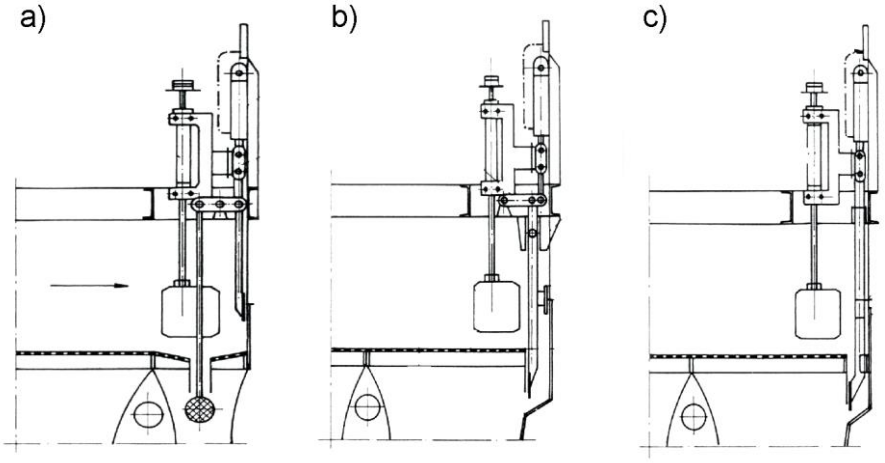
W osadzarkach miałowych OM, wzbogacających nadawy o uziarnieniu 20 (30) – 0,5 (0) mm stosowane są przepusty rurowe typu „R” oraz zasuwowe typu

„Z” (rys. 3). Ich wspólną cechą jest posiadanie kanału odbiorczego, dzięki któremu zwiększono wysokość warstwy materiału nad szczeliną przepustu [10, 12].

W starszych konstrukcjach osadzarek miałowych stosowane były przepusty rurowe. Koryto przepustu typu „R”, usytuowane przy progu przelewowym przedziału, wyposażone jest w sita symetrycznie nachylone w stronę kanału odbiorczego o przekroju prostokątnym. Elementem regulującym stopień otwarcia przepustu jest rura lub kątownik podwieszony na ruchomych cięgnach. Odprowadzanie ziaren produktu ciężkiego z kanału odbiorczego przepustu odbywa się poprzez dwie równoległe szczeliny, których powiększanie następuje w wyniku obniżania położenia elementu wykonawczego.

Powyższy sposób regulacji ilości odprowadzanego materiału pozwala utrzymywać jego stałą wysokość w kanale odbiorczym, co wpływa korzystnie na stabilizację prędkości przepływu strumienia pulsacyjnego wody w obszarze rozdzielczym łoża oraz na dokładność pomiaru gęstości warstwy poprzez czujnik pływakowy, który jest umiejscowiony nad otworem wlotowym kanału przepustu. Opisywane rozwiązanie stosowane w osadzarkach wyposażonych w dwustronne komory robocze powodowało, że przepusty zabudowane były między płaszczyznami pionowymi, wyznaczonymi przez próg stały i szczyt drugiej komory przedziału. Skutkiem takiego wzajemnego usytuowania wyżej wymienionych elementów było znaczne uzależnienie parametrów pulsacji od stopnia otwarcia szczeliny przepustu [10, 14].

Przepusty typu „R” stosowane są również w nowych rozwiązaniach osadzarek miałowych typu KOMAG.



Rys.3. Przepusty produktów w osadzarkach miałowych typu KOMAG [10, 12]
a) rurowy, b) zasuwowy dźwigniowy, c) zasuwowy prostoliniowy

W układach odbioru produktu dolnego, w których stosowano przepusty zasuwowe, elementem wykonawczym tego rozwiązania jest pionowa zasuwa two-

rząca tak samo usytuowany otwór szczelinowy. Ich wprowadzenie związane było z szeregiem zmian w konstrukcji osadzarek miałowych, które miały na celu m.in. poprawę stabilności rozluzowania materiału w strefie przyprogowej. Powyższy efekt uzyskano poprzez zastąpienie dwustronnych podsitowych komór pulsacyjnych, jednostronnymi (oddalonymi bardziej od progu i przepustu), umiejscowienie kanału odbiorczego przepustu bezpośrednio przy płaszczyźnie progu, a czujnika pływakowego jedynie nad powierzchnią sita.

Przepusty zasuwowe można podzielić na dźwigniowe oraz prostoliniowe. W pierwszym z nich występował ruch obrotowy części elementów zespołu, natomiast w drugim rozwiązaniu elementy wykonawcze, poczynając od siłownika hydraulicznego, a kończąc na zasuwie wykonują podczas pracy układu, w założeniu, ruch prostoliniowy [10, 12, 14].

W dotychczas stosowanych osadzarkach miałowych typu KOMAG, w których szerokość koryta roboczego wynosi od 2 do 3 metrów stosowane są, dla każdego przedziału, pojedyncze zespoły odbioru.

Osadzarki średnioziarnowe i ziarnowe

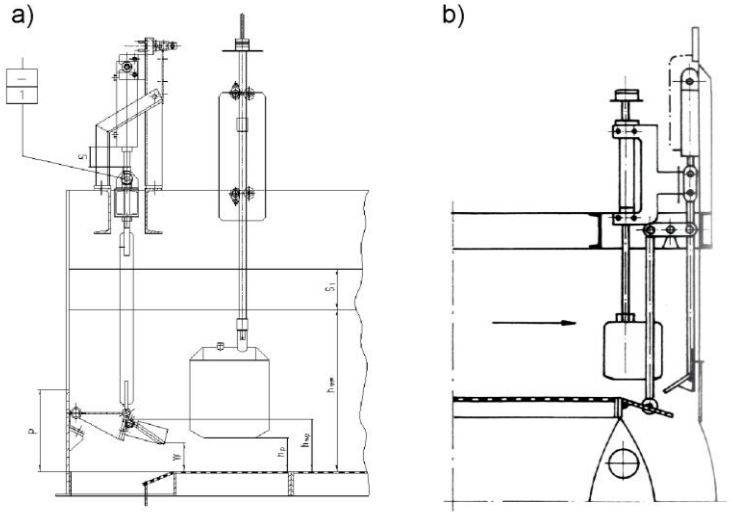
Odprowadzanie produktu dolnego podczas procesu wzbogacania nadaw węglowych o uziarnieniu 120 – 50 (20) mm w osadzarkach ziarnowych OZ oraz 50 (70) – 0,5 mm w osadzarkach średnioziarnowych OS odbywa się najczęściej przy wykorzystaniu przepustów klawiszowych (rys. 4).

Przepusty tego typu w odróżnieniu od rozwiązań stosowanych w osadzarkach miałowych nie posiadają kanału odbiorczego a materiał ciężki jest odprowadzany z przestrzeni roboczej poprzez szczelinę poziomą umieszczoną na poziomie zbliżonym do powierzchni sit w korycie roboczym. Szczelina powstaje na skutek jednoczesnego obniżania klapy będącej przedłużeniem pokładu sitowego oraz podnoszenia progu ruchomego wyposażonego w szereg uchylnych klawiszy. Klapy przepustu posiadają perforowane otwory dla zapewnienia przepływu strumienia pulsacyjnego wody w obszarze przyprogowym oraz redukcji jego prędkości w szczelinie odbiorczej podczas odprowadzania materiału [10, 14].

Na podstawie analizy skuteczności działania dotychczas stosowanych rozwiązań osadzarek typu KOMAG opracowano koncepcje nowych rozwiązań układów odbiorczych produktu dolnego dla osadzarek miałowych i średnioziarnowych.

W proponowanych rozwiązaniach uwzględniono uwarunkowania eksploatacyjne, wynikające z dotychczasowych przemysłowych zastosowań osadzarek typu KOMAG w polskim przemyśle węglowym. Często występującym zjawiskiem jest niestabilne obciążenie osadzarki nadawą, które powoduje znaczne zmiany w ilości odprowadzanego produktu dolnego. Uzyskanie prawidłowego przebiegu procesu wzbogacania podczas występowania powyższych zmian wymaga, aby układy osadzarki, w tym odprowadzania, zapewniały ciagły odbiór

produktów, odpowiedni do ilości dostarczonej nadawy. W propozycji nowych rozwiązań uwzględniono wpływ zmian prędkości przepływu pulsacyjnego wody w przestrzeni odbiorczej osadzarki na skuteczność rozdziału łoża na produkty wzbogacania.



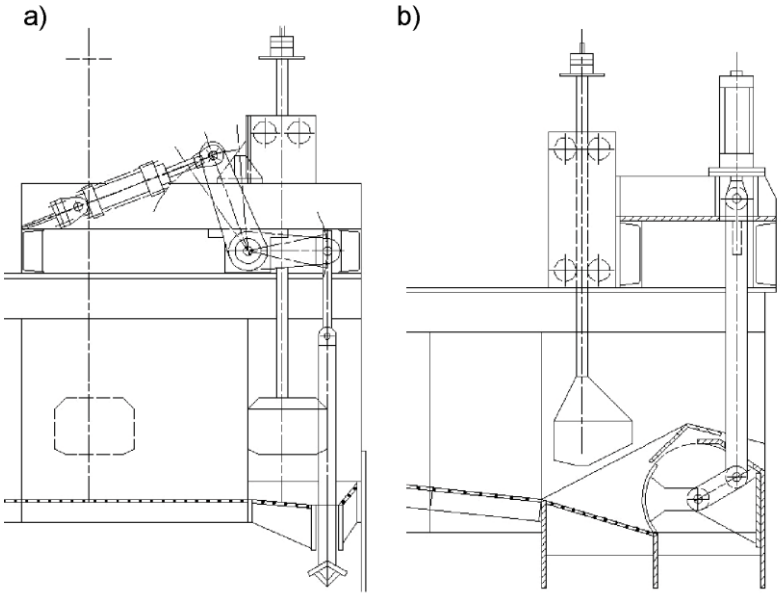
Rys.4. Przepusty klawiszowe produktów w osadzarkach a) ziarnowych i b) średnioziarnowych typu KOMAG [10, 12]

Opracowując koncepcję układu odbioru frakcji odpadowych o wymiarze 20 (30) - 0 mm założono (rys. 5a), że dla zapewnienia ciągłego odprowadzania ziaren przez przepust w sposób niezależny od ich ilości, zastosowany odbiór umożliwi oscylacyjne zmiany stopnia otwarcia szczeliny odbiorczej, co w przypadku zgodności częstotliwości jego pracy z pulsacyjnym przepływem wody wykorzystany może być do regulacji natężenia przepływu przez szczelinę przepustu.

W proponowanym rozwiązaniu układ pomiarowy czujnika pływakowego warstwy jest mechanicznie oddzielony od mechanizmów regulujących przepust i może być przemieszczony w osi podłużnej drugiej części przedziału,

W koncepcji układu odbioru produktu dolnego o rozmiarze 60 (80) – 0 mm zaproponowano (rys. 5b) oddzielenie kanału odbiorczego produktu dolnego od skrzyń osadzarki zasilanych przez komory pulsacyjne. Część sitową odbioru, usytuowaną od strony wlotu nadawy, oddzielono od kanału odbiorczego osadzarki i przewidziano jej zasilanie przez osobną komorę pulsacyjną, posiadającą własny układ regulacji natężenia przepływu powietrza pulsacyjnego i dopływu wody dolnej sprzężony ze sterownikiem układu odbiorczego.

Podobnie jak w przypadku koncepcji rozwiązania dla osadzarek miałowych, układ pomiarowy czujnika pływakowego warstwy jest mechanicznie oddzielony od elementów regulacyjnych przepustu [10, 14].



Rys.5. Koncepcje przepustu produktów dla osadzarek a) miałowych i b) średnioziarnowych typu KOMAG [10, 13]

2.3. Sterowanie osadzarką pulsacyjną

Pierwszym elektronicznym układem sterowania osadzarkami typu KOMAG, w zakresie regulacji odbioru produktu dolnego oraz sterowania pulsacją był PULS 83, który po zmodernizowaniu otrzymał nazwę PULS 84 [19]. System stworzony został w CEiAG EMAG, a następnie był rozwijany w Zakładzie Automatyki BGG pod nazwą SSO. System SSO przeznaczony do osadzarek wyposażonych w pulsacyjne zawory talerzowe z napędem pneumatycznym, elektrohydrauliczne zespoły regulacji odprowadzania produktu dolnego oraz elektrohydraulicznie sterowane przepustnice powietrza zapewniał sterowanie pulsacją, automatyczną regulację odbioru produktu dolnego oraz automatyczną regulację rozluzowania łoża [4, 5].

W systemie sterowania SSO układ do regulacji odbioru produktu dolnego wykorzystuje technologię progów ruchomych. Technologia pomiaru wysokości warstwy i skoku wzbogacanego materiału oparta jest, w opisywanym systemie, o ruch nadążny elementu pomiarowego (cewka indukcyjna, czujnik ultradźwiękowy) za czujnikiem pływakowym. Występujące w tym rozwiązaniu sprzężenie elementu pomiarowego z układem wykonawczym wywołującym zmiany wielkości szczeliny przepustu produktu dolnego, powoduje, że wysokość położenia warstwy rozdzielczej jest zależna wprost proporcjonalnie od ilości odprowadzanego produktu ciężkiego.

W późniejszych aplikacjach wprowadzano zmiany, które polegały m.in. na rezygnacji z regulacji progów w ostatnich przedziałach osadzarki, zastosowaniu

siłowników hydraulicznych do sterowania ruchem zaworów pulsacyjnych oraz propozycji wykorzystania pomiaru ciśnienia w kolektorze powietrza roboczego i zaworze pulsacyjnym do stabilizacji parametrów pulsacyjnych w korycie roboczym osadzarki.

Drugim system sterowania, który jest wykorzystywany w osadzarkach pulsacyjnych typu KOMAG jest system AS 2000 Instytutu Technik Innowacyjnych EMAG, którego integralną częścią jest urządzenie automatycznego odbioru produktów wzbogacania BOSS 2000.

W układzie tym występuje niezależne działanie dwóch siłowników sterujących progiem przelewowym i zasuwą odbierającą produkt dolny. Siłownik zasuwy produktu dolnego zmienia swoje położenie proporcjonalnie do położenia pływaka, natomiast drugi siłownik w stanie przejściowym zapewnia chwilową zmianę położenia progu przelewowego i tłumienie stanu przejściowego. W zależności od wysokości warstwy (wskazania pływaka) sterowana jest ilość powietrza roboczego wprowadzanego do komór roboczych oraz wody dolnej [1, 2].

W ostatnich latach w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG opracowano autorski system sterowania osadzarki pulsacyjnej (rys.6). System ten umożliwia sterowanie pulsacją wody i regulację rozdziału odprowadzanych produktów [18]. Podstawową jego zaletą jest możliwość wdrożenia systemu na osadzarce dowolnego producenta. W systemie, jako nowe rozwiązanie, zastosowano funkcję stabilizacji łoża oraz możliwość adaptacji dla konkretnego odbiorcy.

Rys.6. Ekran wizualizacji elektronicznego systemu sterowania osadzarką opracowany przez KOMAG [18]

Automatyczny system sterowania kontroluje zmiany położenia czujnika pływakowego oraz wartości ciśnienia w komorach powietrznych, określając parametry syntetyczne:

- minimalną, maksymalną i średnią wysokość położenia pływaka w cyklu pulsacji,
- amplitudę ruchu pływaka,
- minimalne, maksymalne i średnie ciśnienie w cyklu pulsacji.

System pozwala na utrzymywanie cyklu czasowego pulsacji, a także na utrzymywanie zadanych parametrów syntetycznych pulsacji, poprzez automatyczne korekty długości faz cyklu.

Nastawialne parametry pracy zaworów obejmują: częstotliwość cyklu pulsacji, początek i zakończenie faz wlotu i wylotu powietrza, a także amplitudę pulsacji i średnie ciśnienie w komorach powietrznych.

System może pracować**:**

- w cyklu jednofazowym, o pojedynczym wlocie powietrza roboczego, któremu odpowiada jeden wylot,
- w cyklu wielofazowym, w którym kilku fazom wlotu powietrza roboczego, oddzielonym pauzami, odpowiada jeden wylot.

System steruje przepustem oraz progiem, z uwzględnieniem pomiarów aktualnego położenia. Ruchomy próg może być sprzężony mechanicznie z przepustem, regulującym wielkość szczeliny odprowadzającej produkt dolny lub posiadać sterowanie niezależne, umożliwiające korektę związku między położeniem progu i stopniem otwarcia przepustu. Regulacja położenia przepustu i progu ruchomego może być realizowana poprzez napędy hydrauliczne lub pneumatyczne.

Układ regulacji odbioru produktu ciężkiego koryguje położenie przepustu, w oparciu o różnicę między zadaną, a aktualną wartością wskaźnika położenia czujnika pływakowego (minimalnego, maksymalnego lub średniego, w jednym lub kilku cyklach), z ewentualnymi korektami, uwzględniającymi m.in. stopień otwarcia przepustu.

W skład systemu wchodzą również skrzynki przedziałowe ułatwiające sterowanie przepustem w trybie pracy automatycznej lub ręcznej oraz regulację wysokości warstwy zadanej.

3. Podsumowanie

W Polsce osadzarki zaczęto konstruować w latach sześćdziesiątych XX wieku. Pierwsze osadzarki posiadały komory powietrzne umieszczone wzdłużnie, obok koryta roboczego. W latach siedemdziesiątych ubiegłego stulecia za-

częto wprowadzać osadzarki posiadające komory powietrzne zlokalizowane pod pokładem sitowym, zabudowane w skrzyniach dolnych poprzecznie do osi wzdłużnej osadzarki, co spowodowało zmniejszenie wymiarów i masy osadzarki. Wraz z rozwojem konstrukcyjnym wodnych pulsacyjnych osadzarek zmianom podlegały wszystkie podzespoły począwszy od mechanizmów wywołujących ruch pulsacyjny – układu zaworów pulsacyjnych, poprzez rodzaj i sposób mocowania pokładów sitowych, ukształtowanie komór pulsacyjnych, a zakończywszy na sposobach odbioru produktów wzbogacania oraz materiałach użytych do jej konstrukcji. W 2004 roku pojawiła się pierwsza osadzarka całkowicie wykonana ze stali nierdzewnej.

Prace prowadzone przez KOMAG realizowano we współpracy z innymi jednostkami badawczo rozwojowymi oraz uczelniami, producentami i użytkownikami, co zaowocowało powstaniem innowacyjnych rozwiązań technologiczno-konstrucyjnych.

Uzyskanie koncentratu węglowego o zadanych parametrach technologicznych oraz minimalnych stratach węgla w odpadach osiągnięto dzięki rozwojowi rozwiązań konstrukcyjnych, między innymi: układów doprowadzenia powietrza roboczego (zaworów pulsacyjnych), zespołów odbioru produktów ciężkich oraz systemów sterowania osadzarką.

Udoskonalenia osadzarek zaowocowały obniżeniem ich masy, zmniejszeniem pola powierzchni ich zabudowy, wzroście wydajności, zmniejszeniu zużycia wody technologicznej poprawie wskaźnika imperfekcji [12].

Literatura

1. Będkowski Z.: Układ automatycznego odbioru produktów wzbogacania w aspekcie kompleksowego systemu sterowania węzłem osadzarki pulsacyjnej, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, Katowice, Nr 9-10, 2000.
2. Będkowski Z.: Kompleksowy system sterowania pracą węzła wzbogacalnika osadzarkowego w zakładach przeróbki mechanicznej węgla AS 2000 z zastosowaniem układu automatycznego odbioru produktów wzbogacania BOSS 2000, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, Katowice, Nr 8, 2001.
3. Fellensiek E., Erdmann.: Jigging – historical and technical development, Aufbereistung-Technik 32, 1991.
4. Głowiak S.: Wybrane zagadnienia sterowania procesem wzbogacania w nowoczesnych osadzarkach. Automatyzacja Procesów Przeróbki Mechanicznej Kopalin, Materiały konferencyjne, Szczyrk 1995.
5. Głowiak S., Grabowski M.: System sterowania dla osadzarek konstrukcji CMG KOMAG, Mechaniczna Przeróbka Kopalin i Gospodarka Odpadami w Aspekcie Ochrony Środowiska, Materiały konferencyjne, Szczyrk 1995.

6. Jędo A.: Wpływ konstrukcji osadzarek na niektóre efekty ekonomiczne zakładów wzbogacania węgla – Instytut Przeróbki Kopalin Politechniki Śląskiej, Zeszyt Nr 1/21, 1971.
7. Jędo A., Osoba M.; Nowoczesne osadzarki i układy maszyn do wzbogacania węgla w modernizowanych płuczkach wodnych. Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna, Szczyrk 1998.
8. Jędo A., Łagódka S.; Nowa osadzarka cylindryczna z grawitacyjnym odpływem produktów. Maszyny Górnicze, Maszyny Przeróbcze KOMAG, Zeszyt Nr 3/21, 1988.
9. Kellerwessel H.: The Baum jig – 100 years old or young?, Aufbereitungs-Technik 32, 1991.
10. Kowol D., Lenartowicz M., Łagódka M.: Rozwiązania konstrukcyjne układów odprowadzania produktu dolnego w osadzarkach pulsacyjnych, KOMEKO, Materiały konferencyjne, Szczyrk 2009.
11. Kowol D., Lenartowicz M., Łagódka M., Matusiak P.: Przegląd rozwiązań konstrukcyjnych zespołów rozrządu powietrza pulsacyjnego w osadzarkach pulsacyjnych, Automatyzacja Procesów Przeróbki Kopalin, Materiały konferencyjne, Szczyrk 2009.
12. Osoba M., Jędo A.: Wpływ modernizacji osadzarek na uzyskiwane parametry jakościowe produktów wzbogacania, KOMEKO. Materiały konferencyjne, Szczyrk 2000.
13. Ocena aktualnego stanu techniki na świecie pod kątem modyfikacji rozwiązań konstrukcyjnych w osadzarkach typu KOMAG. Materiały nie publikowane Instytutu Techniki Górniczej KOMAG.
14. Opracowanie metod poprawy i stabilizacji charakterystyki ilościowo-jakościowej produktów rozdziału we wzbogacalnikach pulsacyjnych z uwzględnieniem cienkowarstwowego wzbogacania i sterowania urządzeniami odbioru produktów. Materiały nie publikowane Instytutu Techniki Górniczej KOMAG.
15. Osoba M.: Wpływ charakterystyki pulsacji wody w wodnych osadzarkach pulsacyjnych na proces pozyskiwania wybranych produktów mineralnych. Praca doktorska. Politechnika Śląska, 2006.
16. Praca zbiorowa: Advanced coal preparation monograph series, Volume III Coarse coal beneficiation, The Australian Coal Preparation Society, 2002.
17. Sanders G.J., Ziaja D., Kottman J.: Cost efficient beneficiation of coal by Romjigs and Batac jigs. XIV International Coal Preparation Congress and Exhibition. South African Institute of Mining and Metallurgy, 2002.
18. Tejszerski J., Jasiulek D., Pająk T., Osoba M.: System sterowania osadzarką KOMAG, Komeko 2008.
19. Zapała Wł.: Opracowanie i cyfrowe badania symulacyjne algorytmów sterowania procesu wzbogacania węgla z wykorzystaniem pomiaru rozkładu frakcji densymetrycznych w łożu osadzarki. Praca Doktorska. Politechnika Śląska. 1988.

Wpływ parametrów pokładu sitowego na blokowanie sit w osadzarce miałowej

Andrzej Pyc – Biuro Projektów Prorem Sp. z o.o., **Piotr Wodziński** – Politechnika Łódzka

1. Wstęp

Jednym z najważniejszych problemów technicznych, technologicznych, jak i ekonomicznych związanych z produkcją węgla kamiennego jest jego wzbogacanie, dzięki czemu z urobku uzyskuje się określone sortymenty węgla o żądanej jakości bądź posiadające określone właściwości związane z jego dalszym wykorzystaniem.

Technologie wzbogacania węgla w polskich zakładach przeróbczych skierowane są głównie na produkcję paliwa energetycznego oraz wsadu koksowniczego o stabilizowanej kalibrowanej jakości termodynamicznej przy eliminacji nadmiernej ilości popiołu i siarki w koncentratach węglowych, jak i doskonaleniu systemów przeróbczych w obszarze jednorodnej płuczki osadzarkowej.

Wykonywane analizy ekonomiczne poszczególnych rozwiązań dowodzą, że niewielkie zmiany w procesie wzbogacania mogą oznaczać duży zysk lub stratę dla Inwestora czyli kopalni [1]. Kryterium oceny procesu wzbogacania jest warunek uzyskania maksymalnej ilości produktów o jakości wymaganej przez odbiorcę.

Podniesienie wymagań jakościowych skutkuje zmniejszeniem się ilości produkowanego węgla, który te wymagania spełnia. Najistotniejszym czynnikiem decydującym o jakości produktów wzbogacania jest sprawność maszyn wzbogacających oraz znajomość aktualnych charakterystyk wzbogacania nadawy w połączeniu z możliwością skutecznego sterowania procesem wzbogacania. Można z całą pewnością wytypować osadzarki jako maszyny mające kluczowy wpływ na zaistniałe w procesie wzbogacania zyski lub straty. Jednym z wielu czynników mających wpływ na jakość parametrów wzbogacanego w osadzarce materiału jest rodzaj roboczego pokładu sitowego, na którym odbywa się pulsacyjny ruch warstwy materiału [2, 3].

2. Pokłady sitowe stosowane w osadzarkach miałowych

Wiedząc, że współczynnik prześwitu jest stosunkiem pola powierzchni otworów do pola powierzchni sita w dalszym rozumieniu jest on wskaźnikiem prędkości i natężenia przepływu pulsacyjnego strumienia wody, zdolności przepadania drobnych ziaren przez szczeliny sita oraz wskazuje na stopień wykorzystania powierzchni pokładu sitowego.

Dotychczasowe rodzaje pokładów sitowych stosowanych w osadzarkach pulsacyjnych to:

a) Sita perforowane z blachy stalowej,
   - otwory cylindryczne układ prosty,
   - otwory cylindryczne układ 45˚,
   - otwory cylindryczne układ 60˚,
   - otwory wydłużone układ mijany.

b) Sita szczelinowe zgrzewane.

2.1. Sita perforowane z blachy stalowej

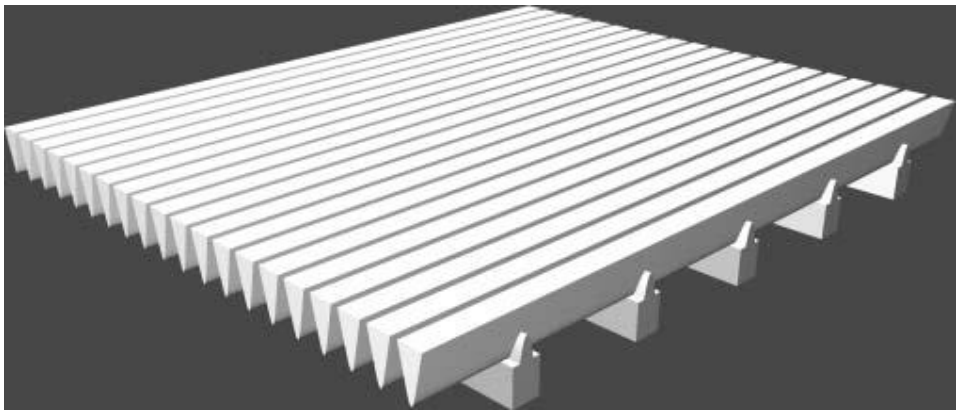
Sita perforowane stosowane są w zakładach przeróbki mechanicznej, do wzbogacania węgla w osadzarkach pulsacyjnych. Charakteryzują się dużą żywotnością w eksploatacji. Sita perforowane o oczkach okrągłych (cylindrycznych), produkuje się w zakresie średnic otworów od 0,4 do 120 mm w układzie otworów prostym, mijanym 45°, mijanym 60° według PN-76/M-94060.

Sita perforowane o oczkach wydłużonych produkuje się w wielkościach otworów od 1x20 do 30x65 mm w układzie prostym, mijanym i układzie 45° według PN-76/M-94060.

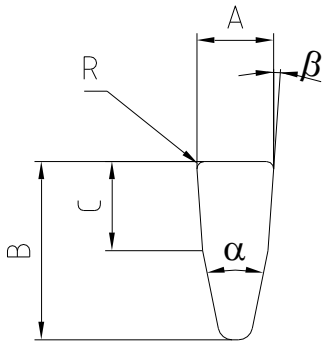
Wadą sit perforowanych z przebijanymi na zimno otworami jest chropowata powierzchnia krawędzi otworów, co zwiększa możliwość zakleszczania się ziaren oraz niski współczynnik powierzchni otwartej (współczynnik prześwitu).

2.2. Sita szczelinowe zgrzewane

Sita te powstają w oparciu o technologię zgrzewania elektryczno-oporowego poukładanych obok siebie w stałych odstępach drutów profilowych, połączonych ze sobą poprzez zgrzane od spodu poprzeczki. Druty używane do produkcji tych sit wykonuje się w odmianach profili typu: Sbb specjalnych oraz w różnych wielkościach w ramach danego profilu.



Rys.1. Sito szczelinowe zgrzewane



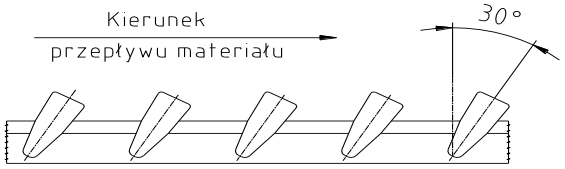
Rys.2. Drut profilowy typu Sbb

Wymiary drutów profilowych sit zgrzewanych

Tabela 1

Profil	A	B	C	R	α	β
	[mm]	[mm]	[mm]	[mm]	[^{0}]	[^{0}]
34 Sbb	2,2±0,02	5,0±0,1	2,5±0,1	0,2 max	23±1	4
42 Sbb	2,8±0,02	6,5±0,1	3,0±0,1	0,2 max	23±1	4

Stosuje się również sita pracujące w układach nieprostopadłego ułożenia (rys. 3) z drutami profilowymi zgrzanymi pod kątem 30° względem drutów nośnych, ze szczeliną usytuowaną prostopadle do kierunku przepływu materiału. Pochylone szczeliny sitowe w kierunku przepływu materiału po pokładzie sitowym zapewniają pneumatyczny (dodatkowy) przesuw materiału po pokładzie sitowym.



Rys.3. Sito szczelinowe zgrzewane w układzie nieprostopadłego ułożenia profili Sbb i Q

3. Parametry konstrukcyjne pokładów sitowych w osadzarkach

Cechy konstrukcyjne pokładu sitowego tzn. kształt otworów i ich ukierunkowanie oraz stosunek powierzchni otworów do powierzchni pokładu sitowego mają wpływ na:

- stopień rozluzowania wzbogacanego materiału,
- transport materiału po pokładzie sitowym,

– prędkość i natężenie przepływu pulsacyjnego strumienia wody,
– ilość i rodzaj ziaren przepadających przez pokład sitowy.

3.1. Geometria otworu sit w osadzarkach miałowych

Podstawowymi formami geometrycznymi otworów sit stosowanych w pokładach sitowych osadzarek miałowych są koło i prostokąt. W uwagi na większą możliwość zakleszczania się ziaren oraz mniejszy współczynnik prześwitu, otwór okrągły jest mniej racjonalny, stosuje się go coraz rzadziej. Częściej stosuje się sita perforowane z otworami wydłużonymi w układzie mijanym z otworem wydłużonym w kierunku transportowanego materiału po pokładzie sitowym.

Najpowszechniej stosuje się sita szczelinowe z otworami w formie prostokąta w którym stosunek boków jest duży, zgrzewane ze szczeliną usytuowaną zgodnie z kierunkiem przepływu materiału. Sita te charakteryzują się:

– zdolnością do przenoszenia dużych obciążeń,
– wysokim współczynnikiem powierzchni otwartej (współczynnik prześwitu),
– idealnie równą i gładką powierzchnią.

Druty robocze typu Sbb w kształcie litery „V" mają zapobiegać zatykaniu się sit, ponieważ kontakt separowanego materiału z powłokami roboczymi ma miejsce tylko w dwóch skrajnych punktach. Druty robocze typu Sbb i druty specjalistyczne rozdzielają materiał z dużymi właściwościami ścieralnymi.

4. Ruch pulsacyjny i rozluzowanie ziaren nadawy

Rozwarstwienie materiału na powierzchni pokładu sitowego osadzarki w wyniku pulsującego strumienia ziaren mineralnych jest spowodowane różnicami we właściwościach fizycznych i geometrycznych tj gęstości poszczególnych ziaren rozdzielanego materiału, ich wielkości oraz kształtów geometrycznych. Aby mogło nastąpić rozwarstwienie materiału na powierzchni pokładu sitowego na frakcje różniące się prędkością opadania, ziarna muszą mieć swobodę ruchu względem siebie. Od stopnia rozluzowania jest zależna wielkość oddziaływania między ziarnami, co ma wpływ na prędkość ziaren względem siebie. Zmniejszony stopień rozluzowania powoduje mniejszą prędkość ruchu ziarna. W związku z tym należy tak dobrać warunki ruchu pulsacyjnego, aby zapewnić odpowiednie rozluzowanie warstwy materiału na pokładzie sitowym osadzarki. Ruch pulsacyjny wody przy stałych parametrach pracy dmuchawy sprężonego powietrza oraz zaworów pulsacyjnych dostarczających sprężone powietrze robocze do komór powietrznych pod pokładem sitowym osadzarki, zależy od oporu przepływu wody przez otwory sit. Wraz ze wzrostem oporu przepływu przez sita, wynikającym z blokowania otworów sit, zmniejszeniu ulega wartość skoku i prędkość strumienia wznoszenia wody. Zwiększenie opo-

rów przepływu pulsującej wody poprzez otwory sit prowadzi do uzyskania cyklu pulsacji charakteryzującego się krótkimi fazami wznoszenia i podtrzymania oraz długą fazą opadania [4]. Odpowiedni dobór sit uwzględniający parametry granulometryczne i densymetryczne wzbogacanego materiału ma decydujący wpływ na skuteczność procesu wzbogacania w osadzarkach miałowych.

5. Badania

Celem badań eksperymentalnych przeprowadzonych w warunkach przemysłowych było opracowanie metodyki wyznaczania doboru kształtu i wielkości otworów sit uwzględniającej:

- zjawisko blokowania sit,
- ilość i rodzaj ziaren przepadających przez pokład sitowy,
- ocenę wpływu parametrów konstrukcyjnych sita na dokładność rozdziału wzbogacanego materiału.

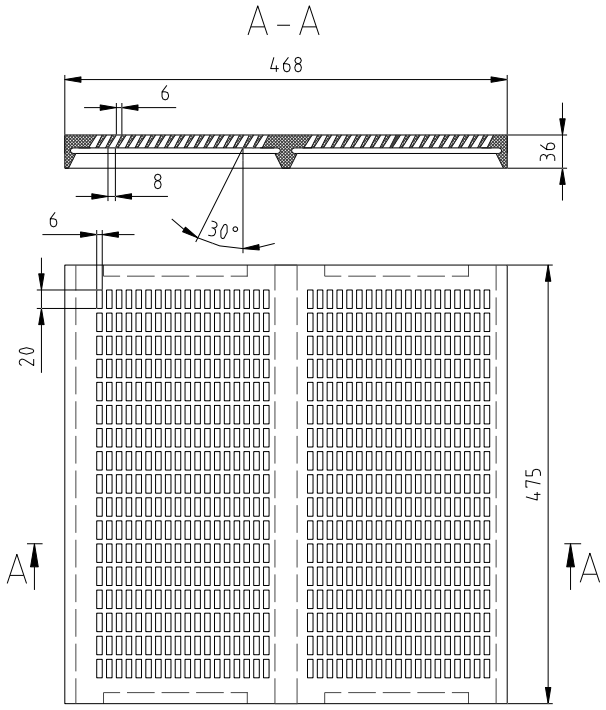
Badania były przeprowadzane w warunkach przemysłowych w dwóch zakładach przeróbki mechanicznej węgla:

- W zakładzie przeróbki mechanicznej węgla nr 1 na dwóch pracujących równolegle osadzarkach miałowych OM-24 wzbogacających nadawę o granulacji 20-0 mm. Osadzarki były wyposażone w sita szczelinowe zgrzewane pracujące w układach specjalnych (rys. 3) z drutami profilowymi typu Sbb42 zgrzanymi pod kątem 30° względem drutów nośnych, ze szczeliną s = 5 mm usytuowaną prostopadle do kierunku przepływu materiału.
- W zakładzie przeróbki mechanicznej węgla nr 2 na dwóch osadzarkach miałowych dwukorytowych OM-30 wzbogacającej nadawę o granulacji 20-0 mm. Osadzarki były wyposażone w sita szczelinowe zgrzewane wykonane z prętów typu Sbb42, ze szczeliną s = 8 mm (rys. 1) skierowaną równolegle do kierunku przepływu materiału po pokładzie sitowym.

5.1. Etap pierwszy

W pierwszym etapie badań uzbrojono jedną osadzarkę miałową OM-24 (ZPMW nr 1) oraz jedną osadzarkę miałową dwukorytową OM-30 (ZPMW nr 2) w pokład sitowy wykonany z modułowych sit gumowych typu EPP o szczelinie prostokątnej ukierunkowanej pod kątem 30° odchylenia od pionu i wymiarach 6 x 20 mm (rys. 4).

Modułowe sita gumowe na dzień dzisiejszy są stosowane powszechnie dla każdego rodzaju klasyfikacji materiału pod względem wielkości. Charakteryzują się wysoką aktywnością dynamiczną, dzięki czemu zmniejsza się zatykanie oczek ziarnami i zalepianie materiałem, co pozwala uzyskać efektywność przesiewania powyżej 90%.



Rys.4. Modułowe sito gumowe typu EPP, s = 6 x 20 mm

5.2. Parametry konstrukcyjne testowanych sit

Współczynnik prześwitu dla sit zgrzewanych wyznacza się według wzoru:

$$P = s/(s+a)\cdot 100\% \qquad (1)$$

gdzie:

P – współczynnik prześwitu,

a – szerokość profilu A (rys. 2),

s – szerokość szczeliny.

W tabeli 2 zestawiono parametry konstrukcyjne testowanych sit. Sita zgrzewane charakteryzują się zdecydowanie większą powierzchnią aktywną od modułowych sit gumowych, a więc powierzchnią przez którą odbywa się ruch pulsacyjny strumienia wody powodujący rozwarstwienie materiału na powierzchni pokładu sitowego osadzarki. Prześwit dla sita zgrzewanego o szczelinie s = 8 mm i s = 5 mm wynosi odpowiednio 75% i 64% powierzchni pokładu sitowego, co w porównaniu do wielkości prześwitu modułowego sita gumowego wynoszącego zaledwie 27% teoretycznie sugeruje zdecydowanie lepsze warunki dla uzyskania równomiernej pulsacji strumienia wody na całej powierzchni pokładu sitowego osadzarki.

Parametry konstrukcyjne zastosowanych w badaniach sit

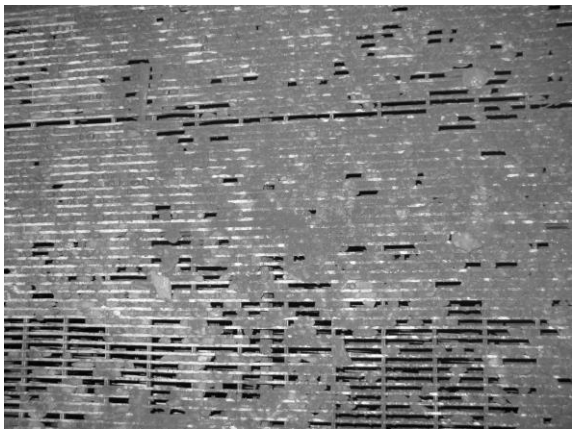
Tabela 2

Lp.	Typ sita	Szczelina s [mm]	Prześwit [%]
1	Zgrzewane w układzie nieprostopadłego ułożenia profili Sbb42 i Q55	5	64
2	Zgrzewane – profile Sbb42 i Q55	8	74
3	Modułowe sito gumowe typu EPP	6x20	27

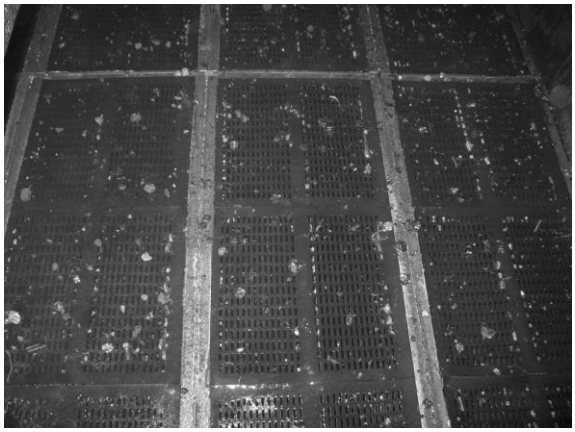
Po tygodniowym cyklu pracy osadzarek porównano stopień zablokowania sit. Po spuszczeniu wody i wyczyszczeniu pokładu sitowego z luźnego materiału, wykonano zdjęcia cyfrowe poszczególnych osadzarek obrazujące stopień zablokowania prześwitu sita. Rysunki 5 i 6 obrazują osadzarki OM-24 pracujące w ZPMW nr1 natomiast rysunki 7 i 8 obrazują osadzarki OM-30 pracujące w ZPMW nr 2.

Rys.5. Zgrzewane sito w układzie nieprostopadłego ułożenia profili o szczelinie s = 5 mm w ZPMW nr 1

Rys.6. Modułowe sito gumowe typu EPP o szczelinie s = 6 x 20 w ZPMW nr 1



Rys.7. Zgrzewane sito w układzie prostopadłego ułożenia profili o szczelinie s = 8 mm w ZPMW nr 2



Rys.8. Modułowe sito gumowe typu EPP o szczelinie s = 6 x 20 w ZPMW nr 2

Analiza stopnia zablokowania poszczególnych sit wykazuje, że po tygodniowym cyklu pracy osadzarek sita zgrzewane posiadają zdecydowanie mniejszą powierzchnie aktywną pokładu sitowego od modułowych sit gumowych. Dla zapewnienia poprawnej pracy osadzarek uzbrojonych w sita zgrzewane w ZPMW w których przeprowadzane były badania zachodzi konieczność regularnego, okresowego czyszczenia (odblokowania) powierzchni czynnej pokładów sitowych. Zastosowanie modułowych sit gumowych przy pracy w osadzarkach miałowych eliminuje potrzebę okresowego zatrzymania maszyny do czyszczenia pokładu sitowego.

5.3. Badanie technologiczne pracy osadzarek

Nadawa wprowadzana do obydwu osadzarek miałowych OM-24 w ZPMW nr 1 tak samo jak w osadzarce dwukorytowej OM-30 w ZPMW nr 2 pochodzi z tego samego pokładu eksploatacyjnego poszczególnych kopalń.

Doświadczenie porównawcze pracy osadzarek zostało przeprowadzone po ustabilizowaniu warunków ich pracy przy stałych parametrach technologicznych (natężenie przepływu nadawy, wydajność i ciśnienie powietrza roboczego, częstotliwości pulsacji, przepływ wody dolnej, położenie progu przelewowego). Pobrane próby odpadów z poszczególnych osadzarek zostały poddane analizie densymetrycznej.

Zestawienie wyników pracy osadzarek pracujących w ZPMW nr 1 przedstawia tabela 3. Średnia wartość strat węgla w odpadach osadzarki uzbrojonej w modułowe sita gumowe typu EPP o szczelinie s = 6 x 20 (prześwit pokładu sitowego P = 27%) wynosi 0,7% natomiast w osadzarce uzbrojonej w zgrzewane sito w układzie nieprostopadłego ułożenia profili Sbb42 i Q55 o szczelinie s = 5 mm (prześwit P = 64%) wynosi 0,9%.

Zestawienie wyników pracy osadzarek pracujących w ZPMW nr 2 przedstawia tabela 4. Średnia wartość strat węgla w odpadach osadzarki uzbrojonej w modułowe sita gumowe typu EPP o szczelinie s = 6 x 20 (prześwit pokładu sitowego P = 27%) wynosi 0,98% natomiast w osadzarce uzbrojonej w zgrzewane sito w układzie prostopadłego ułożenia profili Sbb42 i Q55 o szczelinie s = 8 mm (prześwit P = 74%) wynosi 0,97%.

Analiza densymetryczna odpadów z osadzarek miałowych OM-24 w ZPMW nr 1

Tabela 3

Lp.	**Kamień osadzarka uzbrojona w modułowe sito gumowe typu EPP s = 6 x 20 mm**			**Kamień osadzarka uzbrojona w zgrzewane sito w układzie nieprostopadłego ułożenia profili Sbb42 i Q55 s = 5 mm**		
	<1,45 [%]	1,45-1,8 [%]	>1,8 [%]	<1,45 [%]	1,45-1,8 [%]	>1,8 [%]
1	1,0	4,4	93,8	1,0	4,6	94,4
2	1,8	5,0	92,8	0,6	3,0	95,8
3	0,2	1,0	98,8	0,6	3,6	95,8
4	1,6	3,2	94,4	0,6	3,8	95,2
5	0,4	1,2	98,4	2,8	2,8	94,4
6	0,6	1,6	97,8	0,4	3,0	95,6
7	0,0	2,0	98,0	0,0	1,6	98,4
8	0,6	5,4	94,0	0,2	0,4	99,2
9	0,8	1,2	97,4	2,2	3,4	92,8
10	0,4	2,0	97,6	1,0	3,7	95,3
Średnia:	**0,7**	**2,7**	**96,3**	***0,9***	***3,0***	***95,7***

Analiza densymetryczna odpadów z osadzarek miałowych OM-30 w ZPMW nr 2

Tabela 4

Lp.	Kamień osadzarka uzbrojona w modułowe sito gumowe typu EPP s = 6 x 20 mm			Kamień osadzarka uzbrojona w zgrzewane sito z profili Sbb42 i Q55 s = 8 mm		
	fr <1,45	fr 1,45-1,8	fr >1,8	fr <1,45	fr 1,45-1,8	fr >1,8
1	0,8	4,6	94,6	1,2	6,6	92,2
2	1,0	5,8	93,2	1,2	6,8	92,0
3	1,0	5,8	93,2	1,4	6,6	92,0
4	1,2	5,5	93,3	1,0	5,8	93,2
5	0,8	5,2	94,0	1,2	6,8	92,0
6	1,0	5,4	93,6	0,8	5,8	93,4
7	1,0	5,0	94,0	0,8	4,6	94,6
8	1,2	6,0	92,8	1,0	5,4	93,6
9	0,8	4,6	94,6	0,6	4,4	95,0
10	1,2	5,4	93,4	1,0	4,8	94,2
11	1,0	5,0	94,0	0,8	5,2	94,0
12	0,8	4,6	94,6	1,0	3,8	95,2
13	0,8	4,8	94,4	1,1	5,0	93,9
14	0,8	5,2	94,0	0,6	4,0	95,4
15	1,0	5,0	94,0	0,8	4,2	95,0
16	1,2	4,9	93,9	0,9	4,0	95,1
17	1,0	4,8	94,2	0,8	4,2	95,0
18	1,0	5,0	94,0	1,0	3,6	95,4
19	1,0	4,6	94,4	0,8	4,0	95,2
20	1,0	5,2	93,8	0,9	4,0	95,1
Średnia:	***0,98***	***5,16***	***93,86***	**0,97**	**5,01**	**93,94**

Średnie straty koncentratu miałowego w odpadach testowanych osadzarek za cały okres przeprowadzania prób w ZPMW nr 1 oraz w ZPMW nr 2 wynoszą poniżej 1%.

W ZPMW nr 1 średnie straty koncentratu miałowego w odpadach osadzarki z zabudowanymi modułowymi sitami gumowymi wynoszą 0,7% i są o 0,2 % niższe od strat osadzarki z zabudowanymi sitami zgrzewanymi (tabela 3). Średnie wyniki w ZPMW nr 2 są porównywalne.

6. Wnioski

Zastosowanie modułowych sit gumowych w procesie wzbogacania w osadzarkach miałowych o otworze prostokątnym w którym bok dłuższy jest prostopadły oraz pochylony pod kątem 30° do kierunku transportu wzbogacanego materiału (stożkowatość otworu zgodna z kierunkiem przepływu materiału) powoduje:

- zwiększenie odporności na blokowanie prześwitu sita, a tym samym zapewnia „stały prześwit" sita w czasie eksploatacji,
- zmniejszenie możliwości przejścia przez otwór sita ziaren drobnych,
- ukierunkowanie przepływu strumienia wody przez otwór sita,
- eliminuje potrzebę okresowego zatrzymania maszyny do czyszczenia pokładu sitowego.

Literatura

1. Głowiak S.: „Przybliżona ocena ekonomicznych korzyści wzbogacania węgla w nowoczesnej osadzarce". 1998.
2. Blaschke S.: Przeróbka mechaniczna kopalin. Wydawnictwo Śląsk. Katowice, 1982.
3. Dietrych J.: Osadzarki. Państwowe Wydawnictwo Techniczne. Katowice, 1953.
4. Lenartowicz M., Kowol D., Łagódka M., Matusiak P.: „Badania laborato-

ryjne wpływu parametrów pokładu sitowego na charakterystykę ruchu pulsacyjnego wody w osadzarce pulsacyjnej". Górnictwo i Geoinżynieria 2009, z. 4, s. 169-175

Zastosowanie technologii autogenicznego łoża zawiesinowego do wzbogacania węgla w klasie ziarnowej 2 – 0,3 mm

Daniel Kowol, Michał Łagódka – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Separatory z autogenicznym łożem zawiesinowym (TBS – Teeter Bed Separator) opracowano w oparciu o koncepcję „hydrosizera" Stockesa powstałego w roku 1934 [1, 2].

Urządzenia o nazwach hindered settlers, hydraulic classifiers, hydrosizers, teeter bed separators są używane od wielu lat do klasyfikacji piasków przemysłowych i innych przemysłowych minerałów, w celu otrzymania, zgodnie z wymaganiami rynku, odpowiednio uziarnionych produktów w zakresie od 2(3) do 0,125 mm.

Separatory z łożem zawiesinowym są używane od lat 60-tych do odzysku węgla z odpadów gromadzonych na hałdach i w osadnikach, a od lat 80-tych również do wzbogacania węgla surowego [1, 2].

Stałe doskonalenie skuteczności metod kontroli procesu pozwoliło na poszerzenie zakresu zastosowań separatorów z łożem zawiesinowym z początkowych aplikacji służących głównie do rozdziału według wymiaru ziaren do obejmujących również rozdział według gęstości ziaren.

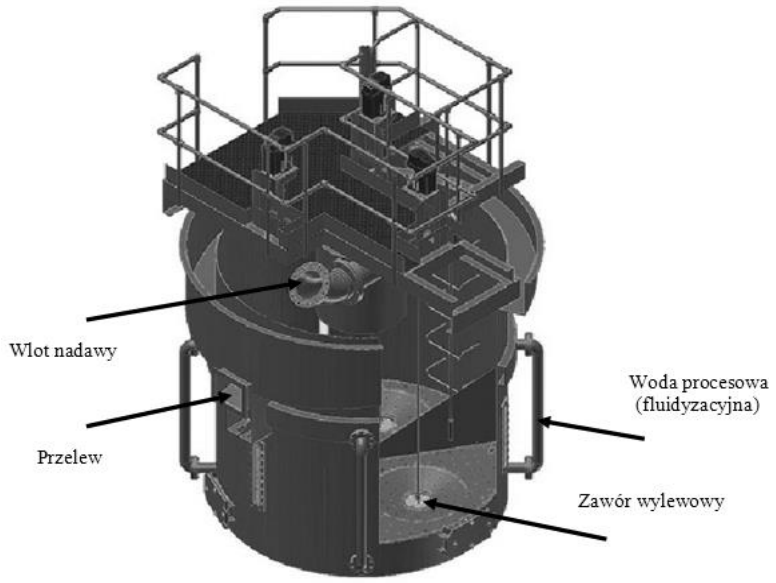
Przewidywane wzbogacanie w pełnym zakresie uziarnienia węgli energetycznych i koksowych [6], w tym oddzielne węgla w klasie 3,0 – 0,1 mm powoduje, że urządzenia tego typu mogą znaleźć zastosowanie w projektowanych, nowych lub modernizowanych zakładach przeróbczych w celu zwiększenia efektywności procesu wzbogacania ziaren w klasie 20(30) – 0 mm. Jest to możliwe poprzez odpowiedni dobór zakresu uziarnienia nadawy dla poszczególnych urządzeń w ciągu technologicznym, takich jak osadzarki pulsacyjne i flotowniki.

Ze względu na brak tego typu krajowych urządzeń, w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG podjęto prace mające na celu opracowanie separatora do wzbogacania drobnoziarnistych nadaw węglowych.

2. Charakterystyka działania separatorów z łożem zawiesinowym

Podstawowym elementem tych separatorów z łożem zawiesinowym jest otwarty od góry zbiornik, w którym następuje rozdział materiału pod wpływem wznoszącego się strumienia wody, o charakterze ciągłym. Natężenie dopływu wody fluidyzacyjnej, doprowadzanej przez układ zasilania, umieszczony w dolnej części separatora, jest dostosowywane do wymagań procesowych, w celu

uzyskania odpowiedniej prędkości strumienia wznoszącego wody w komorze roboczej. W wyniku oddziaływania na materiał nadawy, skierowanego w górę strumienia wody, następuje spowolnienie osadzania się części ziaren, wytwarza się w tym strumieniu łoże ziaren, o założonym wymiarze lub gęstości. Wraz z napływem materiału do komory roboczej o zawartości części stałych rzędu 50 – 60% (typowy wylew z hydrocyklonu), dla utrzymania stałych, zadanych parametrów autogenicznego łoża zawiesinowego, następuje jego rozdział [2]. Ziarna o mniejszym rozmiarze lub gęstości odprowadzane są hydraulicznie przez krawędź przelewową komory roboczej, a ziarna o większych rozmiarach lub większej gęstości, które nie mogą być uniesione przez skierowany w górę strumień wody, opadają przez łoże zawiesinowe i są odprowadzane przez regulowany zawór znajdujący się w dolnej części separatora [7, 8]. W celu zapewnienia jednorodnej fluidyzacji, w zależności od charakterystyki materiału, stosowane są odpowiednie systemy rozdzielcze wody w komorze roboczej. Odprowadzanie ziaren ciężkich z dolnych warstw łoża jest automatycznie kontrolowane za pomocą sondy i zaworu wylewowego. Na rysunku 1 pokazano miejsca wprowadzenia nadawy, odprowadzania produktów i zasilania wodą procesową (fluidyzacyjną).



Rys.1. Schemat separatora z łożem zawiesinowym typu TBS [8]

Obecnie działanie separatora jest automatycznie monitorowane i regulowane, co minimalizuje jego obsługę i zapewnia stałą jakość otrzymywanych produktów. Elektroniczne systemy regulacji, wykorzystywane do utrzymywania stałych warunków w komorze roboczej, pozwalają na dostosowanie pracy separatorów do zmian składu nadawy, bez wpływu na jakość produktów końcowych [7].

Dzięki możliwości prowadzenia rozdziału według gęstości jedynie w oparciu o ciągły przepływ strumienia wznoszącego wody przez materiał, bez użycia odczynników chemicznych i złożonych mechanicznych układów zasilających i sterujących, eksploatacja separatorów z łożem zawiesinowym charakteryzuje się wysoką skutecznością rozdziału, małymi wymaganiami dotyczącymi eksploatacji, utrzymania i zużycia energii [4, 7].

Urządzeniami służącymi do wzbogacania nadaw węglowych w klasie ziarnowej 2 – 0,3 mm, obok separatorów z łożem zawiesinowym, są wzbogacalniki zwojowe, hydrocyklony i cyklony cieczy ciężkiej.

Każdą z wyżej wymienionych technologii wzbogacania ziaren drobnych charakteryzują określone właściwości, wpływające na skuteczność rozdziału. Wzbogacanie w cyklonach cieczy ciężkiej zapewnia największą skuteczność rozdziału, ale ze względu na konieczność stosowania magnetytu oraz trudnościeralnych materiałów w urządzeniach jest procesem drogim. Skuteczny rozdział materiału we wzbogacalnikach zwojowych charakteryzuje duża gęstość ziarna podziałowego, w przeciwieństwie do rozdziału dokonywanego przy użyciu hydrocyklonów, gdzie największą skuteczność uzyskuje się dla małych gęstości rozdziału. Połączenie obydwu wyżej wymienionych technologii daje dobre rezultaty, jeżeli stabilność obciążenia urządzeń oraz parametrów jakościowych materiału jest duża. W przypadku występowania wahań wielkości powyższych czynników korzystniejsze rezultaty procesu rozdziału zapewnia zastosowanie wzbogacalników z autogenicznym łożem zawieszonym, posiadających automatyczną regulację gęstości rozdziału, stabilną w warunkach zmian jakościowych nadawy.

3. Zastosowanie separatorów z łożem zawiesinowym

Zalety separatorów z łożem zawiesinowym spowodowały, że w wielu krajach (m.in. w Australii, RPA, ChRL, Indiach, USA) będących znaczącymi producentami węgla, podjęto wdrażanie technologii autogenicznego łoża zawiesinowego, zarówno dla zwiększenia efektywności klasyfikacji wymiarowej drobnoziarnistych nadaw węglowych, jak i skuteczności ich wzbogacania [1, 5, 8].

Obecnie na świecie pracuje ponad 400 separatorów typu TBS zastosowanych do różnych aplikacji, takich jak: wzbogacanie węgla surowego, doczyszczanie odpadów flotacyjnych, oczyszczanie i klasyfikacja piasków (szklarskich, odlewniczych), przeróbki hematytu [2].

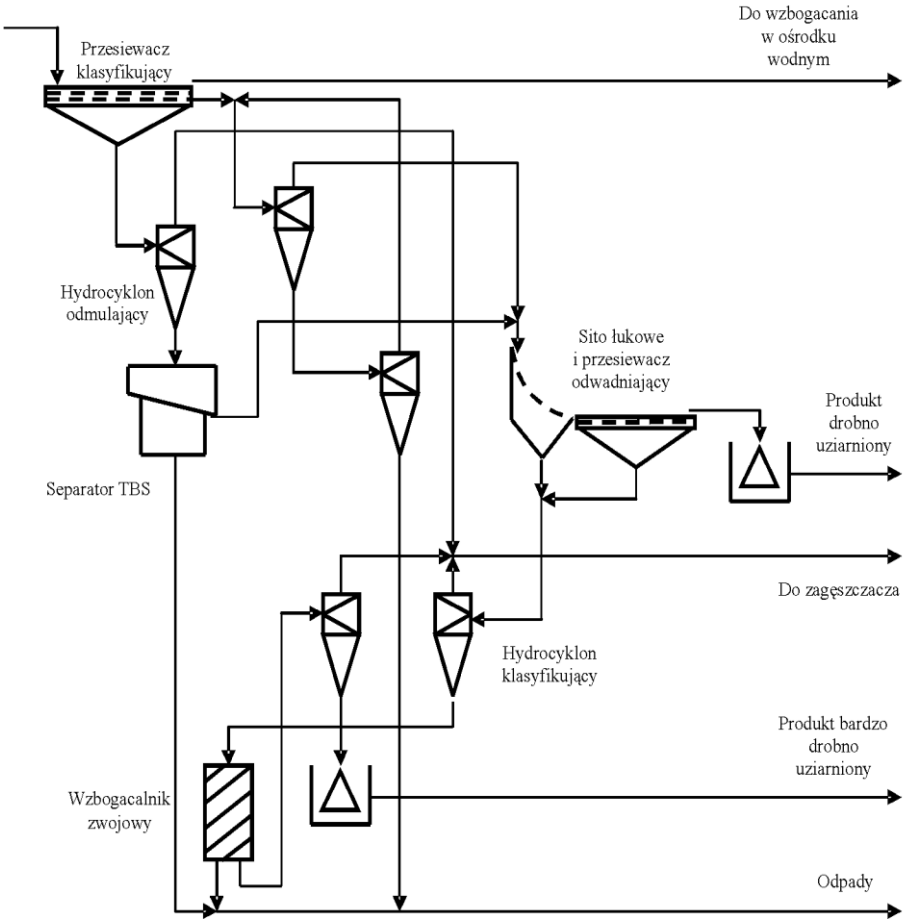
Poniżej przedstawiono przykładowe zastosowania separatorów typu TBS w procesach wzbogacania drobnouziarnionych nadaw węglowych.

3.1. Wzbogacanie węgla surowego

Nadawę stanowi węgiel surowy w klasie ziarnowej 2 – 0,125 mm, uzyskany w wyniku klasyfikacji na przesiewaczu, na którym nastąpił rozdział ma-

teriału na klasę ziarnową > 2 mm, kierowaną do dalszego wzbogacenia w płuczce osadzarkowej oraz ziarna < 2 mm podawane do hydrocyklonu klasyfikującego (odmulającego), w którym najdrobniejsze ziarna < 0,125 kierowane są do zagęszczacza.

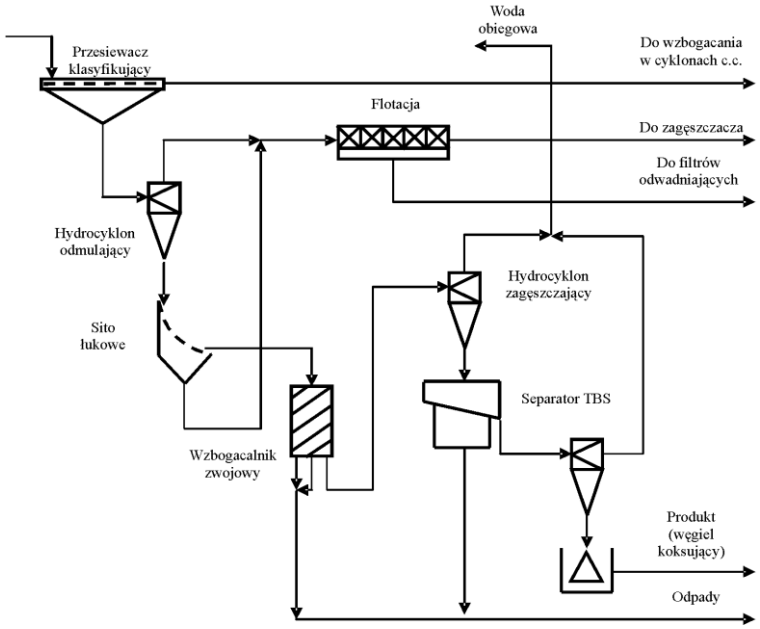
Produkt przelewowy (koncentratowy) separatora kierowany jest do dwustopniowego odwodnienia w układzie przesiewaczy oraz w wirówce.



Rys.2. Zastosowanie separatora typu TBS do wzbogacania węgla surowego [1]

3.2. Wtórne wzbogacanie produktu koncentratowego wzbogacalnika zwojowego

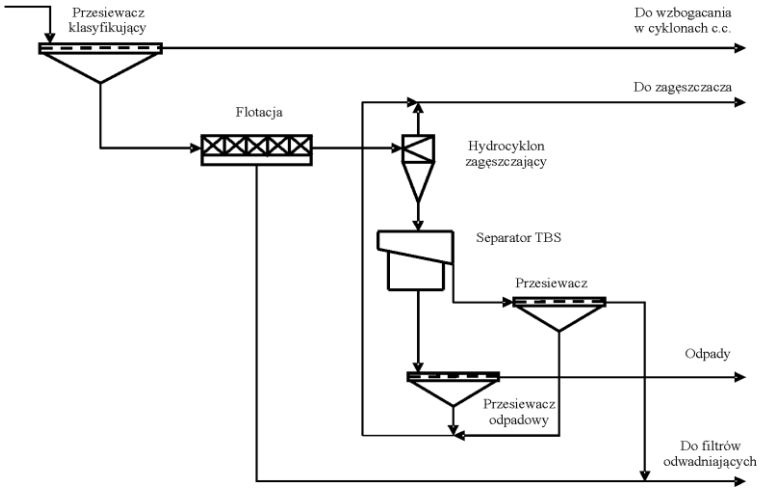
Nadawą na separator z łożem zawiesinowym jest w tym przypadku produkt koncentratowy z trójproduktowego wzbogacalnika zwojowego. Po wtórnym wzbogaceniu w wyżej wymienionym separatorze uzyskuje się produkt o niskiej zawartości popiołu, który po zagęszczeniu w hydrocyklonie odwadniany jest w wirówce wibracyjnej.



Rys.3. Zastosowanie separatora typu TBS do wtórnego wzbogacania produktu koncentratowego [1]

3.3. Wzbogacanie odpadów flotacyjnych

Nadawę na separator TBS stanowią odmulone, zagęszczone odpady z procesu flotacji pianowej. Zarówno produkt koncentratowy (przelew), jak i produkt odpadowy (wylew) poddawane są odwodnieniu na przesiewaczach. Odwodniony produkt koncentratowy kierowany jest na drugi stopień odwadniania na filtrach tarczowych.



Rys.4. Zastosowanie separatora typu TBS do wzbogacania odpadów flotacyjnych [1]

4. Badania laboratoryjne

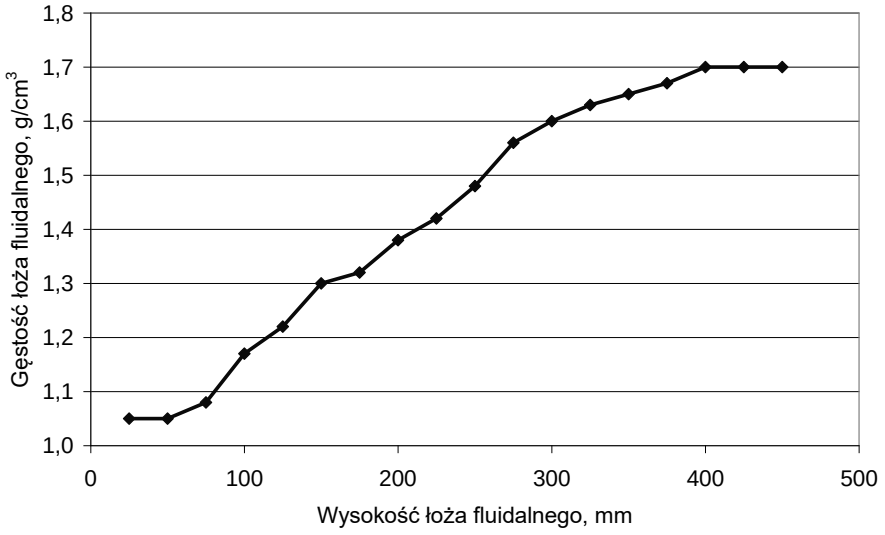
Separatory z autogenicznym łożem zawiesinowym typu TBS nie były do tej pory stosowane w polskim przemyśle węglowym ze względu na brak tego typu urządzeń podczas projektowania zakładów przeróbczych. Możliwości jakie daje technologia autogenicznego łoża zawiesinowego w zakresie przeróbki węgla i innych materiałów przy relatywnie niskich kosztach jej wdrożenia i eksploatacji spowodowały rozpoczęcie prac badawczych mających na celu opracowanie własnych rozwiązań umożliwiających procesowe wzbogacanie węglowych nadaw drobnoziarnistych o uziarnieniu < 2 mm, w oparciu o wykorzystanie wyżej wymienionych technologii [9].

Przeprowadzono badania w skali laboratoryjnej w celu określenia skuteczności wyżej wymienionych technologii do dwuproduktowego wzbogacania nadaw węglowych. Ocenę przeprowadzono na podstawie wyników analiz parametrów ilościowych i jakościowych poszczególnych warstw węglowego łoża fluidalnego, uformowanych na skutek oddziaływania wznoszącego strumienia wody na materiał znajdujący się w komorze roboczej modelu wzbogacalnika.

Natężenie dopływu wody fluidyzacyjnej o wartości 14,4 $m^3/h/m^2$ powierzchni komory roboczej było wystarczające dla uzyskania gęstości łoża fluidalnego równej 1,43 g/cm^3.

W warstwach dolnych, zawierających głównie ziarna frakcji odpadowych, gęstość ośrodka osiągała wartość 1,7 g/cm^3.

Rozkład gęstości pozornej węglowego łoża fluidalnego względem jego wysokości wynikającej z rozmiarów użytego modelu przedstawiono na rysunku 5.



Rys.5. Gęstość warstw łoża fluidalnego [9]

Przykładowe wyniki badań procesu gęstościowego rozwarstwiania nadawy węglowej o uziarnieniu 2 – 0,315 mm przedstawiono w tabeli 1. Potwierdzają one możliwość wykorzystania autogenicznego łoża zawiesinowego do skutecznego dwuproduktowego rozdziału takiego materiału według gęstości ziaren.

Wyniki analiz grawimetryczno-popiołowych nadawy i produktów rozdziału [9]

Tabela 1

Gęstość frakcji g/cm^3	Nadawa		Produkt koncentratowy		Produkt odpadowy	
	Wychód %	Popiół %	Wychód %	Popiół %	Wychód %	Popiół %
< 1,4	64,12	2,79	82,41	2,71	10,93	4,80
1,4 - 1,6	9,81	12,33	11,89	11,54	3,74	19,43
1,6 - 1,8	2,30	31,30	1,72	27,36	3,98	36,50
1,8 - 2,0	3,05	51,15	1,92	47,99	6,35	53,92
2,0 - 2,2	1,45	64,14	0,41	61,56	4,49	65,44
> 2,2	19,27	82,93	1,64	80,80	70,51	83,03
Suma, Średnia*	100,00	22,19*	100,00	6,58*	100,00	67,61*

Wzbogacanie nadawy węglowej polegało na gęstościowym rozwarstwianiu materiału w łożu fluidalnym oraz na łączeniu otrzymanych warstw, w celu uzyskania produktu koncentratowego i odpadowego.

Dwuproduktowe wzbogacanie nadawy węglowej w klasie ziarnowej 2 – 0,315 mm, o zawartości popiołu 22,19%, przy gęstości rozdziału ρ_{50} = 1,792 g/cm^3, pozwoliło na otrzymanie produktu koncentratowego o wychodzie 74,40%, zawartości popiołu 6,58% oraz produktu odpadowego o wychodzie 25,60% i zawartości popiołu 67,61%.

Analizy parametrów rozdziału dla klas ziarnowych 2 – 1 mm i 1 – 0,315 mm, których udziały w nadawie wynosiły odpowiednio 48,13% i 51,87% wykazały zróżnicowanie gęstości rozdziału dla wyżej wymienionych klas ziarnowych, wynoszące odpowiednio 1,596 g/cm^3 dla ziaren 2 – 1 mm oraz 1,956 g/cm^3 dla klasy 1 – 0,315 mm. Zestawienie parametrów produktów rozdziału dla analizowanych klas ziarnowych zamieszczono w tabeli 2.

Ocena procesu laboratoryjnego rozdziału wyżej wymienionych klas ziarnowych na podstawie wartości rozproszenia prawdopodobnego E_p, które dla ziaren klasy 2 – 1 mm i 1 – 0,315 mm wyniosło odpowiednio 0,102 i 0,160 g/cm^3 wykazała relatywnie wysoką jego skuteczność, przy uwzględnieniu małej wyso-

kości łoża fluidalnego (czterokrotnie mniejszej w porównaniu do stosowanej w urządzeniach przemysłowych).

Minimalna wielkość ziaren nadawy wynikała z rezultatów prób wzbogacania nadawy o uziarnieniu 2 – 0 mm, w których wysoki udział ziaren < 0,315 mm w nadawie, wynoszący 44%, powodował obniżenie jakości produktu koncentratowego, ze względu na ich niską skuteczność rozdziału.

Zestawienie parametrów produktów rozdziału [9]

Tabela 2

Parametr	Klasa ziarnowa mm		
	2 – 0,315	2 – 1	1 – 0,315
Gęstość rozdziału g/cm^3	1,792	1,596	1,956
Zawartość popiołu w nadawie %	22,2	19,93	24,31
Zawartość popiołu w koncentracie %	6,58	3,53	8,76
Zawartość popiołu w odpadach %	67,61	62,69	73,86
Udział w nadawie %	100	48,13	51,87

Korzystnym rozwiązaniem, zapewniającym zarówno skuteczny rozdział ziaren klasy 2 – 0,315 mm jak i < 0,315 mm jest ich oddzielenie i skierowanie do różnych węzłów wzbogacania. Ziarna o rozmiarze < 0,315 mm (0,250 mm) są efektywnie wzbogacane w procesie flotacji, a ich wydzielenie z nadawy kierowanej do separatorów z łożem zawiesinowym korzystnie wpływa na przebieg procesu rozdziału, na skutek zmniejszenia w nadawie udziału cząstek ilastych, powodujących niepożądany wzrost lepkości ośrodka w komorze zawiesinowej separatora.

5. Podsumowanie

Omówione przykłady zastosowań separatorów z łożem zawiesinowym w procesach wzbogacania drobnoziarnistych nadaw węglowych w klasie 2 – 0,25 mm oraz pozytywne wyniki prób w skali laboratoryjnej wskazują na możliwość wdrożenia i eksploatacji tego typu urządzeń przeróbczych dla zwiększenia wychodu produktu o niskim zapopieleniu, a także dla wzrostu efektywności działania osadzarek i flotowników w drodze eliminacji udziału w nadawach na

wyżej wymienione urządzenia ziaren < 2 mm (osadzarki pulsacyjne) oraz > 0,3 mm (flotacja).

W odróżnieniu od układów wykorzystujących hydrocyklony, wzbogacalniki zwojowe lub cyklony z cieczą ciężką, które dla prawidłowego działania wymagają stabilnej nadawy, wyposażenie separatorów z łożem zawiesinowym w automatyczne układy regulacji i monitorowania gęstości rozdziału zapewnia stałą jakość otrzymywanych produktów w warunkach zmian składu nadawy.

Dzięki możliwości prowadzenia rozdziału jedynie w oparciu o przepływ strumienia wody przez materiał, bez użycia odczynników chemicznych i złożonych mechanicznych układów zasilających i sterujących, eksploatację separatorów z łożem zawiesinowym charakteryzują niskie koszty utrzymania, zminimalizowane czynności obsługowe, małe zużycie energii przy wysokim obciążeniu jednostkowym materiału na poziomie 20 t/h/m^2 powierzchni roboczej [3, 4, 7].

Literatura

1. Drummond R., Nicol S., Swanson A.: Teetered bed separators – the Australian experience, The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 2002.
2. Hand P., Craddock M.: Use of teetered bed separators on SA coal, QVA Process Technologies, 2005, www.qva.co.za.
3. Honaker R.Q.: Coal preparation plant advancements, Kentucky Professional Engineers in Mining Seminar, Lexington Kentucky, 2007.
4. Nicol S.: A Case Study in the Implementation Of Novel Technology: Teetered Bed Separators, www.qva.co.za.
5. Teetered Bed Separators making inroads into Coal market, www.qva.co.za.
6. Tumidajski T., Gawenda T., Niedoba T., Saramak D.: Kierunki zmian technologii przeróbki węgla kamiennego w Polsce. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 24, Zeszyt1/2, 2008, s. 246 – 258.
7. www.elginindustries.com.
8. www.krschina.com.

9. Zastosowanie technologii łoża zawiesinowego do wzbogacania drobnouziarnionych polskich węgli kamiennych. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, 2010.

Nowe rozwiązanie próbobiornika do poboru materiałów sypkich z przesypów i zsypów przenośników taśmowych

Arkadiusz Tomas – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

W ciągu ostatnich 15 lat w polskich elektrowniach, elektrociepłowniach i kopalniach węgla kamiennego zainstalowano ponad 160 automatycznych systemów poboru próbki [1]. Było to wynikiem ciągłego nacisku ze strony odbiorców na jakość dostarczanego produktu. Elektrownie i elektrociepłownie zaczęły przykładać coraz większą wagę do jakości dostarczanego paliwa. Kopalnie, producenci węgla, by sprostać rosnącym wymaganiom rynku, również podejmują działania w celu polepszenia jakości produktu, m.in. poprzez udokumentowaną kontrolę wyrobu finalnego.

Za pomocą próbobiorników automatycznych pobiera się próbki węgla w kopalniach, w elektrowniach i elektrociepłowniach dodatkowo biomasy.

Pobieranie próbki w przypadku węgla realizowane jest zgodnie z normą PN-ISO 13909-2:2004 [3]. Dla biomasy stosuje się specyfikację CEN/TS 14778-1:2005 Solid biofuels – Sampling – Part 1:Methods for sampling. Biopaliwa stałe. Część 1: Pobieranie [4].

Systemy pobierające są certyfikowane na zgodność z normą lub specyfikacją.

Automatyczne pobieranie próbek realizowane jest również w przemyśle spożywczym (w badaniu jakości zbóż, produktów sypkich), wody i ścieków, paliwowym, dla paliw alternatywnych, popiołów elektrownianych (w rozwiązaniach zagranicznych).

2. Współczesne rozwiązania próbobiorników pobierających z przesypu

Systemy poboru próbek są konfigurowane indywidualnie, zależnie od wymagań klienta oraz lokalnych warunków zabudowy. Głównym elementem systemu jest próbobiornik. Obecnie stosowane są następujące rozwiązania [1]:

- próbobiorniki do poboru próbki z przesypu lub zsypu:
  - szufladowe, z szufladą z dnem otwieranym,
  - rynnowe, ze zgarniaczami,
  - kubełkowe pracujące w poprzek (rzadko stosowane),
  - z pojemnikiem dosuwanym,
  - czerpakowe (rozwiązanie KOMAG-u),
- próbobiorniki do poboru próbki bezpośrednio z taśmociągu w ruchu:

- łyżkowe obrotowe,
- łyżkowe o ruchu złożonym,
- z ramieniem łamanym (rozwiązanie KOMAG-u),
- z ruchem prostym (rozwiązanie KOMAG-u),

W większości systemy poboru próbek zamontowane są na przesypach przenośników taśmowych, względnie zsypach. W tych systemach stosowane są próbobiorniki szufladowe i rynnowe oraz z naczyniem dosuwanym [1].

3. Wybrane próbobiorniki do poboru próbki z przesypu lub zsypu

3.1. Próbobiornik szufladowy, z dnem otwieranym

Rozwiązaniem stosowanym na szeroką skalę, jest próbobiornik z szufladą, z dnem otwieranym (rys. 1).

Rys.1. Szuflady w próbobiorniku szufladowym, z dnem otwieranym [1]

Rys.2. Uszkodzenia próbobiornika w wyniku niecałkowitego opróżnienia i zaklinowania den szuflad [2]

W urządzeniu tym próbka pobierana jest przez szuflady (rys. 1), które wprowadzane są w strugę próbkowanego materiału. Szuflady są osłonięte daszkami. Po dosunięciu szuflad i daszków do końcowej pozycji, daszki są wycofywane i następuje napełnienie szuflad. Następnie szuflady są wycofywane do pozycji wysypu próbki pierwotnej, otwierane są dna i następuje opróżnienie szuflad. Dna są zamykane podczas ruchu szuflad w kierunku strugi. Podczas analizy pracy próbobiorników z szufladą, z dnem otwieranym, stwierdzono występowanie następujących problemów:

- w próbobiornikach tego typu często dochodzi do zaklinowania den szuflad, wskutek niepełnego opróżnienia (rys. 2),
- zawodnym elementem są rolki podtrzymujące dno szuflady, wrażliwe na zanieczyszczenia [2] (rys. 3), ich zanieczyszczenie prowadzi do zablokowania szuflad,
- odpowiednia ilość miejsca potrzebna na otwarcie dna może wykluczać możliwość umieszczenia kruszarki bezpośrednio pod próbobiornikiem.

Rys.3. Zanieczyszczone rolki podtrzymujące dno szuflady [2]

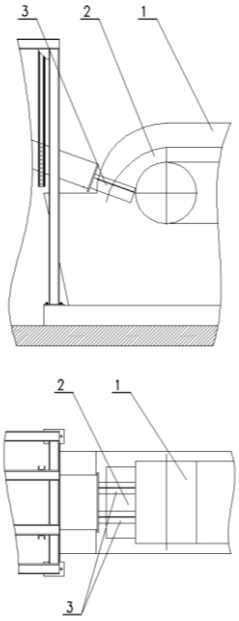
3.2. Próbobiornik rynnowy

Kolejnym rozwiązaniem które znalazło szerokie zastosowanie jest próbobiornik rynnowy. Jego konstrukcja jest modyfikacją próbobiornika z szufladami otwieranymi.

Pobór odbywa się na takiej samej zasadzie jak w próbobiorniku szufladowym, z tym, że naczynie ma postać rynny otwartej na obu końcach. Podczas ruchu powrotnego próbka pierwotna jest wygarniana z rynien za pomocą zgarniacza, co pozwoliło na zmniejszenie wysokości na jakiej instalowany jest próbobiornik o ilość miejsca niezbędną na otwarcie dna szuflady. Takie rozwiązanie umożliwiło zainstalowanie systemu z kruszarką umiejscowioną bezpośrednio pod próbobiornikiem w miejscach, gdzie zastosowanie próbobiornika

szufladowego z bezpośrednio pod nim umiejscowioną kruszarką nie było możliwe. Eliminacja otwieranego dna uprościła również konstrukcję i zwiększyła niezawodność działania próbobiornika.

Rys.4. Rynny w fazie poboru, wyraźny brak poboru z dolnych warstw strugi [2]

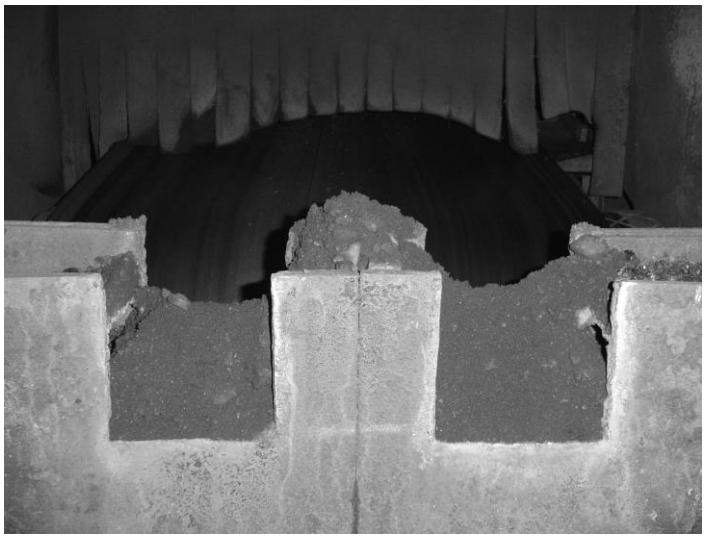


Rys.5. Ułożenie próbobiornika rynnowego/szufladowego względem taśmociągu [1]
1 – przesyp, 2 – struga, 3 – naczynia pobierające próbkę wraz z daszkami

Zarówno próbobiornik szufladowy, jak i rynnowy są wrażliwe na zanieczyszczenia prowadnic szuflad i daszków. Elementy te znajdują się na ogół w silnie zapylonej przestrzeni, stąd dochodzi do ich zanieczyszczenia i zablokowania naczyń pobierających oraz daszków [2].

W obu rozwiązaniach za napęd ruchu szuflad/rynien i daszków odpowiada przekładnia łańcuchowa. Zastosowanie napędu łańcuchowego w warunkach silnego zapylenia ma negatywny wpływ na niezawodność urządzeń [2].

Próbobiornik rynnowy, tak jak w przypadku szufladowego, nie pobiera materiału z całego przekroju strugi. Na rysunku 4 pokazano rynny w czasie poboru. Rynny nie przechodzą przez cały przekrój poprzeczny strugi, nie pobierają jej dolnych warstw. Dla węgli o uziarnieniu maksymalnym do 31,5 mm stosowane są rynny o szerokości 100 mm [6], przy dwóch rynnach szerokość strugi z jakiej pobrana jest próbka wynosi 200 mm. Na rysunku 5 pokazano przykładowe ułożenie próbobiornika rynnowego/szufladowego względem przesypu.



Rys.6. Wycięcia w odbojnicy umożliwiające wprowadzenie rynien, widoczny stosunek szerokości rynien do szerokości taśmy [1]

Na rysunku 6 pokazano wycięcia w odbojnicy w przesypie, na którym zabudowano próbobiornik rynnowy. Wycięcia umożliwiają wprowadzenie rynien w strugę bez kolizji z odbojnicą. Uwidoczniono wąski zakres szerokości pobieranej strugi.

Trzecim z najpowszechniej stosowanych rozwiązań jest próbobiornik z szufladą dosuwaną, pobierający próbkę z pełnego przekroju strugi. Próbka pobierana jest przez naczynie dosuwane do strugi. Naczynie posiada ruchome dno, które, zamykając się przy poborze, zapewnia pobór kolejnych warstw strugi. Ruchome dno umożliwia także opróżnienie naczynia z pobranej próbki [5]. Urządzenie to w porównaniu do wcześniej wymienionych, ze względu na swoją budowę, praktycznie wyklucza umieszczenie go bezpośrednio nad kruszarką. Stosowany na ogół jest układ dwóch przenośników, z których jeden odbiera próbkę z szuflady, a drugi transportuje ją do kruszarki. Zwrot nadmiaru do ciągu technologicznego realizowany jest trzecim przenośnikiem lub grawitacyjnie.

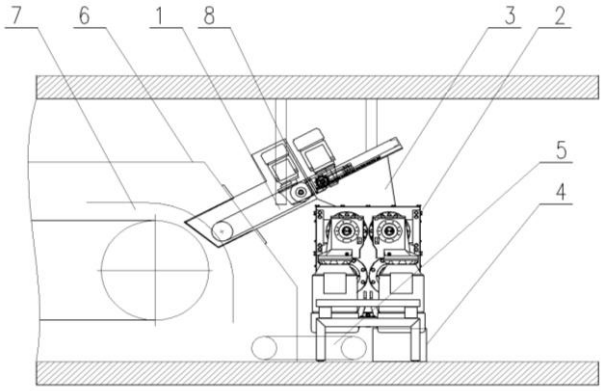
Cały system posiada znaczne gabaryty, a konieczność stosowania kilku przenośników komplikuje jego budowę.

Stosowane obecnie próbobiorniki szufladowe z dnem otwieranym i rynnowe, nie pobierają próbek z całego przekroju strugi. Ich konstrukcja jest stosunkowo skomplikowana, a co za tym idzie – zawodna. Z kolei próbobiornik z szufladą dosuwaną nie może być zainstalowany bezpośrednio nad kruszarką, co skutkuje dużymi gabarytami całego systemu oraz wysokim stopniem jego skomplikowania.

4. Rozwiązanie opracowane w ITG KOMAG

W KOMAG-u opracowano próbobiornik typu PBSK (PróboBiornik Szczelny KOMAG), który umożliwia pobór z pełnego przekroju strugi z zachowaniem kompaktowości, jaką dają próbobiorniki szufladowe i rynnowe.

Cel ten osiągnięto oddzielając część pobierającą od części odpowiedzialnej za posuw. W przeciwieństwie do omówionych wcześniej rozwiązań, pobór realizowany jest poprzez kompilację dwóch ruchów: ruchu układu pobierającego względem części pobierającej, oraz ruchu części pobierającej względem przesypu. Układ pobierający ma postać przenośnika progowego lub łopatkowego, zależnie od zastosowania próbobiornika.



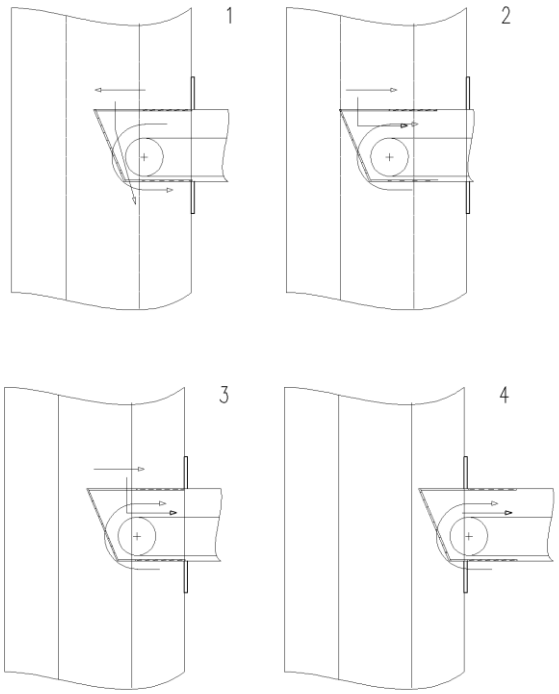
Rys.7. Schemat systemu poboru próbki z próbobiornikiem typu PBSK i kruszarką KW-240 [7]

Na rysunku 7 pokazano przykładowy schemat kompletnego systemu z próbobiornikiem typu PBSK, kruszarką KW-240 i zwrotem nadmiaru do przesypu przenośnikiem taśmowym.

Próbobiornik (1) pobiera materiał ze strugi (7), poprzez zsyp (3) próbka pierwotna trafia do kruszarki z dzielnikiem (2). Po skruszeniu i podzieleniu w stosunku 1:10 mniejsza część, stanowiąca próbkę właściwą, trafia do pojemnika (4), nadmiar zaś jest transportowany taśmociągiem powrotnym (5) do przesypu (6). Urządzenia są szczelnie obudowane (8).

Konstrukcja umożliwia regulację ilości pobranej próbki, poprzez zmianę czasu poboru próbki, oraz zmianę prędkości posuwu urządzenia i prędkości przenośnika, w odróżnieniu od próbobiorników szufladowych i rynnowych, gdzie można ustawić czas przebywania elementów pobierających w strudze. Płynna regulacja w próbobiorniku typu PBSK zapewnia większą kontrolę nad procesem pobierania.

Wyodrębnienie części odpowiedzialnej za posuw urządzenia i umiejscowienie jej poza przesypem pozwoliło na uzyskanie konstrukcji szczelnej, jednocześnie eliminując poważną wadę próbobiorników szufladowych i rynnowych – zapychanie prowadnic.



Rys.8. Fazy poboru w próbobiorniku typu PBSK [7]

Pobór próbek realizowany jest w czterech fazach (rys. 8):

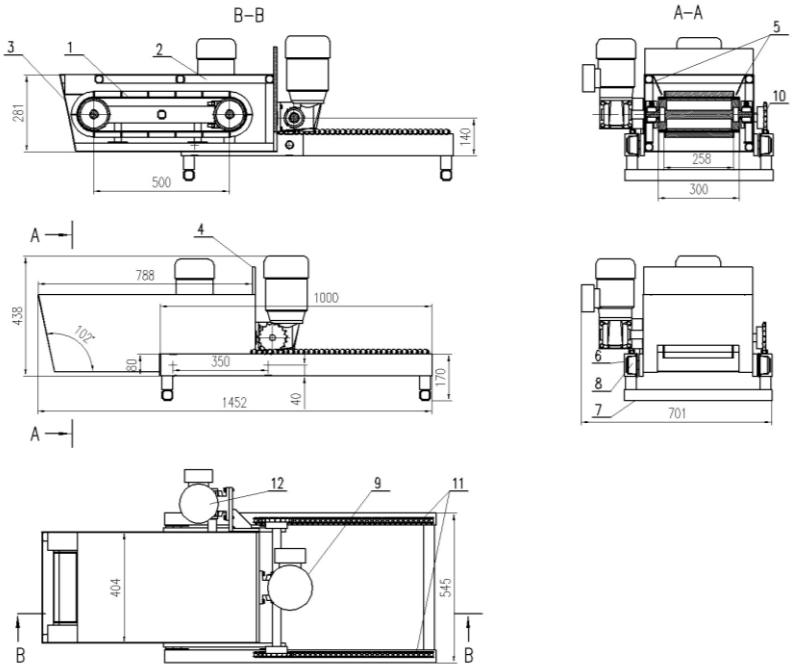
Faza 1 – próbobiornik dosuwany jest do tylnej krawędzi strugi, przenośnik porusza się w kierunku ruchu próbobiornika, materiał wydostaje się przez dolną szczelinę.

Faza 2 – krawędź jest za strugą, rozpoczyna się ruch przenośnika w kierunku od strugi, próbobiornik zaczyna się wycofywać, materiał jest pobierany.

Faza 3 – trwa pobór.

Faza 4 – Krawędź jest poza strugą, próbobiornik zatrzymuje się, przenośnik opróżnia się całkowicie z pobranego materiału.

Próbobiornik przedstawiono na rysunku 9. Składa się on z części pobierającej, zbudowanej z układu pobierającego (1), w postaci przenośnika progowego lub łopatkowego, osadzonego na ramie (2) z obudową (3), zamocowanej do płyty nośnej (4). Wewnątrz obudowy znajduje się zsyp (5), ukierunkowujący strugę na przenośnik. Część pobierająca posiada dwa otwory, jeden w części przedniej, drugi w tylnej. Pierwszy otwór służy do usuwania materiału podczas fazy dojazdu, drugi otwór służy do wyprowadzenia pobranej próbki pierwotnej.



Rys.9. Budowa próbobiornika typu PBSK [7]

Część pobierająca osadzona jest przesuwnie w prowadnicach (6) stanowiących element ramy nośnej (7), za pomocą rolek (8). Za napęd posuwu odpowiada motoreduktor (9), na wale którego osadzone są koła łańcuchowe (10), poruszające się w łańcuchach (11), na stałe zamocowanych górnej powierzchni prowadnic.

Przenośnik napędzany jest motoreduktorem (12) poprzez rolkę napędową lub koła łańcuchowe.

5. Podsumowanie

Stosowane obecnie rozwiązania nie zapewniają poboru próbki zgodnie z normą. Próbobiorniki z naczyniem dosuwanym, pobierające z pełnego przekroju strugi, posiadają z kolei ograniczenia funkcjonale, uniemożliwiające umieszczenie ich bezpośrednio nad kruszarką.

Nowatorską konstrukcję KOMAG-u cechuje oryginalne podejście do poboru próbek węgla, koksu i biomasy. Łączy ona zalety znanych dotychczas różnych od siebie konstrukcji, zapewniając pobór z całego przekroju strugi, przy jednoczesnym zachowaniu kompaktowości i elastyczności zabudowy w systemie poboru próbki. Gwarantuje również pełną kontrolę nad poborem próbki oraz wysoką szczelność, redukując zapylenie w otoczeniu przesypu przenośnika taśmowego. Umieszczenie układu ruchowego poza strefą oddziaływania strugi zwiększa niezawodność, eliminując ryzyko zablokowania prowadnic. Realizacja poboru za pomocą przenośnika progowego lub łopatkowego redukuje długość urządzenia, o wartość potrzebną na wybieg szuflad i rynien w próbobiornikach szufladowych i rynnowych. Zastąpienie szuflad i rynien układem pobierającym opartym na przenośniku, umożliwia pobór z całego przekroju strugi. Eliminacja związanego z szufladami i rynnami układu napędowego w postaci rolek, łańcuchów i zwrotni, upraszcza konstrukcję.

Innowacyjne cechy urządzenia to:

- zdecydowanie większa szczelność, uzyskana przez oddzielenie części pobierającej i ruchowej, zamknięcie części pobierającej w obudowie,
- ograniczona długość urządzenia,
- szeroki zakres kątów pracy,
- możliwość poboru z całego przekroju i całej szerokości strugi,
- zmniejszone gabaryty próbobiornika i systemu,
- eliminacja daszków – uproszczenie konstrukcji próbobiornika,
- redukcja ryzyka zapylenia i zapychania próbobiornika.

Urządzenie zastosowane będzie do poboru próbek materiałów sypkich, w szczególności:

- węgla w Zakładach Przeróbki Mechanicznej Węgla,
- węgla i biomasy w elektrowniach i elektrociepłowniach,
- koksu w koksowniach
- pozostałych materiałów sypkich, takich jak zboża, piaski, inne.

Literatura

1. Tomas A., Matusiak P., Bal. M.: E/BGK-11475 Przegląd systemów próbobrania oraz rozwiązań zainstalowanych próbobiorników węgla w przemyśle, w szczególności w górnictwie węgla kamiennego, opracowanie KOMAG 2010.
2. Tomas A., Wieczorek A.: Problemy eksploatacyjne systemów poborów próbek materiałów sypkich, Maszyny Górnicze, Gliwice 2011.
3. PN-EN ISO 13909-2: 2004 Mechaniczne pobieranie próbek. Pobieranie ze strug materiału.

4. CEN/TS 14778-1:2005 Solid biofuels – Sampling – Part 1:Methods for sampling. Biopaliwa stałe. Część 1: Pobieranie".
5. www.carbo.com.pl
6. www.testchem.eu
7. Materiały własne Zakładu Systemów Przeróbczych ITG KOMAG.

Testy odwadniania produktów przeróbki mechanicznej na prasach filtracyjnych ANDRITZ w polskich kopalniach węgla, rezultaty technologiczne

Piotr Myszkowski – PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k., **Ryszard Moroz** – SEPARATOR PROJEKT Sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Grupa ANDRITZ oferuje pełny zakres urządzeń do odwadniania mechanicznego produktów przeróbki mechanicznej kopalin, w tym, między innymi dla górnictwa:

- wirówki wibracyjne,
- wirówki spiralno-sitowe,
- wirówki sedymentacyjno-filtracyjne (bębnowo-sitowe),
- wirówki bezsitowe (sedymentacyjne),
- prasy taśmowe,
- prasy filtracyjne komorowe i membranowe,
- filtry nadciśnieniowe (hiperbaryczne).

Roczna produkcja poszczególnych urządzeń wynosi:

- ponad 550 wirówek (różnych typów),
- ponad 450 pras filtracyjnych,
- ponad 120 fitrów taśmowych,
- ponad 80000 płyt filtracyjnych.

Obecnie w grupie ANDRITZ produkowane są prasy filtracyjne, których konstrukcja i zastosowane rozwiązania oparte są na doświadczeniach zebranych przez dwie firmy należące do ANDRITZ:

- NETZSCH Filtration,
- Rittershaus & Blecher (R&B Filtration).

Zgromadzone doświadczenia sięgają ponad 150 lat wstecz. Ponadto, w celu rozszerzenia oferty produktowej, ANDRITZ przejął w roku 2005 firmę Lenser Filtration, jednego z największych producentów polipropylenowych płyt filtracyjnych. Biorąc pod uwagę, że w chwili obecnej w grupie ANDRITZ skupione są firmy o niepodważalnej reputacji w zakresie produkcji pras filtracyjnych, ANDRITZ jest jedynym producentem, który dostarcza najwyższej jakości zespoły pras filtracyjnych, jednocześnie zachowując pełną kontrolę nad jakością kompletnych wyrobów, w całym procesie produkcji.

Dobór maszyn poprzedzany jest kompletnymi testami mieszanin mających podlegać procesowi odwadniania. Każdy dobór maszyny jest prowadzony

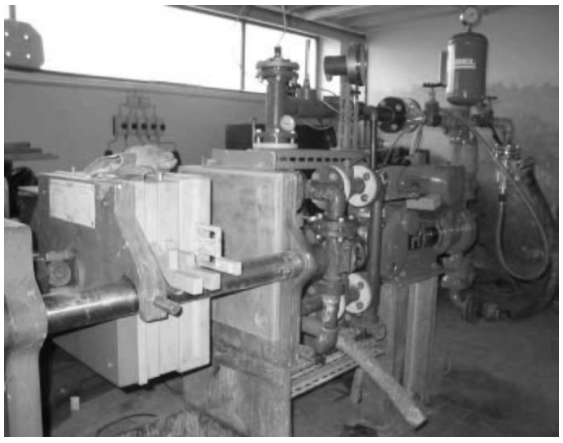
w sposób gwarantujący parametry możliwe do uzyskania w danej maszynie. Testy określają optymalny sposób przygotowania nadawy podawanej do obróbki w maszynie, która będzie separowała części stałe od cieczy.

2. Urządzenia do przeprowadzania testów filtracji

W laboratorium fabrycznym możliwe jest przeprowadzenie dwojakiego rodzaju testów filtracji:

1. Test laboratoryjny. Do dyspozycji są urządzenia:
   a) Filtr listkowy do szybkiego przeprowadzania testu z niewielkiej próbki materiału (rys. 1).
   b) Filtr rurowy do dużych ciśnień do max 60 bar (rys. 2).
   c) Prasa filtracyjna o parametrach zbliżonych do jednostki mobilnej (rys. 3).
2. Test w zakładzie klienta przy użyciu jednostki mobilnej (rys. 4).

Rys.1. Filtr listkowy do szybkiego przeprowadzania testu z niewielkiej próbki materiału



Rys.2. Filtr rurowy do dużych ciśnień do max 60 bar

Rys.3. Prasa filtracyjna o parametrach zbliżonych do jednostki mobilnej

Rys.4. Mobilna prasa filtracyjna

Prasa filtracyjna mobilna umożliwia wykonanie testów filtracji, na miejscu, w zakładzie produkcyjnym. Kompletny system filtracji zamontowany jest na przyczepie samochodowej.

System umożliwia:

- wykonanie testów filtracji przy różnych wielkościach płyt filtracyjnych (300 x 300, 500 x 500, 630 x 630),
- wykonanie testów z uwzględnieniem wszystkich kroków i opcji stosowanych w praktyce przemysłowej,
- zasilanie nadawą ze zbiornika ciśnieniowego lub bezpośrednio z pompy membranowej (do max 20 bar),
- pracę z płytami komorowymi, jak również membranowymi,
- zastosowanie płyt o głębokości komory od 20 mm do 60 mm.

Na podstawie wyników testów otrzymanych z przewoźnego systemu prasy filtracyjnej można dokonać doboru pełnowymiarowej prasy filtracyjnej z uwzględnieniem wszystkich podstawowych parametrów pracy, jak:

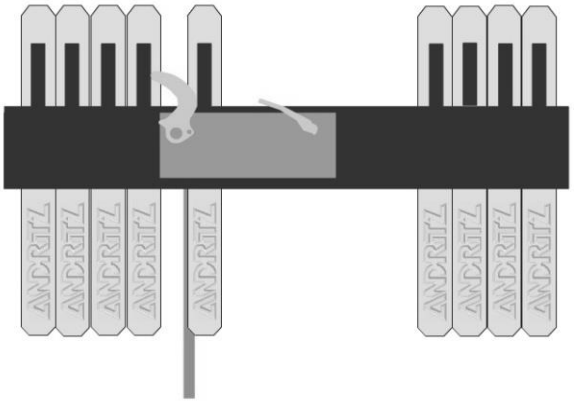
- wielkość i ilość płyt oraz liczba urządzeń dla danej wydajności,
- głębokość komory roboczej,
- jakość tkaniny filtracyjnej,
- konieczność zastosowania docisku membranowego,
- konieczność zastosowania przedmuchu powietrzem,
- długość cyklu filtracji,
- ciśnienie filtracji,
- inne parametry.

Znajomość wyżej wymienionych parametrów pracy umożliwia optymalny dobór typu prasy filtracyjnej, jej wielkości, określenie parametrów technicznych i technologicznych produktów odwadniania.

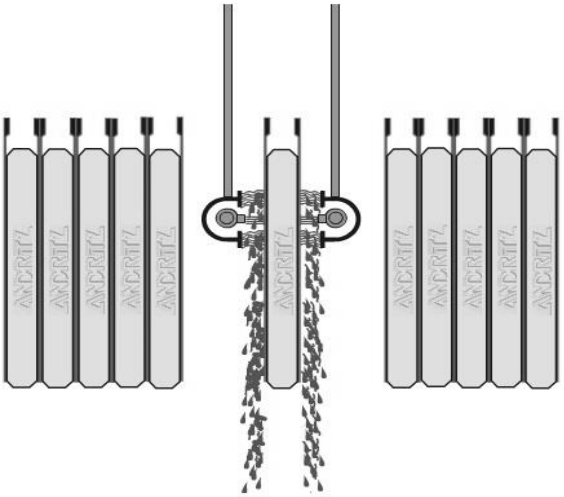
Należy podkreślić, że otrzymane wyniki testów umożliwiają obiektywne porównanie efektów odwadniania, które często, nawet dla podobnych maszyn, określane są przez różnych producentów jako wyjątkowe. *Stwierdza się, że niezależnie od producenta, uzyskane wyniki zależą od zjawisk fizycznych występujących podczas filtracji, nie zależą natomiast od zastosowanych rozwiązań konstrukcyjnych tego samego typu maszyn. Np. prasy komorowe, pracujące na podobnych parametrach technologicznych, lecz różnych producentów, dadzą w efekcie podobne rezultaty.*

3. Rozwiązania techniczne stosowane przez ANDRITZ

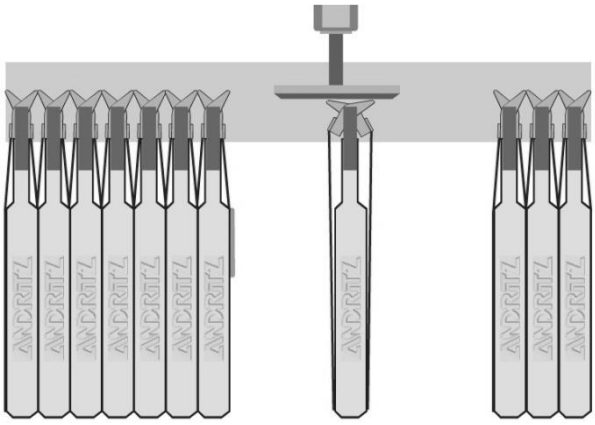
W grupie ANDRITZ, produkowane są prasy o wielkościach płyt od 250 x 250 mm do 2450 x 2450 mm i ciśnieniach filtracji do 60 bar. W najprostszym przypadku możliwe jest sterowanie ręczne, w najbardziej zaawansowanych rozwiązaniach jest to układ w pełni automatyczny, gdzie wszystkie etapy filtracji są uruchamiane przez sterownik mikroprocesorowy. W takim przypadku zastosowana jest kontrola zrzutu placka oraz system wspomagający zrzut placka. Rozwiązaniami, które wyróżniają produkty firmy ANDRITZ, od konkurencji to innowacyjne podejście do rozwiązywania problemów technicznych. W chwili obecnej ANDRITZ jest właścicielem ok. 130 patentów na rozwiązania stosowane w filtracji. W produkowanych urządzeniach szczególne pozytywnie wyróżniają się zastosowane materiały konstrukcyjne, szczegóły rozwiązań mechanicznego transportu płyt (rys. 5), pierwszy patent w roku 1963, zabezpieczenia antykorozyjne, typ i materiał membrany i tkaniny filtracyjnej, system do mycia tkanin (rys. 6), zastosowany po raz pierwszy w roku 1962, system do przedmuchu placka filtracyjnego (patent z roku 1979), system do zrzutu placka (rys. 7 i rys. 8), zastosowany po raz pierwszy w roku 1965, pierwszy patent z roku 1970, umożliwiający pół lub w pełni automatyczną pracę. Oprzyrządowanie to wpływa w niewielkim stopniu na parametry jakościowe otrzymywanego produktu, ale może wpływać na wydajność maszyny.



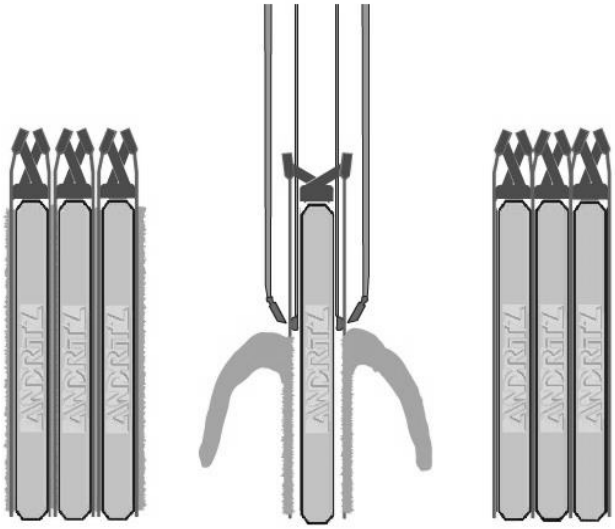
Rys.5. Mechaniczny transport płyt



Rys.6. System mycia tkanin filtracyjnych



Rys.7. System do zrzutu placka, bijakowy



Rys.8. System do zrzutu placka, zdzierakowy

4. Opis i sposób wykonania testów

W niniejszym rozdziale nie podajemy szczegółowych informacji technologicznych o parametrach procesu odwadniania, ponieważ wyniki testów przeprowadzonych przez firmę ANDRITZ odnoszą się do zbiorów różnych charakterystyk zawiesin podawanych do odwadniania i nie mogą być uogólniane. Ustalanie parametrów dla określonego rzeczywistego medium jest wykonywane bezpośrednio po przeprowadzeniu testów z zastosowaniem symulacji, w których określane są parametry procesu filtracji.

W celu sprawdzenia możliwości zastosowania pras filtracyjnych produkowanych przez ANDRITZ, w roku 2005 oraz w roku 2007 przeprowadzono szereg testów filtracji różnych produktów przeróbki mechanicznej węgla w kilku polskich kopalniach węgla.

W sumie wykonano 44 próby filtracji, z tego:

- 20 na odpadach flotacyjnych,
- 4 na koncentracie flotacyjnym węgla,
- 13 na mule węglowym,
- 7 na tzw. sedymencie, czyli odcieku z części sedymentacyjnej wirówek sedymentacyjno-sitowych.

Próby wykonywano na mobilnej prasie filtracyjnej. Próbka gromadzona była w zbiorniku, z którego pompowano ją do komory prasy testowej przy użyciu pompy membranowej. Podczas testów dokonywano pomiaru następujących parametrów:

Nr próbki
Data
Typ prasy

Dane prasy

Wielkość płyt	[mm]
Liczba płyt	[szt]
Głębokość komory	[mm]
Objętość komory	[l]
Powierzchnia filtracji	[m²]
Jakość tkaniny	

Nadawa

Zagęszczenie	[% wag.]
Zagęszczenie	[g/l]
Temperatura	[°C]

Filtracja

Czas filtracji	[min]
Ciśnienie filtracji	[bar]
Objętość filtratu	[l]

Ściskanie membranowe

Czas ściskania membranowego	[min]
Ciśnienie membranowe	[bar]
Objętość filtratu	[l]

Przedmuch powietrzem

Czas suszenia	[min]
Ciśnienie powietrza sprężonego	[bar]
Objętość filtratu	[l]

Placek filtracyjny

Ciężar placka	[kg]
Gęstość	[kg/m³]
Grubość	[mm]
Zawartość części stałych	[% wag.]

Podsumowanie :

Czas całkowity	[min]
Czas przygotowania	[min]
Czas ładowania	[min]

5. Opis prób filtracji poszczególnych materiałów z przeróbki węgla

W przypadku testów filtracji próbek materiałów z mechanicznej przeróbki węgla stosowano trzy różne głębokości komór (30, 40 i 50 mm), ciśnienie fil-

tracji wynosiło 15 bar lub 7 bar w przypadku odcisku membranowego. W niektórych przypadkach na koniec cyklu filtracji zastosowano przedmuch sprężonym powietrzem o różnym czasie trwania. Przedmuch prowadzono po filtracji ciśnieniowej oraz po ściskaniu membranowym.

W niniejszym rozdziale wilgoć placka filtracyjnego w każdym wypadku podawana jest jako całkowita. Pomiarów wilgoci dokonywano poprzez pomiar wagi w stanie wilgotnym, a następnie suszeniu próbki i ponownym jej zważeniu.

6. Odpady flotacyjne (ziarna 0,7 – 0 mm i 0,3 – 0 mm)

Przy standardowym ciśnieniu filtracji równym 15 bar otrzymano średnią wilgoć w placku filtracyjnym 21,5%, przy czym wilgoć jest tym mniejsza im większe jest zagęszczenie nadawy. W otrzymanych próbach zagęszczenie nadawy wahało się od 350 g/l do 600 g/l.

Zastosowanie odcisku membranowego zmniejsza wilgoć placka filtracyjnego o ok. 3 - 4 punkty procentowe. Zauważono, że wilgoć placka filtracyjnego po filtracji membranowej nie jest tak bezpośrednio i mocno zależna od zagęszczenia nadawy. Nawet przy niskich zagęszczeniach nadawy otrzymuje się placek filtracyjny o stosunkowo niskiej wilgoci.

Przedmuch sprężonym powietrzem placka filtracyjnego przez kilka minut obniża jego wilgoć o dodatkowe kilka punktów procentowych. Efekt ten jest widoczny najbardziej po wcześniejszym odciskaniu membranowym.

Należy zaznaczyć, że efekt związany z zastosowaniem ściskania membranowego, jak również przedmuchu powietrzem sprężonym jest zależny od składu ziarnowego materiału nadawy i nie można tych wyników uogólniać. Oczywiście im większe ziarna są odwadnianie, tym niższa wilgoć placka filtracyjnego. Z drugiej strony, zastosowanie wyłącznie filtracji o ciśnieniu 15 bar bez dodatkowego ściskania membranowego lub przedmuchu jest zupełnie wystarczające do transportu placków na składowisko. Nie wykazują one tiksotropowości i mogą być łatwo transportowane. Na składowisku się nie rozmywają. Niższe ciśnienie filtracji niż 15 (np.10 bar) powoduje większe trudności z odspajaniem placka od tkaniny.

7. Koncentrat flotacyjny węgla (0, 5 – 0 mm, 0,3 – 0 mm)

Podczas testów przebadano próbki koncentratu węgla koksowego po wzbogacaniu flotacyjnym o zagęszczeniu ok. 250 g/l.

W porównaniu do odpadów flotacyjnych, koncentrat odwadnia się dużo łatwiej i szybciej. Uzyskanie jednak wilgoci w placku poniżej 20% wiąże się z koniecznością stosowania przedmuchu sprężonym powietrzem oraz uważnego

przygotowania nadawy pod względem wielkości ziarna. W celu sprawdzenia wpływu czasu przedmuchu na wilgoć końcową przebadano kilka próbek materiału wydłużając czas przedmuchu, przy czym po osiągnięciu wilgoci całkowitej ok. 18% próby zaprzestano. Dalsze wydłużenie przedmuchu traci sens ekonomiczny.

Uwaga eksploatacyjna: podczas testów koncentratu, zauważono łatwość tego materiału do sedymentacji i osiadania w rurociągach zasilających nadawy. Może to powodować poważne problemy eksploatacyjne z zamulaniem się rurociągów i koniecznością ich czyszczenia.

8. Muł węgla (0,5 – 0 mm)

Przebadano także zagęszczony muł węgla (550 – 600 g/l).

Standardowa filtracja 15 bar umożliwia otrzymanie placka o wilgoci ok. 22%. Zastosowanie ściskania membranowego jedynie nieznacznie obniża wilgoć placka filtracyjnego. Dalsze obniżenie wilgoci umożliwia przedmuch sprężonym powietrzem, jednak są to wartości symboliczne, które nie mają wpływu na parametry jakościowe węgla.

9. Odciek z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych, z części sedymentacyjnej

Przebadano także próbki sedymentu, o zagęszczeniu ok. 40 – 80 g/l. Jest to bardzo drobny materiał, praktycznie 100% < 0,045 mm.

Filtracja standardowa o ciśnieniu 15 bar umożliwiała otrzymanie wilgoci placka na poziomie ok. 32% przy czym czas filtracji okazał się wielokrotnie dłuższy niż wcześniej opisanych materiałów.

Połączenie odcisku membranowego oraz przedmuchu powietrzem obniżyło wilgoć całkowitą, do poniżej 30%.

10. Podsumowanie

Podczas testów filtracji przeanalizowano podstawowe produkty, które podczas normalnej eksploatacji Zakładu Mechanicznej Przeróbki Węgla podlegają odwadnianiu. Testy miały na celu sprawdzenie przydatności zastosowania pras filtracyjnych do odwadniania różnorodnych produktów przeróbki biorąc pod uwagę ich własności fizyczne. Podczas testów stosowano różne nastawy w taki sposób aby otrzymać optymalną wilgoć placka filtracyjnego.

Na podstawie przeprowadzonych prób można stwierdzić, że prasy filtracyjne doskonale nadają się do odwadniania odpadów flotacyjnych oraz dobrze radzą sobie z materiałem najtrudniejszym do odwadniania, czyli odciekiem

z części sedymentacyjnej wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych. Zastosowanie pras filtracyjnych do odwadniania koncentratu węgla, który jest materiałem bardzo łatwo odwadnianym, jest możliwe, jednak dodatkowe koszty związane z przygotowaniem i podaniem do przedmuchu sprężonego powietrza o dużej wydajności, powodują, że ich zastosowanie jest nieopłacalne ekonomicznie.

Należy także podkreślić, że pomimo dynamicznego rozwoju technologii pras filtracyjnych w przeszłości w świecie, a w szczególności stosowania ściskania membranowego oraz przedmuchu sprężonym powietrzem (stosowane z powodzeniem od połowy lat siedemdziesiątych) do chwili obecnej nie upowszechniła się technologia odwadniania koncentratu węgla na prasach filtracyjnych. Powodem jest możliwość stosowania znacznie tańszych metod odwadniania, opartych na wirówkach sedymentacyjno-filtracyjnych, maszynach o dużych wydajnościach, pracujących w sposób ciągły i praktycznie bezobsługowych. Doposażenie wirówek w układy złożone z pras komorowych, filtrujących ciała stałe z odcieku z części sedymentacyjnej, podnoszą nieznacznie koszty całej inwestycji, umożliwiają jednocześnie ograniczenie ewentualnych strat materiału w odcieku.

Literatura

1. Praca zbiorowa, Wyniki badań ANDRITZ Separation GmbH, rok 2005 i 2007.
2. Schmitz K.H.: Nowoczesne technologie odwadniania oferowane przez Grupę ANDRITZ, referat KOMEKO 2010.

ROZDZIAŁ 3

NOWOCZESNE SYSTEMY STEROWANIA PROCESAMI WZBOGACANIA

Automatyczny system sterowania i wizualizacji pracy osadzarki pulsacyjnej

Dariusz Jasiulek, Sebastian Jendrysik, Daniel Kowol, Michał Łagódka, Joanna Rogala-Rojek, Mariusz Woszczyński – Instytut Mechanizacji Górnictwa KOMAG

1. Wstęp

Węgiel surowy, w celu jego wzbogacenia, poddawany jest procesom przeróbczym. Wzbogacanie ma na celu ograniczenie zawartości substancji balastowych (popiół) i szkodliwych (związki siarki) oraz przygotowanie odpowiedniej klasy ziarnowej, zgodnie z oczekiwaniem odbiorcy. Procesy wzbogacania węgla prowadzi się w zakładach przeróbki węgla kamiennego, gdzie podstawową maszyną wzbogacającą surowiec wydobywany w kopalni jest osadzarka pulsacyjna. Bardzo istotną rolę w procesie osadzarkowego wzbogacania odgrywa system sterowania pracą wyżej wymienionego urządzenia, który powinien zapewniać możliwość doboru optymalnych, w aspekcie rozdziału, parametrów przepływu sprężonego powietrza wywołującego pulsacyjny ruch wody, a także realizowane automatyczne odprowadzanie ziaren produktu ciężkiego.

2. Zasada działania osadzarki pulsacyjnej

Wzbogacanie w osadzarkach pulsacyjnych polega na wykorzystaniu prędkości opadania w wodzie ziaren różniących się między sobą gęstością. Wzbogacany materiał podlega cyklicznemu rozluzowaniu w pulsującym ośrodku wodnym, co powoduje jego rozwarstwienie i transport po powierzchni pokładu sitowego w kierunku strefy rozdziału.

W procesie wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych można wyróżnić dwa podstawowe etapy: rozwarstwianie materiału oraz rozdział rozwarstwionego materiału, połączony z odbiorem produktów.

Mieszanina ziaren węgla kamiennego, doprowadzona do osadzarki poddawana jest pulsacji w ośrodku wodnym, na pokładach sitowych, w kolejnych przedziałach roboczych urządzenia.

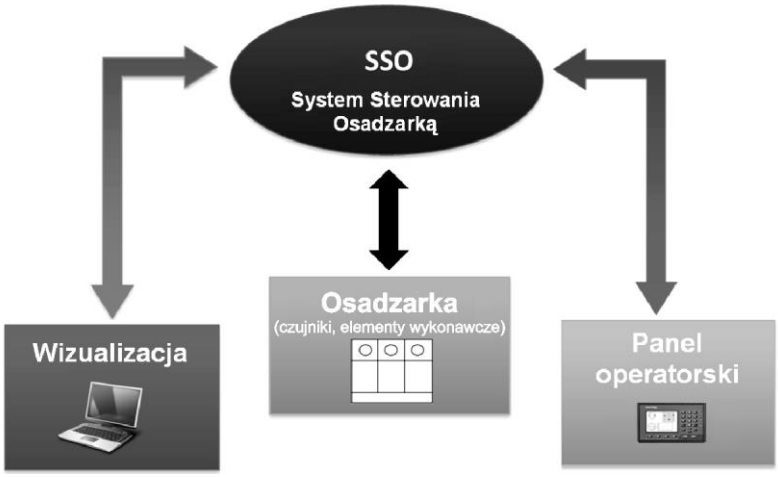
Rozwarstwienie materiału polega na wywołaniu, za pomocą np. sprężonego powietrza, pulsacyjnego ruchu wody w komorze roboczej. W okresie pulsacji wody ku górze materiał spoczywający na sicie zostaje uniesiony, a następnie rozpoczyna się opadanie ziaren.

Poprzez wielokrotną pulsację uzyskuje się rozdział materiału na warstwy, od ziaren o największej prędkości opadania usytuowanych na pokładzie sitowym do ziaren o najmniejszej prędkości opadania wynoszonych na powierzchnię wzbogacanego materiału. Rozwarstwiany materiał stale przesuwa się w kierunku strefy rozdziału ku końcowi przedziału roboczego osadzarki [1, 2].

Parametry ilościowo-jakościowe produktów wzbogacania zależą w dużym stopniu od położenia warstwy rozdzielczej. Do pomiaru wysokości warstwy rozdzielczej najczęściej używana się czujników pływakowych, przemieszczających się pionowo, w mieszaninie wody i ziaren, zgodnie z częstotliwością pulsacji strumienia wody. Sygnały pomiarowe przesyłane są do jednostki centralnej, która steruje układem odbioru produktów wzbogacania. Następuje rozdzielenie wzbogacanego materiału na produkt górny (koncentratowy), który przepływa nad progiem przelewowym kończącym pojedynczy przedział osadzarki oraz produkt dolny (odpadowy) odprowadzany kanałem odbiorczym usytuowanym poniżej pokładu sitowego, w układzie odprowadzania produktów [2].

3. Opis systemu sterowania osadzarką pulsacyjną opracowany w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG

System sterowania osadzarką opracowany w KOMAG-u jest każdorazowo dostosowywany do wymogów klienta i warunków lokalnych. Może współpracować z systemem nadawy i odbioru oraz układem sterowania powietrzem. W przypadku zespołu kilku osadzarek współpracujących ze skolektorowanym zespołem dmuchaw powietrznych możliwa jest współpraca systemów sterowania, związana z rezerwowaniem dmuchaw i odpowiednim przesunięciem czasowym cykli pulsacji [3].



Rys.1. Struktura systemu sterowania osadzarką [źródło własne]

Strukturę systemu przedstawiono na rysunku 1. Podstawowymi elementami systemu sterowania są:

- jednostka centralna układu sterowania wykonana w oparciu o sterownik PLC, współpracująca z elementami wykonawczymi osadzarki, zbierająca dane z zainstalowanych czujników, komunikująca się z urządzeniami interfejsu operatorskiego i realizująca pętle regulacyjne i kontrolne,

- panel operatorski osadzarki, zapewniający wizualizację podstawowych parametrów procesu wzbogacania oraz wprowadzanie bieżących nastaw,
- stacja operatorska w dyspozytorni zakładu przeróbczego, wizualizacjąca proces i parametry maszyn.

3.1. Centralna jednostka sterująca

Centralna jednostka sterująca stanowi sterownik programowalny PLC wraz z zespołem kart wejścia/wyjścia i kart komunikacyjnych. Zapewnia on odczyt parametrów mierzonych, odbiór sygnałów indykacyjnych i przesył sygnałów sterujących do obiektu, sygnalizację i wyłączenia alarmowe, realizację pętli regulacyjnych, procedur obsługi urządzeń i sekwencji przełączających wraz z komunikacją ze stacją i panelami operatorskimi.

Do podstawowych funkcji, realizowanych przez system sterowania osadzarką należą [3]:

- obsługa urządzeń wykonawczych w tym:
  - przełączanie powietrznych zaworów talerzowych, z kontrolą i alarmowaniem nieprawidłowego działania siłowników oraz w przypadku poluzowania lub blokady talerzy,
  - ustawianie przepustów oraz progów ruchomych w określonym położeniu, z blokadą ruchu przepustu w określonym kierunku, po osiągnięciu pozycji skrajnych, z kontrolą mierzonego stopnia otwarcia i sygnalizacją alarmową przy braku ruchu,
  - sterowanie zaworami regulacyjnymi stabilizującymi dopływ wody dennej oraz zaworem bocznikowym regulującym ciśnienie w układzie zasilającym komory powietrzne z kontrolą zgodności wymaganego i uzyskiwanego położenia zaworu oraz przepływu lub ciśnienia wody, oraz z odpowiednią sygnalizacją alarmową,
  - przełączanie dmuchawy powietrznej, z sygnalizacją awarii przy braku sygnału o poprawnej pracy i ewentualnym przełączaniem dmuchaw rezerwowych w układzie skolektorowanym obsługującym zespół osadzarek,
  - przełączanie pompy hydraulicznej, zasilającej obiegi zaworów hydraulicznych, z sygnalizacją awarii przy braku sygnału pracy i spadku ciśnienia,
  - kontrola położenia pływaka, z sygnalizacją nieprawidłowości, wynikających z błędnej pulsacji, lub z zatopienia pływaka, gdy ruch nie następuje mimo poprawnej pulsacji ciśnienia w komorze pulsacyjnej,
  - kontrola ciśnień powietrza, obejmująca amplitudy zmian, odniesione do ruchu pływaka oraz wartości ciśnienia w kolejnych fazach cyklu, wskazujące na poziom wody w komorze, z odpowiednią sygnalizacją alarmową,

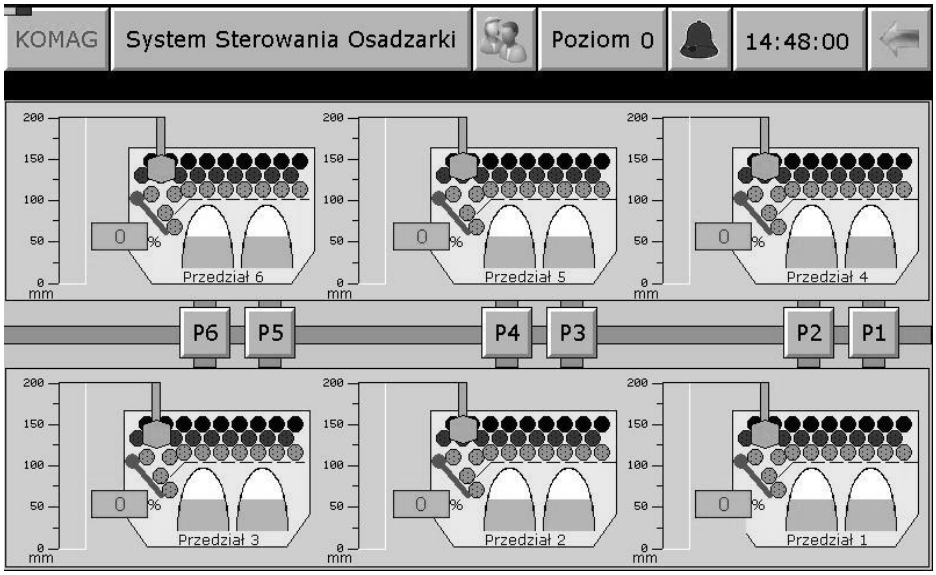
  - regulacja temperatury oleju w układzie hydraulicznym, poprzez włączenie grzałki elektrycznej w zbiorniku oleju, lub elektromagnetycznego zaworu, odcinającego dopływ wody do chłodnicy oleju,
  - kontrola i sygnalizacja parametrów, obejmujących ciśnienie dopływu wody dennej, ciśnienie oleju w obiegu siłowników hydraulicznych, poziom oleju w zbiorniku, poziom napięcia 10 V, ciśnienie powietrza sterowniczego zaworami, przepływ nadawy oraz stan zespołów bezpieczników i zasilaczy w szafie sterownika,
- sterowanie pulsacją, w skład którego wchodzi:
  - przełączanie zaworów dopływu i odpływu powietrza do/z komór pulsacyjnych, zgodnie z zadanym cyklem czasowym, o określonej długości cyklu, faz pauzy, opróżniania i napełniania,
  - stabilizacja średniego ciśnienia powietrza w kolektorze dopływowym do zaworów pulsacyjnych, poprzez zawór bocznikowy, poprawiająca warunki pracy dmuchawy poprzez zmniejszenie oscylacji przepływu i umożliwiająca wyłączenie pulsacji w przypadku krótkotrwałego zaniku nadawy (bez wyłączania dmuchawy),
  - automatyczna korekta długości fazy napełniania i opróżniania oraz/lub korekta wartości zadanej stabilizowanego ciśnienia powietrza w kolektorze dopływowym, zmieniająca ilość powietrza wtłaczanego i usuwanego w pojedynczym cyklu pulsacji, wykonywana w przypadku nieprawidłowej amplitudy pulsacji pływaka, przy dopuszczalnych granicach zmian,
  - automatyczna korekta stosunku długości fazy napełniania i opróżniania, wykonywana w przypadku nieprawidłowego średniego poziomu wody w komorze pulsacyjnej, wskazywanego przez mierniki ciśnienia, w celu zmiany ilości powietrza retencjonowanego w komorach,
- sterowanie przepustem, w skład którego wchodzi:
  - pętla regulacyjna, krokowo zmieniająca położenie przepustu w celu utrzymania zadanego położenia pływaka, najniższego, lub średniego w trakcie cyklu pulsacji, związanego zwykle z położeniem progu spustowego, zwłaszcza w przypadku stosowania progu ruchomego,
  - automatyczna korekta zadanego położenia pływaka, w funkcji symulowanych zmian zastępczej gęstości, wprowadzanych przez operatora, które w ograniczonym zakresie zastępują rzeczywistą zmianę mas obciążających pływak,

  - automatyczna korekta mierzonego położenia pływaka, w funkcji mierzonego stopnia otwarcia przepustu, przepływu wody dennej i zanurzenia pływaka względem progu spustowego, uwzględniająca skutki sił hydrodynamicznych i inercyjnych, wpływających na ruch pływaka,
  - doradztwo, dotyczące wartości wskaźników korekcyjnych, wstępnie określonych przez technologa podczas prób rozruchowych,
  - automatyczna korekta symulowanej gęstości pływaka, w przypadku rozbieżności między zadaną i mierzoną zawartością popiołu w koncentracie lub jego wartością opałową,
  - płukanie, mające na celu usunięcie ziaren blokujących przepływ i uniemożliwiających zamykanie przepustu, wykonywane w przypadku stwierdzenia zaburzeń zamykania, lub obejmujące kilkukrotne szybkie otwarcie i przymknięcie przepustu, z ponowną próbą zwiększonego przymykania poniżej poprzedniego położenia i sygnalizacją awarii w przypadku nieskuteczności próby,
- sekwencja wyłączania instalacji, realizowana na żądanie operatora, albo też automatycznie,
- sekwencja włączania instalacji, na żądanie operatora.

Zastosowany w przedstawionym układzie sterownik i algorytm sterowania osadzarką firmy KOMAG zapewnia wysoką elastyczność i modyfikowalność zarówno pod względem programowym, jak i sprzętowym. Rozbudowana część diagnostyczna algorytmu zapewnia większą kontrolę nad prawidłowym działaniem osadzarki, co jest jedną z podstawowych zalet prezentowanego systemu.

3.2. Panel operatorski

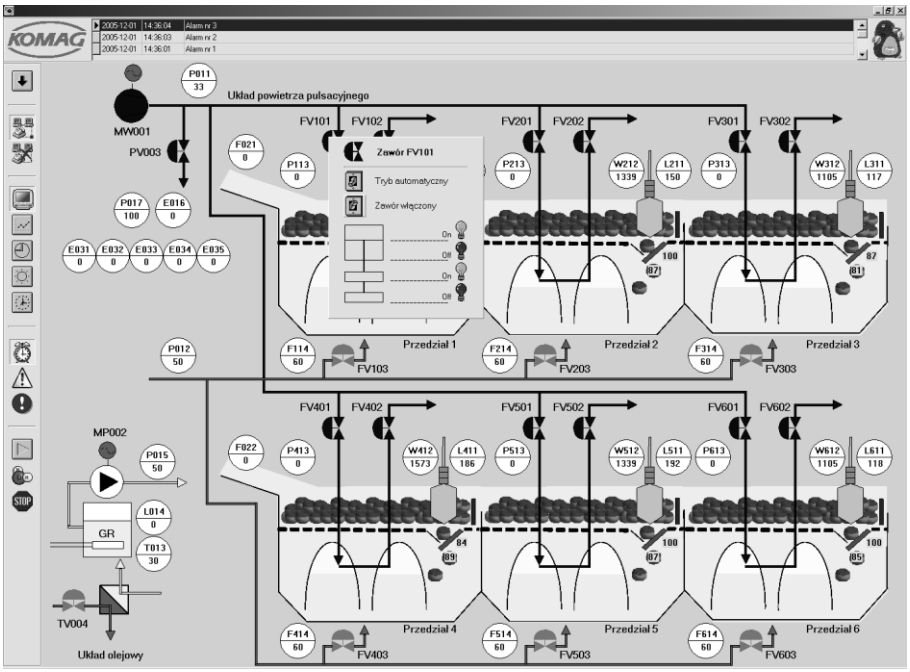
Graficzny panel operatorski, ulokowany w pobliżu osadzarki zapewnia tekstową i graficzną sygnalizację alarmową oraz możliwość obserwowania parametrów procesu, na ekranie synoptycznym, oraz zestawień parametrów lub wykresów przebiegów czasowych, a także zmian nastaw podstawowych pętli regulacyjnych [3]. Przykładowe okno panelu operatorskiego pokazano na rysunku 2.



Rys.2. Przykładowe okno panelu operatorskiego [5]

3.3. Wizualizacja

Stacja operatorska, obejmująca komputer, monitor, klawiaturę i drukarkę, zlokalizowana jest w dyspozytorni. Zapewnia możliwość zdalnego, ręcznego sterowania poszczególnymi urządzeniami i dokonywania zmian nastaw pętli regulacyjnych oraz podstawowych parametrów procesu, jak również sygnalizację alarmową, archiwizację parametrów mierzonych, generację raportów, prezentację przebiegów czasowych parametrów, a także bieżącą wizualizację pracy osadzarki na ekranie synoptycznym. Główne okno programu przedstawiono na rysunku 3.



Rys.3. Główne okno systemu wizualizacyjnego [4]

4. Podsumowanie

Proponowany system sterowania zawiera w pełni sparametryzowany, elastyczny i modyfikowalny algorytm automatyzujący pracę osadzarki, w różnych konfiguracjach sprzętowych oraz zapewnia monitoring i kontrolę prawidłowości jej działania. Ponadto umożliwia automatyczne awaryjne wyłączanie oraz zdalne i manualne zatrzymywanie i uruchamianie osadzarki oraz urządzeń z nią współpracujących. Praca całego układu jest monitorowana, pozwalając na pełny przegląd stanów sygnałów z przemysłowych czujników zawartych w systemie, m.in. ruchu pływaka, przepustu, progu, ciśnienia w komorach pulsacyjnych. System może być wykorzystywany w kopalniach węgla kamiennego, ale również w innych gałęziach przemysłu wykorzystujących osadzarki. Obecnie przy współpracy z KWK „Budryk" prowadzone są prace nad rozbudowaniem systemu sterowania o urządzenia pomocnicze osadzarki – przenośniki kubełkowe i układ transportowy doprowadzenia nadawy (tworząc tym samym zintegrowane gniazdo przeróbcze). Opracowywane są również nowe metody poprawy

i stabilizacji charakterystyki ilościowo-jakościowej produktów rozdziału w kontekście globalnego sterowania całym węzłem przeróbczym.

Literatura

1. Blaschke W.: Przeróbka węgla kamiennego – wzbogacanie grawitacyjne. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN. Kraków 2009.
2. Kowol D.: Wpływ zmian parametrów nadawy na efekty działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktów osadzarki. Praca doktorska. Politechnika Śląska 2010.
3. Praca statutowa E/BDT-9648/OR3 - System sterowania osadzarki pulsacyjnej. Algorytmy i oprogramowanie systemu sterowania osadzarki pulsacyjnej. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2006.
4. Tejszerski J., Jasiulek D., Pająk T., Osoba M.: System sterowania osadzarką KOMAG. KOMEKO 2008, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych, Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice 2008 s. 195-204.
5. Praca statutowa E/BM-09648/OR14 – System sterowania osadzarki pulsacyjnej. Opracowanie projektu adaptacji istniejącego systemu sterowania osadzarką pulsacyjną do warunków KWK Budryk. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2010.

Doświadczenia z badań i wdrożenia systemu sterowania osadzarką pulsacyjną OS36 w KWK Budryk

Andrzej Gawliński – KWK Budryk, **Sebastian Jendrysik**, **Daniel Kowol**, **Joanna Rogala-Rojek**, **Krzysztof Stankiewicz**, **Mariusz Woszczyński** – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Nowoczesny zakład przeróbczy musi sprostać rosnącym wymaganiom jakościowym, przy pełnym wykorzystywaniu surowca o różnych parametrach jakościowych. Decyduje o tym prawidłowy dobór i współdziałanie urządzeń. Ze względu na zdolność precyzyjnego rozdziału wg gęstości ziaren, osadzarki pulsacyjne stanowią podstawowe rozwiązania do wzbogacania nadaw węglowych.

W celu uzyskania wysokiej skuteczności wzbogacania i wydajności rozwiązania konstrukcyjne osadzarek powinny zapewniać:

- przepływ wody dający określone rozluzowanie, nawet przy wysokim obciążeniu nadawą,
- odpowiednią, względem gęstości rozdziału i parametrów wzbogacanego materiału, regulację ruchu pulsacyjnego wody podczas operacji gęstościowego rozwarstwiania wzbogacanego materiału,
- precyzyjne sterowanie odprowadzeniem produktu ciężkiego z osadzarki.

Nowoczesne systemy sterowania posiadają możliwość kształtowania krzywej pulsacji w szerokim zakresie. Pulsacja wody konieczna do realizacji procesu wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych wywoływana jest przez kontrolowany dopływ sprężonego powietrza (robocze) oraz wody dolnej. W procesie automatycznego sterowania odbiorem produktów dąży się do zrównania ilości odprowadzanego produktu ciężkiego z jego zawartością w nadawie na wlocie osadzarki.

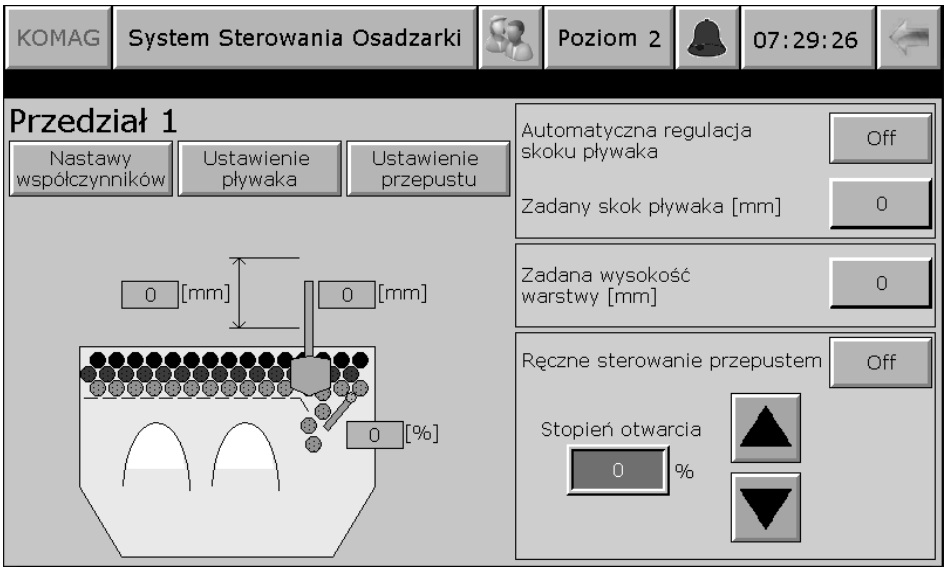
W celu zwiększenia efektywności operacji technologicznych w osadzarkowych węzłach wzbogacania w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG, przy współudziale KWK „Budryk", opracowano System Sterowania Osadzarką Pulsacyjną pozwalający na współdziałanie z urządzeniami współpracującymi (nadawczymi i odbiorczymi).

2. System sterowania osadzarką pulsacyjną

System sterowania osadzarką opracowano z zastosowaniem czujników wprowadzonych w kluczowe miejsca osadzarki pulsacyjnej oraz zapewnienie współpracy z urządzeniami wspomagającymi [1]. Pozwala to operatorowi osadzarki na pełniejszą, w stosunku do istniejących obecnie systemów, kontrolę procesu wzbogacania.

Podstawowymi elementami systemu sterowania są:

- sterownik PLC, współpracujący z elementami wykonawczymi osadzarki, zbierający sygnały z czujników, komunikujący się z urządzeniami interfejsu operatorskiego, realizujący pętle regulacyjne i kontrolne. Sterownik PLC jest połączony w strukturze sieci rozproszonej. Odpowiednie moduły wejściowe i wyjściowe pozwalają na pełną kontrolę systemu oraz na dowolną jego modyfikację,
- panel operatorski (rys. 1), zapewniający wizualizację podstawowych parametrów procesu wzbogacania, sygnalizowanie stanów alarmowych oraz wprowadzanie bieżących nastaw systemu sterowania,
- stacja operatorska w dyspozytorni zakładu przeróbczego, zapewniająca wizualizację i archiwizację parametrów procesu i stanu urządzeń.



Rys.1. Widok ekranu głównego panelu operatora [2]

System sterowania zapewnia monitoring pracy i kontrolę prawidłowości działania osadzarki, automatyczne awaryjne wyłączanie oraz zdalne i manualne sekwencyjne jej zatrzymywanie i uruchamianie oraz urządzeń z nią współpracujących. Praca systemu jest monitorowana, pozwalając na pełny przegląd zmian sygnałowych z czujników systemu, m.in. ruchu pływaka, przepustu, progu, ciśnienia powietrza w komorach pulsacyjnych. Parametry pracy mogą być zadane i obejmują: częstotliwość cykli pulsacji, charakter cyklu, początek i zakończenie faz wlotu i wylotu powietrza, zadaną wysokość warstwy oraz skok pływaka.

System może pracować zarówno w cyklu jednofazowym, o pojedynczym wlocie powietrza roboczego, któremu odpowiada jeden wylot, jak również w cyklu wielofazowym, w którym kilku fazom wlotu powietrza roboczego, od-

dzielonym pauzami, odpowiada jeden wylot. System pozwala na utrzymywanie cyklu czasowego pulsacji, nastawionego przez technologów, a także na utrzymywanie zadanych parametrów pulsacji, poprzez automatyczne korekty długości faz cyklu [1].

System Sterowania Osadzarką Pulsacyjną KOMAG jest przygotowany do pracy z każdym rodzajem osadzarki, umożliwiając sterowanie i obsługę wielu urządzeń współpracujących. Pełna wersja systemu umożliwia wykorzystanie następujących czujników:

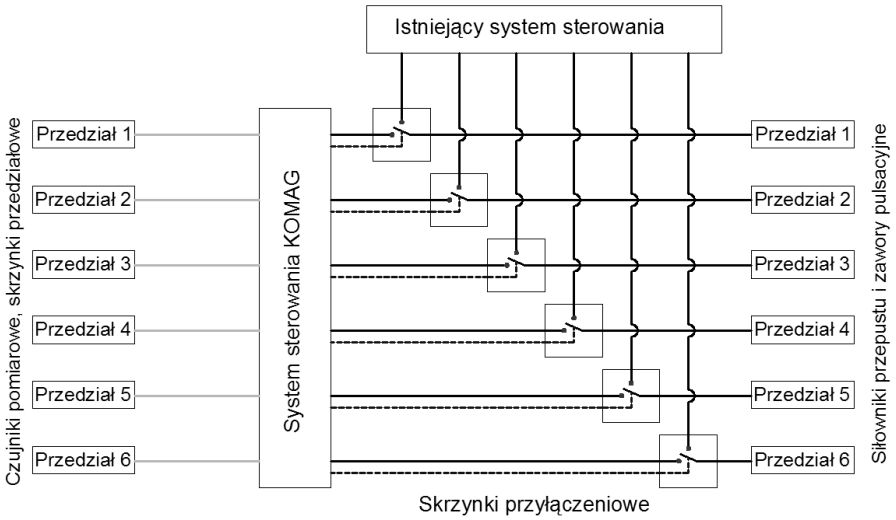
- położenia pływaka na każdy przedział,
- położenia przepustu na każdy przedział,
- ciśnienia powietrza na każdy przedział,
- przepływu wody dolnej, dopływającej do każdego przedziału,
- poziomu wody w komorze pulsacyjnej na każdy przedział,
- ciśnienia powietrza wylotowego z dmuchawy,
- krańcowe położenia siłowników pneumatycznych,
- istnienia nadawy w każdym z koryt.

Pełna wersja systemu umożliwia:

- sterowanie procesem pulsacji wody, z możliwością zmiany jej ilości i liczbą (częstotliwością) cykli,
- automatyczną regulację odbioru produktów ciężkich,
- stabilizację rozluzowania warstwy wzbogacanego materiału,
- pomiar i rejestrację parametrów pracy maszyny,
- automatyczną regulację ciśnienia powietrza roboczego,
- automatyczną regulację dopływu wody dolnej.

3. Instalacja systemu i prace wdrożeniowe z KWK Budryk

Instalacja systemu, wymagała ścisłej współpracy specjalistów z KOMAG-u i KWK Budryk. Do montażu systemu wytypowano osadzarkę średnioziarnową OS36 D3E. Na przenośniku kubełkowym odwadniającym produkt odpadowy z tej osadzarki pracuje zainstalowany przez KOMAG system regulacji prędkości przenośnika w zależności od obciążenia. Założono, że oba systemy zostaną ze sobą zintegrowane, dzięki czemu w systemie sterowania osadzarką zostanie uzyskana dodatkowa kontrola nad urządzeniem wchodzącym w skład węzła wzbogacania, zmniejszając jednocześnie liczbę urządzeń sterujących. Zmodernizowano połączenia elementów wykonawczych (zaworów pulsacyjnych oraz hydraulicznych elektrozaworów przepustu) z istniejącym systemem sterowania [2]. Strukturę zainstalowanego systemu zaprezentowano na rysunku 2.



Rys.2. Struktura systemu sterowania osadzarki pulsacyjnej zainstalowanego w KWK Budryk [2]

Ze względu na wymóg jak najmniejszej ingerencji w istniejący system sterowania firmy BGG oraz brak w nim pomiaru otwarcia przepustu, zastosowano oddzielne czujniki pomiarowe, które zamontowano na specjalnie zaprojektowanych uchwytach. Wykorzystano liniowe czujniki drogi do pomiaru otwarcia przepustu, czujniki ultradźwiękowe do pomiaru wysokości warstwy (skoku pływaka) oraz czujniki krańcowe do kontroli położenia tłoków w siłownikach pulsacyjnych. Sygnały z czujników przekazywane są do skrzynek przyłączeniowych, skąd ekranowanymi przewodami zbiorczymi przekazywane są do kart pomiarowych sterownika PLC w skrzynce sterowniczej. W celu zapewnienia prostoty obsługi oraz ze względów bezpieczeństwa, konieczne było wykonanie dodatkowego stojaka na skrzynkę sterowniczą (rys. 3).

W systemie zastosowano dodatkowe skrzynki przedziałowe (rys. 4), które pozwalają na bezpośrednią ręczną kontrolę każdego przepustu. Modernizacja ta znacznie ułatwiła obsługę osadzarki operatorom, szczególnie w przypadku zasypania pływaka (występuje konieczność szybkiego otwarcia przepustu).

Operatorzy osadzarki po przeszkoleniu i przetestowaniu możliwości systemu zaproponowali kilka zmian, dodatkowo usprawniających jego obsługę. Wprowadzono możliwość wyłączania pulsacji na poszczególnych komorach pulsacyjnych, co umożliwiło uzyskanie większej ilości powietrza na pozostałych pulsatorach. Kolejną zmianą było wprowadzenie dodatkowej opcji pulsacji na wszystkich przedziałach, polegającej na włączeniu wlotów powietrza, podczas gdy wyloty pozostają zamknięte przez określony czas. Opcje te pozwalają na intensyfikację natężenia przepływu wody przez otwory sit, co ułatwia oczyszczanie osadzarki przed jej zatrzymaniem.

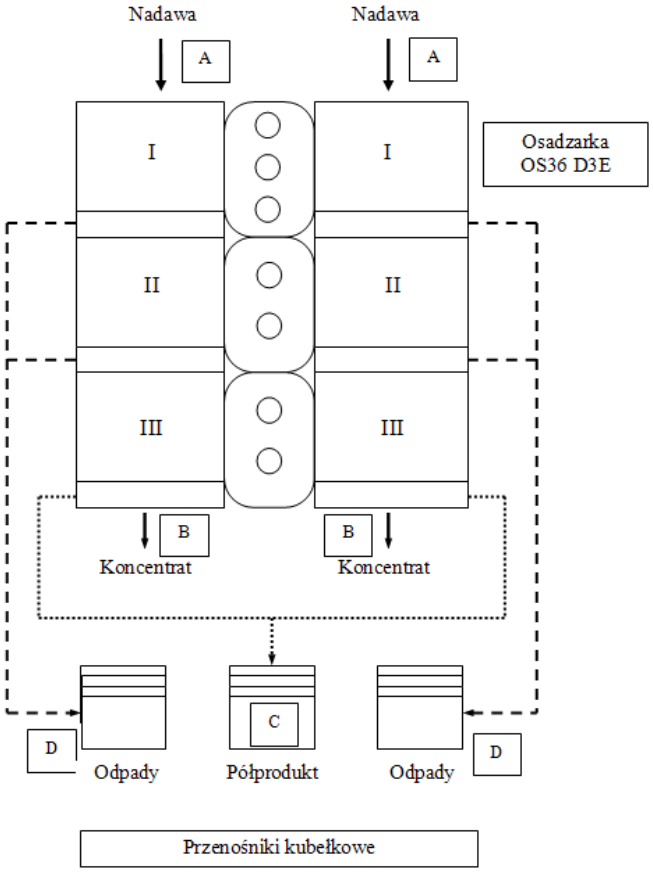
Rys.3. Widok zainstalowanej skrzynki sterowniczej z panelem operatora [źródło własne]

Rys.4. Widok zainstalowanej skrzynki przedziałowej [źródło własne]

4. Badania systemu sterowania

W celu oceny skuteczności (prawidłowości) działania systemu sterowania osadzarką typu KOMAG przeprowadzono badania przemysłowe, w ramach których pobrano próby technologiczne nadawy i produktów wzbogacania, poddane następnie analizom laboratoryjnym [3].

Nadawę pobrano z wysypu przesiewacza klasyfikacji wstępnej PWE (Przesiewacz Wibracyjny o ruchu Eliptycznym), produkt koncentratowy na przelewie ostatnich przedziałów osadzarki natomiast produkt pośredni (półprodukt) i odpadowy na wysypach zsuwni przenośników kubełkowych. Pobrane próby, po odpowiednim przygotowaniu, poddano analizie gęstościowej w cieczach ciężkich o gęstości 1,5 i 1,8 g/cm^3, zgodnie z normą PN-G-04559 [4]. Oznaczono również zawartość popiołu w uzyskanych frakcjach gęstościowych, zgodnie z normą PN-80/G-04512 [5]. Na rysunku 5 przedstawiono miejsca pobrania prób technologicznych.



Rys.5. Schemat rozmieszczenia punktów pobierania prób technologicznych [3]
A – Nadawa, B – Produkt koncentratowy, C – Produkt pośredni, D – Produkt odpadowy

Wyniki analiz grawimetryczno-popiołowych prób pobranych podczas sterowania osadzarki za pomocą układu sterowania typu KOMAG zestawiono w tabeli 1.

W oparciu o przeprowadzone badania przemysłowe osadzarki pulsacyjnej OS36 D3E można stwierdzić, że system sterowania typu KOMAG pozwolił,

w badanych warunkach, na uzyskanie wysokiej skuteczności procesu wzbogacania w osadzarce pulsacyjnej.

Zestawienie wyników analiz grawimetryczno-popiołowych – KOMAG [3]

Tabela 1

Gęstość frakcji g/cm^3	Nadawa		Produkt koncentratowy		Produkt pośredni		Produkt odpadowy	
	Wychód %	Popiół %	Wychód %	Popiół %	Wychód %	Popiół %	Wychód %	Popiół %
< 1,5	36,16	7,90	96,08	7,38	0,90	12,90	0,32	21,33
1,5 - 1,8	2,25	29,76	2,56	34,37	9,89	37,88	0,39	26,94
> 1,8	61,59	86,40	1,35	66,15	89,21	79,24	99,29	87,77
Suma	100,00	56,74	100,00	8,87	100,00	74,55	100,00	87,32

Analiza wyników badań wykazała, że łączne straty substancji palnej (< 1,8 g/cm^3) w produkcie odpadowym były niskie i wynosiły 0,71% (w tym < 1,5 g/cm^3 – 0,32%) przy zawartości popiołu w ww. produkcie na poziomie 87,32%. Równocześnie uzyskano produkt koncentratowy o zawartości popiołu 8,87% i zawartości w tym produkcie ziaren o gęstości > 1,5 g/cm^3 równej 3,91%.

5. Podsumowanie

Przy współpracy pracowników KWK Budryk przeprowadzono badania potwierdzające gotowość systemu do pełnego wdrożenia. Wprowadzone w trakcie badań zmiany pozwoliły na znaczną poprawę funkcjonalności i dopasowanie układu sterowania do potrzeb użytkownika. Jednocześnie KOMAG uzyskał istotne informacje na temat specyficznych wymagań kopalni, dotyczące wymienionego systemu, a także ważne dane pomiarowe, dzięki którym system będzie mógł być udoskonalany. Planowana jest rozbudowa systemu o dodatkowe funkcje sterownicze w aspekcie kompleksowej automatyzacji pracy węzła osadzarkowego.

Na podstawie przeprowadzonych badań przemysłowych systemu sterowania osadzarką pulsacyjną można stwierdzić, że system sterowania typu KOMAG umożliwia precyzyjny rozdział wzbogacanego materiału. Analiza uzyskanych wyników wykazała, że podczas sterowania osadzarką układem typu KOMAG łączne straty substancji palnej w produkcie odpadowym kształtowały się na niskim poziomie – wynosiły 0,71%.

Układ jest gotowy jest do instalacji na dowolnej osadzarce, po uprzednim dostosowaniu go, zgodnie z potrzebami klienta oraz określeniem zakresu obsługiwanych czujników i elementów wykonawczych.

Literatura

1. Tejszerski J., Jasiulek D., Pająk T., Osoba M.: System sterowania osadzarką KOMAG. KOMEKO 2008, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych, Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice 2008.
2. Praca statutowa E/BM-09648/OR14 – System sterowania osadzarki pulsacyjnej. Opracowanie projektu adaptacji istniejącego systemu sterowania osadzarką pulsacyjną do warunków KWK Budryk. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2010.
3. Praca statutowa E/BM-09648/OR16 – System sterowania osadzarki pulsacyjnej. Badania systemu sterowania w warunkach KWK Budryk. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2010.
4. PN-G-04559:1997 – Węgiel kamienny i brunatny. Metoda analizy gęstościowej.
5. PN-80/G-04512 – Paliwa stałe. Oznaczanie zawartości popiołu metodą wagową.

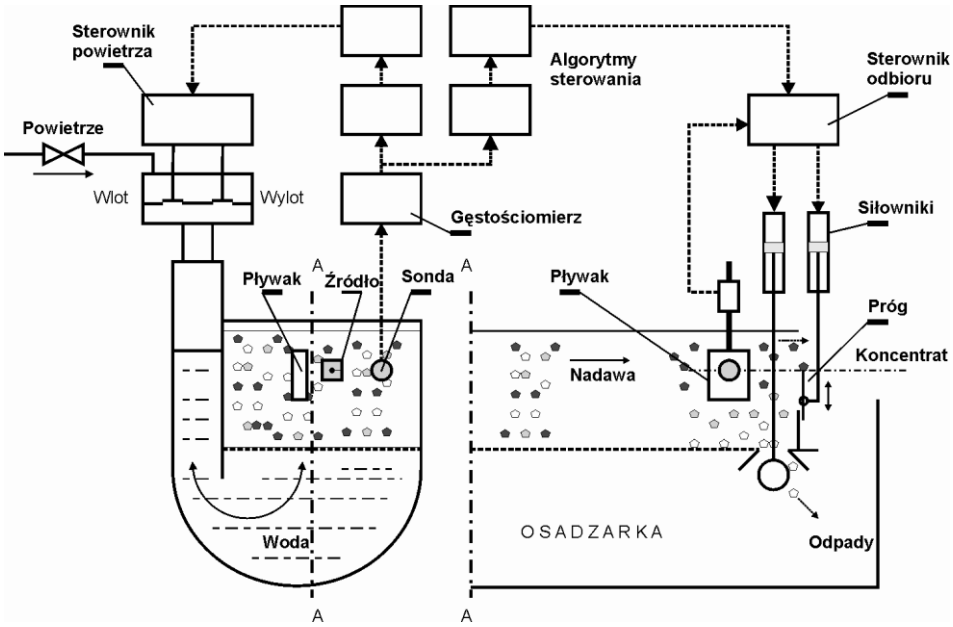
Radiometryczny system sterowania procesem wzbogacania węgla w osadzarce

Stanisław Cierpisz – Politechnika Śląska, ITI EMAG, **Zbigniew Będkowski, Marek Kryca, Waldemar Sobierajski** – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

1. Wprowadzenie

Węgiel surowy (miał) w większości wzbogacany jest w osadzarkach, których działanie opiera się na rozwarstwieniu materiału w pulsacyjnym ośrodku wodnym. Ziarna węgla, w każdym cyklu pulsacji ośrodka wodnego, wywołanego odpowiednio sterowanymi zaworami powietrza, poruszają się do góry, a następnie opadają z różnymi prędkościami zależnymi m.in. od wielkości ziarna, jego gęstości, kształtu i stopnia zagęszczenia ośrodka. W trakcie kolejnych cykli pulsacji następuje rozwarstwienie ziaren; ziarna o większej gęstości (zawartości popiołu) lokują się w dolnych warstwach łoża osadzarki, natomiast ziarna o małej gęstości – w górnej części łoża. Proces rozdziału nie jest doskonały ze względu na zależność prędkości opadania ziaren od wielu parametrów. Produkt dolny (odpady lub przerost) odprowadzany jest z osadzarki poprzez układ odbioru z regulowaną szczeliną odbiorczą, a produkt górny (koncentrat) odprowadzany jest poprzez próg przelewowy. Rozdział materiału w osadzarce na produkt górny i dolny określony jest gęstością rozdziału równą gęstości warstwy materiału, która w połowie przechodzi do produktu górnego i w połowie do produktu dolnego. Położenie warstwy rozdziału określane jest poprzez pływak metalowy o gęstości dobranej do gęstości ośrodka wodnego na wysokości położenia warstwy rozdziału. Pływak wykonuje również ruch pulsacyjny, a jego dolne położenie, w stanie zwarcia materiału, wykorzystywane jest jako sygnał do uruchomienia układu wygarniania produktu dolnego. Sposób sterowania wydajności układu wygarniania produktu dolnego zależy od przyjętej koncepcji działania całego układu. Najczęściej układ sterowania dąży do stabilizacji położenia warstwy rozdziału na zadanej wysokości, zapewniając tym samym względnie stabilne warunki rozluzowania łoża w każdym cyklu pulsacji. Położenie pływaka może być również wykorzystywane do sterowania położeniem progu przelewowego, a jego skok do orientacyjnego określenia stopnia rozluzowania łoża. Zasadniczym warunkiem poprawnego działania układu sterowania odbiorem produktów wzbogacania z osadzarki jest poprawny pomiar położenia warstwy materiału o gęstości równej zadanej gęstości rozdziału. Położenie pływaka powinno zależeć wyłącznie od położenia warstwy rozdziału. Badania laboratoryjne i przemysłowe wykazują jednak, że położenie pływaka w stosunku do warstwy rozdziału zmienia się pod wpływem zmian szeregu parametrów, które mają wpływ na prędkość opadania (i wznoszenia) pływaka traktowanego jako ziarno o znacznych rozmiarach. Prędkość opadania pływaka, wyznaczająca jego dolne położenie w każdym cyklu pulsacji, zależy głównie od gęstości ośrodka

wodnego określonej gęstością ziaren materiału i ilością wody wypełniającej przestrzeń pomiędzy ziarnami. Gęstość ośrodka zmienia się wraz ze zmianami charakterystyki wzbogacalności węgla, grubości łoża, ciśnienia powietrza i kształtu cyklu pulsacji wyznaczonego momentami otwierania i zamykania zaworów powietrza. Nawet przy stałych wyżej wymienionych parametrach łoża materiału, położenie pływaka zmienia się nieco w każdym cyklu pulsacji, ponieważ zjawisko oddziaływania ziaren materiału w trakcie skrępowanego opadania pływaka jest zjawiskiem stochastycznym. Badania wykazują, że zmiana gęstości rozdziału w stosunku do zadanej wartości, na skutek ww. niekorzystnych oddziaływań, może dochodzić do 0,05 g/cm^3, a czasami przekraczać tą wartość. Powoduje to, że w trakcie procesu wzbogacania w osadzarce okresowo mogą wystąpić znaczne fluktuacje zawartości popiołu w produktach wzbogacania, fluktuacje ich ilości oraz straty węgla w odpadach. Problem ma istotne znaczenie ekonomiczne, ponieważ w osadzarkach wzbogacanych jest kilkanaście milionów ton węgla rocznie i nawet nieznaczne pogorszenie procesu rozdziału odbija się w znacznych bezwzględnych wartościach produktu.



Rys.1. Radiometryczny układ sterowania procesu wzbogacania węgla w osadzarce

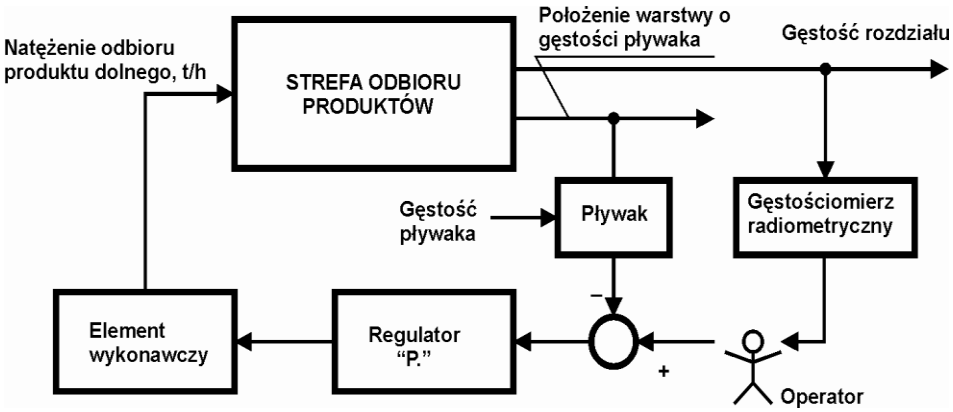
W przedstawionym na rysunku 1 nowym układzie sterowania wprowadzono korektę pomiaru położenia warstwy rozdziału pływakiem przez pomiar ciągły gęstości łoża na wybranej wysokości – gęstościomierzem izotopowym (radiometrycznym), zabudowanym w łożu osadzarki, w strefie odbioru produktów wzbogacania. Rozwiązanie takie sprawia, że niekorzystny wpływ zmian parametrów densymetrycznych łoża na pomiar gęstości warstwy może być praktycznie wyeliminowany. Dodatkowo, sygnał pomiarowy z gęstościomierza izo-

topowego wykorzystany jest do analizy i rejestracji zmian gęstości ośrodka w trakcie każdego cyklu pulsacji. Umożliwia to ocenę przebiegu rozluzowania warstwy w czasie cyklu pulsacji.

Poniżej przedstawiono wyniki badań części układu sterowania, której zadaniem jest stabilizacja gęstości rozdziału.

2. Układ sterowania

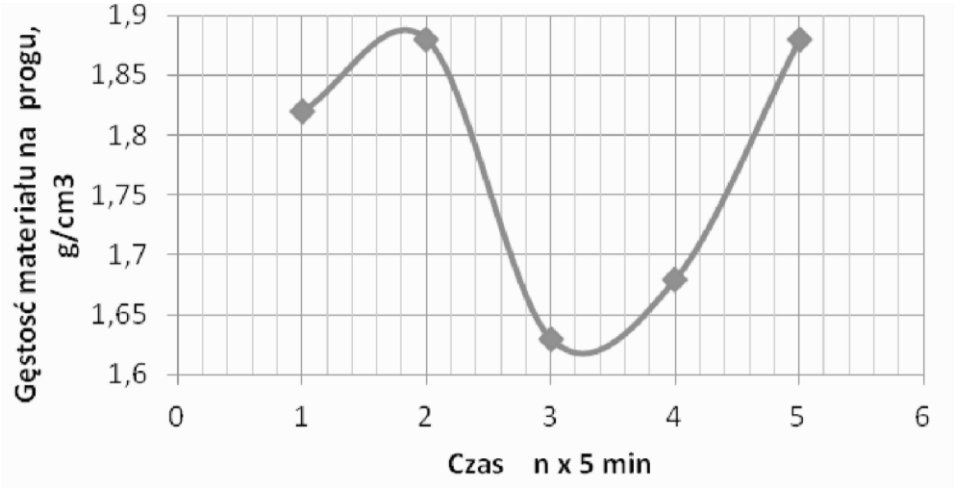
Schemat blokowy układu sterowania przedstawiono na rysunku 2. Podstawowy układ stabilizacji położenia pływaka (warstwy na wysokości pływaka) składa się z pływaka, węzła wartości zadanej, regulatora „P", proporcjonalnego elementu wykonawczego (siłownika pneumatycznego) z rurowym układem regulującym szczelinę odbierającą produkt dolny oraz obiektu regulacji jakim jest strefa rozdziału produktów w osadzarce. Gęstość warstwy rozdzielczej mierzona jest radiometrycznym gęstościomierzem z głowicą pomiarową usytuowaną na wysokości progu przelewowego. Na podstawie różnicy wskazań gęstościomierza i wartości zadanej gęstości rozdziału regulowana jest kaskadowo wartość zadana położenia pływaka. W pierwszym etapie badań regulacja kaskadowa odbywała się ręcznie.



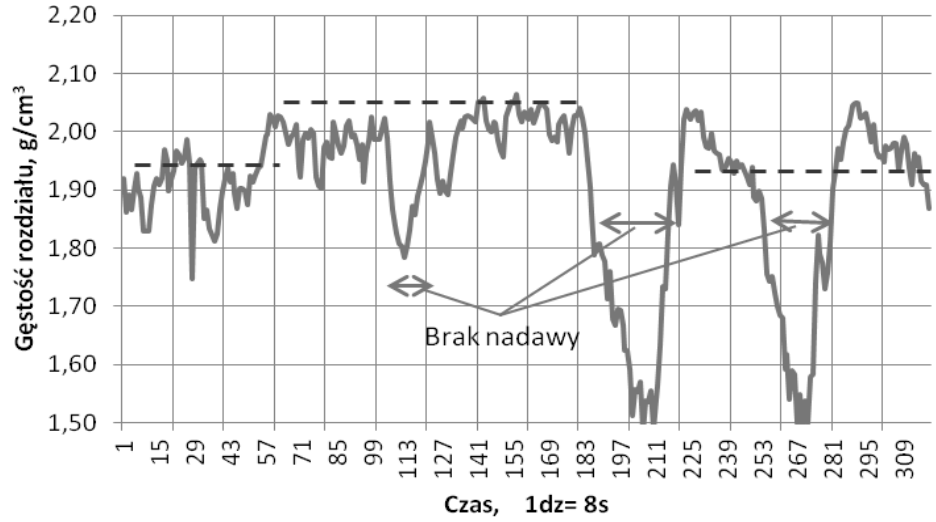
Rys.2. Schemat blokowy badanego układu regulacji

Zmiany gęstości rozdziału w podstawowym układzie pływakowym (bez gęstościomierza radiometrycznego w sprzężeniu zwrotnym) przedstawione są na rysunku 3. Zmiany te były powodowane fluktuacjami ilości nadawy kierowanej do osadzarki.

Zmiany gęstości rozdziału w układzie pływakowym wynosiły od 1,61 g/cm^3 do 1,89 g/cm^3, a więc mieściły się w zakresie ok. 0,28 g/cm^3. Przebieg zmian gęstości rozdziału w układzie sterowania z rysunku 1 przedstawiono na rysunku 4. W trakcie pracy osadzarki starano się utrzymywać gęstość rozdziału na wartościach 1,5 i 1,6 g/cm^3.



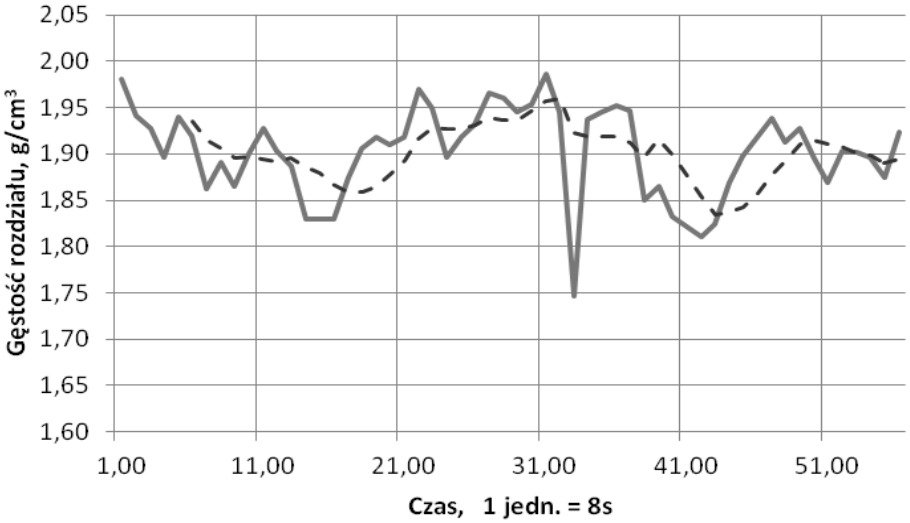
Rys.3. Fluktuacje gęstości rozdziału w pływakowym układzie sterowania



Rys.4. Zmiany gęstości rozdziału mierzone gęstościomierzem radiometrycznym w układzie sterowania przedstawionym na rysunku 1

W pierwszej fazie eksperymentu wartość zadana wynosiła 1,92 g/cm^3 (linia przerywana w przedziale czasu 1 – 50 jednostek, a więc 50 x 8 s = 400 s). Wartość średnia przebiegu zmian gęstości rozdziału w tym okresie wynosiła 1,90 g/cm^3, a odchylenie standardowe fluktuacji wokół wartości średniej – 0,05 g/cm^3. Wynika z tego, że błąd statyczny ręcznej regulacji wynosił 0,02 g/cm^3 z odchyleniem standardowym 0,05 g/cm^3. Przebieg zmian gęstości w powyższym okresie pokazany jest dokładniej na rysunku 5.

Na rysunku pokazano linię trendu (średnia bieżąca z 6 pomiarów) – linia przerywana, która uwidacznia oscylacje regulacji o okresie ok. 3,2 min.



Rys.5. Fluktuacje gęstości rozdziału dla wartości zadanej 1,92 g/cm^3

W drugiej fazie eksperymentu (okres 50 – 180 jednostek, a więc 130 x 8 s = 1024 s) zmieniono zadaną wartość gęstości rozdziału na 2,04 g/cm^3. Wartość średnia przebiegu zmian gęstości rozdziału wynosiła 1,98 g/cm^3, a odchylenie standardowe tych zmian wokół wartości średniej 0,036 g/cm^3. W tym przypadku błąd statycznej ręcznej regulacji wynosił 0,06 g/cm^3 z odchyleniem standardowym ok. 0,04 g/cm^3.

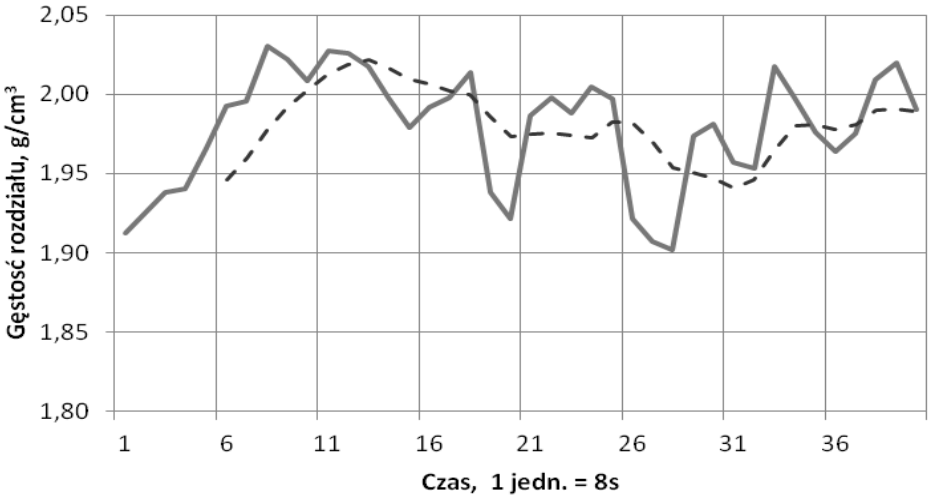
W czasie tej fazy pomiarów występowały zakłócenia w pracy osadzarki polegające głównie na zmniejszeniu ilości nadawy i powodujące, że gęstość warstwy znajdującej się na wysokości progu spadała do 1,8 g/cm^3. Przebieg zmian gęstości rozdziału w tym okresie przedstawiono na rysunku 6. Linię trendu pokazano linią przerywaną.

W ostatniej fazie pomiarów (okresy od 220 – 250 oraz 280 – 310 jednostek) występowały zakłócenia w pracy osadzarki polegające głównie na braku nadawy – gęstość rozdziału spadała wtedy do ok. 1,5 g/cm^3. Wartość zadana przyjęta przez operatora wynosiła ponownie 1,92 g/cm^3. Po przekroczeniu wartości zadanej przez wskazania gęstościomierza operator starał się sprowadzić gęstość do wartości zadanej. Przebiegi przejściowe tej regulacji pokazano na rysunkach 7 i 8.

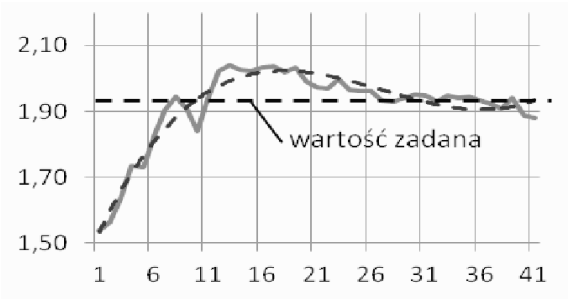
Wyniki eksperymentu ręcznego sterowania (stabilizacji gęstości rozdziału podsumowane mogą być w postaci następujących wniosków:

a) W układzie sterowania odbioru produktu dolnego występują okresowo znaczne zmiany gęstości rozdziału powodowane fluktuacjami nadawy kierowanej do danego przedziału osadzarki. Zakres tych zmian może dochodzić do ± 0,14 g/cm^3.

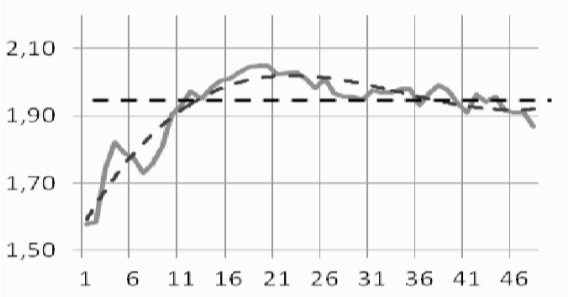
b) Gęstościomierz radiometryczny usytuowany na wysokości progu przelewowego osadzarki może być wykorzystany do stabilizacji gęstości rozdziału. Wstępne eksperymenty z ręczną stabilizacją gęstości rozdziału pokazały możliwość zmniejszenia fluktuacji gęstości do ok. 0,04 g/cm^3 (odchylenie standardowe). Należy spodziewać się, że wprowadzenie sterowania automatycznego poprawi efekty sterowania.



Rys.6. Zmiany gęstości rozdziału dla wartości zadanej 2,04 g/cm^3



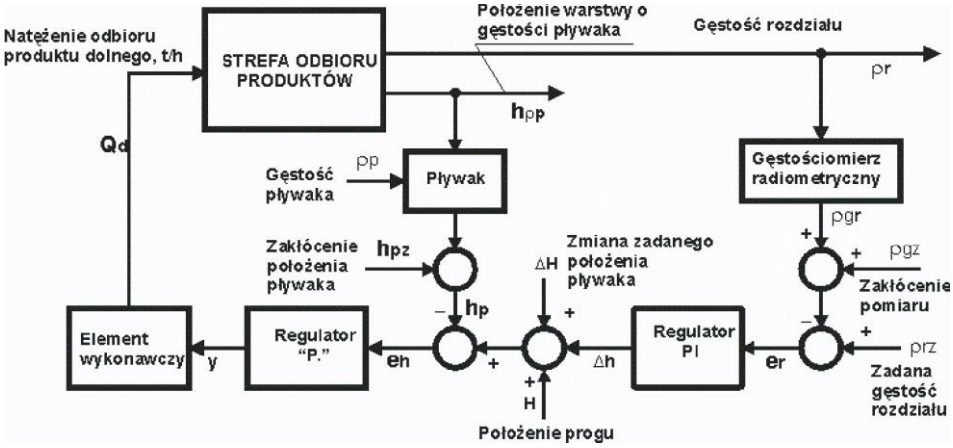
Rys.7. Reakcja układu sterowania na znaczne zakłócenie ilości nadawy (0 – 100%)



Rys.8. Reakcja układu sterowania na znaczne zakłócenie ilości nadawy (0 – 100%)

3. Automatyczna regulacja gęstości rozdziału

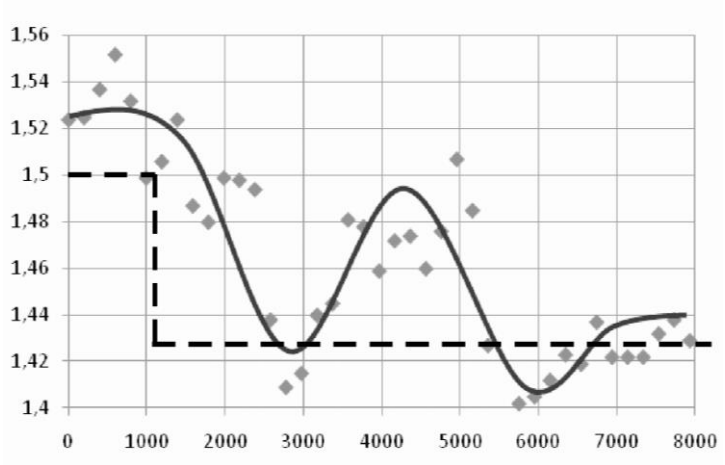
Schemat blokowy układu regulacji przedstawiony jest na rysunku 9. Podstawowy układ stabilizacji gęstości rozdziału składa się z pływaka, którego gęstość jest tak dobrana, aby pływak dla $\Delta H = 0$ znajdował się na wysokości warstwy materiału o gęstości równej zadanej gęstości rozdziału, węzła sumacyjnego wartości zadanej $(H+\Delta H)$ oraz regulatora P. Zadaniem tego układu jest utrzymywanie pływaka na wysokości progu przelewowego, tym samym utrzymywanie położenia warstwy o zadanej gęstości (rozdziału) na wysokości progu. Odbywa się to poprzez sterowanie wielkością natężenia przepływu produktu dolnego Qd. Zmiana zadanej gęstości rozdziału odbywa się przez odpowiednią zmianę ΔH, która powoduje zmianę zadanego położenia pływaka w stosunku do progu przelewowego, a tym samym zmniejszenie lub zwiększenie zadanej gęstości rozdziału. Należy zaznaczyć, że rzeczywista wartość zadanej gęstości rozdziału w tym przypadku może być określona tylko z pewnym przybliżeniem.



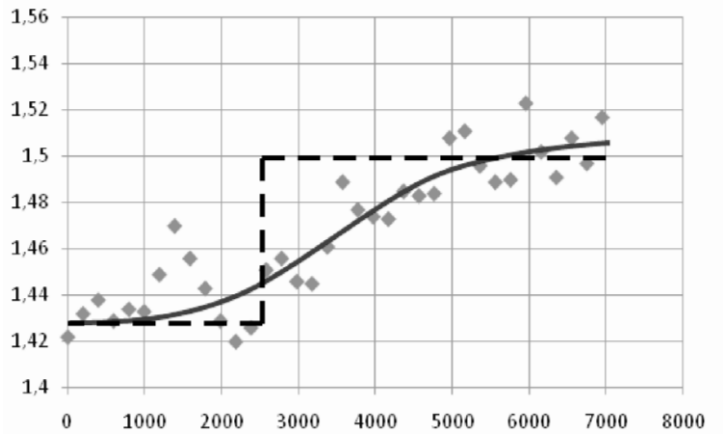
Rys.9. Schemat blokowy radiometrycznego układu stabilizacji gęstości rozdziału

Zmiany wysokości i składu densymetrycznego łoża materiału powodują zmiany położenia pływaka (błędy pomiarowe pływaka). W efekcie występują fluktuacje gęstości rozdziału, których wielkość zależy od wielkości zmian ilości i jakości nadawy do osadzarki (rys. 3).

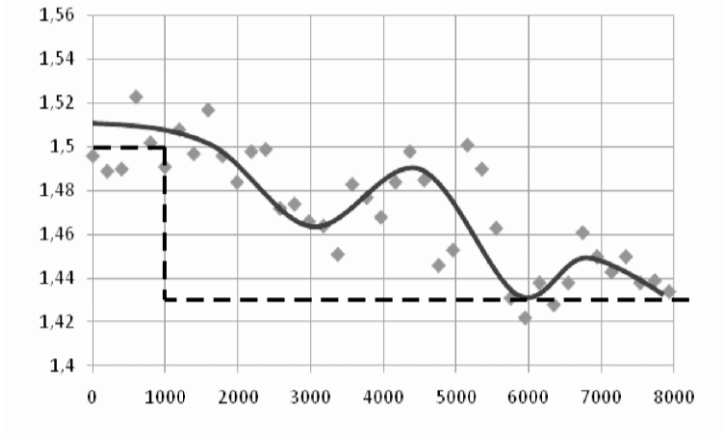
W celu stabilizacji powyższych fluktuacji gęstości rozdziału zastosowano kaskadowy układ regulacji składający się z gęstościomierza radiometrycznego, węzła wartości zadanej i regulatora PI wypracowującego poprawkę wartości zadanej Δh. Sygnał z gęstościomierza porównywany jest z wartością zadaną gęstości rozdziału, a sygnał błędu e podawany jest na wejście regulatora PI wykonanego w postaci modułu cyfrowego algorytmu w oprogramowaniu sterownika przedziału. Gęstościomierz pracuje w pętli kaskadowej regulacji obejmującej pętlę sterowania odbiorem produktu dolnego w zależności od położenia pływaka. Wyniki badań przemysłowych układu regulacji przedstawiono na rys.10 a-f.



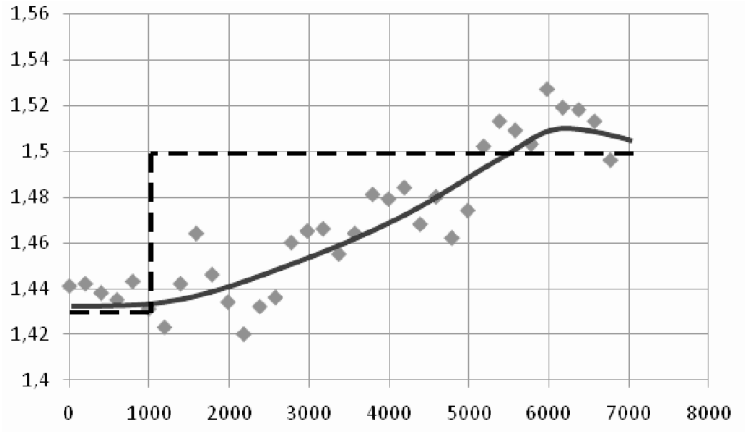
Rys.10a. Reg PI (kp= 100, ki= 1,5); czas: 8000 dz = 7 min



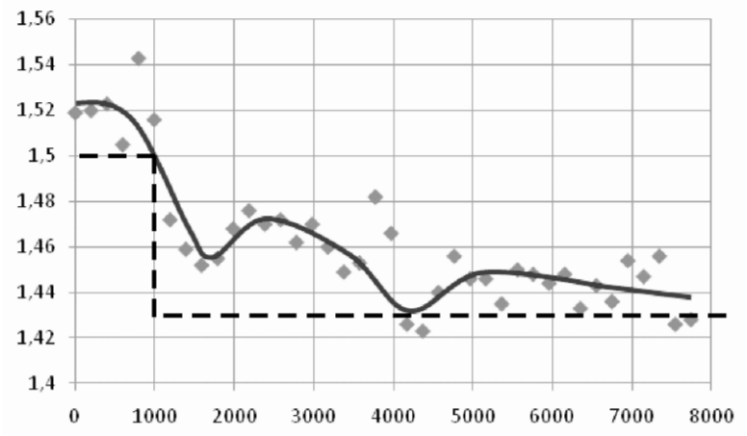
Rys.10b. Reg PI (kp= 100, ki= 1,5); czas: 8000 dz = 7 min



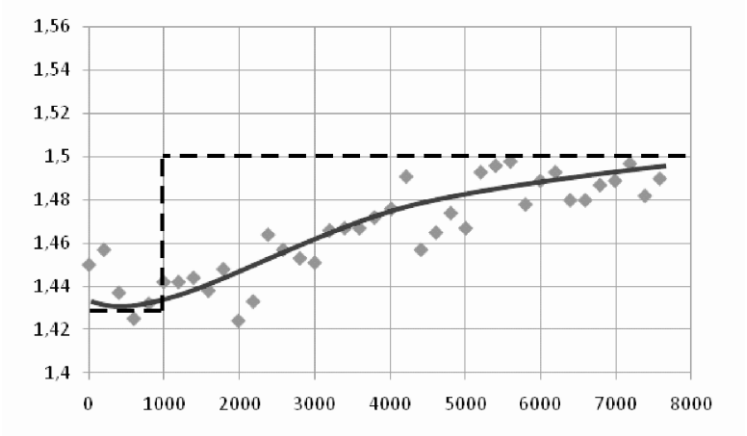
Rys.10c. Reg PI (kp= 200. ki= 1,5); czas: 8000 dz = 7 min



Rys.10d. Reg PI (kp= 200, ki= 1,5); czas: 8000 dz = 7 min



Rys.10e. Reg PI (kp= 300, ki= 3,0); czas: 8000 dz = 7 min



Rys.10f. Reg PI (kp= 300. ki= 3,0); czas: 8000 dz = 7 min

Na rysunkach 10 a-f gęstość rozdziału podana jest w jednostkach gęstości ośrodka (woda/węgiel). Stosunek gęstości materiału (tzw. fazy suchej materiału) do gęstości ośrodka wynosi 1,28. Na wykresach pokazano reakcję układu regulacji na skokowe zmiany zadanej wartości gęstości rozdziału 1,5 g/cm^3 do 1,43 g/cm^3 oraz 1,43 g/cm^3 do 1,5 t g/cm^3. Odpowiada to zmianom gęstości rozdziału materiału (fazy suchej) odpowiednio: 1,92 g/cm^3 – 1,83 g/cm^3. Można zaobserwować różne reakcje układu regulacji na zmniejszenie lub zwiększenie wartości zadanej co wynika z nieliniowości elementów układu (mechanizm odbioru produktu dolnego oraz strefa odbioru produktu w osadzarce). Zestawienie uzyskanych efektów regulacji dla różnych parametrów regulatora PI przedstawiono w tabeli 1.

Efekty stabilizacji gęstości rozdziału dla różnych nastaw regulatora PI

Tabela 1

Lp.	Parametry Reg. PI	Zmiana wart.zadanej g/cm^3	Odch.st. g/cm^3 (gęstość ośrodka)	Odch.st. g/cm^3 (gęstość materiału)	T_{90} min
1	Kp=100 Ki = 1,5	1,5→1,43	0,013	0,017	6,1
2	Kp=100 Ki=1,5	1,43→1,5	0,011	0,014	7,0
3	Kp=200 Ki=1,5	1,5→1,43	0,011	0,014	5,2
4	Kp=200 Ki=1,5	1,43→1,5	0,0091	0,012	6,1
5	Kp=300 Ki=1,5	1,5→1,43	0,0094	0,012	4,4
6	Kp=300 Ki=1,5	1,43→1,5	0,0055	0,007	5,2
Uwaga: zmiana gęstości rozdziału podana jest w jednostkach gęstości ośrodka					

Widać, że najlepsze efekty stabilizacji uzyskuje się dla kp = 300 i ki = 1,5 uzyskując odchylenie standardowe fluktuacji gęstości rozdziału ok. 0,007 g/cm^3 (powodowane stochastycznym sygnałem z gęstościomierza radiometrycznego). Wartości czasu T_{90} (czas po którym sygnał osiąga 90% wartości zadanej) są podane szacunkowo.

4. Wnioski

Zmiany obciążenia osadzarki nadawą oraz zmiany charakterystyki wzbogacalności nadawy powodują powstanie istotnych fluktuacji gęstości rozdziału w pływakowym układzie sterowania odbiorem produktu dolnego. Wynika to m.in. z błędów pomiarowych pływaka, którego zadaniem jest określenie położenia warstwy materiału o wybranej gęstości. Fluktuacje gęstości rozdziału

w pływakowym układzie sterowania mogą dochodzić do ± 0,1 g/cm^3, a nawet przekraczać tą wartość. Odbija się to w ilości i jakości produktów osadzarki powodując okresowo znaczne straty węgla w odpadach lub pogorszenie jakości koncentratu.

Zastosowanie gęstościomierza radiometrycznego do pomiaru gęstości warstwy rozdziału w kaskadowym układzie korekty wartości zdanej położenia pływaka w konwencjonalnym układzie sterowania odbiorem produktu dolnego w istotny sposób poprawia efekty stabilizacji gęstości rozdziału. Dokładność stabilizacji w stanie ustalonym w badanym doświadczalnym układzie sterowanie wynosiła ok. ± 0,015 g/cm^3 (dwukrotne odchylenie standardowe fluktuacji wokół wartości średniej), co należy uznać za wynik bardzo dobry. Błędy regulacji powodowane są głównie stochastycznymi fluktuacjami sygnału z gęstościomierza radiometrycznego.

Strefa odbioru produktów wzbogacania w osadzarce jest silnie nieliniowym dynamicznym obiektem regulacji. Efektem tego jest odmienny przebieg błędu regulacji dla skokowych zmian (zwiększanie lub zmniejszanie) zadanej gęstości rozdziału. Charakter stanów przejściowych regulacji w obu kierunkach zależy od różnych współczynników całkowania obiektu oraz od czasu pomiaru gęstościomierza radiometrycznego. W pętli regulacji kaskadowej zastosowano liniowy regulator PI. Można oczekiwać, że lepsze rezultaty regulacji uzyska się dla adaptacyjnych (np. rozmytych) wersji regulatora PI.

Literatura

1. Będkowski Z.: Kompleksowy system sterowania pracą węzła wzbogacalnika osadzarkowego w zakładach przeróbki mechanicznej węgla AS 2000 z zastosowaniem układu automatycznego odbioru produktów wzbogacania BOSS 2000, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, Katowice, Nr 8, 2001
2. Cierpisz S., Kowol D.: Wpływ zakłóceń procesu wzbogacania węgla w osadzarce na zmiany gęstości rozdziału - badania laboratoryjne. Gór. Geoinż. AGH, 4/2009 .
3. Cierpisz S., Joostberens J., Kowol D.: Model symulacyjny strefy odbioru produktów wzbogacania w osadzarce. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 2010.

4. Lyman G. J., Jonkers A., van Latum L., Hughes D.M.: Automatic computerised jig control. In: Proceedings of the ninth interantional conference on coal research, Washington, DC, USA, 13-16 Oct 1991.

5. Lyman G. J.: Review of jigging principles and control. Coal Preparation; 11 (1-2); 41-72 (Jun 1992).

Wybrane aspekty migracji systemu sterowania ZWiOM w PKW S.A. ZG Sobieski

Artur Dubiel – ZG Sobieski, **Łukasz Kalus, Tomasz Kardyś** – Energotest

1. Wprowadzenie

Zanim urobek wydobyty na powierzchnię stanie się pełnowartościowym produktem handlowym musi zostać poddany procesowi przeróbczemu, w trakcie którego zostaje oczyszczony ze skały płonnej i innych odpadów. W warunkach Zakładu Górniczego PKW S.A. w Jaworznie rolę tę pełni kompleks przeróbczy zlokalizowany w rejonie „Sobieski", a w jego skład wchodzą trzy węzły technologiczne:

- Stacja Przygotowania Węgla, której zadaniem jest odbiór urobku z dołu i przygotowanie do dalszego wzbogacania poprzez rozsortowanie na wzbogacone klasy ziarnowe,
- Zakład Przeróbki Mechanicznej (płuczki ziarnowej) wzbogacającej węgiel surowy w klasie ziarnowej 30 ÷ 200 mm w płuczce zawiesinowej typu Disa z obciążnikiem magnetytowym,
- Zakład Wzbogacania i Odsiarczania Miałów, który wzbogaca miał węglowy o uziarnieniu 0 ÷ 30 mm.

Dla ograniczenia zanieczyszczeń w węglu wydobytym na powierzchnię ustawicznie modernizuje się zakład przeróbczy, przy czym naczelną zasadą jest uzyskiwanie pożądanej kaloryczności produktu handlowego przy niskiej zawartości siarki i popiołów. Ostatecznie możliwe jest wydzielenie z węgla surowego w procesie wzbogacania około 50% siarki i ponad 60% popiołu. Kompleks przeróbczy bazuje na wodzie technologicznej dostarczanej z dołu zakładu, przy czym cały obieg wód popłuczkowych jest obiegiem zamkniętym [4].

W celu spełnienia rygorystycznych norm ekologicznych w zakresie emisji dwutlenku siarki i pyłu do atmosfery konieczna staje się ciągła modernizacja Zakładu Wzbogacania i Odsiarczania Miałów. Z uwagi na znaczny udział wzbogaconego i odsiarczonego miału w wielkości sprzedaży przedsiębiorstwa, modernizacja musi być przeprowadzona w sposób gwarantujący nieprzerwaną produkcję zakładu. Każdorazowe zatrzymanie procesu technologicznego powoduje istotne straty dla przedsiębiorstwa.

Mając na uwadze powyższe ograniczenia najrozsądniejszym sposobem modernizacji wydaje się podzielenie całego zadania na mniejsze etapy (w powyższym opracowaniu są to dwa główne etapy opisane w punktach 3 oraz 4) i realizowanie tychże etapów w trakcie technicznych przerw weekendowych, podczas których w normalnych warunkach przeprowadzane są okresowe przeglądy i naprawy. W prezentowanym rozwiązaniu proces wymiany sterownika

został przeprowadzony tak, aby przerwy w procesie produkcji nie były dłuższe niż 16 godzin wykorzystując weekendowe przestoje zakładu.

Zadanie przewidywało wymianę platformy sprzętowej Simatic S5 na platformę Simatic S7, zamianę istniejącej wizualizacji opierającej się na programie InTouch na rozbudowany system nadzoru i wizualizacji zbudowany przy użyciu Platformy Systemowej Wonderware oraz budowę linii światłowodowej łączącej Zakład Przeróbczy z budynkiem kierownictwa zakładu.

2. Stan przed modernizacją

System sterowania Zakładu Odsiarczania i Wzbogacania Miału zbudowany został na bazie sterownika Simatic S5 (rys. 1) firmy Siemens z wizualizacją InTouch Firmy Wonderware. Sterownik pochodził z 1994 roku, natomiast wizualizacja InTouch w wersji 7.1 została wykonana w 2002 roku. Wizualizacja ta zastąpiła oryginalny system oparty na oprogramowaniu COROS-LSC firmy Siemens.

Rys.1. Sterownik Simatic S5 (źródło: [1])

Sterownik Simatic S5 wyposażony został w cztery kasety Simatic S5 135U/155U, procesor centralny CPU948, procesor komunikacyjny sieci Ethernet CP143, 31 kart wejść cyfrowych po 32 wejścia każda, 6 kart wyjść cyfrowych po 32 wyjścia każda, 1 kartę wyjść cyfrowych 16 wyjściowej, 7 kart wejść analogowych po 8 wejść każda i 6 kart wyjść analogowych po 8 wyjść każda.

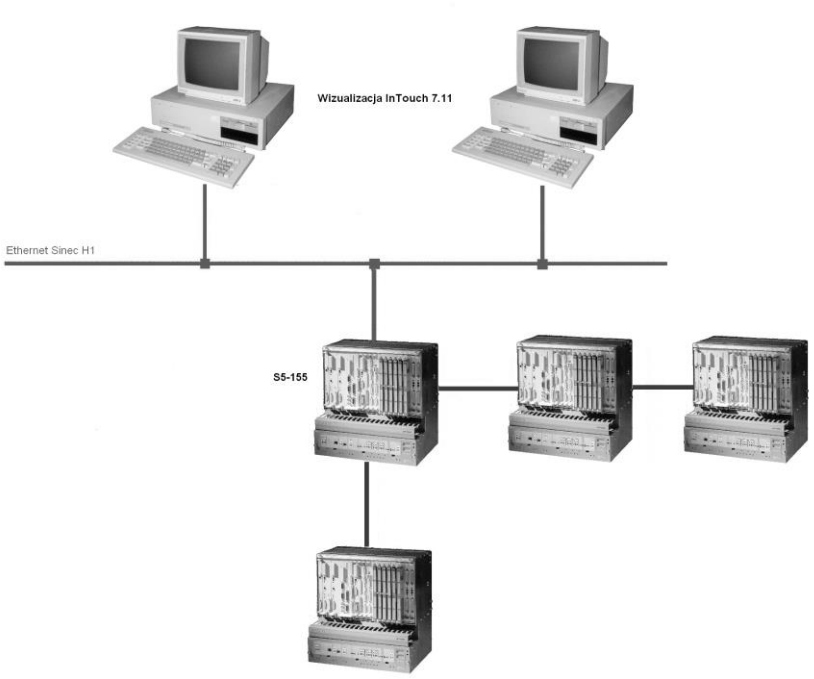
Program jednostki centralnej sterownika Simatic S5 podzielony był na około 165 bloków programowych, 116 bloków funkcyjnych, 70 bloków danych oraz 7 bloków organizacyjnych i 16 krokowych.

Rys.2. Sterownik Simatic S7 (źródło: [1])

Część programu sterującego stanowił standardowy, zabezpieczony system sterowania firmy Siemens realizujący regulację PID. Te fragmenty programu należało napisać i sparametryzować od nowa. Utrudnieniem była niekompletna lista opisów bloków danych zawierających parametry regulatorów. Bezpośredniej konwersji nie można było poddać części związanej z modułami analogowymi, gdyż wymagały one dodatkowo przeskalowania wartości. Część programu związaną z sygnałami binarnymi można było przekonwertować.

System wizualizacji składał się z 2 redundantnych komputerów PC z zainstalowanym systemem operacyjnym Windows 2000 Professional, systemem InTouch v7.1 firmy Wonderware, posiadających kartę komunikacyjną CP1613 firmy Siemens do komunikacji ze sterownikiem Simatic S5 poprzez sieć Ethernet, programem komunikacyjnym łączącym aplikację InTouch z kartą komunikacyjną.

Aplikacja pierwotna zawierała 190 obrazów i okien oraz 2100 zmiennych zewnętrznych. Projekt elektryczny w zakresie konfiguracji sterownika i sieci komunikacyjnej w postaci umożliwiającej wykonanie fizycznej wymiany sterownika S5 na S7 udostępniony został przez Inwestora.



Rys.3. Architektura systemu przed modernizacją (źródło: opracowanie własne)

3. Modernizacja ETAP I – wymiana sterownika Simatic S5 na Simatic S7

Projekt wykonawczy zakładał etapową wymianę sterownika Simatic S5 na sterownik Simatic S7 (rys. 2) firmy Siemens. Wymiana następowała w 6 podetapach realizowanych w czasie przerw weekendowych nieprzekraczających 16 godzin. W czasie każdej przerwy następowała wymiana części kart wejściowych lub wyjściowych sterownika Simatic S5 na karty sterownika Simatic S7 rozmieszczone w kasetach ET200M, podmiana programu S5 w zakresie związanym z zamianą kart S5 na S7, oraz uruchomienie całości sterownika Simatic S5 do normalnej pracy obiektu. Sposób ten minimalizował ingerencję w proces produkcji, ryzyko zatrzymania produkcji, ewentualne problemy zostały ograniczone do obszaru zmian sprzętowych. Podmiana sygnałów następowała na złączach kart sterownika.

Po zakończeniu wymiany kart wejściowych i wyjściowych sterownika Simatic S5 na karty ET200M systemu Simatic S7 otrzymano system, w którym sterowanie procesem technologicznym realizowane było jeszcze przez procesor centralny Simatic S5. Aby możliwa była komunikacją pomiędzy nowymi modułami I/O – S7, a istniejącą na obiekcie jednostką centralną konieczne było doposażenie sterownika S5 w moduł interfejsu IM308C, pozwalający na przesyłanie danych po protokole Profibus DP. Następnie zamontowana została kaseta Simatic S7 z zasilaczem, jednostką centralną CPU 414-2 i procesorem komu-

nikacyjnym CP 443-1. Sterowniki S5 i S7 połączone zostały siecią Profibus DP tak, aby stany wszystkich wejść sterownikowych były dostępne w jednostce centralnej S7. Do sterownika S7 został wgrany przekonwertowany i częściowo przepisany program. Na tym etapie realizowania migracji wyjścia sterownika S7 nie miały wpływu na obiekt – służyło to sprawdzeniu poprawności działania nowego programu poprzez porównanie informacji o stanie maszyn i pomiarach wartości analogowych.

Rys.4. Szafa sterownikowa przed modernizacją (źródło: opracowanie własne)

Rys.5. Szafa sterownikowa w trakcie modernizacji (źródło: opracowanie własne)

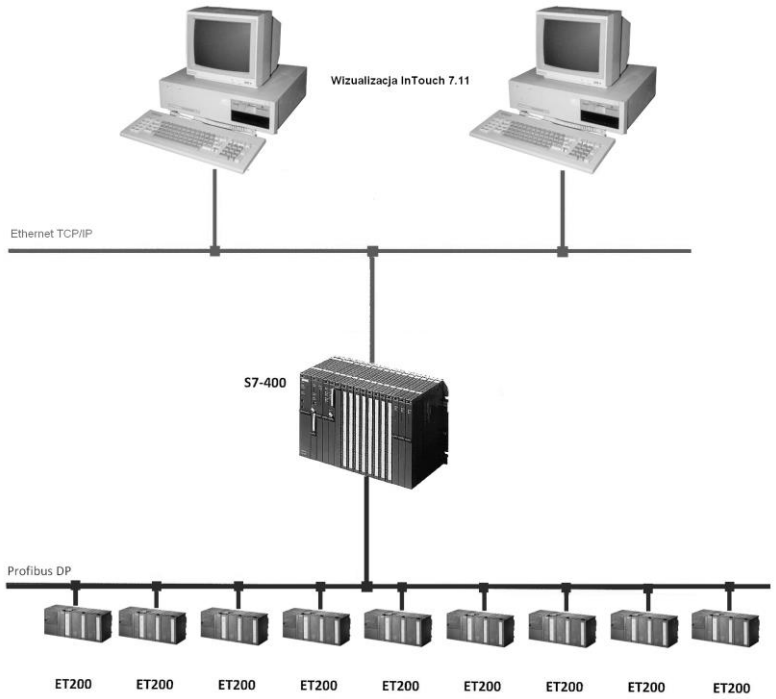
Do jednego z istniejących na sterowni komputerów PC z wizualizacją InTouch v7.1 została wgrana poprawiona aplikacja wizualizacyjna (zmienione adresy zmiennych ze sterownika Simatic S5 na adresy zmiennych ze sterownika Simatic S7 – inna adresacja w blokach danych) oraz driver komunikacyjny InTouch'a dla sterownika S7. Komputer ten został przyłączony do sterownika Simatic S7 kablem Ethernet wykorzystując złącze RJ45 karty sieciowej komputera. W tej konfiguracji została przetestowana nowa wizualizacja, druga stacja operatorska była w dalszym ciągu połączona ze sterownikiem S5. Zmiana komunikacji z S5 na S7 nie wymagała zmiany licencji InToucha [2].

Po sprawdzeniu nowej wizualizacji nastąpił rozruch programu sterownika S7. Rozruch nowego programu był przeprowadzany w tle działającego starego programu, co zapewniało czas na poprawienie ewentualnych błędów. Przeprowadzone wstępne testy nowego oprogramowania były realizowane w układzie otwartym bez oddziaływania na proces technologiczny. Nowy program został rozbudowany również o możliwość diagnostyki oraz zgłaszania ewentualnych błędów sieci Profibus DP oraz podpiętych do niej elementów.

Po wstępnym uruchomieniu programu nastąpiło przejście do pełnych testów w układzie zamkniętym ze sterowaniem procesem technologicznym. Tę fazę testów można było realizować etapowo, tzn. dla wybranego obiektu odblokowane zostały wyjścia sterownika wyliczane przez program sterownika S7, a zablokowane wyjścia wyliczane przez program S5. Instalacje były testowane, w razie wystąpienia problemów istniała możliwość łatwego i szybkiego powrotu do sterowania przez program S5 – w czasie przeprowadzania opisywanej modernizacji taka sytuacja nie zaistniała.

Rys.6. Szafa sterownikowa po modernizacji (źródło: opracowanie własne)

Po całkowitym uruchomieniu i przetestowaniu nowego systemu sterowania i wizualizacji nastąpiła zamiana systemu wizualizacji na drugim z komputerów PC, zmiana konfiguracji sprzętowej sterownika Simatic S7 i odłączenie sterownika Simatic S5. W początkowym okresie pracy nowego sterownika możliwe było powrócenie w prosty sposób do starego systemu, dzięki pozostawieniu jednej stacji operatorskiej oraz „czuwającego" sterownika CPU S5. Procedura ta wymagała jedynie przepięcia wtyczki Profibus ze sterownika S7 do sterownika S5 i przejścia w tryb RUN. Podczas wdrażania opisywanej modernizacji nie było potrzeby korzystania z tej możliwości.



Rys.7. Architektura systemu po zamianie sterownika S5 na S7
(źródło: opracowanie własne)

W trakcie rozruchu oraz po jego zakończeniu została poprawiona dokumentacja elektryczna, instrukcje obsługi oraz przeprowadzone zostało szkolenie operatorów i służb utrzymania ruchu.

4. Modernizacja ETAP II – rozbudowa systemu wizualizacji

Rozbudowa systemu wizualizacji miała celu stworzenie obszernej bazy danych i złożonych raportów produkcyjnych, a także umożliwienie dostępu do danych przez Internet. Polegała na wymianie uprzednio pracujących 2 komputerów PC z systemem InTouch 7.11 firmy Wonderware na system wizualizacji oparty na Platformie Systemowej.

EMAC – system dyspozytorski produkcji Energotestu dla obiektów przemysłowych realizowany jest przy użyciu wiodących pakietów programowych służących do realizacji systemów typu Supervisory Control And Data Acquisition, czyli nadzorujących przebieg procesu technologicznego lub produkcyjnego. Akwizycja danych z obiektu odbywa się przy użyciu sterowników PLC, urządzeń pomiarowych umożliwiających zdalny odczyt mierzonych wartości i stanów wejściowych lub z innych systemów informatycznych i akwizycji danych.

Podobnie jak w etapie I – wymiany sterownika S5 na S7 – wymiana systemu wizualizacji została zrealizowana bez zakłócania produkcji. Rozruch wizualizacji odbywał się po zakończeniu etapu I. Po wykonaniu etapu I – wymiana sterownika Simatic S5 na Simatic S7 – adresy zmiennych zewnętrznych do komunikacji z sterownikiem Simatic S5 były już zamienione na adresy do komunikacji ze sterownikiem Simatic S7.

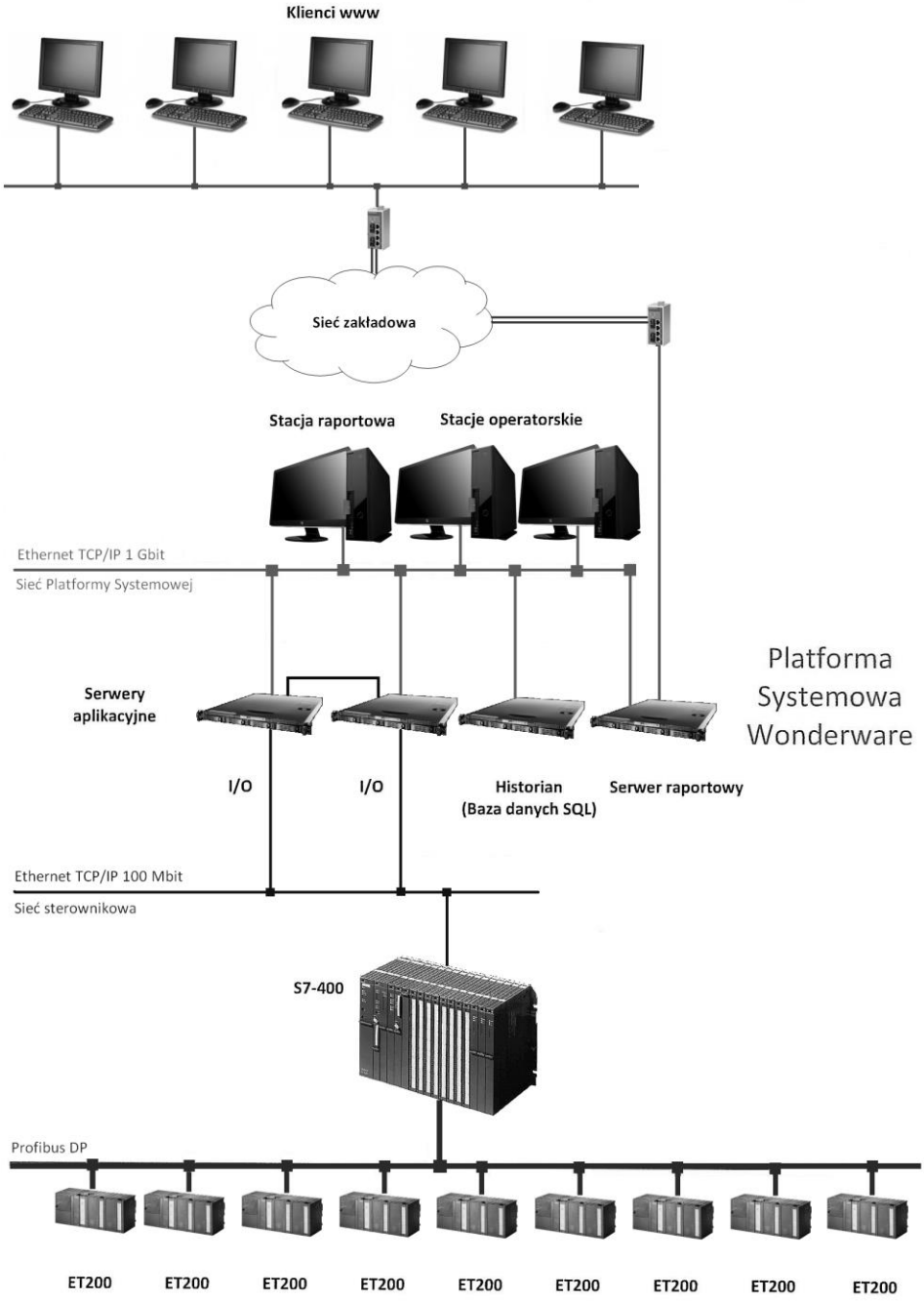
Do pomieszczenia sterowni elektrycznej PLC Zakładu Odsiarczania i Wzbogacania Miału wstawiono szafę serwerową, w której znajdują się cztery serwery Platformy Systemowej Wonderware, monitor, klawiatura, UPS, switche sieci Ethernet (sieć sterowników PLC, sieć Platformy Systemowej, sieć zakładowa). Dwa z serwerów stanowią redundantną parę serwerów aplikacyjnych z I/O, trzeci jest serwerem bazy danych, a czwarty serwerem komunikacyjnym udostępniającym dane dla klientów sieci zakładowej. Szafa serwerowa została zasilona z szaf elektrycznych znajdujących się w tym samym pomieszczeniu. Do pomieszczenia sterowni wyłożono cztery kable sieci Ethernet – trzy do komunikacji systemu z stacjami operatorskimi i jeden umożliwiający podłączenia programatora komunikującego się ze sterownikiem S7, a także jeden kabel sieci Ethernet do połączenia ze sterownikiem S7-400. Do szafy serwerowej doprowadzono kabel światłowodowy łączący ją z budynkiem kierownictwa zakładu. W szafie serwerowej umieszczono zakończenia światłowodu, konwertery światłowodu na Ethernet, switche sieci zakładowej. Na drugim końcu światłowodu znajduje się szafka ze switchem do podłączenia do istniejącej sieci zakładowej.

Poprzednio wizualizacja Zakładu Odsiarczania i Wzbogacania Miału zbudowana była na systemie InTouch w wersji 7.1, co umożliwiało wykorzystanie jej w nowym systemie wizualizacji opartym na Platformie Systemowej Wonderware, jednak należało zbudować nowy sposób akwizycji i archiwizacji informacji. Zmienne ze sterownika Simatic S7-400 czytane są przez serwery I/O, natomiast stacje operatorskie odwołują się nie bezpośrednio do sterownika Simatic S7-400, ale do serwerów I/O. Umożliwia to wykorzystanie w systemie wielu stacji operatorskich i raportowych (sterownia Zakładu Wzbogacania i Odsiarczania Miału – 3 szt., sieć zakładowa – budynek kierownictwa – 4 szt.). Udostępnienie informacji na stacjach raportowych w budynku kierownictwa poprzez sieć zakładową wymagało zbudowania odcinka sieci światłowodowej pomiędzy sterownią elektryczną PLC Zakładu Odsiarczania i Wzbogacania Miału, a budynkiem kierownictwa.

Rys.8. Szafa serwerowa Platformy Systemowej (źródło: opracowanie własne)

Nowy system wizualizacji oparty na Platformie Systemowej składa się (oprócz 4 serwerów) ze stacji operatorskich (2 szt.), stacji inżynierskiej (1 szt.) i komputerów na sieci zakładowej (4 szt.). Po montażu komputerów w szafie serwerowej i na sterowni Zakładu Odsiarczania i Wzbogacania Miału nastąpił etap testów nowej aplikacji na miejscu docelowym. Podczas testów, stary (wizualizacja InTouch 7.1) i nowy system wizualizacji (Platforma Systemowa) pracowały równolegle, co umożliwiło bezzakłóceniowe wdrożenie nowej aplikacji. Po wykonaniu wszystkich testów i po uruchomieniu nowej wizualizacji nastąpiło wyłączenie starej.

Rozbudowa prostego systemu wizualizacji InTouch w kierunku złożonego opartego na Platformie Systemowej firmy Wonderware umożliwiła, przy zachowaniu poprzedniej wizualizacji, wprowadzenie wielu niedostępnych wcześniej funkcji, np. gromadzenie wszystkich informacji dostępnych w sterowniku PLC w bazie danych MSSQL, dostęp do wizualizacji i raportów generowanych w oparciu o gromadzone dane dla wielu klientów połączonych siecią zakładową. Platforma Systemowa Wonderware stanowi rozwinięcie systemu InTouch w kierunku systemów serwerowych, umożliwia podłączenie do niej wizualizacji InTouch, posiada serwer udostępniający dane do sieci zakładowej dostępne przez przeglądarkę internetową. Udostępnienie informacji na stacjach raportowych w budynku kierownictwa poprzez sieć zakładową wymagało zbudowania odcinka sieci światłowodowej pomiędzy sterownią elektryczną PLC Zakładu Odsiarczania i Wzbogacania Miału, a budynkiem kierownictwa.



Rys.9. Architektura systemu po modernizacji (źródło: opracowanie własne)

Przed dostarczeniem systemu na obiekt przeprowadzono testy FAT. W dalszej kolejności zamontowano wszystkie niezbędne komponenty systemu w szafie serwerowej na sterowni Zakładu Odsiarczania i Wzbogacania Miału, gdzie nastąpił etap testów nowej aplikacji. W czasie testów stary i nowy system wizualizacji pracowały równolegle, co umożliwiało bezzakłóceniowe wdrożenie nowej aplikacji. Dopiero po wykonaniu wszystkich testów i odbiorze nowego systemu nastąpiło wyłączenie wizualizacji opartej na programie InTouch v7.1.

5. Podsumowanie

Opisana w rozdziale modernizacja systemu sterowania została wykonana terminowo, zgodnie z założonym harmonogramem. Ciągłość pracy zakładu ZWiOM została zachowana. Współpraca pomiędzy firmą Energotest a pracownikami ZG Sobieski przebiegała płynnie i bezkonfliktowo. Założone w poszczególnych etapach czasy na newralgiczne prace wykonywane przez pracowników firmy Energotest nie zostały ani razu przekroczone. Modernizacja była wykonywana w sposób bezpieczny, tzn. tak, aby w przypadku awaryjnym zawsze wrócić do stanu poprzedniego, czyli np. przepiąć się na sterowanie zakładem przez „stary" sterownik z działającym sprawdzonym programem. Przy tej okazji warto zaznaczyć, że dzięki profesjonalnemu podejściu firmy do tego zadania, jak również dzięki wieloletniemu doświadczeniu jej pracowników, takiej potrzeby wcale nie było. Aktualnie zakład pracuje od kilku miesięcy na nowym systemie. Do dnia dzisiejszego sytuacji awaryjnej związanej z systemem sterownia lub wizualizacją nie odnotowano.

Literatura

1. Materiały techniczne firmy Siemens zamieszczone na stronie internetowej www.siemens.com
2. Materiały techniczne firmy Wonderware zamieszczone na stronie internetowej www.astor.com.pl
3. Wymagania przetargowe dla przetargu 141/10 – „Modernizacja systemu sterowania Zakładu Wzbogacania i Odsiarczania Miałów w ZG Sobieski dla potrzeb Południowego Koncernu Węglowego S.A. w Jaworznie".

4. Informacje o charakterystyce ZG „Sobieski” zawarte na stronie internetowej PKW S.A. www.pkwsa.pl

ROZDZIAŁ 4

TECHNOLOGIA FLOTACJI

Nowy bioodczynnik *RFBio* do flotacji węgla kamiennego

Marian Kurzac – Reaflot sp. z o.o., **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza, **Jiří Vidlář** – CSc., Wydział Górniczo-Geologiczny, VŠB TU Ostrawa, **Paweł Wyputa** – KWK Marcel

1. Wprowadzenie [1, 2, 3, 4, 5]

W procesie flotacji stosowane są różne odczynniki dla poprawy selektywności i wydajności procesu. Podstawowe grupy odczynników flotacyjnych to zbieracze, spieniacze oraz różnego rodzaju modyfikatory i regulatory. Odczynniki flotacyjne są substancjami powierzchniowo aktywnymi. Zadaniem odczynników flotacyjnych jest modyfikacja właściwości powierzchni międzyfazowych roztwór/ciało stałe oraz roztwór/gaz w celu zwiększenia selektywności rozdziału składników. Węgiel kamienny jest surowcem o wysokiej naturalnej hydrofobowości powierzchni i dlatego odczynniki flotacyjne stosowane w jego przeróbce mają za zadanie głównie modyfikację właściwości powierzchni międzyfazowej ciecz-gaz.

W zawiesinie flotacyjnej odczynniki flotacyjne ulegają adsorpcji na powierzchni pęcherzyków gazu. Związki powierzchniowo aktywne mają asymetryczną strukturę chemiczną, dzięki czemu wykazują tendencję do gromadzenia się (adsorpcji) na granicach międzyfazowych. Zbudowane są one z grupy hydrofobowej oraz grupy hydrofilowej i adsorbując się np. na granicy faz ciecz-gaz obniżają wyraźnie napięcie powierzchniowe wody, nawet przy ich niewielkim stężeniu. Grupy hydrofobowe są to najczęściej rodniki alifatyczne o łańcuchach nierozgałęzionych (reszta alkilowa z grupą metylową na końcu łańcucha o wzorze ogólnym $CH_3(CH_2)_n$-), zawierające różną liczbę atomów węgla. Mogą to być też grupy węglowodorowe pochodzenia naftowego, które mają łańcuchy rozgałęzione i grupy aromatyczne. Część hydrofobowa cząsteczki ma charakter apolarny i nie wykazuje powinowactwa do wody. Obecność grupy hydrofobowej jest odpowiedzialna za rozpuszczalność całej cząsteczki w cieczach apolarnych. Grupy hydrofilowe (polarne, zwane „głową") wykazują powinowactwo do wody. Są to najczęściej grupy funkcyjne kwasowe (np. -COOH, -OSO3H) lub zasadowe (np.-NH_2). Ze względu na duże powinowactwo do wody w roztworach wodnych grupy polarne pozostają w roztworze, a hydrofobowe (apolarne, zwane „ogonem") skierowane są w kierunku powietrza ponad powierzchnię. Sole tych związków powierzchniowo aktywnych dzięki obecności grup hydrofilowych są rozpuszczalne w wodzie. Po ich dysocjacji część hydrofobowa („ogon") znajdzie się w anionie lub w kationie i dlatego nazywa się je odpowiednio anionowymi lub kationowymi substancjami powierzchniowo czynnymi. Przykładowo, oleinian sodu jest anionowym związkiem powierzchniowoczynnym, ponieważ po dysocjacji łańcuch alifatyczny znajduje się w anionie:

$$C_{17}H_{33}COONa \;\; o \;\; C_{17}H_{33}COO^{-} + Na^{+}$$

a chlorowodorek dodecyloaminy jest kationowym związkiem powierzchniowoczynnym, bo po dysocjacji grupa hydrofobowa znajduje się w kationie:

$$\left[C_{12}H_{25}NH_3\right]\ Cl\ \left[C_{12}H_{25}NH_3\right]^{+} + Cl^{-}$$

Istnieją także amfoteryczne związki powierzchniowo aktywne, które w obrębie cząsteczki posiadają grupy hydrofilowe o charakterze kwasowym jak i grupy o charakterze zasadowym i w zależności od pH środowiska są one czynne anionowo lub kationowo. Pod względem budowy wyróżnia się także grupę niejonowych związków powierzchniowo aktywnych, które najczęściej posiadają grupy hydrofilowe alkoholowe (OH^-). Nie wykazują one zdolności do dysocjacji w roztworze.

Do flotacji mułu węglowego oraz innych wzbogacanych flotacyjnie niepolarnych surowców mineralnych używano do tej pory wyłącznie odczynniki na bazie produktów petrochemii tj. olejów mineralnych i innych węglowodorów pochodzących z destylacji ropy (mieszanki alkanów ciekłych oraz alkenów, alkoholi wyższych), wyjątkowo również produktów destylacji smoły powęglowej.

Składnikami hydrofobizującymi stosowanych odczynników flotacyjnych są mieszanki węglowodorów ciekłych, wrzące w granicach temperatur 150 do 370°C, składnikami spieniającymi są najczęściej mieszanki wyższych alkoholi alifatycznych albo aromatycznych (butylo- do oktyloalkoholów).

Odczynniki zbierające i spieniające są stosowane w zakładach wzbogacania, wstępnie mieszane w różnych proporcjach, odpowiednio do zmiennych właściwości mułu węglowego (flotowalności wegla) i ewentualnie uzupełniane dodatkami np. stabilizatorami.

Niekorzystną cechą odczynników flotacyjnych na bazie produktów petrochemicznych jest ich wzrastająca cena, a w bardziej odległej przyszłości ich całkowita niedostępność z powodu wyczerpania źródeł. W technologii flotacji wykorzystywanej w oczyszczaniu wód ścieków zastosowanie odczynników na bazie produktów ropopochodnych jest wykluczone z uwagi na wykluczenie zanieczyszczenia produktów trudno rozkładalnymi odczynnikami na bazie ropy.

2. Badania własne

Celem prezentowanych badań było znalezienie pełnowartościowych odczynników flotacyjnych do flotacji węgla kamiennego pochodzenia biologicznego.

Bioodczynnik flotacyjny powinien być skuteczny technologicznie, przyjazny pod względem ekologicznym i porównywalny pod kątem kosztów ich zakupu (iloczyn zużycia oraz ceny nowego odczynników powinien być nie większy niż dla odczynnika tradycyjnego).

Celem pracy było wykonanie w skali laboratoryjnej badań właściwości flotacyjnych bioodczynnika.

Flotację przeprowadzono na próbkach nadawy na flotację KWK „Marcel".

2.1. Zakres i metodyka badań

Zakres pracy obejmował:

- pobranie próbek mułu surowego i wody uzupełniającej, kierowanych do procesu flotacji,
- analizę składu ziarnowego mułu surowego na sicie 0,5 mm,
- oznaczenie zawartości części stałych w wodnej zawiesinie mułu surowego,
- przygotowanie mułów do flotacji (zawartość części stałych, Z = 50 g/dm^3 zawiesiny),
- przeprowadzenie flotacji mułu surowego w warunkach laboratoryjnych (maszynka flotacyjna o pojemności komory l dm^3),
- odwodnienie produktów flotacji i przygotowanie do analiz,
- oznaczenie zawartości popiołu we wszystkich produktach flotacji.

Wyniki badania flotowalności węgla z KWK Marcel za pomocą odczynnika RFBio

Tabela 1

Lp	Odczynnik	Dawka odczynnika kg/Mg	Czas s	Produkty	Wychody %	Zawartość popiołu %
1	Bez odczynnika	0	40	Konc	18,1	22,0
				Odpady	81,9	24,9
				Razem	100	
2	RFBio	2,2	30	Konc I	77,4	12,0
			15	Konc II	6,	33,7
				Odpady	15,7	75,0
				Razem	100	
3	RFBio	1,7	30	Konc I	66,5	11,2
			15	Konc II	15,4	27,8
				Odpady	18,1	69,1
				Razem	100	
4	RFBio	1,31	30	Konc I	66,2	11,0
			15	Konc II	13,6	25,0
				Odpady	20,2	66,9
				Razem	100	
5	RFBio	0,917	30	Konc I	63,6	10,4
			15	Konc II	14,5	24,1
				Odpady	21,9	64,6
				Razem	100	
6	RFBio	0,524	30	Konc I	58,5	12,0
			15	Konc II	15,5	18,1
				Odpady	26,0	55,2
				Razem	100	

Zawartość części stałych w wodnej zawiesinie mułów wykonano według PN-92/G-04557, a zawartość popiołu wg PN-G-04560:1998.

Badania flotacji prowadzono na próbce mułu surowego KWK „Marcel" o zagęszczeniu 50 g/dm^3, bez odsiewania klas ziarnowych.

Testowano przydatność flotacyjną bioodczynnika **RFBio**. Uzyskane wyniki przedstawiono w tabeli 1.

Dawki odczynnika zmieniano od stosowanych obecnie tj. od 2,3 kg/Mg suchej masy idodatkowo w ilościach od 1,7 do 0,524 kg/Mg s.m.. Na początku każdego doświadczenia dozowano około 60% zaplanowanej dawki odczynnika, a pozostałą część po odebraniu pierwszej frakcji koncentratu. Szybkość obrotów wirnika wynosiła 1200 obrotów na minutę.

3. Wyniki badań

3.1. Charakterystyka mułu surowego

Badaniom flotacyjnym poddano muł surowy, na który składały się węgle z pokładów 507 i 503/4 (przewarstwionych iłami łatwo rozmywanymi, które utrudniają obecnie na kopalni proces flotacji), stanowiące około 58% nadawy na flotację i węgle czyste z pokładów 501/3 i 707 w ilości 42%. KWK „Marcel" eksploatuje węgle typu 33 i 34.1.

Muły KWK „Marcel" charakteryzują się zawartością popiołu A^a = 24,3%, zagęszczeniem wynoszącym od 40 do 60 g/dm^3 zawiesiny i zawartością ziaren + 0,5 mm na poziomie nie przekraczającym 1%.

Badania laboratoryjne rozpoczęto od wykonania flotacji mułu surowego bez dodatku odczynnika, aby sprawdzić czy nadawa na flotację nie jest skażona odczynnikiem z kopalni (nazwano ją próbą ślepą i umieszczono ją dla porównania pozostałych wyników pod numerem 1 w tabeli 1). Otrzymane wyniki wskazują, że nadawa nie zawiera odczynnika pochodzącego z kopalni. Wychód koncentratu w próbie ślepej wynosił 18,9%, a wychód odpadów 81,1%. Zawartości popiołu w tych produktach wynosiły kolejno 22,0% w koncentracie i 24,9 w odpadach.

3.2. Wyniki badań flotacji laboratoryjnej mułów z kopalni „Marcel"

Badania flotacyjne przy użyciu odczynnika **FRBio** rozpoczęto od dawki odpowiadającej obecnemu zużyciu Montanolu i oleju napędowego na kopalni „Marcel" wynoszącemu średnio 2,3 kg/Mg. Kolejne dawki Eko Flot Carbo systematycznie zmniejszano aż do 0,524 kg/tonę. Wyniki badań przedstawiono w tabeli 1.

Z danych (wyniki od 2 do 6) zawartych w tabeli 1 wynika, że można zmniejszyć zużycie odczynnika do 0,917 kg/Mg mułu surowego aby otrzymać

flotokoncentraty węglowe na poziomie 12,9% i odpady o zawartości popiołu 64,6%. Przy dawkach większych od 0,917 kg/Mg mułu (od 0,917 do 2,2 kg/Mg), zawartości popiołu we flotokoncentratach utrzymują się na poziomie 13-14%, a w odpadach rosną od 64,6% do 75,0%.

4. Wnioski

Na podstawie wyników badań laboratoryjnych flotacji mułów węglowych KWK „Marcel" przy użyciu odczynnika **RFBio** sformułowano następujące wnioski:

- testowany odczynnik wzbudza niezbędną aktywność flotacyjną mułów węgli typu 33 i 34.1,
- najkorzystniejsze wyniki tj. uzysk substancji palnej na poziomie -90% i wyższy, oraz zawartość popiołu w odpadach powyżej 60% otrzymano przy zastosowaniu **RFBio** przy dawkach 0,917 kg/Mg mułu i wyższych.

Wyników badań laboratoryjnych nie można porównywać z wynikami procesu flotacji w przemyśle, dlatego powinny być zweryfikowane próbą przemysłową w zakładzie przeróbczym kopalni.

Skład odczynnika flotacyjnego **RFBio,** opracowany przez Reaflot sp. z o.o. opiera się na dostępnych składnikach pochodzenia biologicznego, zarówno składników hydrofobowych, jak i składników pieniących. Odczynnikami flotacyjnymi referencyjnymi dla testów flotacyjnych laboratoryjnych mułów powęglowych z nowymi odczynnikami były importowane odczynniki *Montanol 551, Monatnol 508* (firmy Clariant, Szwajcaria) ewent. *Ekofol 440* (firma Ekofol, RFN), które dla danego celu uważane były za „standard europejski".

Próby eksploatacyjne potwierdziły żądaną skuteczność technologiczną, a zwłaszcza dodatni efekt ekonomiczny zastąpienia stosowanych do tej pory odczynników flotacyjnych petrochemicznych nowo wytworzonymi bioodczynnikami.

Literatura

1. Brzóska K., Ceglarska-Stefańska, Małysa E., Marecka A., Orzechowska-Zięba A.: Wybrane zagadnienia z fizykochemii węgla kamiennego. AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków, s. 71-84, 2003.
2. Kłassen W. I.: - Flotacja węgla. Wyd. Śląsk, Katowice, s. 127, 1966.
3. Laskowski J.: - Chemia fizyczna w procesach mechanicznej przeróbki kopalin. Katowice, Wyd. Śląsk, s. 76-79, 1969.
4. Małysa E., Ociepa Z., Oruba E., Sanak-Rydlewska S.: Ćwiczenia laboratoryjne z flotacji. AGH, s. 10-18, 78-90, 1981.

5. Fečko P., Čablík V., Havelek R., Kolomaznik I., Pectova I.: Comparing results between classical and column flotation on variety of black coal samples. *XII. Balkan Mineral Processing Congress 2007*, Delphi, Greece, 2007, ISBN 978-960-89228-9-1.
6. Vidlář J.: Výzkum složení a vlastností činidel pro flotaci černouhelných kalů a suspenzí nepolárních nerostů a látek na bázi biologických komponent,závěrečná zpráva projektu MPO ČR,evid.č.2A-1TP1/099, HGF,VŠB-TU Ostrava, 2008 (60s.).
7. Patent-Užitný vzor CZ č.15823/2005 „Činidlo pro flotaci černouhelných kalů a suspenzí nepolárních nerostů biologického původu“.
8. Patent-Užitný vzor CZ č.19186/2008 „Činidlo pro flotaci černouhelných kalů na bázi kombinace složek petrochemických a biologických“.
9. Materiały firmy ReaFlot sp. z o. o., Zabrze.

Zastosowanie frakcjonowanej flotacji powierzchniowej do oceny technologii wzbogacania mułów węglowych metodą flotacji

Marek Lenartowicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Jerzy Sablik** – Główny Instytut Górnictwa

1. Wprowadzenie

Urobek węgla surowego energetycznego może zawierać do około 30% ziaren o wielkości poniżej 1 mm [11], czyli tak zwanych ziaren mułowych. Jest to konsekwencja mechanizacji urabiania węgla oraz transportu urobku do zakładów przeróbczych. Ziarna mułowe węgla kamiennego o uziarnieniu poniżej 0,5 mm można wzbogacać metodami flotacji i aglomeracji olejowej, w hydrocyklonach oraz we wzbogacalnikach zwojowych. W polskich zakładach przeróbczych wyżej wymienione ziarna wzbogaca się najczęściej metodą flotacji pianowej [8, 19]. W Polsce metodą flotacji wzbogaca się głównie muły węgli koksowych, ale coraz częściej także muły węgla energetycznego [13].

W sposób masowy proces flotacji pianowej mułów węglowych prowadzi się w maszynach flotacyjnych. W polskich zakładach przeróbczych do wzbogacania mułów węgli kamiennych wykorzystuje się głównie maszyny pneumomechaniczne typu IZ [13]. Flotowniki te charakteryzują się prostą konstrukcją, dobrą dyspersją powietrza i niskim zużyciem energii elektrycznej [1]. Zasada ich działania umożliwia budowę flotowników o dużych pojemnościach i osiąganie odpowiednio dużych wydajności oraz regulacji w szerokim zakresie wielu parametrów pracy flotownika. Maszyny te wymagają jednak dostarczania powietrza sprężonego z zewnątrz [1, 2]. Istotnym warunkiem prawidłowej pracy korytowych pneumomechanicznych maszyn flotacyjnych jest także właściwy skład ziarnowy nadawy [1].

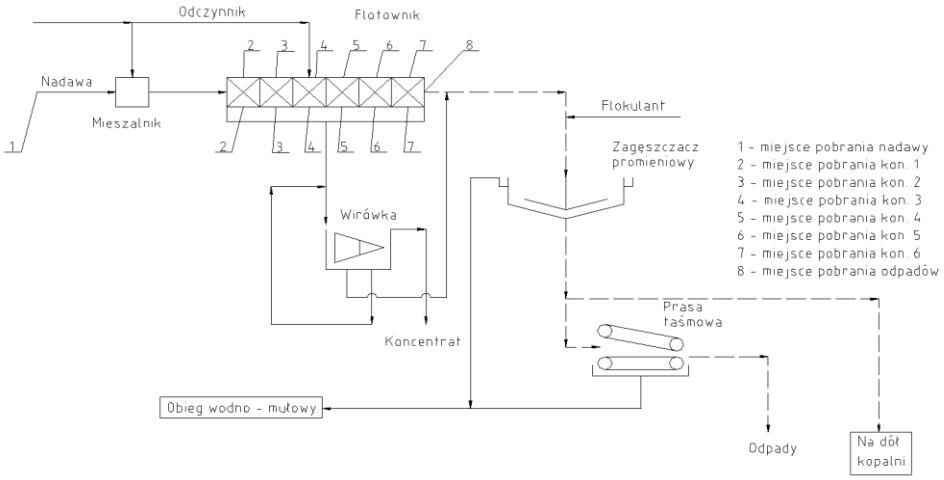
Flotacja mułów węgli energetycznych jest najbardziej efektywną technologią wzbogacania najdrobniejszych frakcji węgla energetycznego, a jej wprowadzenie do schematów technologicznych płuczek węgla energetycznego jest najczęściej uzasadnione ekonomicznie [1]. Celem flotacji w przypadku mułów węgli energetycznych jest głównie ograniczenie strat substancji węglowej w odpadach, a tym samym zminimalizowanie ilości odpadów i jednoczesne zwiększenie produkcji kopalni [1, 13].

W dotychczasowej praktyce przemysłowej o technicznej efektywności procesu flotacji decyduje wychód koncentratu oraz selektywność rozdziału miarą, której są zawartości popiołu w koncentracie i odpadach. Miarą efektywności procesu wzbogacania, może być również uzysk substancji palnej w koncentracie. Wykazano, że do oceny zastosowanej technologii flotacji można wykorzystać badania procesu flotacji metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej [8, 9 10, 19], dzięki której uzyskuje się pogłębioną analizę przebiegu procesu flotacji.

W niniejszym rozdziale przedstawiono analizę technologii wzbogacania flotacyjnego węgla gazowego typu 33 w oparciu o wyniki badań metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej.

2. Technologia flotacji węgla gazowego typu 33

Schemat technologiczny sekcji flotacji węgla gazowego typu 33 na którym prowadzano badania przedstawiono na rysunku 1 [8]. Proces wzbogacania we flotowniku IZ-12 prowadzony był przy koncentracji części stałych K_{cs} równym 120 kg m^{-3}. Jako odczynnik stosowano kompleksowy odczynnik flotacyjny [20], który podawano do mieszalnika i trzeciego przedziału wirnikowego (sekcja II rys. 1). Produkt koncentratowy kierowany był do odwadniania w wirówce sitowo-bezsitowej, natomiast produkt odpadowy do zagęszczacza promieniowego skąd zagęszczony produkt wylewowy kierowany był do odwodnienia w prasie taśmowej.



Rys.1. Schemat technologiczny węzła flotacji węgla typu 33 wraz z miejscami pobrania prób [8]

3. Analiza technologii wzbogacania flotacyjnego węgla gazowego na podstawie wyników badań metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej

3.1. Badania procesu flotacji w maszynie IZ-12 w skali przemysłowej

Początkowym etapem analizy technologii flotacji jest opróbowanie flotownika. Na rysunku 1 pokazano schemat opróbowania maszyny flotacyjnej [8]. W wyniku takiego opróbowania uzyskuje się jedną próbkę nadawy, sześć próbek koncentratu flotującego w kolejnych przestrzeniach wirnikowych wzbogacalnika oraz jedną próbkę odpadów. Próbki są następnie odwadniane i suszone w temperaturze otoczenia.

Próbki nadawy należy pobierać przed wprowadzeniem do nadawy odczynnika (1), natomiast próbki koncentratu pobiera się dwustronnie z przestrzeni wirnikowych i łączy (2 do 7). Próbki odpadów uzyskuje się z przelewu skrzynki odpadowej (8) [8]. Ponadto do celów porównawczych pobierano bryły węgla o dużej czystości, o niskiej zawartości substancji mineralnej [8, 19].

Następnie przygotowuje się naważki do badań metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej [8, 19].

3.2. Badania metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej i wyznaczenie udziału ziaren hydrofilowych w zbiorze ziaren

Próbki wydzielone z poszczególnych produktów opróbowania badane są metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej [3, 5], następnie oblicza się wartości średniego krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania ziaren węgla oraz odchylenie standardowe od wartości średniej, będące miarą niejednorodności energetycznej powierzchni w zbiorze ziaren, według równań 1 i 2 [3, 4, 5].

$$\overline{\gamma_c} = \int_{\gamma_{c\,min}}^{\gamma_{c\,max}} \gamma_c f(\gamma_c) d\gamma_c \tag{1}$$

$$\sigma_{\gamma_c} = \sqrt{\int_{\gamma_{c\,min}}^{\gamma_{c\,max}} (\gamma_c - \overline{\gamma_c})^2 f(\gamma_c) d\gamma_c} \tag{2}$$

gdzie:

γ_{cmin} – napięcie powierzchniowe roztworu zwilżającego wszystkie ziarna,

γ_{cmax} – napięcie powierzchniowe roztworu nie zwilżającego żadnych ziaren,

$\overline{\gamma_c}$ – średnie krytyczne napięcie powierzchniowe zwilżania,

$\sigma_{\gamma c}$ – odchylenie standardowe od wartości średniej (jako miara niejednorodności energetycznej powierzchni ziaren),

γ_c – krytyczne napięcie powierzchniowe ziaren,

$f(\gamma_c)$ – funkcja gęstości (histogram) krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania ziaren.

Do wyznaczenia procentowego udziału ziaren hydrofilowych w nadawach i produktach koncentratowych oraz ziaren hydrofobowych w odpadach wykorzystuje się krzywe rozkładu napięcia powierzchniowego zwilżania ziaren, uzyskane na podstawie wyników badań metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej oraz wartość napięcia powierzchniowego zerowego kąta zwilżania $\gamma_{c(\theta=0)}$ [14, 15]. Metoda wyznaczenia udziału ziaren hydrofilowych przedstawiona została w pracach Sablika i Lenartowicza [8, 14, 15, 19].

3.3. Analiza technologii wzbogacania flotacyjnego węgla gazowego na podstawie wyników uzyskanych metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej

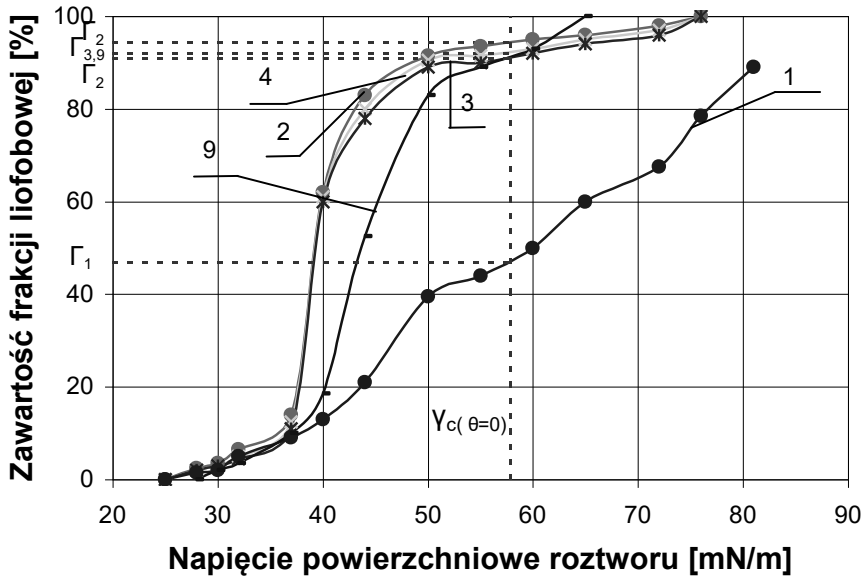
Wyniki badań metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej wykazały, że w początkowych przedziałach wirnikowych flotownika IZ-12, proces wzbogacania zachodzi z dużą efektywnością. Świadczą o tym produkty uzyskiwane w tych przedziałach, które charakteryzują się najniższą zawartością popiołu, najmniejszym średnim krytycznym napięciem powierzchniowym zwilżania i najmniejszą niejednorodnością energetyczną (tab. 1, rys. 2 i 3) [8]. Wyniki badań wykazują, że w kolejnych przedziałach wirnikowych wzbogacalnika następuje obniżenie efektywności procesu flotacji oraz spadek sprawności pracy flotownika (w tych przedziałach). Fakt ten możne być spowodowany tym, że w tych przestrzeniach wirnikowych zwiększa się udział ziaren o większym napięciu powierzchniowym zwilżania oraz większą niejednorodnością energetyczną powierzchni tych ziaren. Produkty koncentratowe uzyskiwane w tych przedziałach roboczych posiadają coraz większe wartości γ_c i σ_v, a także zawierają coraz więcej ziaren hydrofilowych, a co za tym idzie coraz więcej popiołu (tab. 1). Przyczynami przechodzenia ziaren hydrofilowych do koncentratów są wynoszenie mechaniczne ziaren mineralnych, wynoszenie zrostów, a także tworzenie się pokrycia mułowego na ziarnach odpadowych i/lub są zgarniane przez wygarniacze z pulpą flotacyjną.

Napięcie powierzchniowe zwilżania ziaren węgla gazowego typu 33 oraz zawartość popiołu i udział ziaren hydrofilowych w produktach uzyskanych we flotowniku IZ [8]

Tabela 1

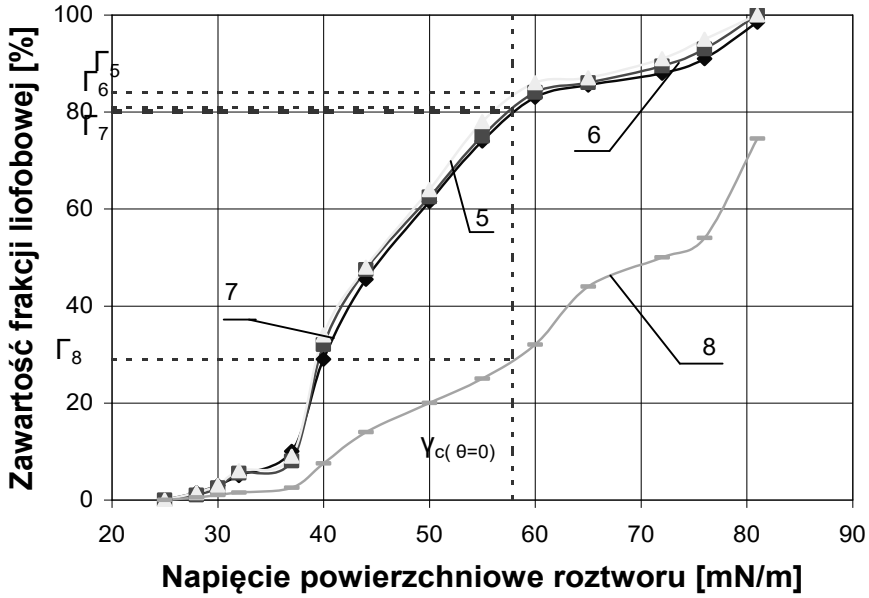
Rodzaj próbki	Napięcie powierzchniowe zwilżania [mJ/m^2]			Niejednorodność energetyczna powierzchni ziaren σ_{γ_c} [mJ/m^2]	Popiół A^a [%]	Udział ziaren $\geq \gamma_{c(\theta=0)}$, [%]
	min. $\gamma_{c\,min}$	śred. $\overline{\gamma_c}$	max. $\gamma_{c\,max}$			
Bryła węgla	28	44,90	65	7,89	8,60	ok. 9
Nadawa	25	59,54	86*	17,06	20,70	ok. 53
Koncentrat I	25	42,24	76	9,24	8,30	ok. 5,5
Koncentrat II	25	43,04	76	10,25	10,11	ok. 9
Koncentrat III	25	42,30	76	9,27	10,02	ok. 8
Koncentrat IV	25	47,64	81	12,48	14,26	ok.16
Koncentrat V	25	48,58	81	13,13	14,95	ok. 19
Koncentrat VI	25	48,84	82*	13,60	15,13	ok. 20
Odpady	25	65,96	88*	17,40	60,14	ok. 71

* Wielkości uzyskano ekstrapolując graficznie krzywe 1 (rys. 2) i 7, 8 (rys. 3)



Rys.2. Krzywe rozkładów prawdopodobieństwa napięcia powierzchniowego zwilżania ziaren węgla typu 33 w produktach uzyskanych w maszynie flotacyjnej IZ [8]

1 – nadawa, 2 – koncentrat I, 3 – koncentrat II, 4 – koncentrat III, 9 – bryła węgla, (100 - Γ_n) – wychody ziaren hydrofilowych



Rys.3 Krzywe rozkładów prawdopodobieństwa napięcia powierzchniowego zwilżania ziaren węgla typu 33 w produktach uzyskanych w maszynie flotacyjnej IZ [8]

5 – koncentrat IV, 6 – koncentrat V, 7 – koncentrat VI, 8 – odpady, (100 - Γ_n) – wychody ziaren hydrofilowych

Obniżenie efektywności procesu flotacji przebiegającego w dalszych przedziałach wirnikowych może być spowodowane mniejszą hydrofobowością ziaren flotujących w tych przedziałach (komorach) i brakiem odpowiedniego składnika hydrofobizującego w składzie kompleksowego odczynnika flotacyjnego oraz niedostatecznym kontaktem tych ziaren z odczynnikiem zbierającym w procesie technologicznym. Odczynnik flotacyjny w omawianym przypadku podawany był do mieszalnika wstępnie przygotowującego nadawę do flotacji oraz do trzeciego przedziału wirnikowego. Ten sposób podawania odczynnika powoduje lepsze wykorzystanie początkowych przedziałów wirnikowych. Ponadto obniżenie efektywności procesu flotacji w ww. przedziałach spowodowane jest także zmianą stosunku ziaren hydrofilowych do ziaren hydrofobowych w tych przedziałach wirnikowych (udział ziaren hydrofilowych w tych przedziałach jest większy niż w początkowych przedziałach). Na niedostateczny kontakt z odczynnikiem miała również wpływ stosunkowo wysoka koncentracja części stałych w nadawie równa 120 kg m^{-3}. W przypadku węgla gazowego zaleca się prowadzić flotację przy zagęszczeniu od 40 do 100 kg m^{-3}, a najkorzystniejsze wyniki uzyskuje się przy zagęszczeniu równym 80 kg m^{-3} [13, 16]. Ponadto analiza niejednorodności energetycznej powierzchni zbioru ziaren flotujących w następujących po sobie przedziałach (korytach) flotownika IZ wykazała, że jest ona coraz większa, co z kolei świadczy, że w kolejnych przedziałach wirnikowych maszyny następuje pogorszenie warunków prowadzenia procesu flotacji. Większa niejednorodność energetyczna powierzchni zbioru ziaren wymaga odpowiedniego doboru składu odczynnika flotacyjnego. Na podstawie badań procesu flotacji węgla gazowego metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej prowadzonego we flotowniku IZ stwierdzono także, że w początkowych przedziałach roboczych tej maszyny uzyskuje się koncentraty, w których występuje niewielka liczba ziaren hydrofilowych (odpadowych), co potwierdza fakt, że proces wzbogacania przebiega w nich z dużą efektywnością. Ziarna hydrofilowe przechodzą do koncentratów uzyskanych w tych przedziałach wirnikowych prawdopodobnie na zasadzie wynoszenia mechanicznego ziaren mineralnych, wynoszenia zrostów o dużej zawartości części mineralnych oraz tworzenia się pokrycia mułowego na ziarnach odpadów [6, 7] lub zgarniane są przez wygarniacze z pulpą flotacyjną. W dalszych przedziałach roboczych flotownika następuje spadek sprawności wzbogacania, ponieważ w koncentratach uzyskiwanych w ww. przedziałach udział ziaren o powierzchniach hydrofilowych jest coraz większy. Przyczyną przechodzenia ziaren hydrofilowych do produktów koncentratowych uzyskiwanych w dalszych przedziałach wirnikowych flotownika jest wynoszenie mechaniczne i zgarnianie z pulpą flotacyjną.

Analiza odpadów uzyskanych w procesie flotacji prowadzonej w pneumomechanicznej maszynie flotacyjnej IZ-12, badanej metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej, wykazała, że technologia flotacji w ww. maszynie jest

niedostatecznie dopracowana, ponieważ do odpadów przechodzi zbyt duża liczba ziaren o powierzchniach hydrofobowych o niskich zawartościach popiołu (ok. 29%). Z teorii wynika, że ziarna te powinny wykazywać dużą aktywność flotacyjną i wyflotować w początkowej fazie procesu [13]. Przyczynami nie wyflotowania i przejścia tych ziaren do odpadów mogą być: niewłaściwa koncentracja części stałych w zawiesinie, rozmiary tych ziaren (w tym przypadku węgla ziarna powyżej 100 μm wykazują mniejszą aktywność flotacyjną, dlatego mogą przechodzić do odpadów [17, 18], oraz tworzenie się pokrycia mułowego z ziaren odpadowych na ziarnach użytecznych, co może wpływać na depresowanie ziaren użytecznych i przechodzenie ich do odpadów. Przechodzenie tych ziaren do odpadów powoduje pogorszenie efektywności procesu flotacji w omawianym przypadku.

Analiza technologii wzbogacania metodą flotacji węgla gazowego z wykorzystaniem metody frakcjonowanej flotacji powierzchniowej, wykazała, że przyjęta technologia jest niedoskonała, ponieważ w procesie tym nie uzyskuje się takich wyników, jakich należałoby oczekiwać. Przy właściwie dobranych parametrach prowadzenia procesu flotacji w maszynie flotacyjnej typu IZ można uzyskać znacznie lepsze wyniki wzbogacania [12, 13]. Metoda frakcjonowanej flotacji powierzchniowej umożliwiła także wskazanie przyczyn powodujących, że proces wzbogacania w ocenianym flotowniku przebiega z obniżoną efektywnością, powodując straty węgla, a więc także straty ekonomiczne [8, 19].

Dla potwierdzenia, że zastosowana technologia wzbogacania węgla gazowego nie zapewnia najkorzystniejszych warunków wzbogacania, do oceny technologii przyjęto zawartość popiołu w odpadach [12, 13]. Zawartość popiołu w odpadach uzyskiwanych podczas wzbogacania węgli energetycznych (typ 33) metodą flotacji w maszynie flotacyjnej typu IZ, powinna być wyższa od 65% [16]. W przypadku ocenianej maszyny odpady zawierały poniżej 61% popiołu co potwierdza, że przyjęta technologia prowadzenia flotacji jest niedoskonała i powinna być zmodyfikowana.

4. Podsumowanie

Flotacja mułów węgli energetycznych (w tym typu 33) jest najbardziej efektywną technologią wzbogacania najdrobniejszych ziaren urobku węgla energetycznego [11]. Celem flotacji w przypadku mułów węgli energetycznych jest głównie ograniczenie strat substancji węglowej w odpadach, a tym samym zminimalizowanie ilości odpadów i jednoczesne zwiększenie produkcji kopalni [1, 11].

Do oceny technologii flotacji można wykorzystać badania procesu flotacji metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej [8, 9, 10, 19]. Zastosowanie ww. metody umożliwia określenie właściwości powierzchniowych (napięcie powierzchniowe zwilżania, niejednorodność energetyczną powierzchni) ziaren

flotujących wzdłuż maszyny flotacyjnej, zawartości ziaren hydrofilowych w poszczególnych produktach oraz zawartości ziaren hydrofobowych w odpadach.

Analiza technologii wzbogacania metodą flotacji, węgla gazowego metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej, wykazała, że przyjęta technologia jest niedoskonała ponieważ w procesie tym nie uzyskuje się wyników, jakich należałoby oczekiwać a w przypadku flotacji węgli gazowych można uzyskać takie same parametry jakościowo-ilościowe, jak w przypadku węgli koksowych [16]. Flotacja węgli kamiennych to proces stosunkowo drogi i wymagający przestrzegania określonych reżimów technologicznych [16] dlatego dla poprawy wyników technologicznych w przemysłowym procesie flotacji węgla gazowego należy przestrzegać następujących zasad wynikających z przeprowadzonych badań metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej [8, 19]:

- odpowiednie przygotowanie nadawy pod względem uziarnienia,
- odpowiedni dobór koncentracji części stałych w zawiesinie kierowanej do wzbogacania,
- stosowanie odczynnika flotacyjnego w ilości oraz o składzie umożliwiającym optymalną flotowalność technologiczną mułu węglowego,
- odpowiedni sposób dozowania odczynnika,
- realizacja procesu flotacji przez wstępne fizykochemiczne przygotowanie zawiesiny przed właściwym procesem flotacji.

Stosowanie się do ww. zasad pozwoli na prowadzenie optymalnej technologii flotacji mułu węgla gazowego i uzyskiwanie produktów o zadawalających parametrach.

Literatura

1. Brzezina R.: Maszyny flotacyjne jako elementy technologii flotacji węgla. Projekty – Problemy, Budownictwo Węglowe nr 2, s. 36 – 40, 1972.
2. Brzezina R., Romańczyk E., Sablik J.: Stosowanie pneumomechanicznych maszyn flotacyjnych do wzbogacania mułów węglowych. Wzbogacanie i Utylizacja Kopalin nr 2 s. 3 – 8, 1974.
3. Diao I., Fuerstenau D.W.: Characterisation of the wettability of solid particles by film flotation. Part II: Theoretical analysis. Colloids and Surfaces Vol 60, s. 145 – 160, 1991.
4. Fuerstenau D.W., Diao J.,Narayanan K.S., Herrera – Urbina R.: Assessment of the film flotation efficacy for the characterization of solid surfaces. Interfacial phenomena in biotechnology and materials processing Y.A. Ed.

Process Technology Proceedings 7 Amsterdam, New York, Elsevier, s. 261 – 274, 1988.

5. Fuerstenau D.W., Diao I., Williams M.C.: Characterisation of the wettability of solid particles by film flotation. Part I: Experimental investigation. Colloids and Surfaces Vol. 60, s. 127 – 144, 1991.
6. Jowett A.: Flotation kinetics – gangue mineral contamination of froth. British Chemical Engineering, May, s 330 – 333, 1966.
7. Jowett A.: The development of studies In froth flotation kinetics. De Ingenieur nr 38, 1969.
8. Lenartowicz M.: Aktywność flotacyjna węgla w korytowej pneumomechanicznej maszynie flotacyjnej w funkcji napięcia powierzchniowego zwilżania. GIG Katowice, 2007a (Praca doktorska).
9. Lenartowicz M.: Ocena technologii flotacji i sprawności flotownika IZ na podstawie badań metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej. Przegląd Górniczy nr 9, s. 31 – 35, 2007b.
10. Lenartowicz M., Sablik J.: Ocena pracy maszyn flotacyjnych IZ-12 na podstawie pomiarów napięcia powierzchniowego zwilżania, Maszyny Górnicze, nr 2, 35 – 39, 2006.
11. Pyka I., Wierzchowski K.: Flotation of power coals fines improves the effectiveness of coal production. Journal of the Polish Mineral Engineering Society nr. 2 (15), s. 23 – 34, 2005.
12. Sablik J.: Flotowalność polskich węgli kamiennych jako funkcja stopnia ich uwęglenia. Prace Głównego Instytutu Górnictwa, Seria Dodatkowa. Katowice, 1980.
13. Sablik J.: Flotacja węgli kamiennych. Główny Instytut Górnictwa. Katowice, 1998.
14. Sablik J.: The relationship between contact angle and mean critical surface tension of coals of different rank. Journal of the Polish Mineral Engineering Society. Rocznik. IV nr 2 (11), s. 3 – 10, 2003.
15. Sablik J.: Zero values of flotation response and contact angle of coals in the function of their critical surface tension of wetting. Journal of the Polish Mineral Engineering Society, Rocznik V nr 1 (12), s. 1 – 8, 2004.

16. Sablik J., Bednarska., Olszówka J.: Technologiczna analiza warunków wzbogacania metodą flotacji mułów polskich węgli gazowych i energetycznych. Przegląd Górniczy nr 1, s. 22 – 31, 1977.

17. Sablik J., Brzezina R., Wierzchowisk K.: Coal Metamorphism Degree and the Size of Grains Being Conveyed to froth during Flotation Process. Physicochemical Problems of Mineral Processing nr 24, s. 67 – 74, 1991.

18. Sablik J., Brzezina R., Wierzchowisk K.: Improving quality of power coals by flotation. Colliery Gwardian Vol. 240 nr 3, s. 90 – 94, 1992.

19. Sablik J., Lenartowicz M.: Energetyczne właściwości powierzchniowe ziaren w produktach przemysłowej flotacji węgla, Prace Naukowe – Monografie CMG KOMAG, 2007.

20. Schouterden E.G.S., Peere G.J.M.J.: Reagents for coal flotation. New trends in coal preparation technologies and equipment. XII Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla. Kraków, CPPGSMiE PAN, 1994.

Porównanie flotacji węgla kamiennego z pola Marklowice w kopalni „Jankowice" i „Marcel"

Tomasz Kaletka – KWK Jankowice, **Marian Kurzac** – Reaflot sp z o.o., **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

Na obszarze pola górniczego Marklowice eksploatacja węgla kamiennego prowadzona jest przez dwie kopalnie: KWK „Jankowice" i KWK „Marcel". Początki górnictwa na tym terenie związane są z budową przez Kopalnię „Marcel" Szybu Marklowice w 1923 r. Po 5 latach budowy szybu prace przerwano w 1928 r. z uwagi na duże zawodnienie górotworu uniemożliwiające prowadzenie w owym czasie głębienia szybu. Zasadnicze wydobycie na obszarze Gminy Marklowice KWK „Marcel" rozpoczęła już w okresie powojennym. Od 1 kwietnia 1993 r. do 31 stycznia 2003 r. kopalnia „Marcel" funkcjonowała w ramach Rybnickiej Spółki Węglowej S.A. 4 grudnia 1995 r. decyzją Zarządu RSW S.A. połączono kopalnię „1 Maja", do której terenu górniczego należała południowa część Gminy Marklowice, z kopalnią „Marcel". Od tej daty w KWK „Marcel" funkcjonowały dwa ruchy: Ruch „Marcel" i Ruch „1 Maja". 1 kwietnia 2001 r. Ruch „1 Maja" został przekazany do Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A.

Kopalnia Jankowice datuje się od 1 sierpnia 1913 r. kiedy przystąpiono do głębienia pierwszego szybu. Pierwszy węgiel wydobyto na powierzchnię 21 czerwca 1916 roku. Kopalnia Donnersmarcków otrzymała nazwę „Feldmarschall Blüchershächte". Kopalnia „Jankowice" rozpoczęła wydobycie węgla kamiennego na terenie Gminy Marklowice w 1966 r. Po wybudowaniu Szybu VI w połowie lat siedemdziesiątych zintensyfikowano wydobycie na terenie Gminy Marklowice.

Od 1 lutego 2003 r. KWK „Marcel" i KWK „Jankowice" wchodzą w skład Kompanii Węglowej S.A.

KWK „Jankowice" prowadzi dotychczas eksploatację węgla kamiennego na głębokościach od 165 m do 650 m systemem ścianowym z zawałem stropu. Podsadzka hydrauliczna stosowana jest jedynie w trakcie eksploatacji filara. Natomiast KWK „Marcel" prowadzi dotychczas eksploatację pokładów na głębokościach od 135 m do 555 m stosując zawał stropu po uprzednim podsadzeniu podsadzką hydrauliczną. Łącznie KWK „Jankowice" prowadzi eksploatację w 27 pokładach, zaś KWK „Marcel" tylko w 6 pokładach (tab. 1).

Zgodnie z danymi z koncesji wydanych dla KWK „Jankowice" i KWK „Marcel" (do końca ważności koncesji w 2019 r.) eksploatacja węgla kamiennego prowadzona będzie w rejonie o podobnym zasięgu jak dotychczas. Eksploatacja prowadzona będzie na głębokościach od 340 m do 700 m (KWK

„Jankowice") i od 270 m do 715 m (KWK „Marcel"). Miąższość eksploatowanych pokładów wynosić będzie od 2 m do 4 m (KWK „Jankowice") i od 1,3 m do 4,3 m (KWK „Marcel"). Sposób eksploatacji pozostanie podobny, jak dotychczas, tj. systemem ścianowym z zawałem stropu.

Dokonana przez KWK „Jankowice" i KWK „Marcel" eksploatacja węgla kamiennego do roku 2005 na terenie Gminy Marklowice [1]

Tabela 1

L.p.	Pokład	Grubość pokładu (m)	Głębokość eksploatacji (m)	Kopalnia
1	401/3	1,3-2,0	165-200	Jankowice
2	403/2	1,5-2,0	165-250	Jankowice
3	403/3	1,4-2,0	165-250	Jankowice
4	404/2	1,8-2,2	165-340	Jankowice
5	404/3	2,5-2,7	165-400	Jankowice
6	404/4	1,6-2,2	165-400	Jankowice
7	404/5	2,8	165-430	Jankowice
8	405/1	2,1	165-430	Jankowice
9	405/2	1,6-2,0	165-450	Jankowice
10	405/4	1,8	220-260	Jankowice
11	406 łg	1,8	165-300	Jankowice
12	406/1	1,5	165-200	Jankowice
13	406/2	2,3-3,0	165-450	Jankowice
14	407/1	1,5-3,0	165-400	Jankowice
15	407/2	2,8	165-220	Jankowice
16	407/3	1,6-2,0	165-330	Jankowice
17	408/1	2,1	165-450	Jankowice
18	408/2	2,3-3,0	165-500	Jankowice
19	409/1	2,0	165-480	Jankowice
20	409/2	1,8-2,7	165-600	Jankowice
21	410	1,7	165-500	Jankowice
22	411/1	2,1	165-570	Jankowice
23	413/1+2	1,9-3,0	250-650	Jankowice
24	415/2	2,5	165-400	Jankowice
25	417	3,3	165-400	Jankowice
26	501/2+3	3,3	170-400	Jankowice
27	503+504	4,0	370-400	Jankowice
28	415/2	1,8-2,0	140-540	Marcel
29	417	3,0-4,2	135-530	Marcel
30	501/2	1,8	240-550	Marcel
31	501/3	2,15-3,60	175-555	Marcel
32	503-504	4,0	470-550	Marcel
33	505 st	2,8-4,3	270-380	Marcel

Udokumentowane złoża są w większości przedmiotem eksploatacji. Na obszarze pola Marklowice wydobycie prowadzą: KWK „Jankowice" (północna część Gminy) i KWK „Marcel" (południowa i zachodnia część Gminy).

2. Charakterystyka geologiczna złóż węgla

Na obszarze Marklowice występują złoża węgla kamiennego rozpoznane geologicznie jako Pole Marklowickie. Węgiel występuje w warstwach rudzkich, siodłowych, porębskich, jaklowieckich i gruszowskich.

Nadkład złoża węgla kamiennego na terenie Gminy Marklowice budują osady czwartorzędu i trzeciorzędu o zmiennej miąższości dochodzącej do 250 m.

Utwory czwartorzędu występują na całym obszarze. Ich miąższość waha się od ok. 3,0 m (rejon szybu Marklowice 2) do 59 m. Przeciętna miąższość tych utworów wynosi ok. 20 m. Utwory czwartorzędowe są bardzo zróżnicowane. W spągu zalegają gliny zwałowe zlodowacenia Odry (środkowopolskie). Na nich zalegają utwory piaszczyste serii glacjalnych i fluwioglacjalnych. Na powierzchni przykrywa je seria osadów eolicznych wykształconych, jako utwory lessowe i pylaste (tzw. lessopodobne). Miąższość utworów pylastych może dochodzić do ok. 11 m.

Utwory trzeciorzędu reprezentowane są przez morskie osady miocenu wykształcone jako nieprzepuszczalne iły z przewarstwieniami piasków, czasami żwirów. Miąższość tych utworów wynosi na terenie Gminy od 14 m do 231 m i wzrasta w kierunku wschodnim. Seria ilastych utworów trzeciorzędu jest nieprzepuszczalna, przez co skutecznie izoluje warstwy karbońskie od utworów czwartorzędu.

Utwory karbonu produktywnego w granicach dokumentowanego obszaru rozpoznane zostały robotami górniczymi oraz otworami badawczymi do głębokości przekraczającej 1200 m. Do głębokości udokumentowania, tj. do 1200 m występują następujące serie stratygraficzne:

- warstwy rudzkie – westfal A,
- warstwy siodłowe – namur B-C,
- warstwy porębskie – namur A,
- warstwy jaklowieckie,
- warstwy gruszowskie.

Warstwy rudzkie mają maksymalną miąższość 645 m i występują przy granicy z obszarem górniczym „Jankowice". Najgrubszy pokład (417) ma miąższość 2,3-4,7 m. W serii tej występuje łącznie 25 pokładów od 404/2 do 417.

Warstwy siodłowe zawierają 10 pokładów od 501/1 do 507 o miąższościach 1,8-4,5 m, przy czym najgrubsze pokłady 505 i 507 charakteryzują się

gwałtownymi ścienieniami i zanikami spowodowanymi zjawiskami wulkanicznymi.

Warstwy porębskie mają miąższość ok. 765 m. Węgiel występuje w nich na ogół w cienkich pokładach od 0,7 m do 1,5 m. W serii tej udokumentowano łącznie 15 pokładów – od 603 do 630/2.

Warstwy jaklowieckie zalegają na analizowanym obszarze na głębokości poniżej 1000 m. Jedynie w części wschodniej przy nasunięciu orłowskim i w części zachodniej przy nasunięciu michałkowickim występują na mniejszych głębokościach. Miąższość ich wynosi ok. 225 m. Pokłady węgla są cienkie i zmienne, rzadko przekraczają 1 m. Udokumentowano dotychczas 3 pokłady: 705-713.

Warstwy gruszowskie w obrębie pola Marklowice zalegają na głębokości poniżej 1200 m. Dotychczasowe badania wskazują, iż nie przedstawiają one wartości przemysłowej.

3. Klasyfikacja złóż

Dla wszystkich złóż zlokalizowanych na obszarze pola Marklowice przeprowadzono klasyfikację z punktu widzenia ochrony złóż oraz z punktu widzenia ochrony środowiska. Klasyfikacja dotyczy złóż górniczo-udostępnionych, jak również tych, gdzie eksploatacji zaniechano.

Z punktu widzenia ochrony złóż, wszystkie zaliczono do klasy 2, jako złoża rzadko występujące, skoncentrowane w określonym regionie. Do klasy tej zalicza się wszystkie złoża węgla kamiennego związane genetycznie z utworami karbońskimi.

Ze względu na ochronę środowiska złoża węgla kamiennego zaliczono do klasy B jako złoża konfliktowe, możliwe do eksploatacji po spełnieniu określonych warunków. Kolizyjność eksploatacji węgla wynika z ogólnej uciążliwości dla środowiska, na którą składają się: szkody górnicze na powierzchni, zanieczyszczenie wód powierzchniowych i gleb, drenaż wód podziemnych oraz obciążenie środowiska infrastrukturą przemysłową. Powyższa klasyfikacja została uzgodniona z Geologiem Wojewódzkim w Katowicach.

4. Zasoby surowców Pola Marklowice

Zasoby węgla kamiennego Pola Marklowice według „Bilansu zasobów kopalin i wód podziemnych w Polsce” [2] przedstawiono w tabeli 2. Natomiast projektowaną eksploatację do roku 2019 (rok zakończenia ważności koncesji) przedstawiono w tabeli 3.

Zasoby węgla kamiennego w polu Marklowice [2]

Tabela 2

Lp.	Nazwa złoża	Stan zagospoda-rowania	Zasoby geologiczne bilansowe (tyś. t)			Zasoby przemysłowe	Wydo-bycie
			Razem	A+B+C1	C2		
1	Jankowice	E	276 545	267 969	8576	217466	2592
2	Marcel	E	282 804	249 370	33434	168 549	2230
3	Marcel-Ruch 1 Maja	Z	tylko pzb.				

Projektowana eksploatacja węgla kamiennego w polu Marklowice przez KWK „Jankowice" i KWK „Marcel" do roku 2019 [1]

Tabela 3

Lp.	Pokład	Grubość pokładu (w m)	Głębokość eksploatacji (w m)	Kopalnia
1	408/1	2,2	400-565	Jankowice
2	408/2	2,0	430-565	Jankowice
3	409/1	2,0	350-565	Jankowice
4	409/2	2,2	350-565	Jankowice
5	410	1,8	400-565	Jankowice
6	413/1+2	2,5	340-670	Jankowice
7	415/2	2,2	450-700	Jankowice
8	417	3,0	450-750	Jankowice
9	501/2+3	2,0-4,0	400-700	Jankowice
10	502/1	2,5	450-700	Jankowice
11	502/2	2,0	450-700	Jankowice
12	505	3,5	420-650	Jankowice
13	506	3,0	420-700	Jankowice
14	501/3	2,5-2,8	300-590	Marcel
15	502/1	1,6-2,6	270-610	Marcel
16	503	1,3-1,9	300-715	Marcel
17	503-504	4,0	354-525	Marcel
18	505 st	3,5-4,3	330-570	Marcel
19	505 sp	4,3	345-590	Marcel
20	507	3,5	440-582	Marcel

5. Badania własne

Celem badań było porównanie wyników flotacji węgla kamiennego z pola „Marklowice" uzyskiwanych w dwu zakładach wzbogacania kopalń eksploatujących węgiel z tego pola – kopalń „Jankowice" i „Marcel". W kopalni „Jankowice" flotację prowadzi się w maszynie kolumnowej, natomiast w kopalni „Marcel" w maszynie komorowej.

W tabeli 4 przedstawiono porównanie właściwości węgla kamiennego z kopalni „Jankowice" i „Marcel".

Porównanie właściwości węgla z kopalń „Jankowice" i „Marcel" [3]

Tabela 4

	wilgotność	popiół	części lotne	węgiel	wodór	azot	Siarka palna	tlen	Ciepło spalania
	W^a	A^a	V^a	C^a	H^a	N^a	$S_c{}^a$	$O_d{}^a$	$Q_s{}^{daf}$
kopalnia	%	%	%	%	%	%	%	%	MJ/kg
Jankowice	2,7	22,2	26,6	62,64	3,97	1,00	0,5	6,99	34,1
Marcel	1,7	5,5	31,0	80,64	4,68	1,21	0,60	5,69	35,4

6. Porównanie flotacji węgla w kopalni Jankowice i Marcel

Kopalnia „Jankowice" wydobywa i produkuje węgiel handlowy typ 32,1.

- Średnie parametry węgla handlowego:
- Średnie zapopielenie w węglu handlowym – 20,6%.
- Średnie zasiarczenie w węglu handlowym – 0,61%.
- Średnia wartość opałowa – 22633 kJ/kg.

Węzeł flotacji kolumnowej, który został wybudowany w zakładzie Przeróbczym KWK Jankowice w 1993 i uruchomiony na początku 1994 od początku był pomyślany jako operacja przeróbcza pomocnicza mająca na celu wyłącznie czyszczenie obiegu wodno-mułowego z nadmiaru bardzo drobnych ziaren (<0,2 mm), tak aby nie powodować konieczności otwarcia obiegu i dokonywania zrzutu surowych wód popłuczkowych na osadniki zewnętrzne.

Flotacja prowadzona jest we flotownikach kolumnowych. Węzeł flotacji KWK Jankowice wyposażony jest w 3 flotowniki typu Allminerall, zabudowane na poziomie 41 m. Nominalne obciążenie każdego flotownika wynosi około 600 m^3, a pracują one praktycznie 24 godziny na dobę. Odczynnik dodawany jest, do mętów flotacyjnych, przez pompę dozującą bezpośrednio do kolektora nadawy, doprowadzającego zawiesinę do flotowników.

W tabeli 5 zestawiono parametry charakteryzujące pracę flotacji w okresie około 3 tygodni, uzyskiwane podczas stosowania odczynnika Montanol 551.

Charakterystyka podstawowych parametrów pracy flotacji w KWK „Jankowice" – odczynnik flotacyjny Montanol 551

Tabela 5

Lp.	Nadawa		Koncentrat		Odpady		Wychód koncentratu %
	d, g/dm³	A^a, %	d, g/dm³	A^a, %	d, g/dm³	A^a, %	
1	28,4	43,1	58,8	16,7	17,6	58,3	36,5
2	37,8	36,7	143,6	11,1	25,4	52,4	38,0
3	58,2	34,4	157,6	13,9	60,4	41,1	24,6
4	35,8	34,0	70,4	14,9	24,6	43,7	33,7
5	39,0	26,5	89,2	12,9	25,6	47,7	60,9
6	32,6	35,7	127,6	11,9	23,2	52,8	41,8
7	14,4	34,7	26,8	15,0	9,6	48,0	40,3
8	49,8	27,8	130,8	12,7	34,6	46,9	55,8
9	26,6	32,5	68,0	14,9	21,2	46,1	43,6
10	73,6	26,5	100,0	16,8	31,8	53,6	73,6
11	50,6	24,7	119,2	12,4	32,2	46,0	63,4
12	53,2	23,4	149,6	11,4	43,2	45,3	64,6
13	27,4	38,8	60,4	19,1	19,8	55,0	45,1
14	58,0	27,6	139,2	11,9	40,4	42,8	49,2
15	40,2	28,9	113,2	9,9	25,6	45,8	47,1
16	49,8	31,4	94,6	12,3	21,8	46,5	44,2
17	53,2	35,8	135,2	13,7	47,0	43,1	24,8
18	48,4	32,9	96,6	16,0	32,3	43,8	39,2
19	24,0	36,5	58,0	17,4	18,0	46,3	33,9
20	39,8	27,4	130,8	9,0	20,4	43,5	46,7
21	77,0	27,2	216,4	10,3	60,6	37,7	38,3
22	16,8	37,4	19,4	25,9	7,0	52,1	56,1
23	31,0	33,4	124,0	10,6	20,6	51,0	43,6
24	29,6	35,5	68,6	16,1	22,4	45,1	33,1
25	56,6	35,6	155,4	13,4	41,8	47,1	34,1
26	34,4	39,3	110,0	13,0	34,8	46,8	22,2
28	8,8	36,4	23,6	18,5	6,4	57,2	53,7
29	37,0	27,2	136,4	13,3	22,2	39,8	47,5
30	46,2	31,8	174,4	11,3	31,0	50,9	48,2
31	41,4	46,0	148,0	12,1	24,2	53,8	18,7
32	31,0	31,7	148,4	11,0	18,8	54,5	52,4
33	29,4	32,9	109,4	13,7	16,8	56,0	54,6
34	13,4	37,4	33,2	16,5	8,0	51,5	40,3
35	38,4	31,9	158,4	9,7	22,4	50,6	45,7
36	41,2	29,5	152,8	11,6	25,4	50,2	53,6
37	37,6	30,5	96,0	13,6	20,4	46,3	48,3
38	27,6	26,4	121,0	10,2	15,2	51,5	60,8
39	6,2	29,2	11,4	19,9	2,6	43,2	60.1
min.	6,2	23,4	11,4	9,0	2,6	37,7	18,7
max.	77,0	46,0	216,4	25,9	60,6	58,3	73,6
średnia	38,0	32,6	107,3	13,8	25,7	48,3	45,2

d – zawartość fazy stałej [g/dm3], A – zawartość popiołu

Na podstawie przedstawionych powyżej danych można stwierdzić, że średnia zawartość popiołu w zawiesinie poddawanej wzbogacaniu około 32,6%. Średnia zawartość popiołu w uzyskiwanym koncentracie wynosiła 13,8%. Średnia zawartość popiołu w odpadach wynosiła około 48,3%. Oszacowane, na podstawie czasu pracy oddziału flotacji, ilości dozowanego odczynnika oraz natężenia dopływu mętów do procesu flotacji i ich zagęszczenia, zużycie jednostkowe odczynnika wynosi około 0,7 kg/Mg suchej nadawy.

Kopalnia Marcel jest producentem węgla:

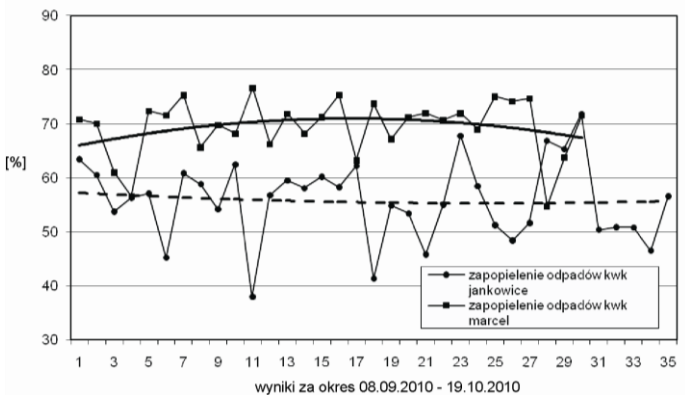
- koksującego typu 34.1,
- energetycznego typu 32.2 lub 33, sortymentów: orzech, orzech II, groszek, miał, tzw. muł wzbogacony.

W węźle flotacji stosowane są flotowniki typu IZ-5 I PA-6, filtry tarczowe, pompy próżniowe i prasy filtracyjne. Odczynnikiem flotacyjnym używanym w zakładzie przeróbczym kopalni Marcel jest odczynnik flotacyjny Montanol 551. Flotacja pracuje albo na samym oleju napędowym albo na mieszaninie oleju i Montanolu w zależności od zailenia i od ilości udziału węgla typowo koksowego w nadawie. Średnie zużycie wynosi 500 g/Mg w rozrzucie od 300 do 1000 g/Mg.

Wydajność flotacji KWK „Marcel" wynosi 1260 m^3/h. Wydajność KWK „Jankowice" – 1660 m^3/h, z tym że wydajność KWK „Marcel" to cała woda obiegowa, a w przypadku KWK „Jankowice" około 150 m^3/h mniej niż wydajność pompy wody obiegowej, stąd konieczność magazynowania nadawy w Dorze i wydłużanie czasu pracy flotacji np. o sobotę.

7. Porównanie wyników flotacji węgla kopalń „Jankowice" i „Marcel"

Na rysunku1 przedstawiono porównanie wyników flotacji węgla z Kopalń „Jankowice" i „Marcel".



Rys.1. Porównanie wyników zapopielenia odpadów KWK „Jankowice" i KWK „Marcel"

Wyniki flotacji węgla z KWK „Marcel”

Tabela 6

Data	Nadawa do flotacji		Odpady z IZ		Flotokoncentrat	
	g/dm^3	A^a [%]	g/dm^3	A^a [%]	W^c [%]	A^r [%]
08.09.2010	37	17,79	8	70,73	29,55	3,83
	37	12,91	5	70,02	29,22	3,13
	32	17,76	8	60,98	23,83	3,21
	43	19,45	17	56,52	26,84	3,31
	46	18,29	12	72,34	22,22	4,43
	46	18,30	8	71,53	29,33	4,23
	38	23,24	9	75,23	29,41	4,38
	53	15,30	12	65,66	25,65	5,63
	40	12,22	6	69,74	28,18	3,31
	41	11,87	6	68,14	23,41	2,91
	66	17,32	9	76,59	26,41	4,26
	26	24,92	10	66,18	25,09	4,59
	41	15,25	6	71,78	22,18	3,27
	45	18,29	9	68,14	28,51	3,14
	58	30,11	12	71,23	28,61	9,62
	58	15,07	8	75,33	24,89	4,02
	22	11,26	3	63,19	26,63	3,56
	50	15,61	7	73,67	23,82	4,22
	34	12,99	5	67,19	26,14	3,44
	13	15,66	7	71,15	24,41	3,65
	43	14,40	8	71,92	27,03	3,61
	34	14,56	5	70,64	25,04	3,44
	38	16,07	8	71,89	23,62	3,35
	33	19,52	16	8,99	28,73	5,43
	52	19,93	16	74,98	26,08	4,78
	46	16,36	11	74,16	27,42	3,98
	55	16,10	8	74,68	23,42	3,81
	59	19,28	17	54,69	27,26	4,05
	32	15,79	7	63,74	27,07	3,59
19.10.2010	31	18,27	8	71,59	29,21	4,95

Ilość dozowanego odczynnika KWK „Marcel”

Tabela 7

Data	Nadawa do flotacji		Zbieracz dm^3/min
	g/dm^3	A^a [%]	
08.09.2010	37	17.79	1
09.09.2010	37	12.91	0.5
10.09.2010	32	17.76	1
13.09.2010	43	19.45	0.8
14.09.2010	46	18.29	1
15.09.2010	46	18.3	1
16.09.2010	38	23.24	1.6
17.09.2010	53	15.3	1.2
20.09.2010	40	12.22	0.6
21.09.2010	41	11.87	0.4
22.09.2010	66	17.32	0.6
23.09.2010	26	24.92	0.4
24.09.2010	41	15.25	0.7
27.09.2010	45	18.29	0.6
28.09.2010	58	30.11	0.6
29.09.2010	58	15.07	0.6
30.09.2010	22	11.26	0.2
01.10.2010	50	15.61	0.8
04.10.2010	34	12.99	0.8
05.10.2010	13	15.66	0.4
06.10.2010	43	14.4	1
07.10.2010	34	14.56	0.4
11.10.2010	38	16.07	0.4
12.10.2010	33	19.52	0.6
13.10.2010	52	19.93	0.6
14.10.2010	46	16.36	0.4
15.10.2010	55	16.1	0.4
18.10.2010	59	19.28	0.7
19.10.2010	32	15.79	0.6
19.10.2010	31	18.27	0.7

8. Analiza wyników i podsumowanie

Mimo iż obie kopalnie KWK „Jankowice” i KWK „Marcel” prowadzą intensywną górniczą eksploatację szufladkową w większości w tak zwanym polu Marklowickim różnica pomiędzy węglami stanowiącymi nadawę na flotację

jest znaczna. KWK „Marcel" ze względu na występujący w składzie nadawy węgiel koksujący kieruje do flotacji i mieszaninę typów węgla od 32.1 do 34.1. Po badaniu węgla zgodnie z normą PN-82/G-97002 flotokoncentrat wykazuje własności typu 33 oraz charakteryzuje się bardzo niskimi zawartościami popiołu A^r = 4%, natomiast węgiel który stanowi nadawę na flotację na KWK „Jankowice" po badaniu zgodnie z normą PN-82/G-97002 wykazuje własności typowego węgla energetycznego typu 32.1 ze względu na inny charakter procesu flotacji (czyszczenie obiegu wodno-mułowego) i zastosowanie w tym celu flotacji kolumnowej. Flotokoncentrat charakteryzuje się wyższymi zawartościami popiołu A^r = 10%. Porównując flotokoncentraty z obu kopalń można zauważyć jeszcze kilka innych różnic. Koncentrat flotacyjny z KWK „Jankowice" charakteryzuje się niską spiekalnością (RI 15), gdy dla jego odpowiednika z KWK „Marcel" wielkość wskaźnika RI może osiągać wartości do 55. Koncentrat węglowy z KWK „Jankowice" charakteryzuje się także wyższą o 11% zawartością witrynitu niż koncentrat z KWK „Marcel" i niższą o 10% zawartością inertynitu. Zawartość siarki całkowitej jest niższa w przypadku KWK „Jankowice" i wynosi maksymalnie 0,4%, a dla KWK „Marcel" maksymalnie 0,8%. Obie ko- palnie odwadniają flotokoncentraty w podobny sposób w związku z tym w obu przypadkach zawartość wilgoci całkowitej wynosi maksymalnie 31%.

Literatura

1. Wach J. i zespół: Opracowanie ekofizjograficzne gminy Marklowice. Przedsiębiorstwo Usługowe GEOGRAF, Dąbrowa Górnicza, 2005 r. www.pliki.marklowice.pl /plany/oeg.pdf.
2. Bilans zasobów kopalin i wód podziemnych w Polsce – stan na 31 XII 2003 r. Ministerstwo Środowiska, Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa 2004.
3. Ściążko M.: Modele klasyfikacji węgla w ujęciu termodynamicznym i kinetycznym, Kraków 2011, ISBN 978-83-7464-310-8.
4. Kaletka T., Kurzac M., Tora B.: Flotation of mixture of coal from Jankowice and Chwałowice mines, Górnictwo i Geoinżynieria, Kraków; ISSN 1732-6702, 2010, R 34, z 4.
5. Fečko P., Čablík V., Havelek R., Kolomaznik I., Pectova I.: Comparing results between classical and column flotation on variety of black coal samples. XII. Balkan Mineral Processing Congress 2007: 10-14. 6. 2007, Delphi, Greece, 2007, ISBN 978-960-89228-9-1.
6. Fečko P., Štanclová S., Čablík V.: Column flotation of black coal slurries from an OKD locality, Darkov mine. In VI.th International conference

ISCMMP ‘SGEM’, Geology and Environmental Protection, Bulharsko, Albena 6/2006, ISBN-10:954-91818-1-2.

Odwadnianie koncentratu flotacyjnego węgla. Optymalizacja kosztów procesu odwadniania

Piotr Myszkowski – PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp. k., **Ryszard Moroz** – SEPARATOR PROJEKT Sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

W procesach odwadniania mechanicznego produktów przeróbki węgla kamiennego stosuje się wiele różnych urządzeń, których zasada działania wykorzystuje zjawiska fizykomechaniczne różniące się między sobą. Zastosowanie danego typu maszyny zależy między innymi od uziarnienia produktów przeznaczonych do odwadniania mechanicznego. W niniejszym rozdziale przedstawiono odwadnianie najdrobniejszych frakcji ziarnowych o wymiarach 0,7 – 0 mm. Mechaniczne odwadnianie w porównaniu do procesów termicznych ma szereg zalet dla ochrony środowiska naturalnego, zmniejszając w dużym stopniu zagrożenia eksploatacji i wykorzystywania węgla w gospodarce.

Analizie poddano odwadnianie drobnych ziaren, które występują w procesach wzbogacania węgla, stosowanych głównie w krajowych zakładach przeróbczych węgla.

Odwadnianie wymienionych frakcji odbywa się za pomocą następujących urządzeń:

- Odpady flotacyjne, frakcja ziarnowa 0,7 – 0 mm – odwadniane główne na prasach filtracyjnych komorowych. W niektórych zakładach ten proces jest prowadzony za pomocą pras taśmowych. W przeszłości próbowano także wykorzystać wirówki sedymentacyjne bezsitowe, jednak bez dobrych rezultatów. Wymienione dwa ostatnie procesy są mało skuteczne, jeśli chodzi o stopień odwodnienia, a dodatkowo prasy taśmowe wymagają znacznego zużycia środków koagulacyjnych. Są też mniej proekologiczne, ponieważ woda w znacznych ilościach jest wyprowadzana do środowiska.
- Koncentrat flotacyjny oraz frakcje mułowe węgla energetycznego – odwadniane są głównie na filtrach próżniowych, a obecnie, coraz powszechniej na wirówkach sedymentacyjno-filtracyjnych. Bardzo pozytywne opinie uzyskuje system odwadniania z wykorzystaniem filtrów nadciśnieniowych, tzw. filtrów hiperbarycznych.

Biorąc pod uwagę różnorodność dostępnych rozwiązań technicznych służących do odwadniania drobnych produktów przeróbki węgla, pojawia się pytanie, jaki typ urządzenia należy zastosować biorąc pod uwagę kryteria poziomu zawilgocenia produktu wyjściowego, efektywnościowe czynniki proekologiczne i wskaźniki ekonomiczne?

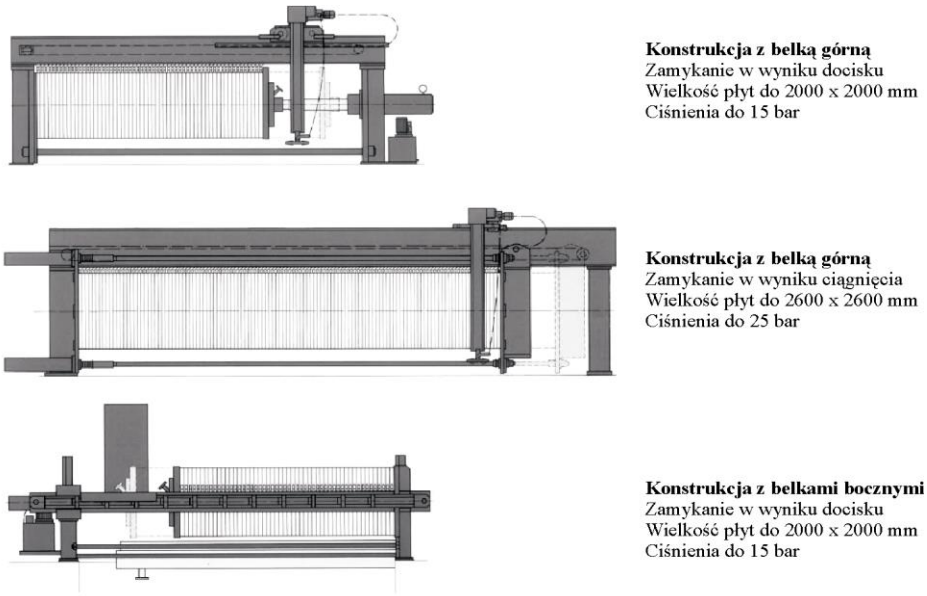
Niniejsza analiza przestawia kształtowanie się nakładów inwestycyjnych i kosztów eksploatacyjnych koniecznych do poniesienia w celu prowadzenia procesu odwadniania. Opracowano ogólne wskaźniki kosztowe określające niezbędne zaangażowanie środków pieniężnych wyrażonych w odniesieniu do tony węgla. W szczególności wykazano, wielkość współczynnika dla odpowiedniego typu urządzenia odwadniającego i przypisano mu właściwy charakterystyczny współczynnik kosztów odwadniania jednej tony materiału. Uwzględniono zdolność danego urządzenia do odprowadzenia jak największej ilości wody.

Dla porównania wybrano następujące urządzenia:

a) Prasy filtracyjne (PF).
b) Wirówki sedymentacyjno-filtracyjne standardowe (WS-F std).
c) Wirówki sedymentacyjno-filtracyjne ze stożkową częścią sitową (WS-F stoż).
d) Filtry hiperbaryczne (HBF).

2. Prasy filtracyjne

Prasy filtracyjne o konstrukcji z belką górną i belkami bocznymi

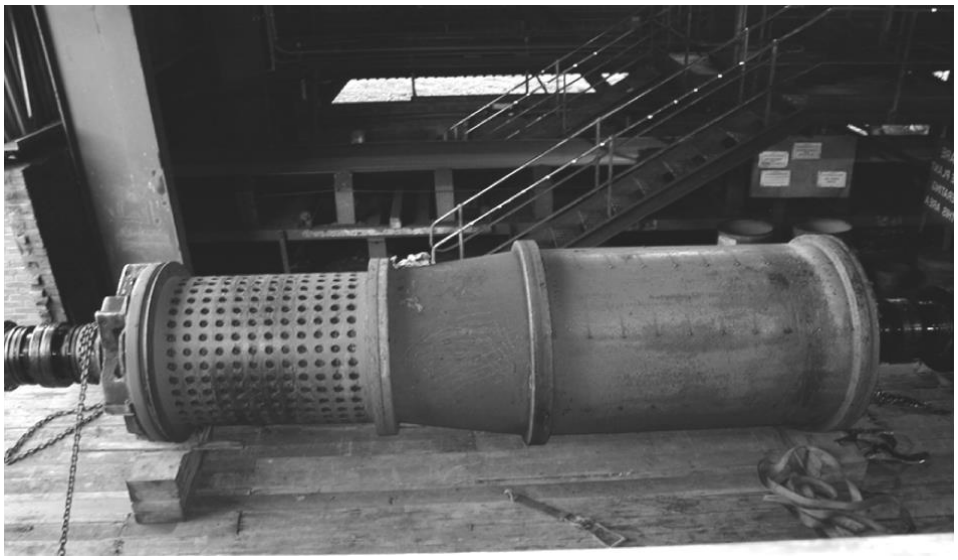


Rys.1. Prasy filtracyjne o konstrukcji z belką górną i belkami bocznymi

Korzyści ze stosowania membranowych i komorowych pras filtracyjnych:

– Niska wilgoć placka filtracyjnego.
– Czysty filtrat.
– Nie ma potrzeby stosowania odczynników chemicznych.

3. Wirówki sedymentacyjno-filtracyjne standardowe



Rys.2. Zespół wirujący wirówki sedymentacyjno-filtracyjnej standardowej

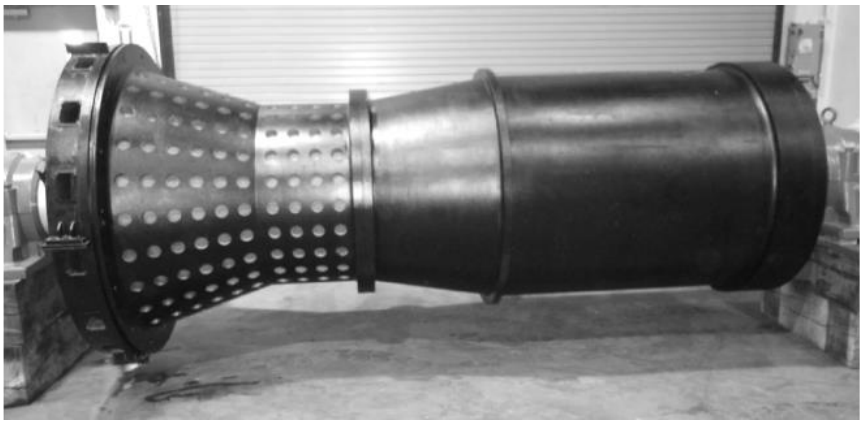
Układ wirówki sedymentacyjno-filtracyjnej łączy korzystne cechy sedymentacji i filtracji w jednym zespole. Układ jest kompaktowy i pozwala na osiągnięcie wyższej wydajności przy mniejszym wykorzystaniu miejsca niż w przypadku innych systemów.

Zawiesina węgla jest wprowadzana przez stacjonarną rurę nadawy do czaszy cylindrycznego bębna, gdzie ma miejsce wstępny rozdział ziaren węgla od wody, na zasadzie sedymentacji w polu dużych sił odśrodkowych wywołanych przyśpieszeniami rzędu 500 g. Części stałe są następnie przenoszone do komory filtracyjnej (część filtracyjna) przenośnikiem ślimakowym, co pozwala na dalsze odwadnianie za pomocą siły odśrodkowej i odprowadzanie wody.

W wirówce sedymentacyjno-filtracyjnej zachodzi odwodnianie drobnoziarnistych materiałów. Jednak pewna część materiału drobnoziarnistego, poniżej 0,025 mm, zostaje oddzielona od węgla grubego i przedostaje się do odcieków. Jeśli jest to zjawisko niepożądane, można zastosować dodatkowe urządzenie filtrujące, na którym odbywa się dalsze odwodnianie materiału i wytworzenie placka filtracyjnego.

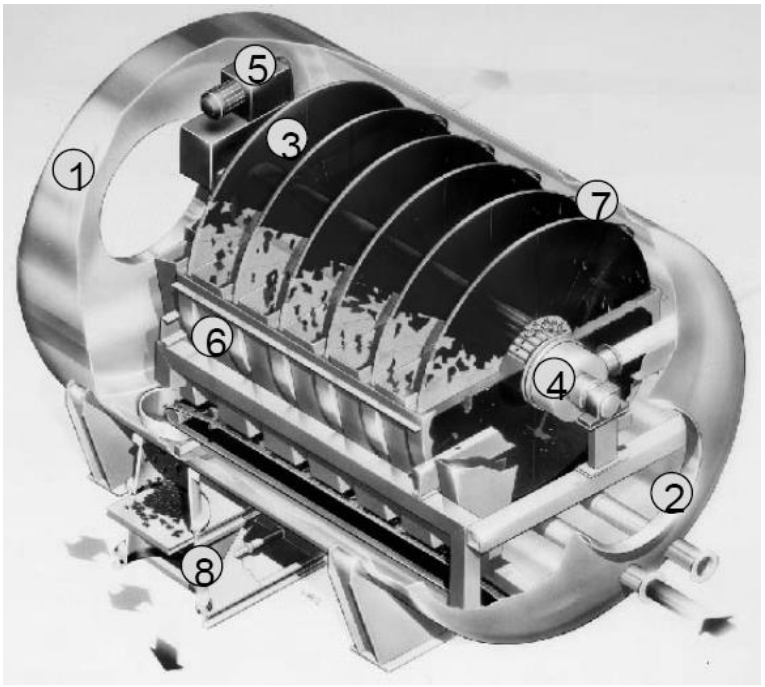
4. Wirówki sedymentacyjno-filtracyjne ze stożkową częścią sitową

Są to najnowsze konstrukcje wirówek dostępne na rynku. Ich zasada działania jest identyczna do wirówek standardowych, jednak zastosowanie części filtracyjnej w formie stożka powoduje zwiększenie wydajności, obniżenie wilgoci produktu oraz obniżenie zapotrzebowania na moc.



Rys.3. Zespół wirujący wirówki sedymentacyjno-filtracyjnej
ze stożkową częścią sitową

5. Filtry nadciśnieniowe (HBF)



Rys.4. Przekrój filtra nadciśnieniowego
1 – zbiornik ciśnieniowy, 2 – właz, 3 – dysk filtracyjny, 4 – głowica sterująca,
5 – napęd, 6 – wanna filtra, 7 – mieszadła, 8 - rozładunek

Filtry nadciśnieniowe (hiperbaryczne) w skrócie można opisać jako filtry tarczowe zamknięte w zbiorniku ciśnieniowym w celu zwiększenia ciśnienia filtracji do maksymalnie 6 bar (ze standardowej wartości 0,7 – 0,6 bar). Przy rze-

czywistym ciśnieniu filtracji do 6 barów, filtry nadciśnieniowe umożliwiają przerób bardzo drobnoziarnistych zawiesin przy wysokim oporze filtracji, dając produkt o najniższym poziomie wilgotności rezydualnej i wysokiej wydajności. Ich wydajność w porównaniu z filtrem próżniowym, jest wielokrotnie większa, ponieważ dla prawidłowego procesu wymagany jest tylko ułamek powierzchni filtra.

Jedną z cech filtrów HBF jest to, że jednostka ta jest zwarta i wymaga małej powierzchni.

Liczba segmentów filtracyjnych na dysk zależy od wielkości urządzenia. Segmenty są zanurzone do 50% głębokości zbiornika filtracyjnego.

Wyładowanie „wydmuchowe" zapewnia całkowite usunięcie placka filtracyjnego. W wykonanym ze stali nierdzewnej zbiorniku filtracyjnym znajdują się łatwe do wymiany rurki filtracyjne, również wykonane ze stali nierdzewnej. Działanie filtra jest w pełni zautomatyzowane dzięki sterownikowi programowalnemu.

6. Założenia ogólne przyjęte do porównania

W celu wykonania symulacji wskaźników i porównania wielkości sprowadzono je do jednakowego poziomu. Do wykonania analizy przyjęto następujące założenia:

Materiał odwadniany: koncentrat flotacyjny węgla koksowego.	
Wydajność całkowita węzła odwadniania Mg/h węgla pow. suchego	200
Ilość godz. pracy na rok	6000
Okres eksploatacji [lata]	15
Ilość materiału produkowana rocznie [Mg]	1 200 000
Całkowita ilość materiału w okresie 15 lat [Mg]	18 000 000
Cena energii elektrycznej [USD/kWh]	0,14
Cena 1Mg węgla koksowego [USD]	180
Wilgoć produktu [%]	12-16

Inne współczynniki są zależne od typu urządzenia i są pokazane w tabeli 1.

W porównaniach nie uwzględniono:

- Kosztów zabudowy – wykonanie budynku.
- Kosztów obsługi generowanych przez operatorów i dozór, ponieważ koszty te są porównywalne dla wszystkich urządzeń ze względu na ich bezobsługowość. Wyjątkiem są prasy filtracyjne. Koszty personelu obsługowego prasy filtracyjnej i konieczność nadzoru nad prawidłowym rozładunkiem są duże ze względu na znaczną czaso- i pracochłonność.
- Kosztów obsługi kredytu, ze względu na różnorodność stosowanych rozwiązań.

Koszty eksploatacji urządzeń do odwadniania

Tabela 1

	WS-F stożkowa	HBF	WS-F standardowa	PF	WS-F stożkowa & HBF		WS-F stożkowa & PF	
	wirówka s-f (stożkowa)	Filtr hiperba-ryczny	Wirówka s-f (standard)	Prasy filtracyjne & pompy & sprężarki	Wirówki s-f stożkowe	filtr hiperba-ryczny	Wirówki s-f stożkowe	prasy filtr. (tylko do sedymentu)
	1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**
Ilość sztuk	3	3	5	7	2	1	3	2
Model	SBC6400	S96/8	SB6400	1,5x2,0 150 płyt	SBC6400	S96/8	SBC6400	1,5x2,0/150
Koszt zakupu jednostkowo [USD]	600000,00	2000000,00	550000,00	650000,00	600000,00	2000000,00	600000,00	400000,00
Koszt zakupu wartość [USD]	1800000,00	6000000,00	2750000,00	4550000,00	3200000,00		2600000,00	
Moc zainstalowana jednostkowa [kW]	250	100	315	100	250,00	100,00	250,00	100,00
Zagęszczenie odcieku [g/l]	40	3	40	8	3		8	
Koszt remontów roczny jednostkowy [USD]	36000,00	30000,00	40000,00	30000,00	36000,00	30000,00	36000,00	30000,00
Ilość osób obsługi na 1 zmianę				3				2
Koszt miesięczny pracownika obsługi [USD]				1500,00				1500,00
Koszt roczny obsługi pracowniczej[USD]				162000,00				108000,00
Moc sprężarki [kW]		300		300		300,00		bez
Jednostka wykorzystania czasu sprężarki [%]		100%		66%		100%		bez

Tabela 1 cd.

	1		2		3		4		5	6	7	8
Wilgoć produktu [%]	12-15		14-16		15-17		15-17		13-16		13-15	
Pozycja kosztów	$/Mg s.m.	%	$/Mg s.m.	%	$/Mg s.m.	%	$/Mg s.m.	%	$/Mg s.m.	%	$/Mg s.m.	%
Zakup inwestycyjny urządzenia	0,10	14%	0,33	27%	0,15	11%	0,25	13%	0,18	20%	0,14	16%
Zużycie powietrza	0,00	0%	0,63	50%	0,00	0%	0,97	46%	0,21	23%	0,00	0%
Obsługa	0,00	0%	0,00	0%	0,00	0%	0,14	7%	0,00	0%	0,09	10%
Zużycie energii elektrycznej	0,53	73%	0,21	17%	1,10	77%	0,49	25%	0,42	47%	0,53	58%
Tkaniny, filtry, smary, oleje, remonty	0,09	13%	0,08	6%	0,17	12%	0,18	9%	0,09	10%	0,14	16%
SUMA CAŁKOWITA	**0,72**	100%	**1,25**	100%	**1,42**	100%	**2,02**	100%	**0,89**	100%	**0,90**	100%
Różnica w kosztach dla węzła, roczna [USD]	-		640000,00		848333,33		1568373,33		213333,33		220133,33	
Różnica w kosztach dla węzła w okresie [USD]	-		9600000,00		12725000,00		23525600,00		3200000,00		3302000,00	
Koszt zabudowy, budynek itp.	Mały		Bardzo duży		Mały		Duży		Duży		Średni	

Źródło: opracowanie własne

7. Wnioski

1. W tabeli 1 zebrano podstawowe informacje dotyczące kosztów eksploatacji różnych urządzeń odwadniających, które mogą być stosowane do odwadniania koncentratu flotacyjnego węgla. Otrzymane wyniki kosztów jednostkowych odwadniania 1 tony koncentratu posegregowane są w sposób rosnący.
2. Każde z wybranych urządzeń umożliwia odwodnienie koncentratu węgla do zawartości wilgoci poniżej 17%.
3. Najniższe jednostkowe koszty odwadniania wykazują wirówki sedymentacyjno-filtracyjne. Należy zwrócić uwagę, że nakłady inwestycyjne, związane z zainstalowaniem wirówek są najmniejsze. W przypadku węgli koksowych wirówki (WS-F stożkowe oraz WS-F standardowe) generują dodatkowe straty, ponieważ odprowadzany do odpadów materiał znajdujący się w odcieku z części sedymentacyjnej (praktycznie 100% < 0,045 mm) wykazuje niską zawartość popiołu (kilkanaście procent).

Zastosowanie tych wirówek dla węgla energetycznego ma dodatkowe korzystne efekty, wynikające ze wzbogacenia, odwodnionego mułu, przez wydzielenie wysokopopiołowej frakcji < 0,045 mm. Dla odwodnienia koncentratu flotacyjnego węgla koksowego, z uwagi na niskie zapopielenie tej frakcji, należy szukać innych rozwiązań zwiększających efektywność ekonomiczną procesu odwadniania.

Możemy zastosować dwa rodzaje wirówek:

a) ze stożkową częścią sitową (WS-F stoż). Jednostkowe koszty odwadniania wynoszą 0,72 USD/1 t koncentratu.
b) standardowe (WS-F std, z cylindryczną częścią sitową). Jednostkowe koszty odwadniania wynoszą 1,43 USD/1 t koncentratu. Należy zwrócić uwagę, że zastosowanie tego typu wirówek w porównaniu z WS-F stoż będzie generowało dodatkowe koszty w wysokości ok. 850 tyś. USD rocznie.

4. Filtr hiperbaryczny (HBF) wykazuje koszty jednostkowe rzędu 1,25 USD/1 t koncentratu. Roczny wzrost kosztów w porównaniu do WS-F stoż to ok. 640 tyś. USD. Należy zwrócić uwagę, że jest to najbardziej ekonomiczne urządzenie, które nie produkuje w ogóle odpadów. Koszty montażu są jednak bardzo wysokie.
5. Prasa filtracyjna (PF) wykazuje koszty jednostkowe rzędu 2,0 USD/1 t koncentratu. Roczny wzrost kosztów w porównaniu do WS-F stoż to ok. 1,6 mln USD. Należy zwrócić uwagę, że jest to urządzenie, które nie produkuje w ogóle odpadów jednak pracuje w sposób cykliczny. Powoduje to konieczność zastosowania buforów gromadzących materiał oraz specjalnej organizacji pracy. Dodatkowo, niezbędne jest zatrudnienie obsługi, nadzo-

rującej proces odwadniania, a w szczególności rozładunku placków. W celu uzyskania stosunkowo niskiej wilgoci placka należy wykonać przedmuch sprężonym powietrzem, co generuje poważne, dodatkowe koszty, stawiając pod znakiem zapytania zastosowanie pras filtracyjnych do odwadniania koncentratu flotacyjnego węgla. Należy także zastosować dodatkowo membrany, układ do mycia tkanin i system do kruszenia placka filtracyjnego. Koszty montażu są wysokie.

6. Najbardziej ekonomicznym sposobem odwadniania koncentratu flotacyjnego węgla koksowego jest układ kombinowany, złożony z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych ze stożkową częścią sitową wraz z filtrem wyłapującym części stałe z odcieku z części sedymentacyjnej. Możliwe są tutaj dwa rozważania:
   a) Układ kombinowany złożony z dwóch wirówek WS-F stoż oraz jednego filtra HBF. Wówczas koszt odwadniania 1 t koncentratu wynosi 0,89 USD. Jest to układ do pracy ciągłej, praktycznie nie wymagający obsługi. Koszt montażu takiego systemu jest średni.
   b) Układ kombinowany złożony z trzech wirówek WS-F stoż oraz dwóch pras filtracyjnych. Wówczas koszt odwadniania 1 t koncentratu wynosi 0,90 USD. Jest to układ do pracy ciągłej/cyklicznej, wymagający obsługi oraz dodatkowych systemów do kruszenia placka filtracyjnego. Jednak nie ma konieczności stosowania przedmuchu powietrzem. Koszt montażu tego systemu jest średni.

Przy rozpatrywaniu technologii, która może być użyta do odwadniania koncentratu węgla kamiennego, należy kierować się rachunkiem ekonomicznym, biorąc pod uwagę rzeczywisty koszt odwadniania jednej tony materiału, głównie ze względna na masową produkcję. Należy uwzględnić przy tym:

- Amortyzację
- Zużycie powietrza jako czynnika bardzo energochłonnego.
- Koszty obsługi.
- Zużycie energii elektrycznej na inne niż wytworzenie sprężonego powietrza cele.
- Koszty remontów, wymiany części naturalnie zużywających się, olejów, smarów, itp.

8. Podsumowanie

Powyżej przedstawiono uproszczoną analizę kosztów eksploatacyjnych dla urządzeń stosowanych podczas procesu odwadniania produktów przeróbki węgla. Pomimo wprowadzenia pewnych uproszczeń, ogólny wniosek wynikający z przedstawionej analizy pozostaje niezmienny. W zależności od odwadnianego

materiału najkorzystniejszym układem do odwadniania produktów przeróbki węgla jest zastosowanie:

- dla węgli energetycznych wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych, które klasyfikują ziarna wysokopopiołowe (frakcje poniżej 0,045mm) i przekazują je do odpadów.
- dla węgli koksowych układu kombinowanego złożonego z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych i filtrów wyłapujących części stałe z odcieku z części sedymentacyjnej wirówek.

Inne urządzenia lub ich kombinacje generują dodatkowe, znaczne koszty. W 15 letnim okresie eksploatacji wzrost kosztów z tytułu wyboru mniej ekonomicznej technologii (np. pras filtracyjnych) będzie się wiązał ze wzrostem kosztów ogólnych o ok. 25 mln USD.

Bibliografia

1. Blaschke S.: Przeróbka mechaniczna kopalin, Śląsk, Katowice 1984.
2. Broma Z., Fronhweiser E., PoznańskiC: Filtracja nadciśnieniowa HBF, Przegląd Górniczy, nr 4., kwiecień 1997.
3. ZboncakM.: Ohlednuti za provozem hyperbarickich filtru, Mlada Smena a Kahan z dn. 29.02.1996 r.
4. Materiały własne ANDRITZ Separation GmbH
5. Materiały własne PRO-INDUSTRY Sp. z o.o.

Flotacja niebezpiecznych osadów

Iva Janáková, Peter Fečko, Hana Vojtková – VSB – Technical University of Ostrava

1. Introduction

The high content of organic pollutants such as PAHs, PCBs and hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$ in the sediments is real problem in the City of Ostrava. These pollutants get in the sediments predominantly from the waste water from both the above mentioned sources, larger part being on the part of the Jan Sverma Coking Plant and probably there is seepage from the industrial premises of the Jan Sverma Coking Plant and the near-by oil lagoons Ostramo, which affect the content of hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$ and PCB in the sediment [2].

Hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$ is a term used to describe a several hundred chemical compounds that originally come from crude oil. Crude oil is used to make petroleum products, which can contaminate the environment. Because there are so many different chemicals in crude oil and in other petroleum products, it is not practical to measure each one separately. However, it is useful to measure the total amount of Hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$ at a site. Hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$ is a mixture of chemicals, but they are all made mainly from hydrogen and carbon, called hydrocarbons. Scientists divide Hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$ into groups of petroleum hydrocarbons that act alike in soil or water. These groups are called petroleum hydrocarbon fractions. Each fraction contains many individual chemicals.Some chemicals that may be found in Hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$ are hexane, jet fuels, mineral oils, benzene, toluene, xylenes, naphthalene, and fluorene, as well as other petroleum products and gasoline components.

Polycyclic aromatic hydrocarbons (PAHs) are ubiquitous in the environment and have been of great environmental concerns, as they are either known or suspected carcinogens or mutagens. PAHs form, for example, during the incineration of solid waste, as a result of the incomplete combustion of fossil fuels as well as during the disposal of coal tar [4]. They may contain two or more fused aromatic rings without heteroatoms The USEPA has classified 16 PAH as probable human mutagens and carcinogens [6].

Polychlorinated biphenyls (PCBs) are mixtures of up to 209 individual chlorinated compounds (known as congeners). There are no known natural sources of PCBs. PCBs are either oily liquids or solids that are colorless to light yellow. Some PCBs can exist as a vapor in air.

With regard to the fact that the content of the organic pollutants in the solids exceeded (see in table 1) the limits for dumping this waste on disposal sites a suitable decontaminating technology had to be selected, which would permit a safe disposal of the waste on the disposal site or a new method of utilization of the decontaminated sediment (e.g. for land reclamation).

Organic pollutant content in the sediment solids from the Cerny prikop (mg/kg solids)

Table 1

Benzene	BTEX	EOX	NEL	Tetrachlorethene	Trichlorethene	PAH(15)	PCB(6)
3.58	8.722	14.4	2880	0.76	1.06	541	0.644

Notes: PCB (congeners 28,52,101,138,153,180), BTEX (volatile organic compounds – benzene, toluene, ethylbenzene and xylenes), EOX – organic hali- des extractable by a specified organic solvent

2. Materials and methods

Flotation has not been applied in the cleaning of organically contaminated soils and sediments in the Czech Republic so far. In the CR there are only references on the application of flotation predominantly in the cleaning of oiled water which can be found in the textbooks on the theory of flotation [3]. Michael J. Ahrens and Craig V. Depree studied the representation of polycyclic aromatic hydrocarbons in 6 grain sizes of Auckland Harbour sediments in New Zealand. Flotation was used only to distribute PAH in the individual fractions. A solution of sodium-polytungstate collector was used for the flotation [1]. Zhang et al. was studied application of flotation for the removal of hydrophobic compounds from soils was studied. Bench scale flotation tests were conducted on artificially contaminated soil, using both a conventional mechanically agitated machine and a flotation column. Flotation was found to have considerable potential for cleaning up contaminated soils [7].

In a Dutch scientific study of Mulleneers et al. a new flotation method on laboratory scale was used as an alternative remediation technique. Dissolved air was used to create small bubbles. Tests were performed with the finest fractions of sediments of Overschie (Rotterdam) and Petrol Harbour (Amsterdam) sludges contaminated with Polycyclic Aromatic Hydrocarbons (PAH). Several agents and conditions were tested with respect to the flotation efficiency. For Overschie sludge the best results were obtained without collector and SDS as frother. The PAH concentration in the froth was up to 8 times higher than that in the non-floating fractions. The collected amount of dry matter in the froth was around 13%. With a two step flotation, the PAH concentration of the non-floating clean fraction was reduced from 240 mg ($kg.d.m^{-1}$) to 99 mg ($kg.d.m^{-1}$). For Petrol Harbour sludge the best results were obtained with the alcohol-based frothers Aerofroth and Montanol. The flotation was less selective than with Overschie sediment. Around 50% solids were collected in the froth and the PAH concentration in the froth was around 2 times higher than in the settled fraction and 3-5 times higher than in the fraction remains [5].

2.1. Flotation experiments

The flotation experiments were carried out in the laboratories of the Institute of Environmental Engineering at the VSB-TU Ostrava on a flotation ma-

chine VRF-1, a product of RD Pribram with an active capacity of 1 litre, under the following conditions:

- Condensation: 150 $g \cdot 1^{-1}$, 200 $g \cdot l^{-1}$.
- Montanol 551, Montanol 508 collectors dose: 500 $g \cdot t^{-1}$.
- Pulp collector agitation: 3 min.
- Flotation time: 10 min.

Having finished the flotation, the flotation products (both the concentrate and the tailings) were filtered, dried and underwent chemical analyses for PAH, PCB´s and Hydrocarbons $C_{10} – C_{40}$, which were carried out in the laboratories of VUHU, a.s. in Most.

3. Results and discussion

The flotation experiments were done on 1 sampling point. See in Figure 1.

Figure 1. Sampling point

It is apparent from the flotation experiments (See Tables 2 – 5) that the application of flotation on the given samples is highly effective and the acquired results are excellent.

At first it was study condensation. We tried 2 different condensation: 150 g 1^{-1}, 200 $g \cdot l^{-1}$ which were study on 2 different flotation collectors and the results you can see in next tables 2 – 5.

In case of first sample with collector Montanol 551and condensation 150 $g \cdot 1^{-1}$ applying flotation it was possible to reach a pollutant recovery into the concentrate of hydrocarbons $C_4 – C_{10}$ higher than 77%, PAH higher than 86% and PCB higher than 90%, which means that the given inexpensive technology it could be possible to treat such sediments which are still a great environmental strain for the City of Ostrava. In case of second sample with the same condensation but different collector Montanol 508 applying flotation it was possible to reach a pollutant recovery into the concentrate of hydrocarbons $C_4 – C_{10}$ higher than 84%, PAH 89% and PCB 70%. Both collectors are for these methods useful and results are very good.

So with collector Montanol 551 and condensation 200 $g \cdot 1^{-1}$ applying flotation it was possible to reach a pollutant recovery into the concentrate of hydrocarbons $C_4 – C_{10}$ higher than 62%, PAH higher than 54% and PCB higher than 75%. In case of 4th sample with same condensation and different collector Montanol 508 applying flotation it was possible to reach a pollutant recovery into the concentrate of hydrocarbons $C_4 – C_{10}$ higher than 61%, PAH only 27% and PCB only 58%. From the results follow that the condensation 200 g 1^{-1} is too much and results aren´t as good as in first condenstation.

Flotation results – Condensation 150 $g \cdot 1^{-1}$; Collector Montanol 551

Table 2

Product	Yield %	Content			Recovery		
		PAH mg/kg	Σ PCB mg/kg	C_4-C_{10} mg/kg	PAH %	Σ PCB %	C_4-C_{10} %
K1	67	3223,34	0,332	498	86,13	90,42	77,24
O1	33	946,36	0,073	298	13,87	9,58	22,76
P	100	2507,33	0,246	432	100,00	100,00	100,00

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Flotation results – Condensation 150 $g \cdot 1^{-1}$;Collector Montanol 508

Table 3

Product	Yield %	Content			Recovery		
		PAH mg/kg	Σ PCB mg/kg	C_4-C_{10} mg/kg	PAH %	Σ PCB %	C_4-C_{10} %
K2	63,79	992,34	0,198	432	89,53	70,56	84,79
O2	36,21	305,04	0,13	157	10,47	29,44	15,21
P	100	707,04	0,179	325	100,00	100,00	100,00

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Flotation results – Condensation 200 g·1^{-1}; Collector Montanol 551

Table 4

Product	Yield %	Content			Recovery		
		PAH mg/kg	Σ PCB mg/kg	C_4-C_{10} mg/kg	PAH %	Σ PCB %	C_4-C_{10} %
K3	51,82	748,89	0,261	389	54,83	75,56	62,02
O3	48,18	648,39	0,101	233	45,17	24,44	37,98
P	100	707,84	0,179	325	100,00	100,00	100,00

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Flotation results – Condensation 200 g·1^{-1}; Collector Montanol 551

Table 5

Product	Yield %	Content			Recovery		
		PAH mg/kg	Σ PCB mg/kg	C_4-C_{10} mg/kg	PAH %	Σ PCB %	C_4-C_{10} %
K4	35,15	654,89	0,207	257	27,08	58,21	61,04
O4	64,85	1041,95	0,11	89	72,92	41,79	38,96
P	100	850,08	0,125	148	100,00	100,00	100,00

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

4. Conclusion

The objective was to verify the application of separation by flotation in the decontamination of sediment samples from the Cerny prikop situated in the City of Ostrava. The obtained results imply that the application of flotation is very effective and it is possible to apply it to eliminate harmful organic pollutants from the sediments in question. In comparison between two different condensation and two different flotation collectors (Montanol 551 and Montanol 508). The dose of flotation agents was 500g.t^{-1}. From the results follow that higher recovery of all pollutants has both collectors Montanol 551 and 508 with condensation 150 g·1^{-1}.The condensation 200 g·1^{-1} is not effective because recovery of pollutants to concentrate was much lower than first condensation.

References

1. Ahrens M.J., Depree C.V.: Inhomogeneous distribution of polycyclic aromatic hydrocarbons in different size and density fractions of contaminated sediment from Auckland Harbour, New Zealand: an opportunity for mitigation Marine Pollution Bulletin, vol. 48/issues 3-4, pp. 341-350, 2004.

2. Fečko P., Janáková I., Raclavská H., Tora B.: Application of flotation in the decontamination of sediments from the Černý příkop stream. Polish Journal of Chemical Technology,vol 11/issue 1, pp. 8-11, 2009.
3. Kmet S. Flotacia, Alfa Bratislava, 1986.
4. Li J.L., Chen B.H.: Solubilization of model polycyclic aromatic hydrocarbons by nonionic surfactants. Chemical Engineering Science, vol.57, no.14, 2002. pp. 2825-2835.
5. Mulleneers H., van der Mark B., Geraets J., van Gelder B., Bruning H., Rulkens W., Koopal L. Remediation of fine fractions of dredged sediments by flotation. Environmental technology. vol. 23, no. 8, pp. 877-887, 2002.
6. Simpson C.D. et al.: Methodology for the determination of priority pollutant polycyclic aromatic hydrocarbons in marine sediments. Chemosphere, vol. 31 no.9, pp. 4143-4155, 1995.
7. Zhang L., Somasundaran P., Ososkov V., Chou C. C.: Flotation of hydrophobic contaminants from soil. Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects, vol. 177/issues 2-3, pp. 235-246, 2000.

Acknowledgement

The authors of the project would like to thank the Grant Agency of the Czech Republic which financially supports this project, under the GAČR No. 105/09/P221.

ROZDZIAŁ 5

PARAMETRY JAKOŚCIOWE WĘGLA I MIESZANEK ENERGETYCZNYCH

Technologia spalania węgla o dużej zawartości siarki

Peter Fečko, Michal Guziurek, Radmila Kučerová, Lukáš Kovaľ, Vojtech Dirner, Hana Vojtková, Iva Janáková – Uniwersytet Techniczny w Ostrawie

1. Introduction

Coal is a raw material mined for purposes of numerous industries. At the beginning of the 21st century, the global significance of coal for the civilization is universal. It is used in the metallurgy, power-engineering, chemistry and many other industrial branches.

Currently, mining of black coal is stagnating despite the fact the consumption of industrial raw materials, the natural resources of which are not renewable and depletable by human action, is increasing. The level of slump in the coal mining is dependent on the development of both international and national conditions. Another significant factor having an influence on this is the fulfilment of the international agreement on gradual reduction of sulphur oxides released into the atmosphere. There is a question how to deal with the issues in connection with the slump in coal mining. One possibility is as perfect preparation of the mined coal as possible as well as maximum utilization of its combustible component.

2. Paper objective

The objective of the work was to verify new and thus to date unapplied technologies making use of high sulphur brown coal which is not mined on a common basis. It is coal with a low sulphur content that is extracted as it is well marketable. Coal with a higher sulphur content is often dumped. This new technology is grounded in several processes. In the first stage, bacterial leaching was applied in order to reduce the content of sulphur in coal. The second applied technology was pyrolysis of the desulphurized brown coal and, for the purposes of a comparison, non-desulphurized coal was pyrolyzed as well. The obtained pyrolytic oils were applied in coal flotation making use of black coal slurry from Lazy Mine, OKD, a.s.

3. Sample characteristics

The brown coal samples were drawn (according to ČSN ISO 44 1313 Standard) in a locality called Eliška. The point of sampling is situated on the side of an entry above a well HJI329 (Fig. 1), roughly 1 m above the seam toe. The seam is described as xylitic-detrital coal, except for the initial sections. A sharp transition into the bedrock follows, made up by silty, light grey claystone with FeS_2 aggregates.

Figure 1. Point of sampling (marked red)

4. Mineralogical-petrological character of the tested coal

The coal sections were prepared according to the ČSN ISO 7404-2 Standard. A maceral analysis was carried out using grain sections according to the ČSN ISO 7404-3 Standard. Coal-petrographic analyses of the samples were conducted on an NU 2 microscope of Carl Zeiss Jena in oil immersion, the conditions of which were n_D = 1,515, λ = 546 nm and temperature of 20°C. The enlargement scale is 50 μm in the coal section photographs. The petrographic analyses were implemented in the laboratories of the Research Institute of Arcelor Mittal, a.s. in Ostrava. The results of the petrologic analyses (light reflectance as well as photographs) reveal that it is a quality brown coal made up by predominant huminite.

Figure 2 shows light reflectance of the Eliška Sample. Figure 3 displays telohumunite and detrohuminite. Figure 4 represents telohuminite intergrown with clayey mineralization. In Figure 5 it is possible to see gelohuminite and in Figure 6 it is telohuminite with resinite and inertodetrinite.

Light reflectance of huminite

Sample: Eliška

Rn	0,368 %
Rmin	0,248 %
Rmax	0,500 %
s	0,034

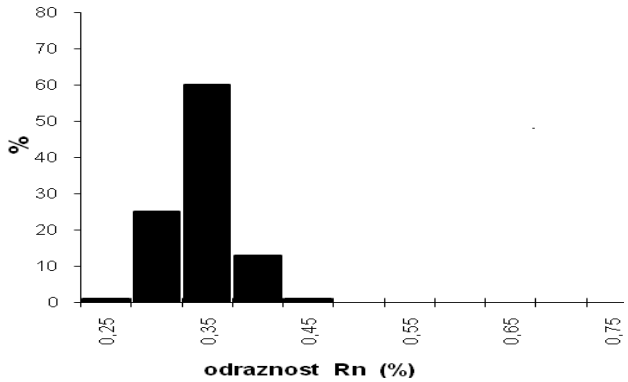


Figure 2. Light reflectance of huminite in the sample Eliška

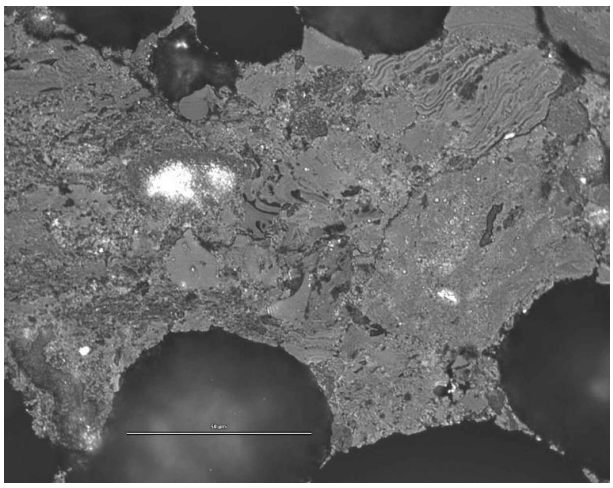


Figure 3. Eliška – detrohuminite on the left, telohuminite on the right

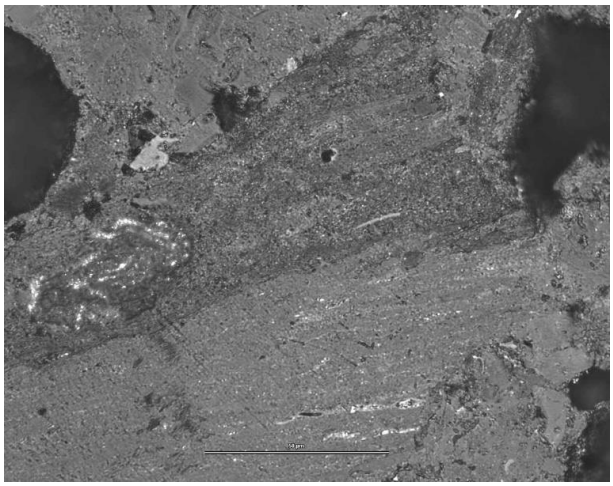


Figure 4. Eliška – telohuminite intergrown with clayey mineralization in the top

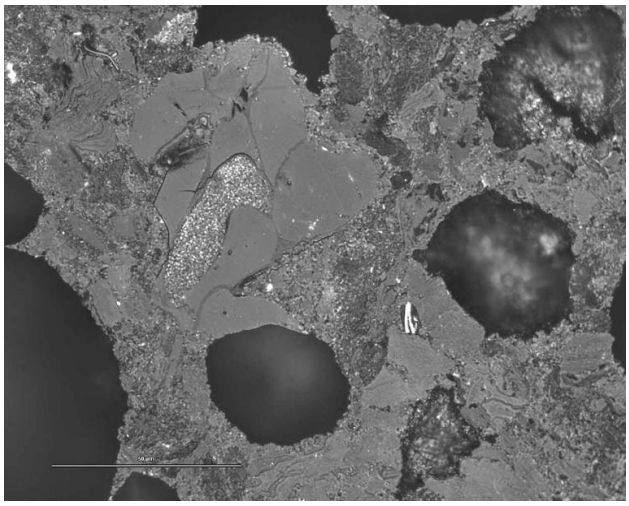


Figure 5. Eliška – gelohuminite

5. Biological leaching methods and results

The own leaching process was conducted in 10-litre air-lift bioreactors which had been modified according to research by Deutsche Montan Technologie GmbH, Essen. Having been sterilized, each bioreactor was filled with 500 g of coal sample of 100% grain size below 0.5 mm and 7 litres of 9K medium free of $FeSO_4$. After one-hour stirring and homogenization of the suspension, 1100 ml of bacterial culture of *Acidithiobacillus ferrooxidans* was added into each reactor. A pre-propagated culture of *Acidithiobacillus ferrooxidans* from the Microbiological Institute in Brno was applied. The concentration of the introduced bacteria participating in the process of bacterial oxidation was 10^9 in 1 ml of bacterial solution. Stirring of the suspension and its simultaneous aeration was ensured by an aquarium pump connected to the air-lift bioreactor. The samples were maintained at room temperature and were not heated in any way. The pH of the environment was measured by a laboratory pH metre WTW pH 330 and during the overall experiment, lasting 28 days, it was maintained at an optimal value between 1.8 and 2.2. It was 10 N H_2SO_4 = 5 mol.l^{-1} H_2SO_4 which was used to modify the pH value. Bacterial leaching lasted for 28 days and its results are in Table 1.

The results of bacterial leaching of Sample imply that 56,32 % of total sulphur, almost 98% of sulphate sulphur and 84% of pyritic sulphur were removed. Only 9% of organic sulphur was removed but it is natural as these bacteria remove organic sulphur only in a minimum manner. To remove pyritic sulphur it would be vital to apply thermophilic bacteria of *Sulfolobulus acidocaldarius*.

Results of bacterial leaching of Sample

Table 1

Sulphur	Prior to leaching [%]	Post leaching [%]	Sulphur removal [%]
S_c	2,77	1,21	56,32
S_s	0,45	0,01	97,78
S_p	1,21	0,19	84,30
S_o	1,11	1,01	9,01

Notes: S_c - total sulphur; S_s - sulphate sulphur; S_p - pyritic sulphur; S_o - organic sulphur

6. Pyrolysis test methods and results

All the pyrolytic tests were conducted in a laboratory pyrolytic unit constructed in the Institute of Rock Structure and Mechanics at the Academy of Sciences of the Czech Republic in Prague. Pyrolysis took place in a quartz reactor (ø 60 mm, length 450 mm) placed in a vertical tube oven controlled by a microprocessor.

6.1. Conditions of pyrolysis

Heating rate: 5 $K \cdot min^{-1}$ up to the final temperature of 900°C. Soaking time: 30 minutes at 900°C. The sample weight was 50 g (grain below 3 mm). Both desulphurized and non-desulphurized brown coal samples from Eliška Mine were used for the pyrolysis tests.

Summarizes the results of pyrolytic tests of desulphurized and non-desulphurized brown coal samples

Table 2

Samples of brown coal from VUHU Most – Eliška Mine					
Experiment No.	coal	feed [g]	coke [g]	liquid products [g]	gas + loss [g]
Sample - Eliska	Sample non-desulphurized coal	100,0	48,1	33,5	18,4
Sample Eliska	Sample desulphurized coal	100,0	50,9	29,9	19,2

The characteristics of the obtained pyrolytic oils were analyzed in the laboratories of the Chemistry Department of VŠB-TU Ostrava.

6.2. Treatment of samples

The samples were measured using the single reflection ATR germanium crystal.

The sample was dripped on an ATR crystal and measured consequently.

The spectra were measured within 4000 – 675 cm^{-1}; 512 scans; resolution of 8 cm^{-1}.

The read spectra were modified as follows:

– removed bands of CO_2 (around 2300 cm^{-1}),
– an ATR correction was made into the form of transmission spectra,
– automatic interlay of the basic line.

6.3. Applied apparatus

FT-IR spectrometer Nicolet NEXUS 470 of ThermoElectron company, USA.

The results of the FTIR analyses for non-desulphurized coal are shown in Figure 6 and for desulphurized coal are in Figure 7.

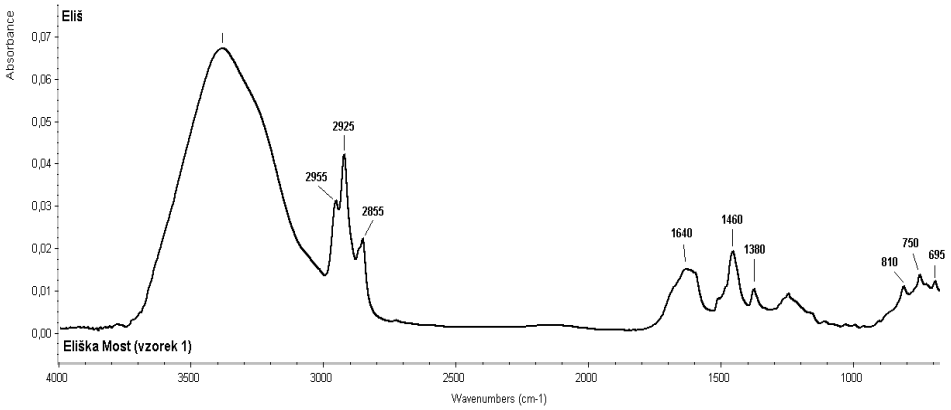


Figure 6. IR spectrum of pyrolytic oil from a non-desulphurized coal sample

The following important bands are apparent in the spectrum:

3400 cm^{-1}	valence vibrations of -OH group of water
2955 cm^{-1}, 2925 cm^{-1}, 2855 cm^{-1}	valence vibrations of group -CH_3 and -CH_2 in aliphatic hydrocarbons
1680 cm^{-1}	valence vibrations of group C = O in unsaturated or aromatic aldehydes and/or ketones
1640 cm^{-1}	deformation vibrations of –OH water group
1600 cm^{-1}	valence vibrations of bond C = C in aromatic hydrocarbons
1460 cm^{-1}, 1380 cm^{-1}	deformation vibrations of group -CH_3 and -CH_2 in aliphatic hydrocarbons
810 cm^{-1}, 750 cm^{-1}, 695 cm^{-1}	out-of-plane deformation vibrations of aromates

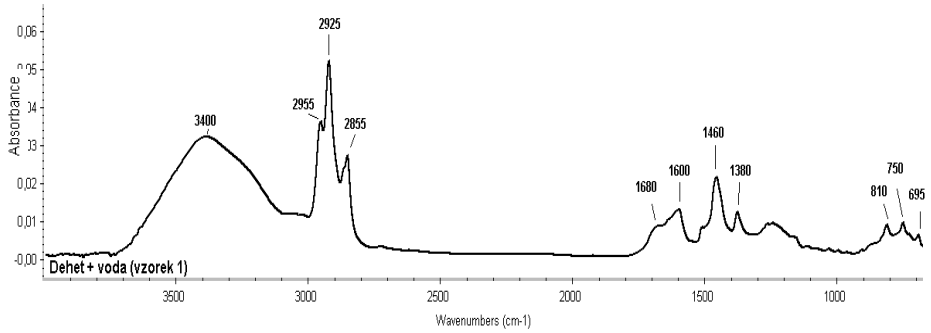


Figure 7. IR spectrum of pyrolytic oil from a desulphurized coal sample

The following important bands are apparent in the spectrum:

3400 cm^{-1}	valence vibrations of -OH group of water
2955 cm^{-1}, 2925 cm^{-1}, 2855 cm^{-1}	valence vibrations of group -CH_3 and -CH_2 in aliphatic hydrocarbons
1680 cm^{-1}	valence vibrations of group C = O in unsaturated or aromatic aldehydes and/or ketones
1640 cm^{-1}	deformation vibrations of –OH water group
1600 cm^{-1}	valence vibrations of bond C = C in aromatic hydrocarbons
1460 cm^{-1}, 1380 cm^{-1}	deformation vibrations of group -CH_3 and -CH_2 in aliphatic hydrocarbons
810 cm^{-1}, 750 cm^{-1}, 695 cm^{-1}	out-of-plane deformation vibrations of aromates

It is apparent from the spectra that all the stated samples are analogous. In the spectra it is possible to see particularly bands of saturated aliphatic hydrocarbons; next, there are bands of aromatic hydrocarbons, carbonylic groups as well as bands of water. In aliphatic hydrocarbons, linear chains dominate over branched ones (the ratio of band intensity 2955 cm^{-1} and 2925 cm^{-1} is significantly shifted in favour of asymmetrical vibrations of groups –CH_2).

7. Flotation test methods and flotation results of black coal slurry from lazy mine

The next chapter presents results of the flotation experiments obtained through an application of pyrolytic oils from non-desulphurized and desulphurized coal samples. The flotation experiments were carried out in the laboratories of the Institute of Environmental Engineering at VŠB-TU Ostrava. In the individual experiments pyrolytic oils as potential collectors were compared with the flotation agent of Montanol 800. Next, experiments were carried out com-

bining various proportions of Montanol 800 and pyrolytic oils. The individual experiments were evaluated as for the ash content in the flotation concentrates where the precondition for good marketability of coal is an ash content below 10%. The second factor was weight yield of the obtained concentrate. The flotation experiments were implemented under the following conditions:

Pulp density	150 g/l
Flotation agent dose (or a dose of flotation agent + pyrolytic oil)	500 g/t
Time of agitation	1 minute
Time of flotation	5 minutes

Table 3 displays the results obtained with so far applied flotation agent Montanol 800. It is clear from the flotation experiment results that the own flotation agent is very effective. However, its selectivity is not very high as the final flotation concentrate contained a substantially high percentage of ash.

Flotation agent Montanol 800, dose 500 g/t

Table 3

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	83,94	16,88
O	16,06	84,35
P	100,00	27,71

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Tables 4 to 8 summarize the flotation experiment results with the pyrolytic oil obtained through pyrolysis of a desulphurized coal sample from the locality of Eliška alone and a range of combinations with the flotation agent Montanol 800.

Pyrolytic oil from a desulphurized sample + Montanol 800, dose 100 + 400 g/t respectively

Table 4

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	89,76	11,47
O	10,24	77,58
P	100,00	18,24

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a desulphurized sample + Montanol 800, dose 200 + 300 g/t respectively

Table 5

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	84,32	11,57
O	15,68	82,63
P	100,00	22,71

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a desulphurized sample + Montanol 800, dose 300 + 200 g/t respectively

Table 6

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	80,49	11,65
O	19,51	80,4
P	100,00	25,06

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a desulphurized sample + Montanol 800, dose 400 + 100 g/t respectively

Table 7

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	30,38	14,09
O	69,62	33,95
P	100,00	27,92

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a desulphurized sample, dose 500 g/t

Table 8

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	28,15	17,3
O	71,85	33,43
P	100,00	28,89

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

The results of the flotation experiments with the pyrolytic oil obtained through pyrolysis of a desulphurized coal sample from Eliška Mine reveal that the flotation results applying this pyrolytic oil are comparable to the flotation results applying the flotation agent Montanol 800. Combining Montanol 800 and the pyrolytic oil from a desulphurized coal sample it was possible to obtain significantly high reductions in ash content in the flotation concentrates. The best result was gained combining 100 g/t of pyrolytic oil and 400 g/t of Montanol 800, where the ash content ranged around 11 % at high yields. Similar results were reached also combining 200 g/t of pyrolytic oil and 300 g/t of Montanol 800. To obtain better concentrate quality reflotation would have to be applied.

7.1. Flotation results using pyrolyzed non-desulphurized brown coal sample from the Eliška locality

Tables 9 to 13 shows flotation results making use of pyrolytic oil obtained through pyrolysis of a non-desulphurized coal sample 1.

It is clear from the obtained results that combining the flotation agent and pyrolytic oils as collectors it is possible to reduce ash content in the flotation concentrates. However, reflotation would have to be applied to obtain well marketable coal concentrate.

Pyrolytic oil from a non-desulphurized sample + Montanol 800, dose 100 + 400 g/t respectively

Table 9

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	84,23	12,55
O	15,77	80,55
P	100,00	23,27

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a non-desulphurized sample + Montanol 800, dose 200 + 300 g/t respectively

Table 10

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	82,46	13,05
O	17,54	79
P	100,00	24,62

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a non-desulphurized sample + Montanol 800, dose 300 + 200 g/t respectively

Table 11

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	71,00	11,18
O	29,00	69,33
P	100,00	28,04

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a non-desulphurized sample + Montanol 800, dose 400 + 100 g/t respectively

Table 12

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	31,36	12,18
O	68,64	28,77
P	100,00	23,57

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

Pyrolytic oil from a non-desulphurized sample, dose 500 g/t

Table 13

Fraction	Yield (%)	Ash content (%)
K	20,41	14,14
O	79,59	36,32
P	100,00	31,79

Notes: K – concentrate, O – tailings, P – feed

8. Conclusion

The objective of the research work was to verify a new technology of brown coal utilization and processing. The new technology combines bacterial leaching, pyrolysis and flotation. The bacterial leaching results reveal that applying the bacteria of *Acidithiobacillus ferrooxidans* it was possible to remove 56% of sulphur from coal after one month of leaching. The analyses results of pyrolytic oils obtained both from desulphurized and non-desulphurized brown coal samples show that the obtained pyrolytic oils are very similar and differ only in water content. The flotation experiment results of testing the individual pyrolytic oils, flotation agent Montanol 800 and their combinations reveal that the best results may be obtained through their combination where the best quality of the flotation concentrates ranged around 11% of ash. The results imply that the pyrolytic oils may substitute a proportion of so far applied and expensive flotation agents. However, reflotation must be applied to obtain well marketable coal concentrates. Still, the results are very encouraging and will be a subject of further research.

References

1. Andrews G.F., Maczuga J.: Bacterial removal of pyrite from coal. Fuel, 1984, vol. 63, pp. 297 – 302.
2. Bedeković G., Fečko P., Riedlová S.: Testing of coal flotability from mine Lazy. Conference Proceedings: 7th Conference on Environment and Mineral Processing VŠB-TU Ostrava, 26.-28.6.2003, pp. 397-402. Ostrava, 2003. ISBN 80-248-0248-1.
3. Bedeković G., Fečko P., Riedlová S., Drobík M.: Testování flotačních sběračů na vzorcích uhlí z dolu Lazy. Sborník: Recyklace odpadů VII, VŠB-TU Ostrava. 10.X.2003, pp. 149-154. Ostrava, 2003. ISBN 80-248-0245-7.
4. Beyer M.: Mikrobielle Entschwefelung von Kohlen. Forschungsbericht, Bergbau-Forschung Essen, 1988.
5. Crozeir R.D.: Flotation - theory, reagents and ore testing. Pergamon Press, 1992. ISBN 0-08-041864-3.
6. Fečko P.: Netradiční způsoby úpravy černouhelných kalů. VŠB-TU Ostrava, 2001. 150 pp. ISBN 80-7078-921-2.
7. Fečko P.: Výzkum optimalizace černého uhlí. Grantový úkol č. 105/98/0836, VŠB-TU Ostrava, 2000
8. Fečko P., Riedlová S., Bedeković G., Šafářová M.: Application of column flotation of coal. XI Balkan Mineral Processing Congress, Faculty of Geology and Mining Tirana, 2005, 22. – 26.5.2005, Durres, pp. 222-228. ISBN 99943-694-6-6.
9. Kmeť S.: Flotácia. Vydavateľstvo Alfa, Bratislava, 1992. 289 pp. ISBN 80-05-00971.

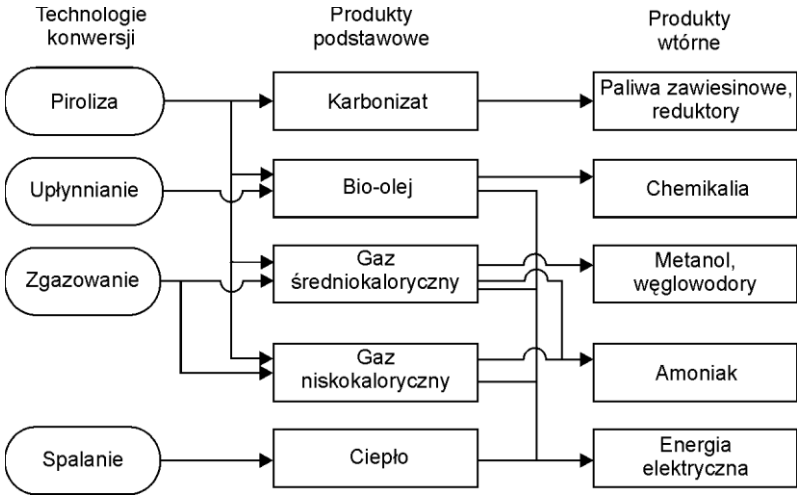
10. Kušnierová M, Fečko P.: Minerálne Biotechnológie I. Ostrava: Vysoká škola báňská, 2002.
11. Laskowski J.: Coal Flotation And Fine Coal Utilization. Elsevier, Amsterdam, 2001. 368 pp. ISBN 0-444-50537-7.
12. Roubíček V., Buchtele J.: Uhlí, zdroje, procesy, užití. Ostrava, Montanex, 2002. 173 pp. ISBN 80-7225-063-9.
13. Roubíček V., Buchtele J.: Chemie uhlí a jeho využití. VŠB-TU, Ostrava 1996. 216 pp. ISBN 80-7078-406-7.
14. Sablik J.: Flotacja węgli kamiennych. GIG Katowice, 1998. pp. 291. ISBN 83-87610-02-X.

Wpływ warunków procesowych na uzysk produktów pirolizy słomy rzepakowej

Krzysztof Słowik, Sławomir Stelmach – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

1. Wprowadzenie

Aktualnie około 81% energii jest w skali światowej wytwarzane z wykorzystaniem paliw kopalnych (węgla, ropy i gazu), około 6% pochodzi z elektrowni jądrowych, a 13% jest generowane z wykorzystaniem odnawialnych źródeł energii [1]. Paliwa kopalne wykorzystywane do produkcji energii są przyczyną emisji wielu zanieczyszczeń do atmosfery, w tym przede wszystkim związków odpowiedzialnych za efekt cieplarniany i związane z nim zmiany klimatu. Ponadto kraje dysponujące ubogimi zasobami paliw kopalnych lub niedysponujące nimi wcale, przy obecnej sytuacji politycznej na świecie są narażone na mniej lub bardziej realne niebezpieczeństwo wystąpienia braku dostaw energii. Wykorzystanie w miejsce paliw kopalnych odnawialnych źródeł energii, pozwala na obniżenie emisji gazów cieplarnianych, jak również zwiększa bezpieczeństwo jej dostaw. Szybkie zwiększenie produkcji energii odnawialnej wymaga z kolei zintensyfikowania energetycznego wykorzystania biomasy, ponieważ istotny wzrost wytwarzania energii wodnej, wiatrowej i fotowoltaicznej nie jest możliwy w krótkim czasie.



Rys.1. Podstawowe metody termochemicznej konwersji biomasy oraz ich produkty [2]

Najpowszechniej stosowanym obecnie procesem energetycznego wykorzystania biomasy jest jej bezpośrednie spalanie lub współspalanie z paliwami kopalnymi. Jednak w ostatnich latach coraz większym zainteresowaniem cieszą się znane od dawna procesy pirolizy i zgazowania biomasy, przede wszystkim drewna, ale również innych jej rodzajów. Na rysunku 1 przedstawiono sche-

matycznie podstawowe metody termochemicznej konwersji biomasy oraz produkty otrzymywane w wyniku ich realizacji [2].

Piroliza jest procesem degradacji (rozkładu) substancji pod wpływem dostatecznie wysokiej temperatury w środowisku beztlenowym [3]. Produkty uzyskane w efekcie pirolizy różnych paliw, są wyłącznie wynikiem termicznej destrukcji wsadu i wtórnych reakcji zachodzących pomiędzy związkami chemicznymi powstałymi w trakcie rozpadu surowca.

Produktami pirolizy substancji organicznych są najczęściej: gaz pirolityczny (zawierający zwykle CO_2, CO, CH_4, C_nH_m, H_2, H_2S, pył i inne śladowe zanieczyszczenia), frakcja ciekła (wodno-smołowo-olejowa) oraz karbonizat (zawierający również składniki nieorganiczne wsadu poddawanego przeróbce). Na skład i uzysk produktów procesu pirolizy wpływa wiele czynników. W pierwszym rzędzie o właściwościach produktów decyduje rodzaj poddanego pirolizie paliwa. Dodatkowo o jakości i ilości powstających produktów decyduje cały szereg parametrów, w tym m.in. rodzaj i konfiguracja reaktora (bardzo szeroki wachlarz możliwych rozwiązań konstrukcyjnych), sposób przygotowania wsadu, rozmiar cząstek, czas przebywania, sposób ogrzewania, temperatura procesu, czy też czas przebywania surowego gazu w strefie pirolizy. Dla przykładu w tabeli 1 przedstawiono typowe uzyski produktów pirolizy drewna dla różnych warunków procesowych pirolizy [4].

Typowe uzyski produktów pirolizy drewna dla różnych sposobów prowadzenia procesu [2]

Tabela 1

Rodzaj pirolizy	**Warunki procesu**	**Uzysk produktów**		
		frakcja ciekła	**karbonizat**	**gaz**
Piroliza szybkościowa	umiarkowana temperatura (550÷700°C), krótki czas przebywania pierwotnych produktów rozkładu w strefie konwersji	75%	12%	13%
Piroliza powolna (karbonizacja)	niska temperatura (<550°C), bardzo długi czas przebywania pierwotnych produktów rozkładu w strefie konwersji	30%	35%	35%

W niniejszym rozdziale przedstawiono wyniki badań pirolizy słomy rzepakowej, przeprowadzonych w analizatorze termograwimetrycznym oraz instalacji laboratoryjnej ze złożem stałym. Celem tych badań było określenie wpływu parametrów procesu na uzyski produktów oraz skład gazu pirolitycznego. Można oszacować, że aktualnie dostępny w Polsce potencjał biopaliwa w po-

staci słomy rzepakowej wynosi ~2 mln Mg/rok. Słoma rzepakowa jest surowcem, który przy odpowiednim podejściu, może być cenionym paliwem odnawialnym. Lokalność jej pozyskiwania może być również zaletą. Odpowiednie jej wykorzystanie może przyczynić się do aktywizacji lokalnego rynku pracy i umożliwić uruchomienie dodatkowej produkcji.

Prezentowane wyniki uzyskano podczas realizacji międzynarodowego programu wykonawczego między Ministrem Nauki i Informatyzacji Rzeczypospolitej Polskiej a Ministrem Edukacji i Nauki Królestwa Hiszpanii o współpracy w dziedzinie nauki i techniki. Badania przeprowadzono w CSIC, Instituto de Carboquimica w Saragossie (Hiszpania).

2. Opis badań

Poddana badaniom słoma rzepakowa (właściwości fizykochemiczne – tabela 2) charakteryzowała się niską zawartością wilgoci w stanie roboczym wynoszącą ok. 11%. Zawartość wilgoci w słomie rzepakowej zmienia się zazwyczaj w zakresie ~10÷25%, lecz w pewnych przypadkach może również osiągać wyższe wartości. Dla energetycznego wykorzystania słomy rzepakowej korzystne jest, aby zawartość wilgoci w słomie nie przekraczała 12%. Wyznaczona zawartość popiołu była również stosunkowo niska (~4,0%), chociaż nieco wyższa niż spotykana zwykle w przypadku biomasy drzewnej (~1÷2%).

Zawartość części lotnych w słomie rzepakowej była wysoka (~81% w stanie suchym-bezpopiołowym), dużo wyższa niż zawartość części lotnych w węglach. Wartość ta świadczy o tym, że podczas pełnego odgazowania słomy w warunkach beztlenowych następuje rozkład termiczny ok. 81% substancji organicznej surowca, a około 19% tej substancji pozostaje w formie karbonizatu.

Badana słoma charakteryzowała się stosunkowo niską zawartością siarki (w stanie suchym - 0,14%), jednak zawartość ta jest nieco wyższa niż zawartość siarki spotykana zwykle w biomasie drzewnej, gdzie zazwyczaj nie przekracza ona poziomu 0,1%. Zawartości węgla, wodoru i azotu określone dla badanego paliwa są typowymi wartościami oznaczanymi dla różnych próbek biomasy. Wyznaczona zawartość chloru była z kolei stosunkowo wysoka, co może stwarzać zagrożenie emisją związków chloru (przede wszystkim HCl oraz dioksyn i furanów), podczas termicznej konwersji słomy rzepakowej.

Określona w badaniach wartość opałowa słomy rzepakowej była typowa dla różnych rodzajów biomasy, a charakterystyczne temperatury topliwości popiołu ze słomy – zbliżone do charakterystycznych temperatur topliwości popiołów z drzew liściastych (np. ze zrębków wierzby energetycznej). Charakterystyczna jest bardzo duża różnica w atmosferze półredukującej pomiędzy temperaturą mięknienia i topnienia popiołu, wynosząca aż 800°C.

Właściwości fizykochemiczne badanej słomy rzepakowej

Tabela 2

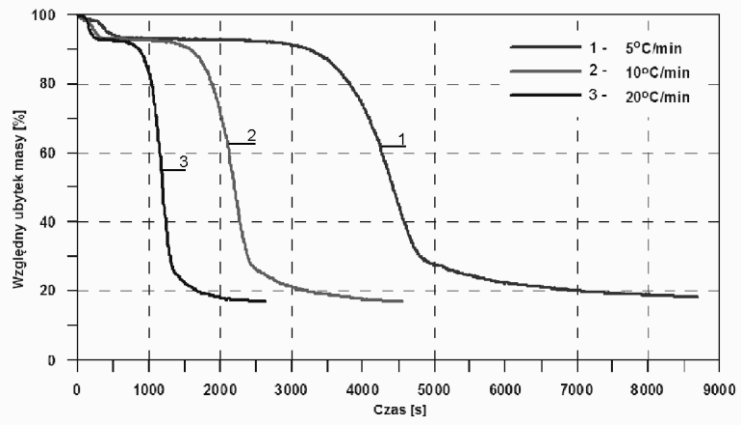
Parametr		Wartość
Zawartość wilgoci całkowitej, W_t^r	[%]	10,9
Zawartość popiołu, A^d	[%]	4,0
Zawartość części lotnych, V^{daf}	[%]	80,89
Zawartość siarki całkowitej, S_t^d	[%]	0,15
Zawartość węgla, C_t^d	[%]	48,3
Zawartość wodoru, H_t^d	[%]	5,58
Zawartość azotu, N^d	[%]	0,38
Zawartość chloru, Cl^d	[%]	0,295
Zawartość fluoru, F^d	[%]	<0,005
Wartość opałowa, Q_i^r	[J/g]	15401
Charakterystyczne temperatury topliwości popiołów:		
atmosfera utleniająca:		
temp. spiekania, $t_{s(O)}$	[°C]	1020
temp. mięknienia, $t_{A(O)}$	[°C]	1350
temp. topnienia, $t_{B(O)}$	[°C]	1520
temp. płynięcia, $t_{C(O)}$	[°C]	1530
atmosfera półredukująca:		
temp. spiekania, $t_{s(Or)}$	[°C]	630
temp. mięknienia, $t_{A(Or)}$	[°C]	730
temp. topnienia, $t_{B(Or)}$	[°C]	1530
temp. płynięcia, $T_{C(Or)}$	[°C]	1540
Analiza ziarnowa:	[%]	
Klasa ziarnowa [mm]		
>3,15		3,8
3,15–2,0		11,0
2,0–1,0		32,5
1,0–0,5		29,9
0,5–0,2		16,7
<0,2		6,1

Źródło: opracowanie własne

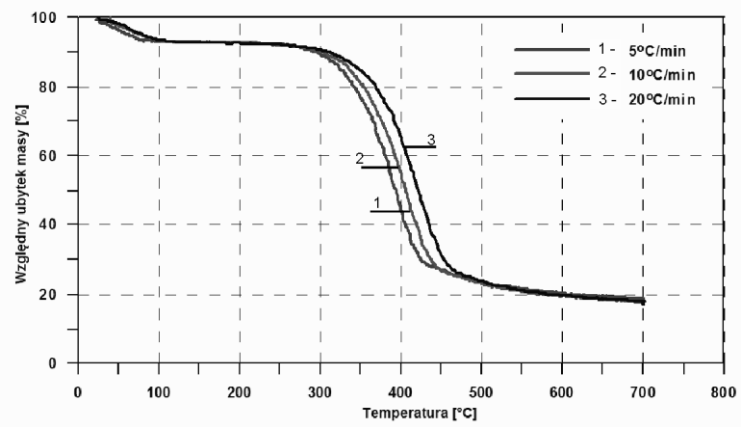
Badania rozkładu termograwimetrycznego słomy rzepakowej zostały wykonane z wykorzystaniem analizatora SETARAM TGDTA-92. Azot wprowadzany do analizatora dla inertyzacji atmosferyprocesu rozdzielany był na dwa strumienie. Pierwszy strumień kierowany był przez głowicę termowagi w celu zabezpieczenia wagi przed wytwarzanymi gazami mogącymi wywołać jej korozję. Natomiast drugi strumień azotu kierowany był bezpośrednio do górnej części pieca termowagi w czasie prowadzenia eksperymentów. Ilość wprowadzanych gazów była kontrolowana za pomocą masowych kontrolerów prze-

pływu firmy Bronkhorst. Rozdrobniona próbka surowca umieszczana była w okrągłym platynowym naczyńku o średnicy 5 mm i wysokości 2 mm. Termowaga była wyposażona w piec elektryczny umożliwiający osiągnięcie temperatury 1750°C sterowanej kontrolerem PID. Urządzenie umożliwiało nastawianie różnych prędkości nagrzewania i chłodzenia, a maksymalny możliwy czas programu to 89 godzin. Przerwanie nastawionego programu po osiągnięciu zadanej temperatury, jak również kontrola nagrzewu odbywała się za pomocą termopary umieszczonej w jak najbliższej odległości od naczyńka z materiałem. Zmiana wartości charakteryzujących testy, takich jak zmiana masy próbki paliwa i temperatura, były w sposób ciągły transmitowane do komputera i zapisywane na dysku twardym. Wszystkie testy pirolizy były wykonywane pod ciśnieniem atmosferycznym, a prędkości nagrzewania wynosiły od 5 do 20°C/min.

Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono wyznaczone dla słomy rzepakowej krzywe rozkładu termograwimetrycznego prowadzonego w atmosferze azotu przy różnych szybkościach nagrzewania próbki.

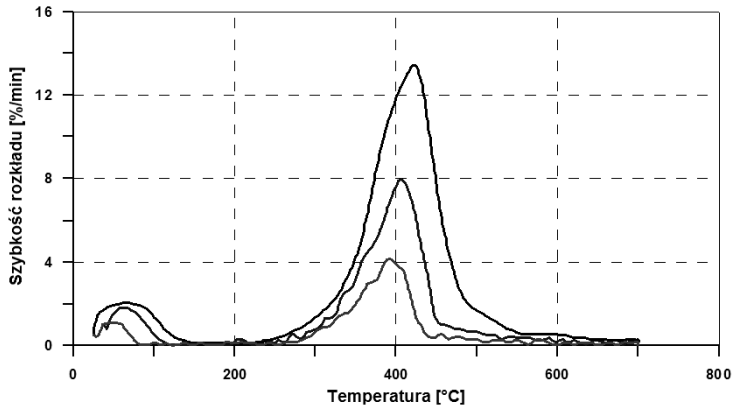


Rys.2. Zmiany masy próbek słomy rzepakowej w funkcji czasu pirolizy



Rys.3. Zmiany masy próbek słomy rzepakowej w funkcji temperatury procesu

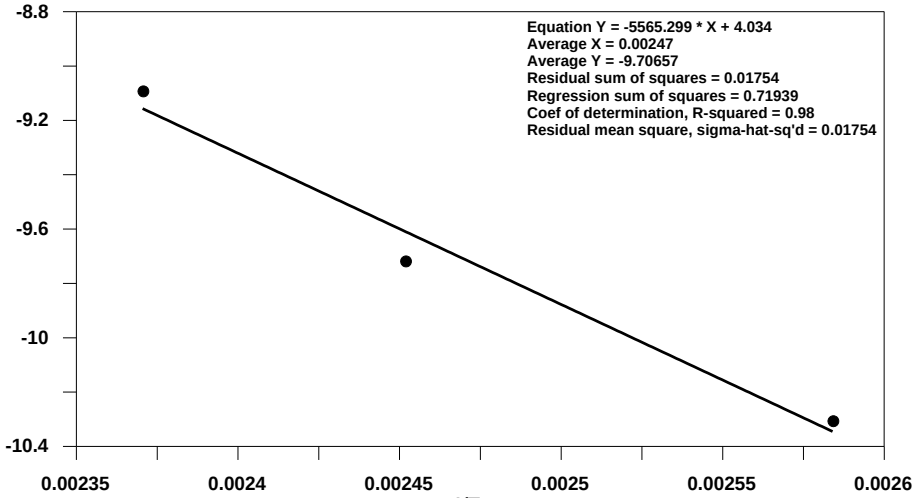
Na rysunku 4 przedstawiono wyznaczone różniczkowe krzywe termicznego rozkładu słomy rzepakowej.



Rys.4. Różniczkowe krzywe rozkładu słomy rzepakowej

Do wyznaczenia parametrów kinetycznych rozkładu termograwimetrycznego słomy rzepakowej wykorzystano metodę ASTM E 698, która zakłada pierwszorzędowy model reakcji rozkładu badanego materiału na poszczególne produkty.

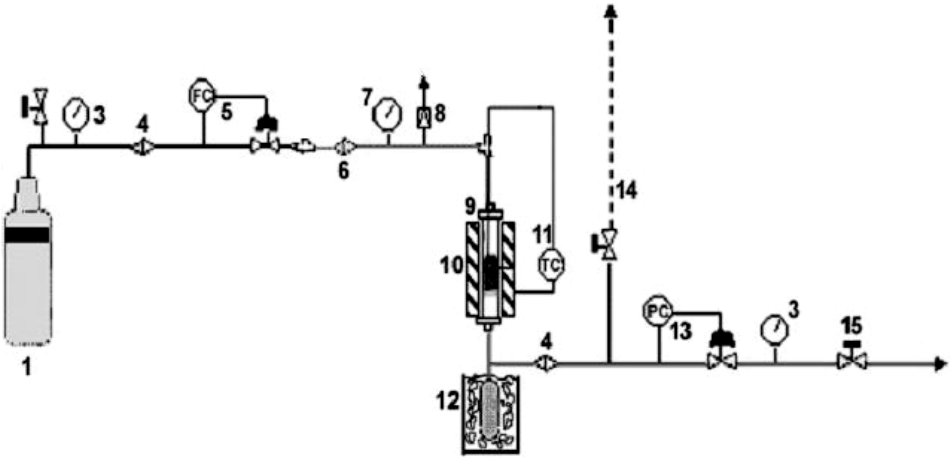
W oparciu o linię prostą przedstawioną na rysunku 5, wyznaczono wartości energii aktywacji i czynnika przedwykładniczego w klasycznym równaniu Arheniusa.



Rys.5. Wykres umożliwiający wyznaczenie czynnika przedwykładniczego i energii aktywacji

Obliczone wartości energii i czynnika przedwykładniczego były następujące: E = 46,3 kJ/mol, A = 314563,7 1/min.

Testy pirolizy słomy rzepakowej przeprowadzono również w instalacji laboratoryjnej wykorzystując reaktor rurowy ze złożem stacjonarnym. Długość reaktora wynosiła 30 cm, a jego średnica 2 cm. Schemat instalacji do pirolizy w reaktorze ze złożem stacjonarnym został przedstawiony na rysunku 6. Testy zostały przeprowadzone w celu oznaczenia rozkładu ilościowego produktów pirolizy (produkty stałe, ciekłe i gazowe). W celu wyznaczenia zależności rozkładu produktów względem temperatury eksperymenty przeprowadzono w różnych temperaturach procesowych – 700, 800, 900°C. Wybrano wysokie temperatury pirolizy ze względu na konieczność maksymalizacji uzysku produktów gazowych.



Rys.6. Schemat instalacji do pirolizy paliw stałych w reaktorze rurowym ze złożem stacjonarnym (Instituto de Carboquímica CSIC, Zaragoza)

Gazem obojętnym stosowanym w celu wytworzenia atmosfery beztlenowej był azot dostarczany z butli (1), a jego przepływ ustalono na 20 cm^3/min. Regulację przepływu prowadzono za pomocą kontrolera przepływu firmy Bronkhorst (5). Słomę rzepakową (około 50 g) umieszczano w reaktorze rurowym (9) i poddawano pirolizie w zadanej temperaturze procesowej. Temperaturę procesu kontrolowano za pomocą termopary (11) umieszczonej w złożu paliwa poddawanego badaniu oraz regulatora PID pozwalającego na precyzyjne i szybkie osiągnięcie zadanej temperatury. Numerem (12) oznaczono chłodnicę gazowych produktów pirolizy, a numerem (14) króciec do poboru próbek gazów poreakcyjnych. Instalacja wyposażona jest dodatkowo w układy filtrujące (4), kontroler ciśnienia (13), zawór bezpieczeństwa oraz układ zaworów pozwalający na kierowanie gazów poreakcyjnych do spalenia w pochodni.

Uzyski produktów podczas eksperymentów pirolizy słomy rzepakowej przeprowadzonych w instalacji laboratoryjnej zestawiono w tabeli 3.

W tabelach 4 i 5 zestawiono wyniki przeliczeń oraz skład próbki gazu pirolitycznego pobieranego w trakcie eksperymentu prowadzonego w temperatu-

rze 900ºC. Gaz pobierano do trzech tedlarów w różnych fazach procesu: 250÷350ºC, 380÷630ºC, 830÷900ºC. Rysunek 7 prezentuje przykładowy chromatogram próbki analizowanej na zawartość CO_2, C_2H_4, C_2H_6, N_2, CH_4 i CO.

Uzyski produktów pirolizy słomy rzepakowej

Tabela 3

T procesu / Produkty	700ºC (1)	700ºC (2)	800ºC	900ºC
% ciekłe	55,60	55,49	56,22	57,26
% stałe	22,62	22,35	20,97	21,27
% gazowe	21,78	22,16	22,81	21,47

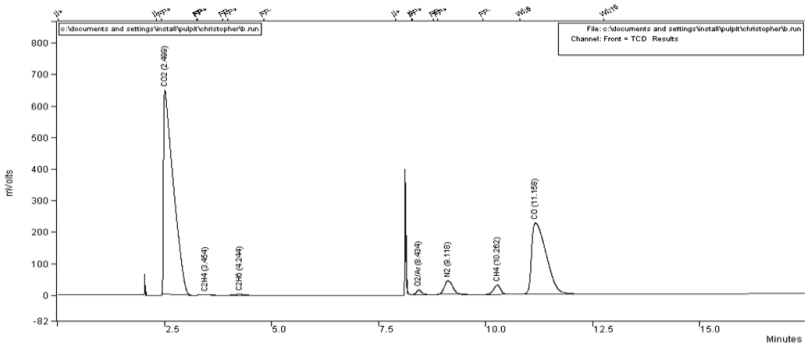
Źródło: opracowanie własne

Wyniki analizy chromatograficznej na zawartość wodoru w próbkach gazów pobranych w trakcie testu pirolizy (900°C) słomy rzepakowej

Tabela 4

	Faza procesu	Numer próbki	Objętość próbki [µl]	Powierzchnia piku	Objętość wodoru [µl]	Zawartość wodoru [%]	Średnia zawartość wodoru [%]
Tedlar 1	250÷350 ºC	1	200	n.o.	n.o.	n.o.	n.o.
		2	200	n.o.	n.o.	n.o.	
		3	200	n.o.	n.o.	n.o.	
Tedlar 2	380÷630 ºC	4	200	400103	22,70	11,35	11,92
		5	200	557510	23,76	11,88	
		6	200	699688	24,70	12,35	
		7	200	620761	24,18	12,09	
Tedlar 3	830÷900 ºC	8	200	7856394	72,50	36,25	32,74
		9	200	5753988	58,46	29,23	

n.o. – nie oznaczono *Źródło: opracowanie własne*



Rys.7. Przykładowy chromatogram próbki gazu pirolitycznego analizowanej na zawartość CO_2, C_2H_4, C_2H_6, N_2, CH_4 i CO

Skład próbki gazu pirolitycznego pobranego w trakcie eksperymentu prowadzonego w temperaturze 900°C

Tabela 5

Składnik	Zawartość [%]		
	Tedlar 1	**Tedlar 2**	**Tedlar 3**
CO_2	46,56	28,50	3,09
C_2H_4	0,16	1,05	0,00
C_2H_6	0,26	2,21	0,12
N_2	6,07	3,59	13,55
CH_4	1,97	15,84	10,61
CO	24,27	18,86	11,50
całkowity udział w próbce [%]	80,74	70,28	39,14

Źródło: opracowanie własne

3. Podsumowanie

Specyficzne właściwości fizykochemiczne biomasy, sezonowość i rozproszony system jej pozyskiwania, problemy z transportem, magazynowaniem i składowaniem sprawiają, że wielkoskalowa produkcja energii bazująca na biomasie jest przedsięwzięciem wyjątkowo skomplikowanym logistycznie i może być ekonomicznie nieopłacalna. Bardziej racjonalną z technicznego i ekonomicznego punktu widzenia wydaje się koncepcja rozwoju rozproszonej energetyki małej mocy. Małoskalowe wytwarzanie energii elektrycznej i ciepła (charakteryzujące się największą sprawnością energetyczną) polegać może na wstępnej pirolizie bądź zgazowaniu biomasy (i ewentualnie różnego rodzaju odpadów) i wykorzystaniu wytworzonego gazu dla produkcji obu wymienionych form energii.

Wykonane badania właściwości fizykochemicznych słomy rzepakowej wykazały, że może ona stanowić dobre biodegradowalne paliwo dla produkcji energii odnawialnej, np. z zastosowaniem procesu pirolizy. Testy rozkładu pirolitycznego słomy rzepakowej pozwoliły stwierdzić, że intensywność wydzielania się części lotnych, a tym samym szybkość ubytku masy paliwa, zwiększa się wraz ze wzrostem szybkości nagrzewania próbki. Wykazano, że końcowa temperatura konwersji pirolitycznej ma niewielki wpływ na uzysk produktów rozkładu. Do temperatury ~500°C następuje praktycznie pełne wydzielenie się części lotnych, co jest cenną wskazówką dla ewentualnej praktycznej realizacji takiego procesu. Stwierdzono również, że zawartość wodoru w gazie pirolitycznym wzrasta wraz z temperaturą konwersji paliwa, a skład uzyskiwanego gazu jest zależny od parametrów operacyjnych procesu.

Przeprowadzone testy pirolizy słomy rzepakowej oraz wyniki analiz otrzymanych produktów pozwalają stwierdzić, że piroliza tego rodzaju biomasy może być interesującym wariantem jej energetycznego wykorzystania.

Literatura

1. 2008 Energy Balance for World – International Energy Agency, http://www.iea.org.
2. Termochemiczne przetwórstwo węgla i biomasy. Praca zbiorowa pod redakcją M. Ściążko i H. Zielińskiego. Wyd. IChPW i IGSMiE PAN, Zabrze-Kraków 2003.
3. Chodkowski J. i inni: Mały Słownik Chemiczny. Wyd III, Wiedza Powszechna, Warszawa 1971.
4. Nadziakiewicz J., Wacławiak K., Stelmach S.: Procesy termiczne utylizacji odpadów. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.

Badania zgazowania mieszanek biomasowo/odpadowych w skali laboratoryjnej

Piotr Babiński, Ryszard Wasielewski – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

1. Wprowadzenie

Przewidywany systematyczny wzrost ilości wytwarzanych w naszym kraju biopaliw (w tym biodiesla), powoduje znaczne zwiększenie produkcji rzepaku, a co za tym idzie wzrost ilości odpadowej biomasy powstającej podczas przeróbki tej rośliny (słomy, makuch i śruty). Aktualnie odpady te są praktycznie niewykorzystywane; słoma rzepakowa pozostawiana jest na polach w charakterze składnika nawożącego i polepszającego strukturę gleby. Ocenia się, że obecnie w naszym kraju powstaje rocznie około 2 mln ton słomy rzepakowej [1]. W stanie naturalnym słoma jest materiałem o cechach, które powodują, iż trudno wykorzystać ją bezpośrednio jako paliwo. Jednym ze sposobów pozwalających na szersze niż dotychczas energetyczne wykorzystanie słomy rzepakowej jest jej wstępne przetworzenie do postaci granulatu. Proces wytwarzania granulatu (peletyzacja) jest wykorzystywany w różnych dziedzinach między innymi w produkcji pasz. Pelety ze słomy rzepakowej cechują się 4-rokrotnie wyższym ciężarem nasypowym (ok. 650 kg/m^3) w stosunku do wyjściowego surowca i są o wiele łatwiejszym operacyjnie materiałem do dalszego przerobu.

Równie ważnym problemem jest zagospodarowanie odpadów, w tym m.in. zużytych opon samochodowych. Pomimo, iż trudno uznać ten rodzaj odpadów za paliwo odnawialne, to jednak należy stwierdzić, że coraz częściej dyskutuje się o zaliczeniu energii wytwarzanej z odpadów do energii odnawialnej, a w niektórych krajach europejskich sytuacja taka ma już nawet miejsce (np. Czechy, Szwajcaria). Ilość powstających rocznie w Polsce zużytych opon szacowana jest na ok. 150÷160 tys. ton. Taka ilość trudnobiodegradowalnych odpadów stanowi jeden z poważniejszych problemów ekologicznych. Zgodnie z Dyrektywą 1999/31/WE w krajach Unii Europejskiej po roku 2004 zostało zabronione składowanie całych opon, a od roku 2006 zabronione jest nawet składowanie opon poddanych rozdrabnianiu [2].

W związku z powyższym istnieje potrzeba opracowania i wdrożenia racjonalnych sposobów wykorzystania zarówno słomy rzepakowej, jak i zużytych opon samochodowych. Jednym z nich może stać się proces zgazowania mieszanek biomasy i odpadów dla produkcji gazu napędzającego silniki gazowe lub mikroturbiny, połączone z agregatami prądotwórczymi. Takie rozwiązanie charakteryzuje się bardzo wysoką sprawnością energetyczną i może być polecane dla energetyki rozproszonej małej mocy opartej o układy kogeneracji (mikrokogeneracji) energii elektrycznej i ciepła.

Zgazowanie jest procesem termochemicznej, oksydacyjnej przemiany paliwa stałego (rzadziej ciekłego) w gazowy nośnik energii (gaz palny). Podczas zgazowania paliw stałych zachodzi cały szereg reakcji chemicznych (zarówno hetero- jak i homogenicznych), wśród których wymienić można reakcje pierwiastkowego węgla z tlenem, parą wodną, czy też dwutlenkiem węgla, w wyniku których uzyskuje się przede wszystkim tlenek węgla i wodór [3].

Zgazowanie węgla jest znane już od ponad dwustu lat, a w skali przemysłowej proces ten realizowany jest praktycznie od ponad wieku [4]. Rozwój technologii zgazowania węgla spowodował również w ostatnich latach zainteresowanie wykorzystaniem innych paliw stałych – biomasy i odpadów – dla produkcji gazu syntezowego i/lub palnego. Zgazowanie uznawane jest za bardzo obiecujący sposób termicznej konwersji biomasy i odpadów. Dotychczas opracowano już wiele różnych technologii zgazowania tych materiałów, jednak znaczna ilość zagadnień związanych ze zgazowaniem biomasy i odpadów wciąż wymaga rozwiązania, a wiele przeszkód – przezwyciężenia, co w efekcie doprowadzić może do większego upowszechnienia się takiego sposobu ich wykorzystania.

Z ekonomicznego punktu widzenia wielkoskalowe technologie zgazowania biomasy i odpadów nie są bardziej atrakcyjne od technologii bezpośredniego spalania tych paliw [5]. Biorąc pod uwagę obecny stan gospodarki odpadami w naszym kraju (praktycznie zupełny brak instalacji termicznej utylizacji odpadów) oraz nieopłacalność transportu biomasy na odległości większe niż ~ 50÷60 km, trudno liczyć na to, iż w najbliższej przyszłości wielkoskalowe zgazowanie odpadów i biomasy zostanie wdrożone w Polsce. Bardziej realne jest rozpowszechnienie małoskalowych układów zgazowania biomasy i odpadów w złożu stałym, np. takich jak zgazowarka EKOD-1 firmy ZAMER w miejscowości Leszno Górne, zgazowująca biomasę oraz odpady garbarskie i tekstylne. Wytworzony w tej instalacji gaz palny spalany jest w kotle, dzięki czemu produkowane jest użyteczne ciepło [6].

Celem prac badawczych podjętych w Instytucie Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrzu było pozyskanie danych dotyczących składu gazu wytwarzanego podczas zgazowywania mieszanek: biomasy (peletów ze słomy rzepakowej) i odpadów (granulatu gumowego ze zużytych opon samochodowych) w złożu stałym, a także zoptymalizowanie parametrów procesowych. Poniżej przedstawiono wybrane rezultaty tych badań.

2. Opis prac badawczych

Przeprowadzono trzy testy zgazowania w reaktorze ze złożem stałym z wykorzystaniem mieszanek granulatu gumowego i peletów ze słomy rzepakowej, przy następujących udziałach masowych składników:

- 75% pelety ze słomy (P), 25% granulat gumowy (G), (75P25G),
- 50% pelety ze słomy (P), 50% granulat gumowy (G), (50P50G),
- 25% pelety ze słomy (P), 75% granulat gumowy (G), (25P75G).

Jako czynnik zgazowujący zastosowano powietrze.

2.1. Charakterystyka materiału badawczego

W badaniach zgazowania wykorzystano granulat gumowy ze zużytych opon samochodowych o uziarnieniu ~1÷3mm zakupiony w firmie ABC Recykling z Krosna Odrzańskiego oraz pelety ze słomy rzepakowej. Pociętą słomę rzepakową speletyzowano w Instytucie Chemicznej Przeróbki Węgla wykorzystując do tego celu granulator z matrycą pierścieniową typu PD-1 o wydajności nominalnej 0,4 do 1,2 Mg/h, wyprodukowany przez Przedsiębiorstwo Produkcyjno-Usługowe Maszyn i Urządzeń Rolniczych TESTMER Warszawa S.A. Granulacja peletów mieściła się w zakresie 5-10 mm. Charakterystykę fizykochemiczną obydwu materiałów poddanych badaniom przedstawiono w tabelach 1-2.

Właściwości fizykochemiczne granulatu gumowego i peletów ze słomy rzepakowej

Tabela 1

Parametr	Wartość	
	Granulat gumowy	**Pelety ze słomy**
Zawartość wilgoci całkowitej, W_t^r [%]	1,3	10,3
Zawartość wilgoci, W^a [%]	0,9	7,2
Zawartość popiołu, A^a [%]	7,8	4,1
Zawartość części lotnych, V^a [%]	62,35	72,56
Zawartość części lotnych, V^{daf} [%]	68,29	81,80
Zawartość siarki całkowitej, S_t^a [%]	1,88	0,17
Zawartość węgla, C_t^a [%]	81,9	44,8
Zawartość wodoru, H_t^a [%]	7,14	5,18
Zawartość azotu, N^a [%]	0,35	0,35
Zawartość chloru, Cl^a [%]	0,065	0,274
Ciepło spalania, Q_s^a [J/g]	36772	17288
Wartość opałowa, Q_i^r [J/g]	35039	15366

Obydwa surowce cechują się dobrymi parametrami energetycznymi: niską zawartością wilgoci i popiołu oraz wysoką wartością opałową. Z przedstawionych w tabeli 1 wyników analiz wyraźnie jednak widać również znaczną różnicę tych parametrów dla obydwu zgazowywanych materiałów. Granulat gumowy posiada ponad dwukrotnie wyższą wartość opałową w stosunku do peletów ze słomy. Granulat gumowy charakteryzuje ponadto wyraźnie mniejsza zawartość wilgoci. Z kolei, pelety ze słomy cechują: korzystniejsza zawartość popiołu i wyższa zawartość części lotnych. Widoczne są również znaczne różnice

w składzie elementarnym (prawie dwukrotnie wyższa zawartość węgla i wielokrotnie większa zawartość siarki w granulacie gumowym w stosunku do peletów ze słomy). Należy także zauważyć, stosunkowo wysoką zawartość siarki w granulacie gumowym, co jest cechą charakterystyczną dla odpadów gumowych.

Skład chemiczny popiołu z granulatu gumowego i peletów ze słomy rzepakowej

Tabela 2

Składnik	Zawartość	
	Granulat gumowy	Pelety ze słomy
SiO_2 [%]	29,70	10,66
Al_2O_3 [%]	1,76	<0,01
Fe_2O_3 [%]	2,20	0,57
CaO [%]	9,26	42,27
MgO [%]	0,77	1,93
Na_2O [%]	0,56	0,78
K_2O [%]	0,72	15,85
P_2O_5 [%]	0,50	4,10
SO_3 [%]	11,65	9,92

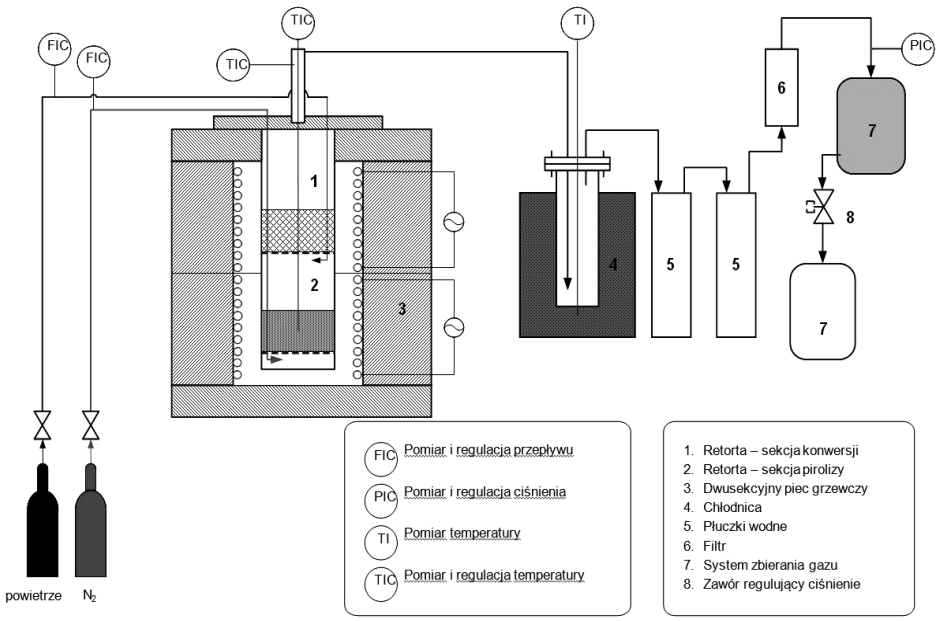
Analizując wyniki badań składu popiołu obydwu zgazowywanych materiałów, należy stwierdzić, że wysoka zawartość CaO w popiele ze słomy może korzystnie wpływać na obniżenie emisji związków siarki do produktów lotnych podczas zgazowania mieszanki biomasa/guma. Natomiast bardzo wysoka zawartość ditlenku potasu w granulacie ze słomy może niekorzystnie wpływać na właściwości żużlujące popiołu powstającego z procesu zgazowania.

2.2. Opis instalacji badawczej

Testy zgazowania przeprowadzono w instalacji badawczej, której schemat zaprezentowano na rysunku 1.

Zgazowanie prowadzono w metalowej retorcie podzielonej na dwie strefy (górną i dolną) z możliwością doprowadzania odpowiednich gazów, w zależności od przyjętych warunków prowadzenia procesu, zarówno do strefy dolnej, jak i górnej. Jako czynnik zgazowujący zastosowano powietrze. Retorta umieszczona jest w piecu z dwoma strefami grzania, z niezależnym sterowaniem przyrostem temperatury w każdej z nich. Termoparą sterującą przyrostem temperatury w piecu może być zarówno termopara umieszczona w piecu, jak i w retorcie, w złożu konwertowanego paliwa. Surowy gaz procesowy przechodzi przez układ kondensacji złożony z chłodnic, w którym następuje kondensacja produktów ciekłych. Czynnikiem chłodzącym jest mieszanina wody z lodem (z dodatkiem soli). W celu oczyszczenia gazu od resztek produktów ciekłych (olejów, wody) przepuszcza się go przez kolumienkę adsorpcyjną wypełnioną selektywną żywicą XAD2 lub watą szklaną. Następnie oczyszczony

gaz zbierany jest w butli wypełnionej solanką. Instalacja badawcza umożliwia również monitoring „on-line" składu chemicznego surowego gazu procesowego za pomocą mikrochromatografii gazowej (Aparat μGC-4900).

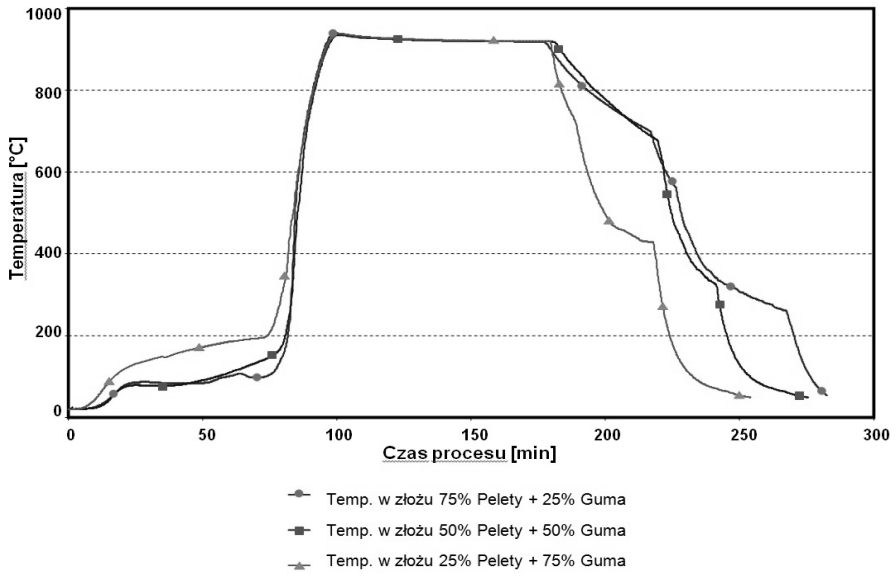


Rys.1. Schemat stanowiska badawczego do pirolizy i zgazowania paliw w złożu stałym

2.3. Przebieg badań

Retortę z odważoną porcją ok. 250 g próbki mieszanki paliwowej umieszczono w piecu oporowym sterowanym przez system regulacji temperatury i połączono z układem kondensacji produktów lotnych. Układ ten umożliwia odbiór produktów ciekłych w sposób ciągły. Następnie ustawiano strumień przepływu powietrza przez retortę na poziomie 0,5 dm^3/min i uruchomiano ogrzewanie elektryczne pieca. Po osiągnięciu w złożu zadanej temperatury (900°C), mieszankę wsadową przetrzymywano w warunkach izotermicznych przez 60 minut, jednocześnie pobierając wydzielające się produkty gazowe do butli magazynującej. Następnie retortę wyciągano z pieca oporowego i chłodzono powietrzem za pomocą wentylatora, przy kontynuacji poboru produktów gazowych do butli. Po schłodzeniu retorty (do temperatury ok. 50°C) wyłączano przepływ powietrza, demontowano i ważono poszczególne elementy układu. Po ustaleniu masy produktu stałego i produktów ciekłych przekazano je do dalszych badań laboratoryjnych w celu określenia właściwości fizykochemicznych.

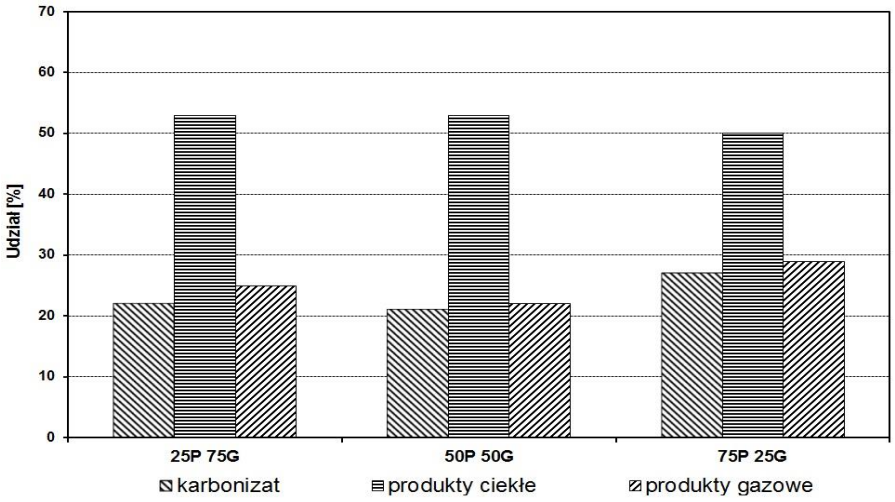
Na rysunku 2 przedstawiono charakterystyki temperaturowe przeprowadzonych testów.



Rys.2. Charakterystyki temperaturowe testów zgazowania mieszanek: pelety ze słomy rzepakowej/granulat gumowy

2.4. Wyniki badań i ich analiza

W wyniku przeprowadzenia procesu zgazowania mieszanek biomasa-guma otrzymano produkty stałe (karbonizat), ciekłe (kondensat i smoła) oraz gazowe. Uzysk poszczególnych produktów dla przeprowadzonych testów przedstawiono na rysunku 3.



Rys.3. Uzysk produktów zgazowania mieszanek: pelety ze słomy rzepakowej (P) – granulat gumowy (G)

Wyznaczone uzyski produktów wskazują na powstawanie w testowanym układzie badawczym znacznych ilości frakcji ciekłych, wydzielonych z surowego gazu (ok. 50% masowych wsadu). Najwyższy uzysk gazu zaobserwowano dla mieszanki zawierającej 25% peletów ze słomy oraz 75% granulatu gumowego. Tak wysoki uzysk frakcji ciekłych skłania do wniosku, że korzystnym rozwiązaniem procesowym byłaby dodatkowa konwersja surowego gazu. Umożliwiłaby ona zmniejszenie w gazie zawartości frakcji olejowo-smołowych, zwiększając jednocześnie zawartość wodoru.

W tabeli 3 zaprezentowano uśrednione wyniki analizy składu gazu zebranego podczas trwania izotermicznej fazy zgazowania testowanych mieszanek paliwowych.

Uśredniony skład gazu z izotermicznej fazy zgazowania mieszanek pelety ze słomy rzepakowej (P)-granulat gumowy (G)

Tabela 3

Składnik	Jednostka	Mieszanka		
		25%P+75%G	50%P+50%G	75%P+25%G
H_2	% v/v	7,40	12,46	8,81
O_2	% v/v	0,34	0,23	0,80
N_2	% v/v	60,79	57,38	59,87
CO	% v/v	26,43	27,54	18,79
CH_4	% v/v	0,98	1,08	1,28
CO_2	% v/v	1,58	0,84	6,51
C_2H_4	% v/v	0,20	0,19	0,33
C_2H_6	% v/v	0,05	0,03	0,04
C_3H_8	% v/v	0,14	0,01	0,00
C_3H_6	% v/v	0,06	0,03	0,02
n-C_4H_{10}	% v/v	0,03	0,01	0,01
C_5H_n	% v/v	0,01	0,00	0,00
H_2S	% v/v	<0,01	<0,01	<0,01
wartość opałowa	MJ/m^3	4,93	5,40	4,18
gęstość	kg/m^3	1,171	1,107	1,188

Jak wynika z danych przedstawionych w tabeli 3 – gaz wytwarzany podczas zgazowania mieszanek peletów ze słomy z granulatem gumowym jest gazem słabym, o wartości opałowej na poziomie ok. 5-5,5 MJ/m^3. Wynika to z tego, że proces zgazowania prowadzono z zastosowaniem powietrza jako czynnika zgazowującego. Powietrze zawiera znaczną ilość azotu, co bezpośrednio wpływa na jego równie wysoką zawartość w wytwarzanym gazie procesowym. Azot nie bierze udziału w reakcjach zgazowania i jest czynnikiem obniżającym wartość opałową gazu procesowego. Gazy procesowe wytwarzane podczas izotermicznej fazy zgazowania zawierały nieduże ilości wodoru (7,4÷12,5% v/v).

Zawierały one ponadto znaczne ilości tlenku węgla CO (18,8÷27,5% v/v) i niewielkie ilości ditlenku węgla CO_2 (1,6÷6,5% v/v), tlenu O_2 (0,3÷0,8% v/v), metanu CH_4 (1÷1,3% v/v) oraz innych niższych węglowodorów. W gazie nie stwierdzono podwyższonych zawartości siarkowodoru, których obecność można byłoby podejrzewać, ze względu na obecność gumy w surowcu do zgazowania. Zwiększenie udziału wysokoenergetycznej frakcji granulatu gumowego z 25 do 75% w surowcu do zgazowania nie wpłynęło w zasadniczy sposób na wzrost wartości opałowej gazu. Zauważalnie wzrosła jedynie w gazie zawartość metanu CH_4 i ditlenku węgla CO_2. Najwyższą wartość opałową posiadał gaz uzyskany ze zgazowania mieszanki o równym udziale masowym słomy i odpadów gumowych. W gazie tym stwierdzono również największą zawartość wodoru. Biorąc pod uwagę zarówno uzyski gazu w kolejnych testach, jak i jego skład należy stwierdzić, że najbardziej optymalnym rozwiązaniem jest zgazowanie mieszanki peletów o równym udziale obydwu składników z zastosowaniem dodatkowej konwersji gazu surowego.

3. Podsumowanie

Przeprowadzone testy wykazały, że powietrzne zgazowanie mieszanek słomy rzepakowej i granulatu gumowego pozwala na wytworzenie słabego gazu palnego, który może być wykorzystany do bezpośredniej produkcji energii po jego doczyszczeniu i ewentualnej konwersji frakcji olejowo-smołowej. Zarówno biomasa odpadowa w postaci słomy rzepakowej, jak i odpady gumowe mogą być interesującym surowcem do zgazowania i zapewnienia nośnika energii dla lokalnych instalacji energetycznych małej mocy.

Literatura

1. Kurzyńska K.: „Aktualna sytuacja na rynku rzepaku”, Krajowe Zrzeszenie Producentów Rzepaku, 2011
2. Latkowska B., Fitko H., Wasielewski R., Słowik K.: „Waste Tyres Pyrolysis and Co-Combustion Analysis”, Polish Journal of Environmental Studies, vol. 6: Series of Monographs, HARD, 2009, str. 81-97
3. Stelmach S., Wasielewski R.: „Wybrane aspekty zgazowania odpadów”, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych w aspekcie zrównoważonego rozwoju, Praca zbiorowa, wyd. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice, 2009, s. 89-100
4. Stelmach S., Wasielewski R., Figa J.: „Zgazowanie biomasy – Przykłady nowych technologii”, Archiwum Gospodarki Odpadami, 7, 2008, s. 9-20
5. K.H. van Heck: Technical status and new developments of coal gasification processes. Carbon and coal gasification. NATO ASI Series, Series E: Applied Sciences – No. 105, 403÷420,
6. Dreszer K., Wasielewski R.: „Odpady z przesiewania kompostu jako surowiec do zgazowania”, Recykling, 5, 2008, s.38-39

ROZDZIAŁ 6

OCHRONA ŚRODOWISKA – MONITOROWANIE CZYNNIKÓW, ELIMINACJA I ZAPOBIEGANIE ZAGROŻENIOM

Nowoczesny system przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzowych

Marek Jedziniak – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Walenty Frydel** – WIROMAG

1. Wstęp

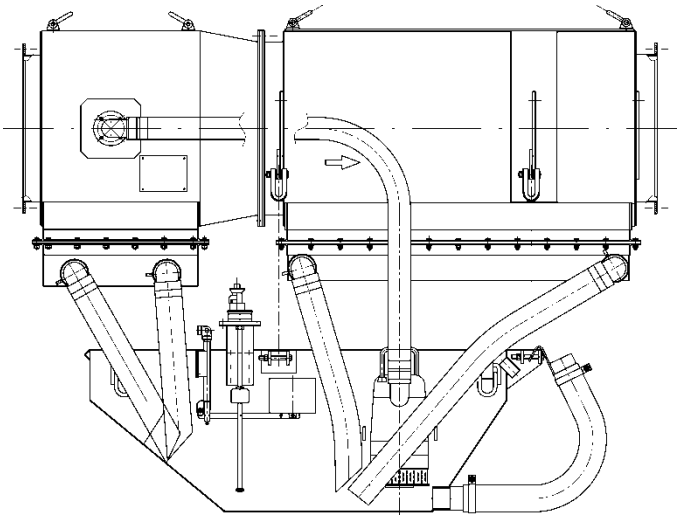
Urządzenia odpylające i lutnie wirowe są stosowane od szeregu lat w kopalniach węgla kamiennego do przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzowych. Zgodnie z obowiązującymi przepisami ich obecność w wyrobisku korytarzowym drążonym kombajnem jest obowiązkowa [1]. Urządzenia wprowadzone na rynek we wcześniejszych latach odpowiadają wymaganiom stawianym przez przepisy, zarówno w aspekcie spełnienia wymagań dotyczących wentylacji, jak i jakości powietrza oraz wymagań formalnych, obejmujących urządzenia pracujące w podziemiach kopalń. Instytut Techniki Górniczej KOMAG stale realizuje prace badawczo-rozwojowe nad ich doskonaleniem w celu poprawy niezawodności działania systemu przewietrzania i odpylania wyrobisk oraz zapewnienia odpowiednich warunków bezpieczeństwa.

Przykładem prowadzonych prac badawczo-rozwojowych jest realizowany od stycznia 2010 roku projekt celowy, którego zleceniodawcą jest producent urządzeń odpylających i wentylacyjnych – Przedsiębiorstwo Wielobranżowe Wiromag Sp. z o. o. z Dobrego Miasta. KOMAG jest wykonawcą zadań w fazie badawczo-rozwojowej. Projekt jest realizowany na podstawie trójstronnej umowy, zawartej z Federacją Stowarzyszeń Naukowo – Technicznych NOT, dofinansowującą zadania badawcze.

2. Urządzenie odpylające typu UO

W ramach projektu opracowano nową konstrukcję urządzenia odpylającego typu UO-630 (rys. 1.).

Projektując nowe urządzenie wzięto pod uwagę przede wszystkim uwagi zgłaszane przez użytkowników odpylaczy, które w większości dotyczyły znacznych gabarytów urządzenia [2], jak również zapewnienie prawidłowości jego działania w różnych warunkach pracy [3]. W nowej konstrukcji zrezygnowano z dwóch odkraplaczy, wprowadzając w ich miejsce jeden odkraplacz o zwiększonej długości. Analogicznie dwa zbiorniki wodne, umieszczane do tej pory po obu stronach urządzenia i połączone przewodami wyrównawczymi, zastąpiono jednym zbiornikiem o zwiększonej pojemności. Dodatkowo zmieniono kształt zbiornika – nie jest on już prostopadłościenny, ale trapezowy, dzięki czemu ułatwione jest jego przemieszczanie po spągu.



Rys.1. Urządzenie odpylające UO-630-1 [KOMAG]

W wyniku realizacji projektu producent wdraża na rynku dwie jednostki: UO-630-1, o średnicy nominalnej 630 mm oraz UO-630-2, o średnicy nominalnej 800 mm. Parametry tych urządzeń przedstawiono w tabeli 1.

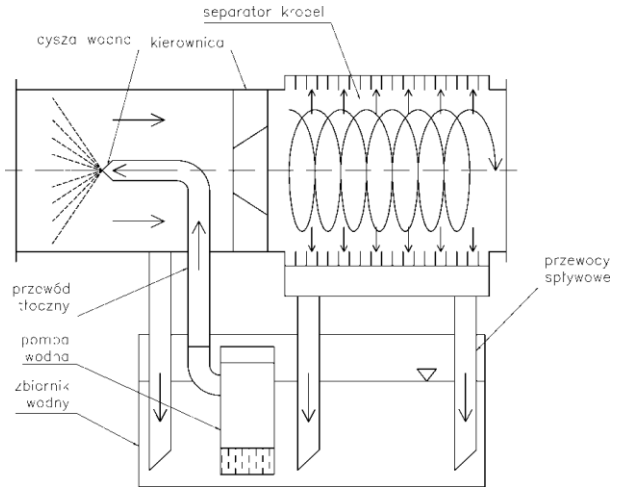
Parametry urządzeń odpylających UO-630

Tabela 1

Parametr	UO-630-1	UO-630-2
Średnica nominalna komory zraszania i odkraplacza	630 mm	800 mm
Zakres wydajności:	200-400 m^3/min	250-450 m^3/min
Zużycie wody:	1 – 10 dm^3/min	1 – 10 dm^3/min
Szerokość odpylacza:	ok. 1100 mm	ok. 1140 mm
Wysokość odpylacza:	ok. 1100 mm	ok. 1225 mm
Długość całkowita (bez wyposażenia dod.)	2743 mm	2743 mm
Masa całkowita	ok. 1105 kg	ok. 864 kg
Skuteczność odpylania*	98,4 %	98,4 %
Opory przepływu przy wydajności 300m3/min	ok. 1500 Pa	ok. 1420 Pa
Pompa P-1BA-Ex (lub P-1BA):		
- Nominalne napięcie zasilania:	UN = 500 V (400 V)	
- Moc silnika pompy:	N = 2,2 kW	
Typ czujnika poziomu cieczy:	CP-2d/1-b lub a	

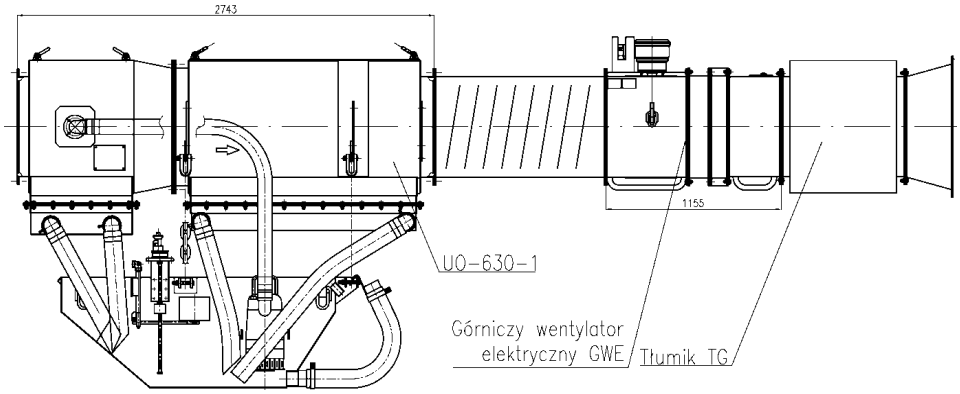
Zasadę działania urządzenia oparto o mokry mechanizm odpylania. Zanieczyszczone pyłem powietrze wpływa do komory zraszania urządzenia, gdzie następuje kontakt cząstek pyłu z kroplami wody wydostającymi się z dyszy wodnej, tworzącymi kurtynę wodną (rys. 3). Cząstki pyłu łączą się z kroplami wody i trójfazowa mieszanina przepływa następnie do kierownicy, gdzie cały

strumień ulega silnemu zawirowaniu. Powoduje to powstanie siły odśrodkowej, która działając na krople wody zawierające pył, odrzuca je promieniowo w kierunku ścianek urządzenia. Krople te są zatrzymywane pomiędzy żebrami umieszczonymi przy ściankach odkraplacza, skąd woda spływa grawitacyjnie do zbiornika wodnego, zaś oczyszczone powietrze opuszcza urządzenie przekrojem wylotowym odkraplacza. Obieg wody (rys. 2) w urządzeniu jest zamknięty i wymuszany przez zainstalowaną w zbiorniku pompę. Przepływ powietrza przez urządzenie jest wywoływany wentylatorem lutniowym, który może być zainstalowany zarówno po stronie wylotowej urządzenia (w układzie ssącym – rys. 4), jak i po stronie wlotowej (w układzie tłoczącym – rys. 5).

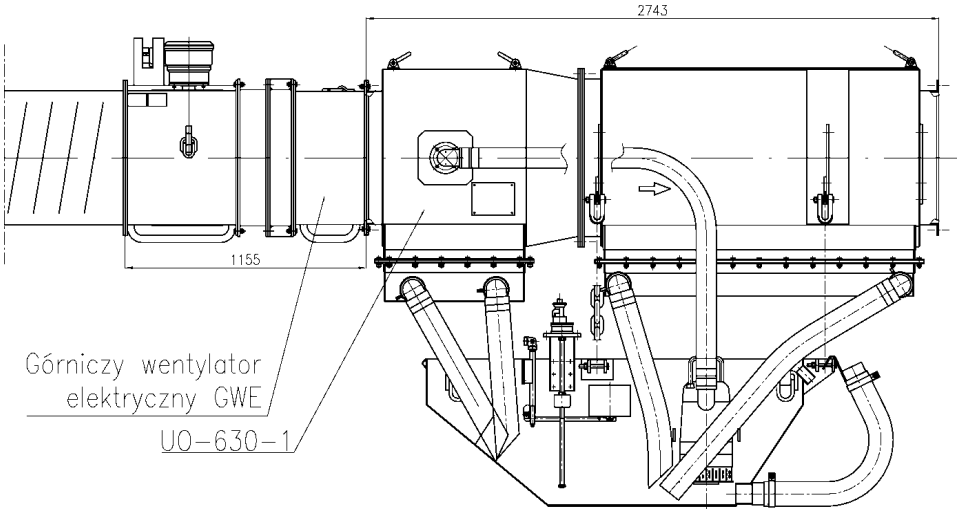


Rys.2. Schemat obiegu wodnego w urządzeniu odpylającym [KOMAG]

Rys.3. Kurtyna wodna wytwarzana przez dyszę wodną w urządzeniu odpylającym [KOMAG]



Rys.4. Przykład współpracy urządzenia odpylającego UO-630-1 z wentylatorem lutniowym typu GWE w układzie ssącym [KOMAG]

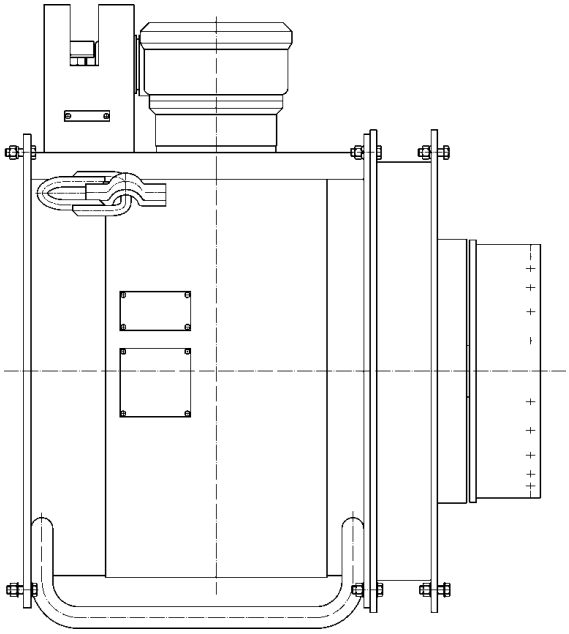


Rys.5. Przykład współpracy urządzenia odpylającego UO-630-1 z wentylatorem lutniowym typu GWE w układzie tłoczącym [KOMAG]

Urządzenie odpylające zaprojektowano i badano dwufazowo – w pierwszej kolejności zaprojektowano i wykonano model urządzenia, w którym badano proces odpylania w aspekcie całkowitej skuteczności odpylania i ogólnej funkcjonalności, w tym przede wszystkim skuteczności zatrzymywania wody i wydajności układu wodnego. Następnie zaprojektowano i wykonano prototyp urządzenia, który poddano końcowym badaniom efektywności działania. Wyniki badań wykorzystano w procesie certyfikacji urządzenia.

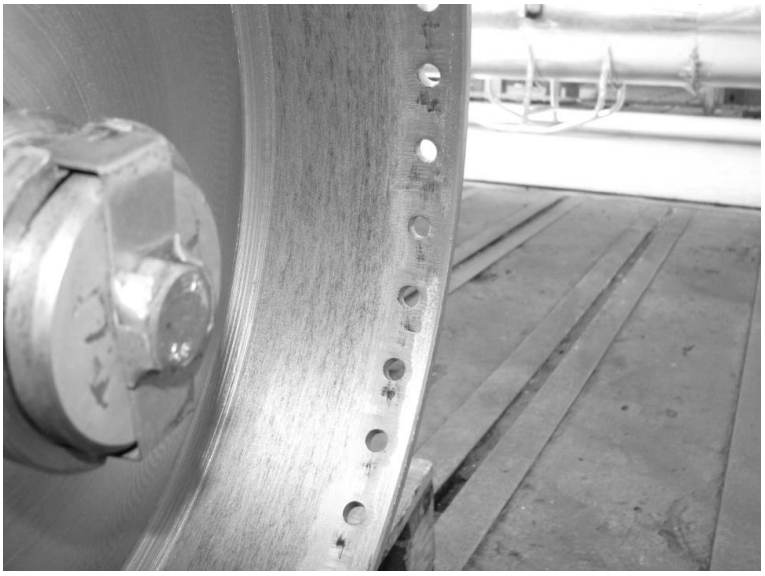
3. Dysza wirowa

Wraz z konstrukcją urządzenia odpylającego opracowano model i prototyp dyszy wirowej (rys. 6).



Rys.6. Dysza wirowa [KOMAG]

Dysza wirowa jest w rozumieniu dyrektywy maszynowej maszyną nieukończoną i może być stosowana wyłącznie po przyłączeniu do komory zraszania urządzenia odpylającego typu UO. Dysza wirowa posiada wirnik w kształcie walcowym, osadzony na wale silnika elektrycznego. Pobocznica wirnika wyposażona jest na całym obwodzie w otwory (rys. 7).



Rys.7. Wirnik dyszy wirowej [KOMAG]

W czasie pracy dyszy do wnętrza wirnika wtryskiwana jest woda z przewodu tłocznego poprzez rozdzielacz. Na skutek obrotu wirnika krople wody migrują w kierunku pobocznicy i wydostaje się przez otwory umieszczone na obwodzie. Dzięki sile odśrodkowej krople wody opuszczające wirnik mają wystarczająco dużą energię kinetyczną, przez co wnikanie pyłu do ich wnętrza jest znacząco ułatwione. Zastosowanie dyszy wirowej w istotny sposób podnosi całkowitą skuteczność odpylania urządzenia odpylającego.

4. Badania urządzenia odpylającego

Proces odpylania realizowany w modelu urządzenia odpylającego oraz prawidłowość działania całej konstrukcji urządzenia zweryfikowano na stanowisku badawczym w KOMAG-u. Badania obejmowały:

- sprawdzenie funkcjonalności poszczególnych jednostek i ich podzespołów,
- określenie skuteczności odpylania.

Na podstawie wyników badań stwierdzono, że wszystkie podzespoły modelu i prototypu urządzenia funkcjonują prawidłowo, w szczególności:

- konstrukcja umożliwia zastosowanie urządzenia w procesie odpylania ślepych wyrobisk korytarzowych, drążonych kombajnami chodnikowymi, w systemach wentylacji kombinowanej lub ssącej,
- urządzenie odpylające uzyskuje najwyższe skuteczności odpylania przy pracy z dyszą stałą, której szczelina ma szerokość 1 mm,
- podwyższenie skuteczności odpylania jest możliwe przy zastosowaniu dyszy wirowej,
- stopień zatrzymywania wody w układzie okraplającym jest wystarczający – na wylocie z urządzenia nie pojawiają się widoczne krople wody lub mgła wodna.

Wyniki badań, odniesione do urządzeń odpylających UO-630-1 oraz UO-630-2, przedstawia tabela 2.

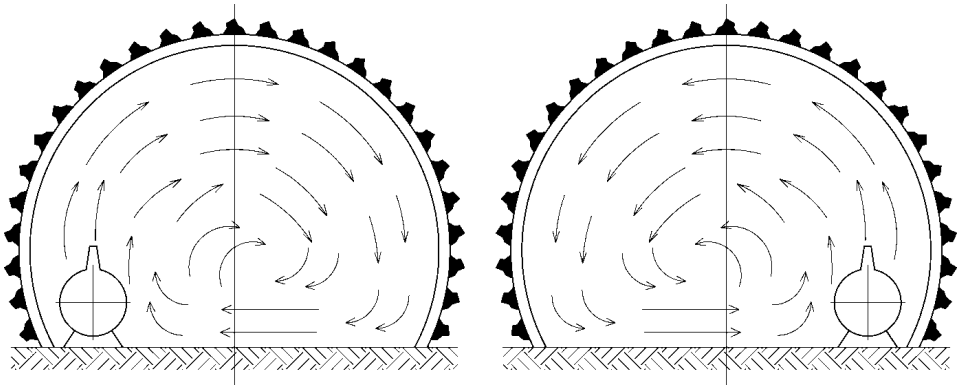
Wyniki badan urządzeń odpylających UO-630

Tabela 2

Urządzenie	Wariant pracy	Wydajność [m3/min]	Skuteczność odpylania [%]
UO-630-1	Dysza stała s=1 mm	299,5	97,8
UO-630-1	Dysza wirowa z rozdzielaczem wody 10x∅8	299,1	99,5
UO-630-2	Dysza stała s=1 mm	409,3	98,4
UO-630-2	Dysza wirowa z rozdzielaczem wody 10x∅8	406,0	99,5

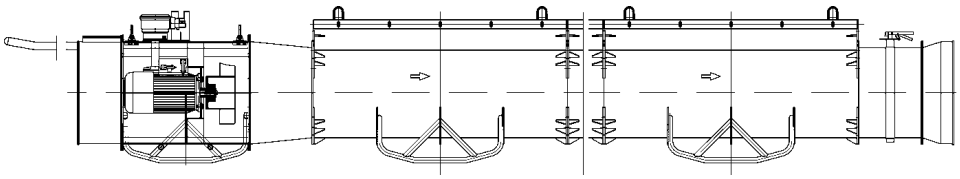
5. Lutnia wirowa

Lutnie wirowe są urządzeniami współpracującymi z urządzeniami odpylającymi w systemach wentylacji kombinowanej ślepych wyrobisk korytarzowych [4]. Ich zadaniem jest właściwe ukształtowanie strumienia świeżego powietrza dostarczanego lutniociągiem tłocznym do wyrobiska, podczas urabiania tak, aby powietrze omywało cały przekrój chodnika, w szczególności strefę przystropową, w której może gromadzić się lżejszy od powietrza metan (rys. 8).



Rys.8. Schemat obiegu powietrza w wyrobisku chodnikowym z lutnią wirową [KOMAG]

Lutnia wirowa składa się z zasobnika lutni elastycznej, zespołu napędowego, pięciu segmentów lutni wyposażonych w szczelinę wylotową oraz (opcjonalnie) w zespół klapy ręcznej. Budowę lutni wirowej przedstawiono na rys. 9.



Rys.9. Budowa lutni wirowej [KOMAG]

Powietrze tłoczone do wyrobiska przepływa przez zasobnik lutni elastycznej, a następnie wpływa do zespołu napędowego. Jeżeli kombajn chodnikowy jest wyłączony, wyłączony jest również zespół napędowy lutni wirowej, przez co powietrze płynie dalej osiowo do segmentów lutni i wypływa przez ostatni segment – tak jak w przypadku klasycznego lutniociągu tłocznego, nie wyposażonego w lutnię wirową.

W momencie uruchomienia kombajnu, uruchamiany jest również silnik zespołu napędowego lutni wirowej, który napędza osadzony na jego czopie wirnik. Wirnik ten wywołuje silne zawirowanie strumienia powietrza, które następnie wpływa do segmentów lutni i na skutek działania wiru wypływa przez

szczelinę wylotową. Dzięki temu strumień powietrza w chodniku przemieszcza się ruchem wirowo-tłokowym w kierunku przodka, przewietrzając efektywnie cały przekrój poprzeczny wyrobiska, a z drugiej strony zapobiega niekontrolowanemu rozprzestrzenianiu się chmury pyłu powstającej wokół organu urabiającego (całe zapylone powietrze jest zasysane poprzez układ ssawny do urządzenia odpylającego).

Lutnia wyposażona jest, po stronie wlotowej, w zasobnik lutni elastycznej, pozwalający zgromadzić ok. 15 m lutni elastycznej. Wraz z postępem przodka lutnia jest przesuwana. Zgromadzony w zasobniku zapas lutni elastycznych jest wówczas rozwijany, co zapobiega konieczności każdorazowego rozbudowywania lutniociągu tłocznego o kolejne segmenty – czynność tę wykonuje się dopiero po rozwinięciu całości lutni elastycznych z zasobnika.

Opcjonalnie lutnia wirowa może być wyposażona w zespół klapy sterowanej ręcznie, którą montuje się na wylocie z ostatniego segmentu lutni. W stanach awaryjnych (usterka, wymontowanie, odłączenie) zespołu napędowego zamknięcie klapy ręcznej (rys. 10) odcina wypływ powietrza przez wylot z ostatniego segmentu i wymusza wydostawanie się powietrza wyłącznie szczeliną wylotową. Dzięki temu w przypadku braku możliwości uruchomienia zespołu napędowego możliwe jest uzyskanie prawidłowego obiegu powietrza.

Rys.10. Lutnia wirowa z zamkniętą klapą ręczną [KOMAG]

W ramach prac wdrożeniowych projektu producent wdrożył na rynku dwa modele lutni wirowych; WIR-700 i WIR-800. Liczba w nazwie lutni odpowiada średnicy jej segmentów. Obie lutnie współpracują z zespołem napędowym ZN-800 i są przystosowane do współpracy z lutniociągami tłocznymi o średnicach

lutni 800, 1000 i 1200 mm, dzięki możliwości zastosowania różnych zasobników lutni elastycznych.

W tabeli 3 przedstawiono najważniejsze parametry techniczne lutni wirowych.

Parametry techniczne lutni wirowych WIR

Tabela 3

Parametr	WIR-700	WIR-800
Zakres wydajności powietrza	250-600 m^3/min	300-800 m^3/min
Długość szczeliny wylotowej	10 m	
Zakres regulacji szerokości szczeliny wylotowej	od 40 do 80 mm	
Średnica segmentu lutni wirowej oraz klapy (wyposażenie dodatkowe)	700 mm	800 mm
Średnica lutni elastycznej na wlocie	800 mm – wykonanie 1 1000 mm – wykonanie 2 1200 mm – wykonanie 3	
Masa lutni wirowej bez wyposażenia dodatkowego	1345 kg – wykonanie 1 1408 kg – wykonanie 2 1467 kg – wykonanie 3	1484 kg – wykonanie 1 1493 kg – wykonanie 2 1548 kg – wykonanie 3
Masa lutni wirowej z wyposażeniem dodatkowym	1402 kg – wykonanie 1 1465 kg – wykonanie 2 1524 kg – wykonanie 3	1551 kg – wykonanie 1 1560 kg – wykonanie 2 1616 kg – wykonanie 3
Typ zespołu napędowego	ZN-800	
Typ silnika elektrycznego zespołu napędowego	dSOKg 160L2-E prod. Celma Cantoni Group Cieszyn	
Moc znamionowa silnika elektrycznego zespołu napędowego	18,5 kW	
Napięcie znamionowe silnika elektrycznego zespołu napędowego	500 V	

6. Badania lutni wirowej

Badania lutni wirowej (rys. 11) przeprowadzono w dwóch etapach. Najpierw badano proces zawirowania powietrza w modelu lutni, a następnie badano funkcjonalność prototypu lutni. Badania pozwoliły na:

- określenie funkcjonalności działania lutni wirowej ze szczeliną centralną,
- wykonanie regulacji szczeliny wylotowej lutni,
- określenie wydajności powietrza przepływającego przez lutnię,
- określenie rozkładu prędkości wylotowej powietrza wzdłuż szczeliny lutni wirowej,
- określenie zmiany temperatury powietrza w czasie przepływu przez lutnię wirową.

Rys.11. Model lutni wirowej na stanowisku badawczym [KOMAG]

W wyniku badań stwierdzono poprawność działania lutni wirowej w następujących trybach pracy:

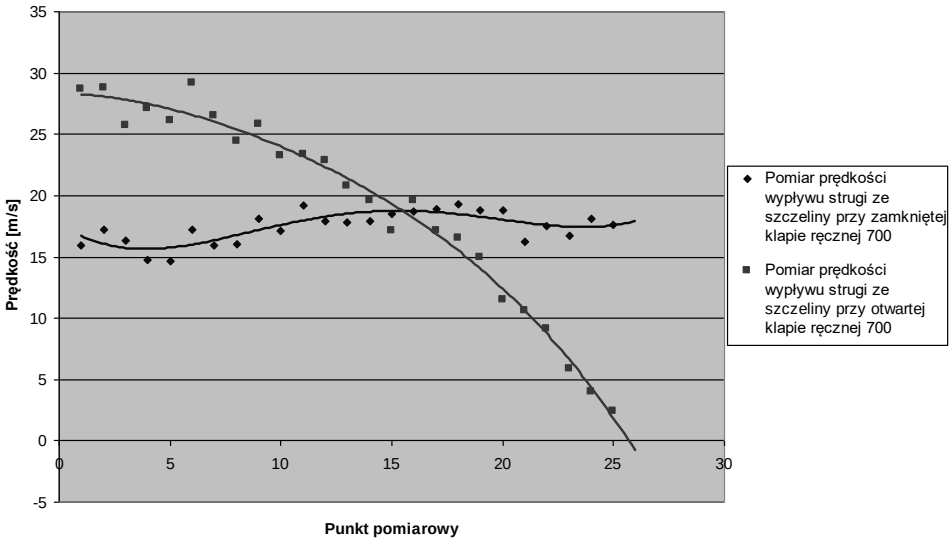
- tryb osiowego przepływu powietrza, z otwartą klapą ręczną i wyłączonym zespołem napędowym,
- tryb szczelinowego wypływu powietrza, wymuszanego przez pracę zespołu napędowego,
- tryb szczelinowego wypływu powietrza, wymuszanego przez zamknięcie klapy ręcznej.

Przeprowadzono regulację szczeliny wylotowej lutni, uzyskując dla lutni o średnicy 700 mm rozkłady prędkości powietrza przedstawione na rysunku 12.

Uzyskane krzywe świadczą o prawidłowym przepływie powietrza, który jest równomierny wzdłuż całej szczeliny lutni, bądź występuje przewaga strumienia powietrza w początkowej części szczeliny lutni, co jest korzystne z uwagi na efektywne przewietrzanie znajdującej się przed lutnią strefy zazębienia.

Nowym aspektem badań lutni wirowej było regulowanie zmian temperatury powietrza w czasie przepływu przez lutnię. Moc elektryczna silnika ulega przemianie w energię cieplną powodując wzrost temperatury powietrza. Aby

zapobiec temu niekorzystnemu zjawisku, lutnię wyposażono w dyszę, rozpylającą wodę w początkowej części lutni, za zespołem napędowym. W ten sposób, jak wskazują wyniki badań, temperatura powietrza nie tylko nie podniosła się, ale obserwowano nawet niewielkie obniżenie temperatury powietrza.



Rys.12. Rozkład prędkości wylotowych powietrza wzdłuż szczeliny lutni wirowej WIR-700 [KOMAG]

7. Certyfikacja systemu

Podczas fazy wdrożeniowej projektu producent złożył w jednostce notyfikowanej dokumentacje urządzeń odpylających, dysz wirowych oraz lutni wirowych w celu uzyskania certyfikatów zgodności z dyrektywą maszynową i dyrektywą ATEX. Dokumentacja obejmowała część konstrukcyjną (rysunki zestawieniowe, rysunki zespołów i części oraz wykazy), jak również instrukcje obsługi, warunki techniczne, analizy ryzyka, wykazy zastosowanych norm oraz dokumenty potwierdzające jakość produkcji i powtarzalność procesów produkcyjnych producenta.

Należy podkreślić, że urządzenia odpylające UO-630-1, UO-630-2 oraz lutnie wirowe WIR-700 i WIR-800 są pierwszymi urządzeniami systemów wentylacyjnych i odpylających, które spełniają wymagania nowych, wyszczególnionych poniżej norm [5, 6]:

– PN-G-52002:2009 Urządzenia odpylające w górnictwie podziemnym – Wymagania i badania,
– prPN-G-43042 Lutnie wirowe w górnictwie podziemnym – Wymagania i badania.

Wspomniane urządzenia były badane zgodnie z zakresami badań przedstawionymi w tych normach, a uzyskane wyniki badań potwierdzają spełnienie wszystkich wymagań, które są w nich stawiane. W szczególności dotyczy to:

– uzyskania odpowiedniej skuteczności odpylania urządzeń odpylających (min. 99%),
– zastosowania odpowiednich materiałów i zabezpieczeń konstrukcyjnych, np. przed krzesaniem iskier mechanicznych,
– ergonomii,
– zgodności z wymaganiami bezpieczeństwa.

8. Podsumowanie

W wyniku realizacji projektu celowego, Przedsiębiorstwo Wielobranżowe Wiromag wprowadza na rynek innowacyjne maszyny:

– urządzenie odpylające UO-630-1,
– urządzenie odpylające UO-630-2,
– lutnię wirową WIR-700,
– lutnię wirową WIR-800,

oraz maszyny nieukończone, przeznaczone do współpracy z ww. urządzeniami odpylającymi:

– dyszę wirową DW/630,
– dyszę wirową DW/800.

Do wszystkich wymienionych urządzeń oferowane są również elementy wyposażenia dodatkowego, pozwalające na ich zastosowanie w różnych warunkach górniczych i przemysłowych.

Urządzenia są certyfikowane na zgodność z wymaganiami zasadniczymi dyrektyw, w szczególności dyrektywy maszynowej i dyrektywy ATEX, a także

wymaganiami nowych norm, określających wymagania i zakres badań urządzeń odpylających i lutni wirowych.

Wyniki przeprowadzonych badań potwierdzają zgodność założonych parametrów urządzeń oraz ich wysoką skuteczność działania, co pozwala na zastosowanie w systemach wentylacji kombinowanej, ssącej i tłoczącej w podziemiach kopalń węgla kamiennego. Jednocześnie uniwersalny charakter urządzeń, w szczególności urządzeń odpylających, umożliwia poszerzenie spektrum ich zastosowania np. do odpylania w zakładach przeróbki mechanicznej węgla czy w innych branżach przemysłu.

Przewiduje się, że pełne wdrożenie systemu i uzyskanie pełnych mocy produkcyjnych nastąpi w 2011 roku.

Literatura

1. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, załącznik nr 4 – Szczegółowe zasady prowadzenia ruchu w wyrobiskach (Dz. U. 2006 Nr 139, poz. 1169 z późn. zm.).
2. Dziewior W., Piłat R., Frydel W., Steindor M.: Urządzenia odpylające UO w systemie wentylacji ssącej i kombinowanej – doświadczenia ruchowe, materiały na konferencję „Zwalczanie zagrożeń pyłowych w górnictwie" Międzynarodowa Konferencja Naukowo – Techniczna, Wisła, październik 1999 r.
3. Chmielniak T., FrydelW.: Zwalczanie zapylenia w wyrobiskach korytarzowych KWK 1 Maja za pomocą wentylacji kombinowanej z odpylaczem, materiały na konferencję „Zwalczanie zapylenia w wyrobiskach korytarzowych i komorowych, Szczyrk, listopad 1993 r.
4. Penkała E., FrydelW.: Lutnia wirowa z wentylatorem w wentylacji kombinowanej, materiały na konferencję „Zwalczanie zapylenia w wyrobiskach korytarzowych i komorowych, Szczyrk, listopad 1993 r.
5. Norma PN-G-52002:2009 Urządzenia odpylające w górnictwie podziemnym – Wymagania i badania.

6. Projekt normy PN-G-43042 Lutnie wirowe w górnictwie podziemnym – Wymagania i badania.

Własności reologiczne soli kamiennej złoża monokliny przedsudeckiej

Dagmara ZELJAŚ – OBR Górnictwa Surowców Chemicznych „CHEMKOP" Sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

W górotworze naruszonym działalnością z zakresu podziemnej inżynierii budowlanej, wokół wykonanych obiektów panuje specyficzny stan naprężenia, mający wpływ na zachowanie stateczności takiego obiektu.

Stateczność podziemnego obiektu określana jest jako jego zdolność do zachowania kształtu i położenia wbrew działającym siłom, dążącym do zmiany istniejącego stanu. Statecznością obiektu jest również jego trwałość. W przypadku wykonania i utrzymania funkcjonalności, obiekty muszą charakteryzować się długotrwałą statecznością. Obiekty wykonane w złożu soli, ze względu na własności skały solnej są wyrobiskami specyficznymi. Ulegają one na skutek intensywnych własności reologicznych górotworu zjawisku konwergencji. Zjawisko przemieszczania się górotworu w kierunku wybranych przestrzeni stanowi problem podczas wieloletniego wykorzystania wyrobisk, dlatego już na etapie projektowania i wykonywania wyrobisk należy uwzględniać zmiany konwergencji wyrobisk tak, aby mogły one spełniać swoje różnorakie funkcje.

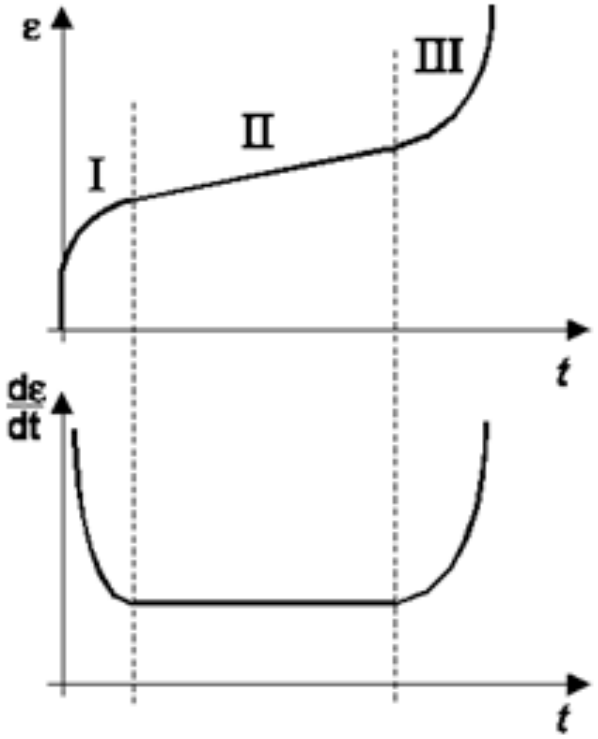
Wokół wykonanego obiektu, w wyniku ustalenia się wtórnej równowagi górotworu, w początkowej fazie panuje sprężysty stan naprężenia. W końcowej fazie stabilizacji naprężeń może wystąpić kruche zniszczenie struktury górotworu lub jego plastyczne płynięcie. Zapewnienie stateczności obiektów jest trudnym zadaniem i polega na dobraniu odpowiedniego kryterium, uwzględniającego takie elementy jak bezpieczeństwo, względy ekologiczne i ekonomia przedsięwzięcia.

Ze względu na bezpieczeństwo pracujących przy budowie obiektów ludzi i sprawność maszyn najbardziej niepożądanym zjawiskiem jest utrata stateczności przez pojawienie się zawałów.

Zjawisko zaciskania obiektu w szerszym horyzoncie czasowym również jest niepożądanym zjawiskiem. Na skutek specyfiki zachowania górotworu solnego (możliwości nieograniczonego pełzania) dochodzi do zmniejszenia obrysu przekroju poprzecznego obiektu, co może skutkować jego całkowitym zaciśnięciem lub uniemożliwieniem mu spełniania swojej funkcji. Warunek stateczności w takim przypadku jest narzucony funkcją wyrobiska, a konwergencja konturów jego przekroju poprzecznego nie może przekroczyć pewnej granicznej wartości.

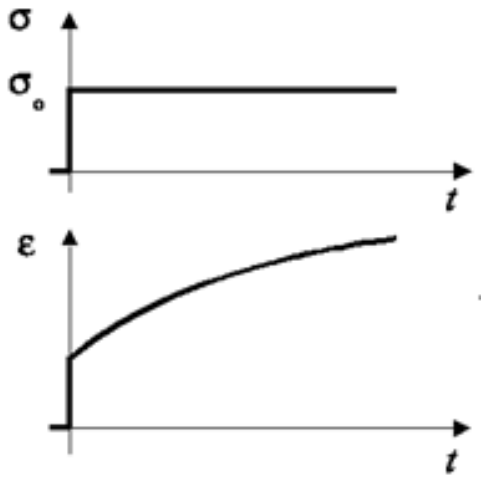
2. Istota zjawiska pełzania skał

Do modelowania zjawiska konwergencji konturów wyrobisk służy laboratoryjna próba pełzania. Próba taka polega na obciążeniu próbki laboratoryjnej do poziomu założonego naprężenia (σ_0) i z chwilą ustabilizowania warunków rozpoczyna się właściwe badanie, polegające na pomiarze odkształceń (ε) próbki w czasie. Obserwacja zjawiska pozwala na wysunięcie wniosków dotyczących charakteru zachowania się skały w zadanych warunkach oraz mechanizmu jej zniszczenia. Wyznaczenie wartości reologicznych stałych materiałowych skały pozwala, w oparciu o analizę stanu naprężenia i odkształcenia, prawidłowo zaprojektować obiekty podziemne zlokalizowane w konkretnej sytuacji geologicznej. Typowy przebieg zjawiska pełzania pokazano na rysunku 1. Zwykle wyróżnia się trzy fazy pełzania: pełzanie początkowe – pierwotne (prędkość odkształceń ($d\varepsilon/dt$) maleje – zjawisko utożsamiane ze zjawiskiem umocnienia skały, faza I) – pełzanie ustalone (prędkość odkształceń jest stała, faza II), i pełzanie końcowe (prędkość odkształceń rośnie, faza III). Jeśli stałe obciążenie utrzymane jest dostatecznie długo, to proces pełzania prowadzi do dekohezji i zniszczenia próbki w czasie potrzebnym do zniszczenia skały t_{kr}.



Rys.1. Ilustracja graficzna faz zjawiska pełzania

W próbie pełzania, gdy zadana jest historia naprężenia, rejestrowaną odpowiedzią materiału skalnego jest historia odkształcenia (rys. 2).



Rys.2. Krzywa pełzania $\varepsilon = f(t)$ w warunkach ustalonych, gdzie $\sigma = \sigma_0 = const$

Równanie stanu w postaci $f(\sigma_0, \varepsilon, t) = 0$ charakteryzuje próbę pełzania. Funkcję pełzania zaś przedstawia równanie $\varphi(t) = \varepsilon(t)/\sigma_0$.

Próbę pełzania można utożsamiać z próbą wytrzymałości czasowej, bowiem obciążenie wywierane na próbkę jest utrzymywane aż do momentu zniszczenia.

Właściwość zjawisk reologicznych, powodująca, że materiał ulega zniszczeniu przy dowolnej wartości przyłożonego naprężenia, utrzymywanego w odpowiednio długim czasie jest jedną z najistotniejszych różnic w zachowaniu się materiałów reologicznych w porównaniu z materiałami o własnościach niezależnych od czasu [2, 7].

3. Zasady projektowania obiektów z uwzględnieniem własności reologicznych materiału konstrukcyjnego

Ze względu na czasochłonność eksperymentów doświadczalnych (czas trwania prób pełzania powinien jak najlepiej odzwierciedlać czas użytkowania danego obiektu), rzadko kiedy udaje się w pełni zrealizować badania w fazie studialnych prac badawczych, opracowywania założeń techniczno-ekonomicznych oraz prac projektowych, dotyczących konkretnego zadania inwestycyjnego. Możliwość wykonania tych badań w dostatecznie długim czasie, nieograniczonym innymi uwarunkowaniami (np. narzuconymi przez inwestora) pozwala w pełni określić własności reologiczne górotworu i prognozować jego zachowania w czasie odpowiadającym właściwemu spełnianiu jego funkcji użytkowej.

Klasyczny warunek projektowania ze względu na nieprzekroczenie naprężeń ma postać:

$$\sigma \leq \sigma_{dop} < \sigma_{kr}$$

gdzie

σ_{dop} – jest naprężeniem dopuszczalnym,

σ_{kr} – jest naprężeniem krytycznym przy którym konstrukcja ulega zniszczeniu.

Zaprezentowany warunek projektowy w przypadku skał o własnościach reologicznych musi uwzględniać dodatkowe założenia:

– polegające na ograniczeniu czasu użytkowania obiektu, tak aby nie przekroczył czasu potrzebnego do zniszczenia:

$$t < t_{kr}$$

– polegające na ograniczeniu pojawiających się przemieszczeń w otoczeniu obiektu w całym czasie eksploatacji konstrukcji, które nie mogą przekroczyć maksymalnych przemieszczeń dopuszczalnych:

$$u(t \leq t_{kr}) < u_{maks}$$

gdzie:

u_{maks} – jest największym dopuszczalnym przemieszczeniem [1].

4. Własności reologiczne soli LGOM w świetle badań laboratoryjnych

Według danych Ministerstwa Środowiska, złoże soli kamiennej LGOM stanowi rezerwę dla produkcji suchej soli w Polsce. Przewiduje się również wykorzystanie wyrobisk solnych jako powietrznych ciągów w systemach wentylacyjno-klimatyzacyjnych dla O.G. Głogów Głęboki, jako pustek poeksploatacyjnych do składowania w nich odpadów uciążliwych, szkodliwych, a nawet niebezpiecznych, zaś w rejonie Brzegu Głogowskiego do ługowania kawern solnych z przeznaczeniem do magazynowania ropy naftowej i produktów pochodnych oraz gazu. Na razie nie ma konkretnych decyzji, co do gospodarczego zagospodarowania złoża soli kamiennej LGOM. Jednak, niezależnie od przyszłych decyzji inwestycyjnych, nie ma przeszkód dla prowadzenia prac eksperymentalnych, dążących do poznania własności reologicznych tego specyficznego materiału konstrukcyjnego. Droga do poznania procesów reologicznych zachodzących w górotworze wiedzie przez laboratoria badawcze. Na podstawie przeprowadzonych eksperymentów geomechanicznych udaje się wyznaczyć stałe materiałowe, charakterystyczne dla danej skały, niezbędne do dalszych prac projektowych uwzględniających charakter wykonywanego wyrobiska, bądź całego zespołu wyrobisk [6].

W ramach zaprojektowanych badań wykonano szereg prób pełzania w jednoosiowym stanie naprężenia na próbkach soli kamiennej ze złoża LGOM. Badania reologiczne przeprowadzono w stałej temperaturze i wilgotności, w zmodyfikowanych pełzarkach według wynalazku H. Filcka i Z. Kłeczka (patent nr 57129/ 1969) [3].

Badana sól była solą białą, czystą, średniokrystaliczną. Przeanalizowano zachowanie soli na materiale pochodzącym z różnych głębokości w profilu pionowym pokładu (z rejonu w pobliżu stropu złoża, środka pokładu i spągu złoża) w obrębie O.G. Sieroszowice. Wszystkie te zabiegi pozwalają dobrze poznać własności skały, która jest szkieletem skomplikowanej podziemnej konstrukcji.

W prezentowanej pracy przedstawiono wyniki badań prób, które były poddane obciążeniu siłami odpowiadającymi ciśnieniu pierwotnemu p_z, panującemu w górotworze na głębokości, z których pobrano rdzeń do badań. W pierwszym etapie badań zwiększano obciążenie próbek od zera do takiej wartości siły F_0, przy której w próbce powstawało żądane naprężenie σ_0. Obciążenie zadawano z taką prędkością, żeby prędkość naprężenia była równa 0,05 MPa/min. Charakterystyki naprężeniowo – odkształceniowe prób w trakcie zadawania im obciążenia właściwego przedstawiono na rysunku 3. W drugim etapie utrzymywano obciążenie na stałym poziomie ($F = F_0 = const.$). Zestawienie podstawowych informacji o warunkach prób pełzania przedstawiono w tabeli 1.

Zestawienie podstawowych informacji o warunkach prób pełzania

Tabela 1

Oznaczenie próbki	Średnica próbki d [mm]	Wysokość próbki h [mm]	Poziom obciążenia $F=F_0=const.$ [N]	Poziom naprężenia1 σ_0 [MPa]	Temperatura otoczenia T [ºC]
1	60,2	119,4	71 155,8	25,0	16 – 18
2	60,2	119,9	76 848,2	27,0	16 – 18
3	60,2	118,8	82 540,7	29,0	16 – 18

Na podstawie zmierzonych liniowych, bezwzględnych odkształceń podłużnych (λ_z) i odkształceń średnicowych (λ_d), obliczano wartości odkształceń jednostkowych podłużnych (εz) i poprzecznych (ε_d):

$$\varepsilon = \frac{\lambda_z}{h}; \quad \varepsilon_d = \frac{\lambda_d}{d}$$

gdzie:

h –wysokość próbki,

d – średnica próbki.

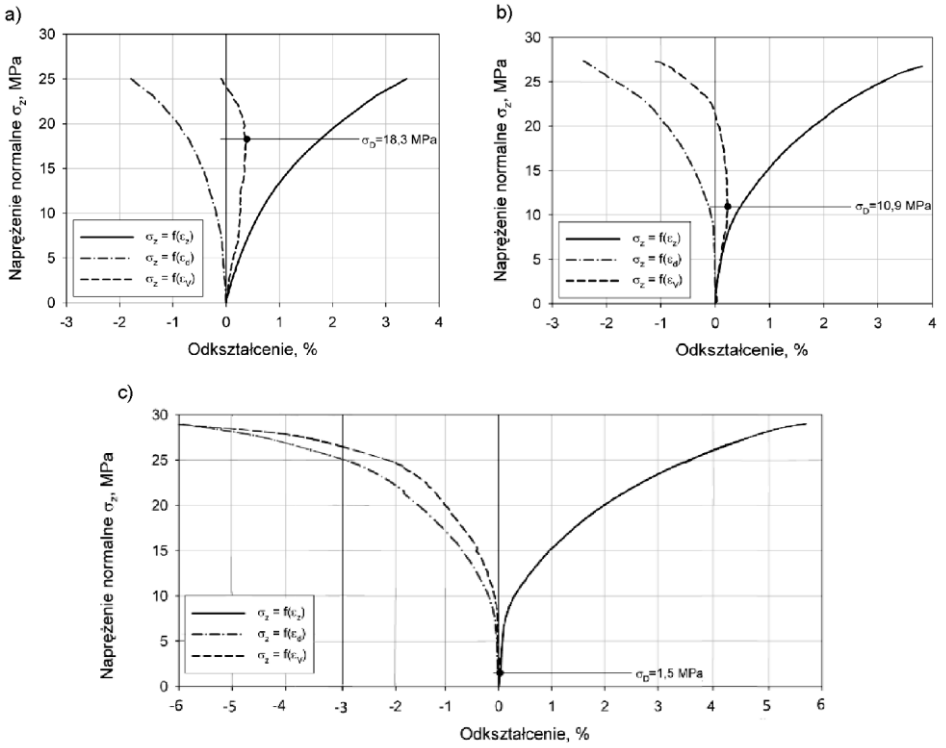
Następnie obliczono wartości jednostkowych odkształceń objętościowych.

$$\varepsilon_V = 1 - (1 - \varepsilon_d)^2 (1 - \varepsilon_z)$$

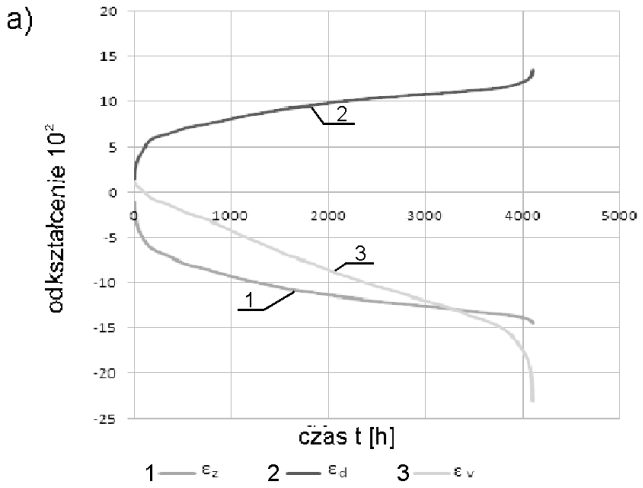
Charakterystyki $\varepsilon_{z,d,v} = f(t)$ przedstawiono na rysunku 4.

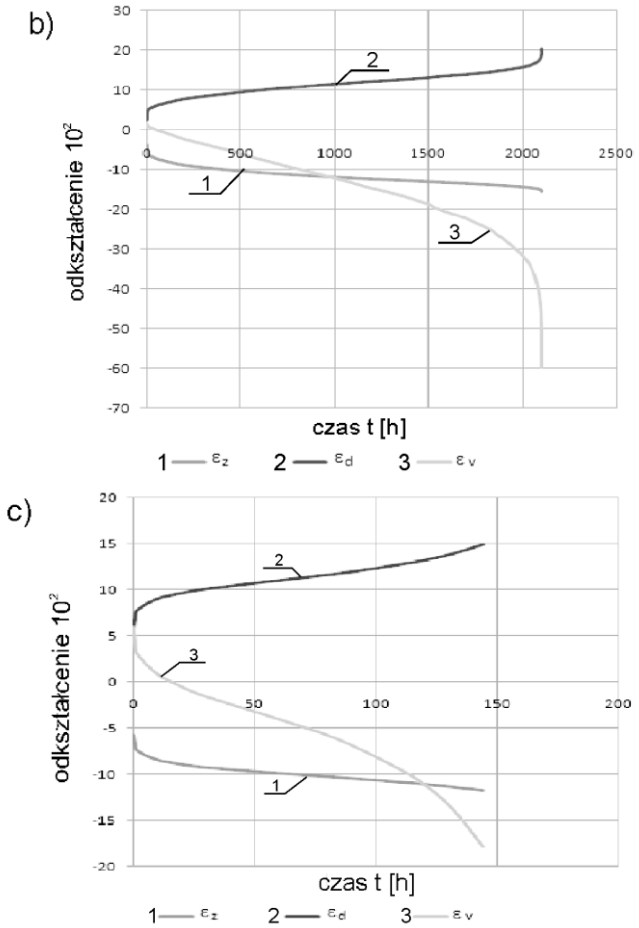
Efektem przeprowadzonych eksperymentów było zniszczenie (utrata stateczności) wszystkich próbek. Próbka soli nr 1 przenosiła obciążenie w czasie ok. 4098 godzin, do zniszczenia próbki nr 2 doszło po upływie 2103 godzin,

próbka nr 3 uległa zniszczeniu już po około 150 godzinach. W przypadku wszystkich próbek, można było wyróżnić trzy klasyczne stadia pełzania. Czas trwania tych stadiów dla pełzania podłużnego i pełzania poprzecznego różni się, a stadia te nie pokrywają się ze sobą (tabela 2).



Rys.3. Krzywe „naprężenie-odkształcenie" charakteryzujące zachowanie się próbek: 1(a), 2 (b) i 3 (c) podczas zadawania im obciążenia w pełzarkach





Rys.4. Charakterystyki $\varepsilon_{z,d,v} = f(t)$ próbki 1 (a), 2 (b), 3 (c)

Dane liczbowe zestawione w tabeli 2 oraz wykresy przedstawione na rysunkach 4 i 5 wskazują, że w procesie odkształcania się badanych próbek przy stałym obciążeniu ściskającym dochodziło do bezwzględnego wzrostu ich objętości. Do silnej dylatancji przy pełzaniu dochodziło bez wątpienia wskutek postępującego mikropękania materiału skalnego, zapoczątkowanego już podczas zadawania obciążenia F_0.

Objętość ściskanej próbki ulega zwiększeniu w stosunku do objętości pierwotnej, gdy współczynnik wyrażający stosunek odkształceń poprzecznych i odkształceń podłużnych:

$$\kappa = -\frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_z}$$

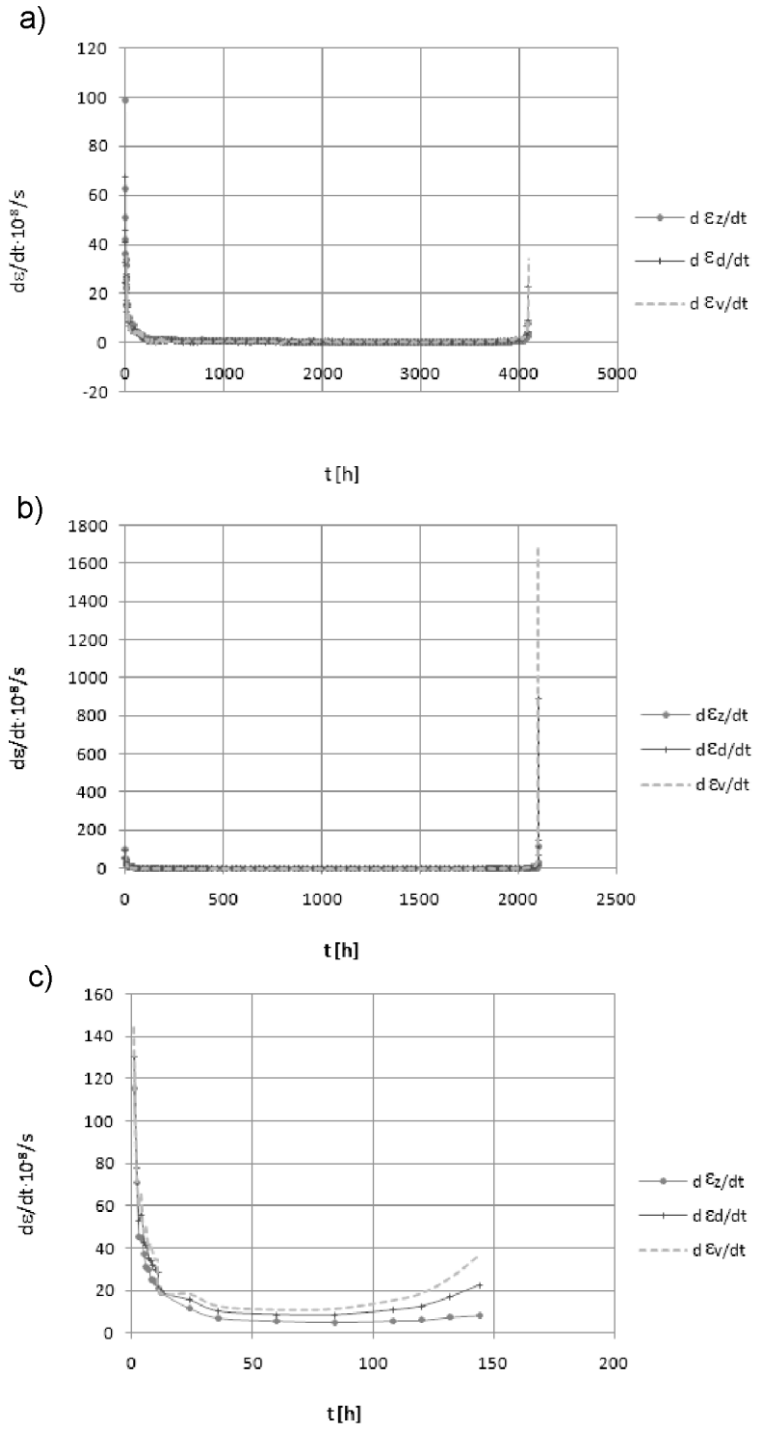
przyjmuje wartości większe od 0,5. W sferze zachowań niesprężystych współczynnik ten jest swoistym odpowiednikiem współczynnika Poissona [4, 5].

Na rysunku 6 przestawiono wartości współczynnika κ jakie osiągają badane próbki. Dla wszystkich trzech próbek wartości te są znacznie wyższe od 0,5. Współczynnik κ przyjmuje nawet wartości większe od 1,0 i rośnie w miarę postępującego pełzania, szczególnie silnie w stadium pełzania progresywnego.

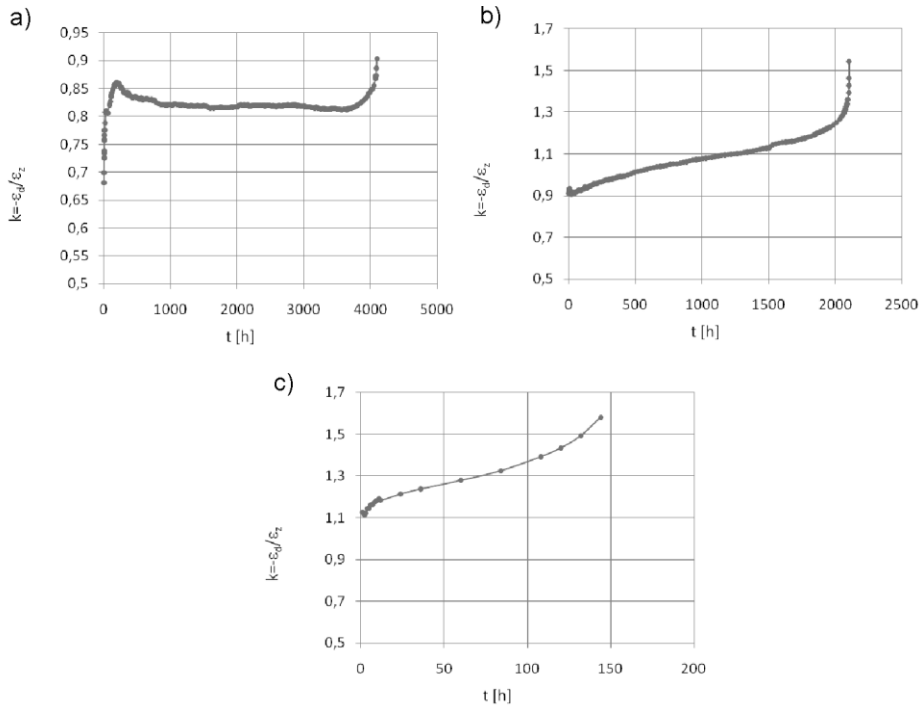
Zestawienie danych charakteryzujących proces pełzania badanych próbek soli

Tabela 2

Wielkość charakterystyczna		Stadia pełzania					
		I pełzanie nieustalone		II pełzanie ustalone		III pełzanie progresywne	
Próbka 1							
Czas trwania pełzania [h]	podłużnego	0-2467		2467-3835		3835-4098	
	poprzecznego i objętościowego	0-2227		2227-3643		3643-4098	
Prędkość pełzania, 10^{-8}/s	podłużnego	Wart max	98,9	Wart max	0,312	Wart max	7,7
	poprzecznego		67,4		0,245		22,6
	objętościowego		35,5		0,160		34,3
Maksymalne zmierzone odkształcenie pełzania, %	podłużnego	-14,42				po upływie 4098 h	
	poprzecznego	13,49					
Próbka 2							
Czas trwania pełzania [h]	podłużnego	0-1026		1026-1842		1842-2103	
	poprzecznego i objętościowego	0-762		762-1506		1506-2103	
Prędkość pełzania, 10^{-8}/s	podłużnego	Wart max	98,7	Wart max	0,633	Wart max	117,5
	poprzecznego		90,0		0,945		888,2
	objętościowego		80,9		1,119		1684,0
Maksymalne zmierzone odkształcenie pełzania, %	podłużnego	-15,57				po upływie 2103 h	
	poprzecznego	20,29					
Próbka 3							
Czas trwania pełzania [h]	podłużnego	0-36		36-120		120-150	
	poprzecznego i objętościowego	0-36		36-84		84-150	
Prędkość pełzania, 10^{-8}/s	podłużnego	Wart max	115,7	Wart max	5,6	Wart max	8,3
	poprzecznego		130,1		8,5		22,6
	objętościowego		144,1		11,2		36,7
Maksymalne zmierzone odkształcenie pełzania, %	podłużnego	-11,73				po upływie 150 h	
	poprzecznego	14,96					



Rys.5. Wykresy prędkości pełzania podłużnego, poprzecznego i objętościowego próbki 1 (a), próbki 2 (b) i próbki 3 (c) od czasu



Rys.6. Wykresy zależności stosunku odkształceń poprzecznych i podłużnych próbki 1 (a), próbki 2 (b) i próbki 3 (c) od czasu

5. Podsumowanie

Analiza wyników przeprowadzonych badań pełzania w warunkach jednoosiowego ściskania trzech próbek soli kamiennej pozwala na sformułowanie wniosków na temat mechanizmu i charakteru pełzania soli kamiennej przy naprężeniu wyższym od progu dylatancji bezwzględnej. Cechą wspólną zachowania się wszystkich trzech próbek soli był dylatancyjny mechanizm pełzania. Mechanizm ten objawił się najsilniej w przypadku próbki 3, która najszybciej uległa zniszczeniu (po upływie zaledwie 150 godzin). W przypadku próbki 1 wzrost objętości był najsłabszy; próbka dopiero po upływie 4098 godzin uległa zniszczeniu. Czas trwania stadiów pełzania nieustalonego, ustalonego i progresywnego nie jest taki sam dla pełzania w kierunku podłużnym i dla pełzania w kierunkach poprzecznym. Zwiastujący zniszczenie wzrost prędkości odkształceń (wystąpienie przejścia ze stadium pełzania ustalonego do stadium pełzania progresywnego) pojawia się wcześniej i jest lepiej wykrywalne na krzy-

wej pełzania poprzecznego i na krzywej pełzania objętościowego niż na krzywej pełzania podłużnego.

Przeprowadzone doświadczenia i wyznaczone parametry reologiczne soli monokliny przedsudeckiej są podstawowym źródłem wiedzy o zachowaniu tego górotworu w funkcji czasu. W założeniach projektowych do budowy wielkogabarytowych wyrobisk podziemnych istotną rolę odgrywa poznanie własności materiału konstrukcyjnego. Właściwe określenie wymiarów calizn ochronnych, będących funkcją własności deformacyjno-wytrzymałościowych górotworu solnego ma ogromne znaczenie dla prognozowania długotrwałej stateczności podziemnych obiektów.

Literatura

1. Chrzanowski M.: Reologia ciał stałych, skrypt PK, Kraków 1995.
2. Kłeczek Z.: Geomechanika Górnicza. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice, 1994.
3. Kłeczek Z.: Wytężenie górotworu solnego wokół podziemnych kawernowych magazynów gazu, Wydawnictwo Centrum Badawczo-Projektowe Miedzi „CUPRUM" Nr 12, Wrocław 1999.
4. Kwaśniewski M.: Dylatancja jako zwiastun zniszczenia skały (cz. II. Mechanizm zjawisk poprzedzających zniszczenie), Przegląd Górniczy Nr 6 1986.
5. Kwaśniewski M.: Dylatancja jako zwiastun zniszczenia skały (cz. I. Fizykalna istota zjawiska dylatancji), Przegląd Górniczy Nr 2 1986.
6. Zeljaś D.: Górotwór solny LGOM jako materiał konstrukcyjny do budowy podziemnego składowiska odpadów. Zarządzanie środowiskiem w aspekcie zrównoważonego rozwoju terenów uprzemysłowionych, KOMEKO 2007.
7. Zeljaś D.: Ocena geotechnicznych możliwości podziemnego składowania odpadów niebezpiecznych w złożu soli kamiennej LGOM. Praca Doktorska – nie publikowana, Kraków 2008.

Praca naukowa finansowana ze środków na naukę w latach 2009-2012 jako projekt badawczy Nr N523455236.

Zintegrowany system monitoringu konstrukcji obiektów użytkowych zwiększający bezpieczeństwo eksploatacyjne

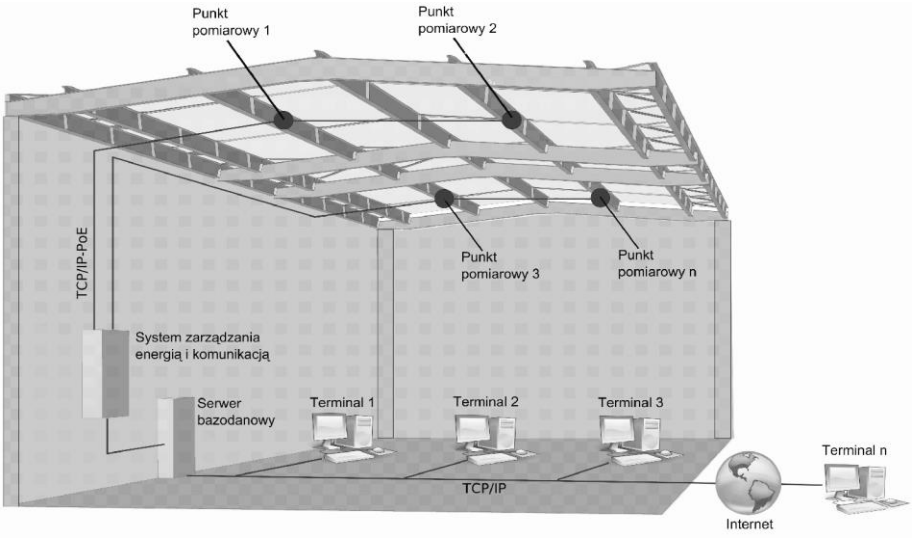
Krzysztof Stankiewicz, Dariusz Jasiulek, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Joanna Rogala-Rojek – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

System monitoringu elementów konstrukcji wielkopowierzchniowych zaprojektowany został przez specjalistów z Instytutu Techniki Górniczej KOMAG, z myślą o zwiększeniu bezpieczeństwa użytkowania obiektów o stosunkowo dużej kubaturze.

Postawione zostały cele projektowe, które ukierunkowały badania pod kątem spełnienia wymogów potencjalnych klientów oraz zastosowania ekonomicznie uzasadnionych technik i elementów pomiarowych. Pozwoliło to zrównoważyć ekonomiczno-techniczną stronę projektu.

Zaprojektowany system powstał także w odpowiedzi na wymagania Ministra Infrastruktury sformułowane w rozporządzeniu z dnia 12 marca 2009 r. „Rozporządzenie w sprawie warunków technicznych, jakim powinny odpowiadać budynki i ich usytuowanie**”**, Dz. U. Nr 56, Poz. 461 z 2009 r. W § 204, ust. 7: *"Budynki użyteczności publicznej z pomieszczeniami przeznaczonymi do przebywania znacznej liczby osób, takie jak: hale widowiskowe, sportowe, wystawowe, targowe, handlowe, dworcowe powinny być wyposażone, w zależności od potrzeb, w urządzenia do stałej kontroli parametrów istotnych dla bezpieczeństwa konstrukcji, takich jak: przemieszczenia, odkształcenia i naprężenia w konstrukcji."*



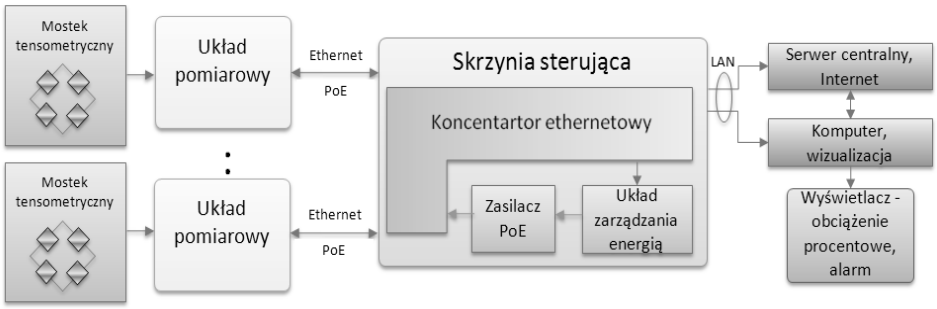
Rys.1. System monitoringu konstrukcji

Przed każdą instalacją systemu przeprowadzane są analizy numeryczne, oględziny obiektu i konsultacje z ekspertami, których głównym celem jest wskazanie istotnych dla bezpieczeństwa konstrukcji miejsc i elementów podlegających bezpośrednio monitorowaniu za pomocą różnorodnego oczujnikowania. Następnie system montowany jest na obiekcie i przeprowadzana jest kalibracja.

Schemat funkcjonalny systemu został przedstawiony na rysunku 1. Dane z czujników zamontowanych na badanych elementach konstrukcji przesyłane są poprzez sieć Ethernet do serwera bazodanowego. Całość transmisji kontrolowana jest przez system zarządzania energią i komunikacją. Dane zapisane w serwerze bazodanowym mogą być odczytane i odpowiednio wizualizowane dzięki aplikacji zainstalowanej na poszczególnych terminalach sieci.

2. System monitorowania obciążeń konstrukcji

Do budowy systemu wybrano mało skomplikowaną i ekonomicznie uzasadnioną, a przy tym wysoce niezawodną metodę pomiarową opartą o odczyty zmian rezystancji tensometrów naklejonych na badane elementy konstrukcji. Tensometry (w formie mostków) mocowane są w miejscach (przekrojach), które ulegają największym naprężeniom, pochodzącym bezpośrednio od zalegających na dachu mas (np. śniegu). Aby zwiększyć czułość tensometrów oraz wyeliminować niekorzystny wpływ temperatury łączy się je w układzie mostka Wheatstone-a. Taki sposób połączenia układu pomiarowego umożliwia dwukrotne zwiększenie czułości pomiarowej w porównaniu z pomiarem pojedynczym tensometrem [2]. Do odczytu sygnału różnicowego z wyjścia mostka tensometrycznego zaprojektowano specjalistyczne układy pomiarowe, które montowane są wraz z mostkiem na badanej konstrukcji (system rozproszony). Układy pomiarowe posiadają interfejs Ethernet, co zapewniło zarówno komunikację, jak i zasilanie zgodnie z technologią PoE (Power on Ethernet). Schemat blokowy systemu przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Schemat blokowy systemu monitoringu [2]

Cyklicznie pobierane dane z czujników tensometrycznych zostają na bieżąco monitorowane w aplikacji klienckiej, dzięki czemu administrator ma stały

wgląd do napływających informacji poprzez wizualizację stanu obciążenia poszczególnych elementów konstrukcji. Dodatkowo dane pomiarowe zapisywane są w serwerze bazodanowym, umożliwiając w dowolnej chwili odtworzenie (np. w postaci wykresu) wyników pomiarów z wybranego okresu czasu. Komunikacja pomiędzy terminalami, serwerem bazodanowym oraz czujnikami kontrolowana jest przez system zarządzenia energią i komunikacją. Wszystkie urządzenia komunikują się ze sobą poprzez sieć Ethernet w oparciu o protokół TCP/IP.

Stwierdzono, że przy większej liczbie użytkowanych punktów pomiarowych (przy dużych powierzchniach badanych konstrukcji lub złożonym stanie obciążenia) występuje stosunkowo duże zapotrzebowanie na energię elektryczną. Wartość niezbędnej mocy elektrycznej wynika z dużego poboru prądu przez podsystem komunikacji i mostek tensometryczny. Biorąc pod uwagę, że układ musi pracować całodobowo, niezbędne stało się zarządzanie energią zasilania modułów pomiarowych. Pomiary nie muszą przebiegać w sposób ciągły, gdyż badany proces nie jest szybkozmienny. Opracowano więc dodatkowo centralny moduł zarządzania energią, który sekwencyjnie rozdziela energię zasilania pomiędzy poszczególnymi punktami pomiarowymi, dokonuje pomiaru, a następnie przełącza zasilanie na kolejne moduły. W przypadku wykrycia stanów obciążenia zbliżających się do wartości krytycznych częstotliwość odpytywania sieci pomiarowej wzrasta. Taki sposób wykonywania pomiarów pozwolił na znaczne obniżenie kosztów systemu (brak konieczności stosowania wielu zasilaczy) oraz obniżenie kosztów jego utrzymania poprzez znaczne zmniejszenie zużycia energii elektrycznej. Moduł zarządzania energią znajduje się w szafce sterowniczej, razem z centralnym zasilaczem oraz koncentratorem Ethernetowym [2].

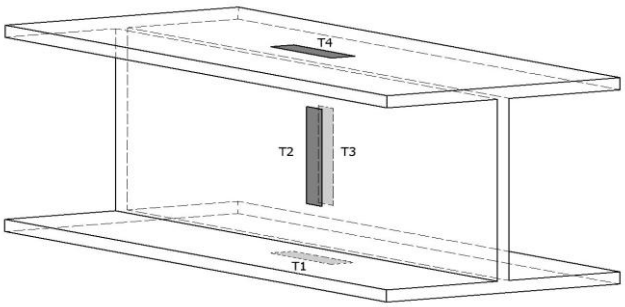
3. Instalacja systemu

Przed przystąpieniem do montażu systemu należy przeprowadzić wstępną kalibrację układu pomiarowego. Polega ona na określeniu zakresu wejściowego napięcia niezrównoważenia mostka w odniesieniu do granicznych odkształceń badanego elementu konstrukcji (zależnych od obciążeń, wymiarów, materiału i sposobu zamocowania belki).

Montaż tensometrów na powierzchni pomiarowej polega na ich przyklejeniu w odpowiednim miejscu konstrukcji za pomocą specjalnego kleju (np. cyjanoakrylowego), który zapewnia odpowiednią dokładność pomiaru, wytrzymałość i odporność na warunki zewnętrzne. Przed naklejeniem należy dokładnie oczyścić badaną powierzchnię z rdzy, farby oraz innych zanieczyszczeń poprzez oszlifowanie papierem ściernym. Oszlifowaną powierzchnię należy następnie odtłuścić. W celu połączenia końcówek tensometrów z przewodami stosuje się listwę laminatową z polami lutowniczymi. Tensometr wraz z listwą przyłączeniową warto zabezpieczyć samoprzylepną taśmą ekranującą z warstwą

gumy. Stanowi to ochronę przed niekorzystnym wpływem czynników atmosferycznych i urazami mechanicznymi [3].

Na rysunku 3 przedstawiono przykładowe rozmieszczenie tensometrów na badanym elemencie w kształcie dwuteownika. W tej konfiguracji tensometry T1 oraz T4 pełnią funkcję pomiarową, natomiast pozostałe dwa kompensują wpływ zmian temperatury.

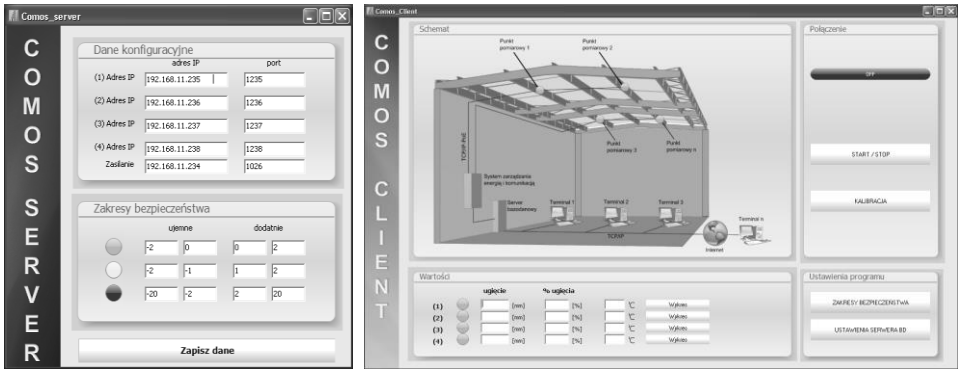


Rys.3. Rozmieszczenie tensometrów na badanym elemencie

4. Aplikacja programowa

Integralną część systemu pomiarowego stanowi aplikacja programowa zapewniająca przetworzenie odebranych wartości, ich wyświetlenie oraz archiwizację, a także analizę i porównanie z wartościami granicznymi. Na tej podstawie oprogramowanie informuje i alarmuje użytkownika za pomocą odpowiednich komunikatów o zbliżaniu się, osiągnięciu bądź przekroczeniu przyjętych progów obciążenia konstrukcji.

Aplikacja składa się z dwóch modułów (rysunek 4): serwera (CoMos Server) oraz klienta (CoMos Client).



Rys.4. Okna programu Comos (Control Monitoring System)

CoMos Server realizuje proces komunikacji oraz odbioru danych z czujników. Program umożliwia określenie parametrów komunikacji oraz wartości

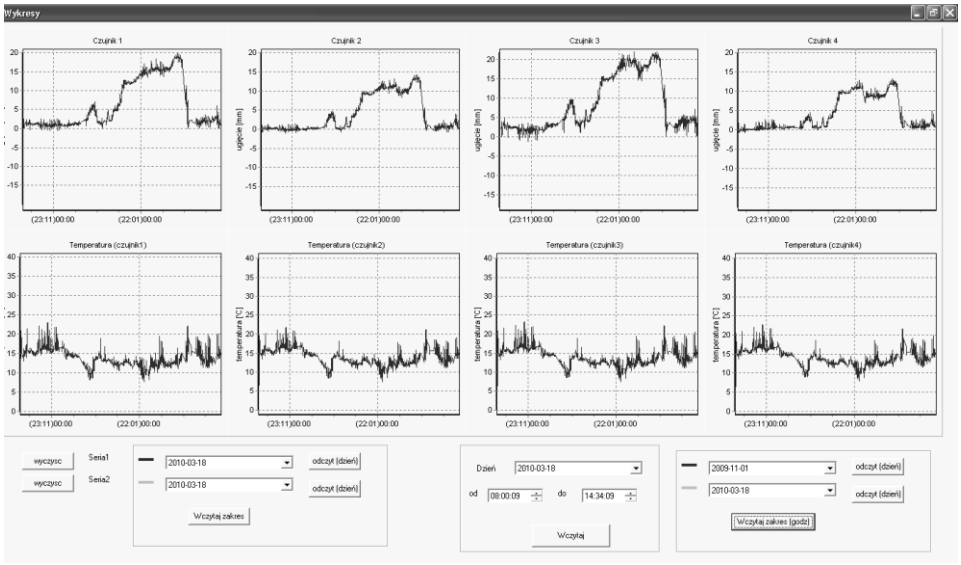
progów bezpieczeństwa. Wyniki poddane odpowiedniej konwersji magazynowane zostają w bazie danych PostgreSQL.

Program kliencki CoMos Client realizuje wizualizację otrzymanych wyników oraz kalibrację układu przetwarzania danych, jak również na podstawie otrzymanych wartości i podanych zakresów bezpieczeństwa określa stan konstrukcji za pomocą zadanej symboliki.

W oknie głównym programu widoczne są następujące informacje:

– schemat 3D monitorowanej hali z zaznaczonymi punktami pomiarowymi,
– numer czujnika zgodny z oznaczeniem na schemacie,
– kolor symbolizujący stopień osiągniętego obciążenia (zielony – obciążenie dopuszczalne, żółty – obciążenie bliskie krytycznemu, czerwony – obciążenie krytyczne),
– strzałka ugięcia belki w mm,
– procent obciążenia dopuszczalnego belki,
– wartość temperatury konstrukcji w miejscu zamontowania czujnika.

Wszystkie wyniki pomiarów zapisywane są w bazie danych w związku z czym istnieje w programie możliwość obserwacji na wykresie wyników z zadanego okresu czasu oraz wybranego czujnika (rysunek 5).



Rys.5. Wykresy zależności obciążeń i temperatury

5. Analiza wytrzymałościowa

Na podstawie wymiarów przekroju poprzecznego wyliczono moment bezwładności przekroju poprzecznego względem osi z I_z według wzoru:

$$I_Z = \frac{g \cdot h^3}{12} + \left[\frac{b \cdot g_1^{\,3}}{12} + b \cdot g_1 \left(\frac{h + g_1}{2} \right)^2 \right] \; [cm^4] \tag{5.1}$$

gdzie:

g, h, g_1, b *[mm]* – wymiary podane na rys. 6.

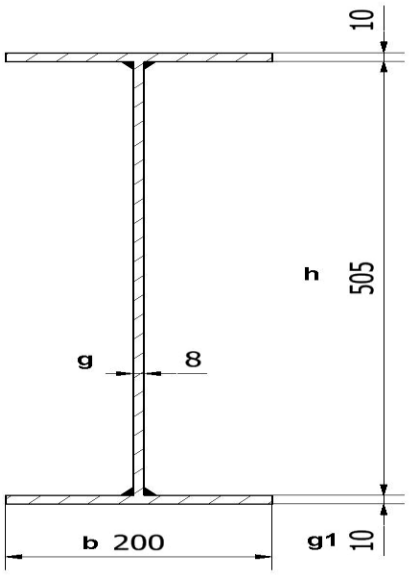
Następnie wyznaczono wskaźnik wytrzymałości przekroju przy zginaniu W_z:

$$W_Z = \frac{I_Z}{\frac{h}{2} + g_1} \; [cm^3] \tag{5.2}$$

gdzie:

h, g_1 *[mm]* – wymiary podane na rys. 6,

I_Z *[cm^4]* – moment bezwładności przekroju poprzecznego.



Rys.6. Przekrój poprzeczny belki

Przedstawione zależności umożliwiły obliczenie momentu zginającego M_g:

$$M_g = \frac{8 \cdot E \cdot I_Z \cdot f}{L^2} \; [Nm] \tag{5.3}$$

gdzie:

E [*Pa*] – moduł Younga,

L [*m*] – długość belki,

I_Z [*cm^4*] – moment bezwładności przekroju poprzecznego belki,

f [*m*] – ugięcie belki zmierzone przez program COMOS.

$$\sigma_g = \frac{M_g}{W_Z} \ [Pa] \tag{5.4}$$

gdzie:

W_Z $[cm^3]$ – wskaźnik wytrzymałości przekroju przy zginaniu,

M_g $[Nm]$ – moment zginający.

Aby określić naprężenie jakie występowało podczas badania stanu obciążeń konstrukcji hali, oprócz naprężenia pochodzącego od nacisku masy znajdującej się na dachu wzięto pod uwagę naprężenie pochodzące od masy własnej belki:

$$\sigma_c = \sigma_g + \sigma_W \ [Pa] \tag{5.5}$$

gdzie:

σ_g $[Pa]$ – naprężenie wywołane zginaniem na skutek obciążeń połaci dachowej,

σ_w $[Pa]$ – naprężenie wywołane zginaniem w wyniku oddziaływań masy własnej belki.

Naprężenie pochodzące od ciężaru własnego belki obliczono według wzoru:

$$\sigma_W = \frac{M_W}{W_Z} \ [Pa] \tag{5.6}$$

gdzie:

M_w $[Nm]$ – moment zginający pochodzący od siły wywołanej masą własną belki,

W_Z $[cm^3]$ – wskaźnik wytrzymałości przekroju przy zginaniu.

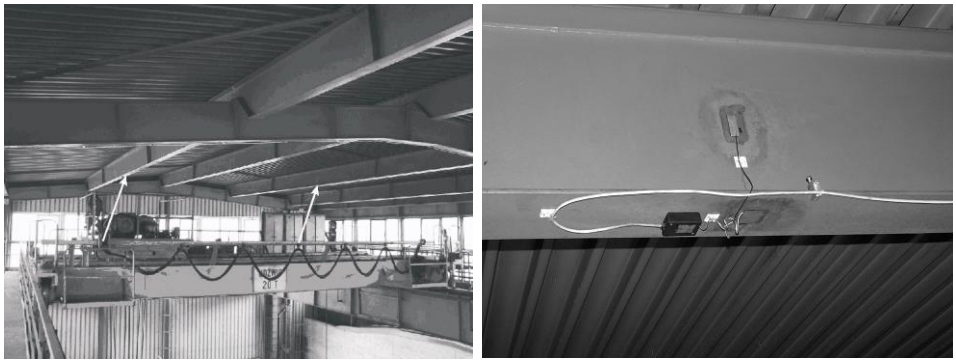
Otrzymane wyniki pozwoliły na wykreślenie charakterystyk naprężeń poszczególnych elementów konstrukcji, na których zamontowane są czujniki. Wykresy te i ich analiza zostały przedstawione w następnym rozdziale.

6. Testy systemu

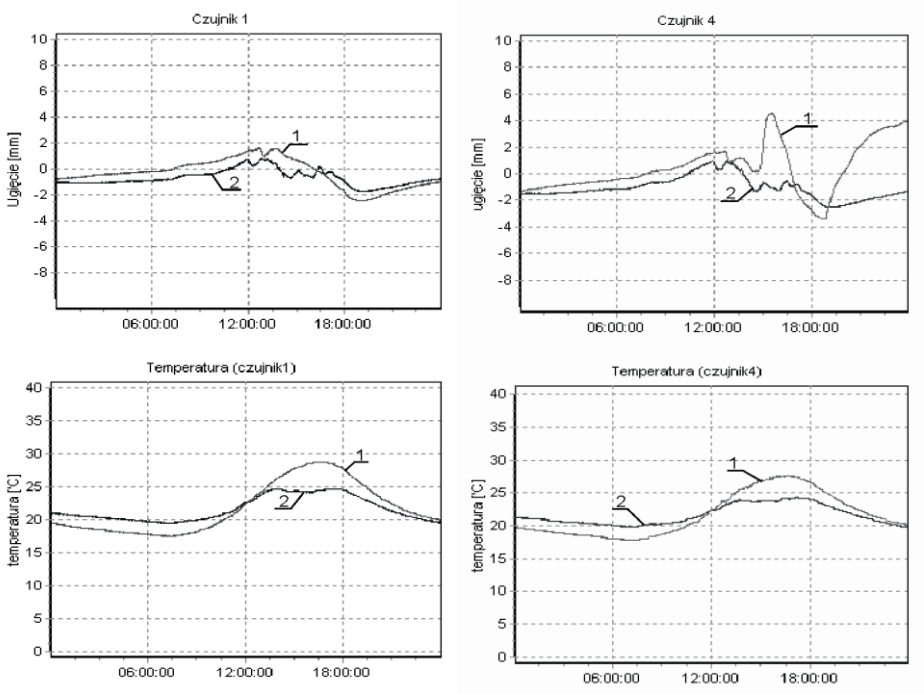
Od czerwca 2009 r. do chwili obecnej system monitoringu funkcjonuje w hali badawczej Instytutu Techniki górniczej KOMAG, gdzie został zainstalowany w celu przeprowadzenia serii testów (rysunek 7).

Pierwsze wnioski z obserwacji wyników zbieranych przez system wskazywały wpływ zmian temperatury na stopień ugięcia konstrukcji. W celu uwzględnienia wpływu ugięć zależnych od temperatury wprowadzono do modułów pomiarowych termometry cyfrowe mierzące temperaturę konstrukcji w punkcie naklejenia tensometrów. Rysunek 8 pokazuje ugięcia konstrukcji dachowej w okresie dobowym zmierzone czterema czujnikami, które są rozmieszczone w punktach określonych jako optymalne (miejsca największych ugięć) za pomocą modelowania z wykorzystaniem metody MES. Na wykresach linia koloru zielonego przedstawia charakterystyki odnoszące się do danych pomiarowych,

które uzyskano dobę wcześniej w porównaniu do charakterystyki wykreślonej kolorem czerwonym. Zmiany temperatury, jakie wykazywał badany element konstrukcji w czasie pomiarów przedstawia wykres zamieszczony w dolnej części rysunku.



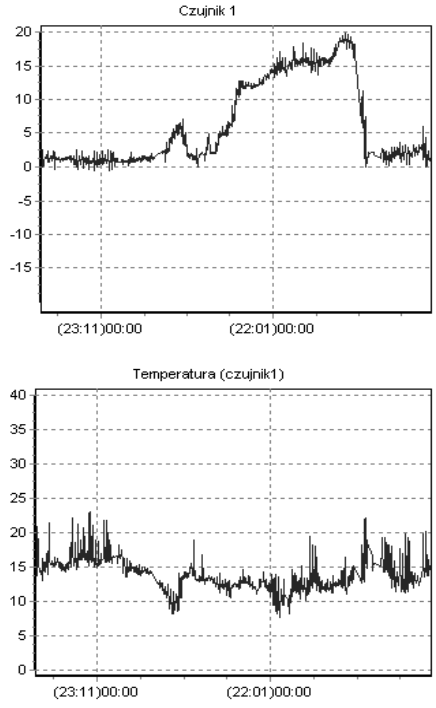
Rys.7. System zamontowany w hali KOMAG-u



Rys.8. Wykresy obciążeń oraz temperatur w miejscach montażu czujników
1 – kolor zielony, 2 – kolor czerwony

Pierwsze serie pomiarowe pozwoliły stwierdzić jednoznacznie, że konstrukcja reaguje na zmiany temperatury bezwładnie. Strzałki ugięcia mieściły się w zakresie zbliżonym do 5 mm. Na rysunku 8 przedstawiono wyniki, które zebrano w okresie, w którym system zidentyfikował błędne działanie czujnika

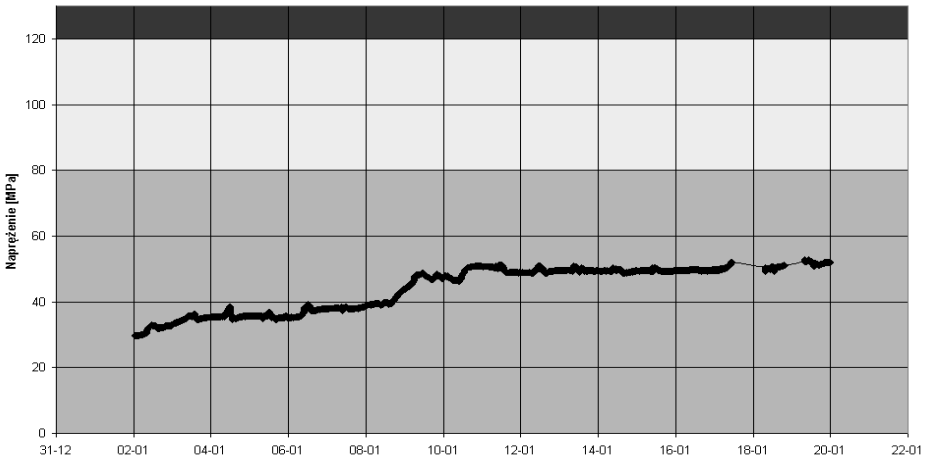
nr 4. Zmiany mierzonej wielkości znacznie przekraczały zakres zmian rejestrowanych przez pozostałe czujniki. Ustalono, że problem spowodowany był niewłaściwym naklejeniem tensometrów kompensacyjnych na badany element konstrukcji. Sensory wymieniono, a układ został ponownie skalibrowany.



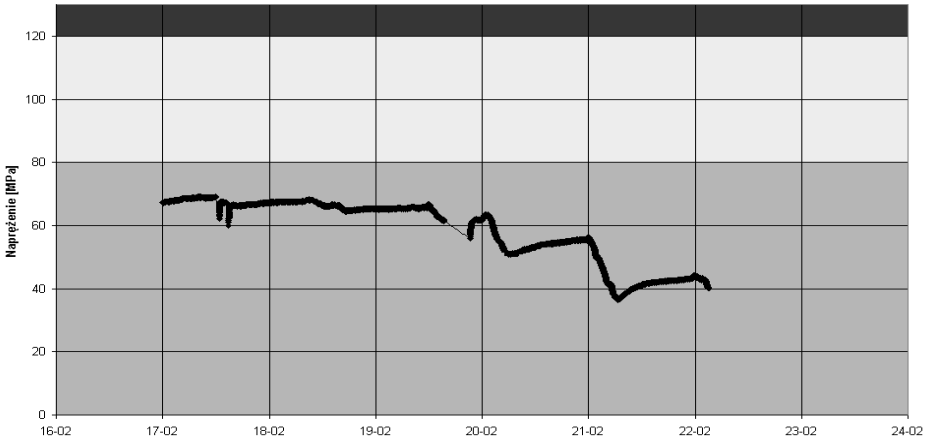
Rys.9. Wykresy ugięć konstrukcji w okresie zimowym

Na rysunku 9 zostały przedstawione przykładowe wykresy obrazujące dane z pomiarów w okresie zimowym podczas opadów i topnienia warstwy śniegu. W czasie zimy system zareagował na pierwszy opad śniegu informacją o 10 mm ugięciu badanych belek. Następne opady zwiększały ugięcie, aż do 20 mm. Na podstawie otrzymanych wartości ugięć belki, korzystając z obliczeń przeprowadzonych w rozdziale 5 wykreślono charakterystyki naprężeń monitorowanych elementów konstrukcji. Na wykresach określone zostały odpowiednim kolorem przedziały bezpieczeństwa. W omawianym przypadku wartości naprężeń w poszczególnych przedziałach wyznaczone zostały na podstawie odczytanych z tablic naprężeń granicznych stali konstrukcyjnej S235, z której wykonana jest konstrukcja nośna hali. Docelowo wartości graniczne naprężeń w danych elementach powinien wyznaczyć projektant monitorowanej konstrukcji lub odpowiednio przeprowadzone modelowanie komputerowe.

Maksymalne wartość zarejestrowanych naprężeń nie przekraczają 55% (rys. 11) naprężenia dopuszczalnego w danym elemencie konstrukcji.



Rys.10. Wykres wartości naprężeń podczas pierwszych opadów śniegu



Rys.11. Wykres wartości naprężeń w okresie maksymalnych obciążeń warstwą śniegu

7. Podsumowanie

Zaprojektowany prototyp elektronicznego systemu monitoringu wspomagający bezpieczną eksploatację wielkopowierzchniowych obiektów użytkowych został zamontowany na hali badawczej Instytutu Techniki Górniczej KOMAG i poddany serii testów.

Wyniki przeprowadzonych badań, pozwoliły potwierdzić jego prawidłowe działanie. System będzie w dalszym ciągu doskonalony i rozwijany. Planuje się m.in. rozbudowę oprogramowania o aplikację ekspercką umożliwiającą automatyczną analizę gromadzonych danych. Istnieje również możliwość rozbudowania systemu o dodatkowe oczujnikowanie, które pozwoli na jeszcze dokładniejszą ocenę wpływu warunków zewnętrznych na pracę konstrukcji obiek-

tu oraz prowadzenie odrębnych analiz nie związanych bezpośrednio z warunkami wytrzymałościowymi.

W obecnej formie system gotowy jest do pierwszych wdrożeń. Instalacja systemu umożliwia uzyskanie następujących korzyści:

- zwiększenie bezpieczeństwa eksploatacyjnego obiektu,
- zmniejszenie kosztów utrzymania budynku,
- stałą kontrolę nad stanem obciążeń konstrukcji w dowolnym punkcie na Ziemi, gdzie dociera sieć Internet,
- ostrzeganie przed zbliżaniem się wartości obciążeń do stanów krytycznych,
- archiwizację danych pomiarowych w celu późniejszej analizy lub określenia trendów,
- zintegrowane zarządzanie energią elektryczną zasilającą sieć pomiarową, umożliwiające obniżenie kosztów eksploatacji systemu,
- zasilanie i transmisję danych zintegrowanych w jednym przewodzie,
- możliwość lepszego oddziaływania marketingowego na klientów (szczególnie w przypadku sklepów, hal targowych, itp.) oraz uzyskania zniżek przy ubezpieczaniu budynku.

Literatura

1. www.gunb.gov.pl, strona internetowa Głównego Urzędu Nadzoru Budowlanego, Katastrofy Budowlane w latach 2004-2009, Opracowanie Departamentu Prawno-Organizacyjnego.
2. Bartoszek S., Jagoda J., Rogala J., Stankiewicz K., Woszczyński M.: System monitoringu stanu obciążeń konstrukcji wielkopowierzchniowych, Maszyny Górnicze 2009 nr 3.
3. Roliński Z.: Tensometria oporowa: podstawy teoretyczne i przykłady zastosowań. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa 1981
4. Polska Norma: PN-80/B-02010 Obciążenia w obliczeniach statystycznych. Obciążenie śniegiem.
5. Rudzka M., Wilde K.: Dynamika Budowli z przykładami w środowisku MATLAB. Wydawnictwo Politechniki Gdańskiej.
6. Zarębski K.: Komputerowe wspomaganie prac inżynierskich. Akwizycja danych pomiarowych. Centrum Szkolenia i Organizacji Systemów Jakości Politechniki Krakowskiej im. Tadeusza Kościuszki Kraków 2007.
7. Bańkowski Z., Bernhardt M.: Mały poradnik mechanika. Wydawnictwo

Naukowo-Techniczne Warszawa.

8. Boduch A.: Kompendium Programisty Delphi 2005. Wydawnictwo Helion.
9. Projekt badawczy E/BM-06360: System monitorowania elementów konstrukcji wielkopowierzchniowych, ITG Komag 2009

Ocena procesów zachodzących podczas zatłaczania wód kopalnianych na podstawie modelowania hydrogeochemicznego

Aleksandra Lewkiewicz-Małysa, Bogumiła Winid – Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Introduction

The most efficient way of neutralizing formation waters is injecting them to deep geological structures, which in turn, need to have appropriate parameters: porosity, fracturing, conductivity (absolute permeability) and spatial structure. Reservoir waters should be injected to the rock mass, providing maximum protection to active biosphere and groundwaters. The injection well should meet ecological, geologic and technical criteria. The capacity of the absorptive strata is determined by their sufficient thickness, permeability, porosity and range. The thickness of the onlying impermeable beds should provide insulation for water-bearing horizons, including increased injection pressure. Thus both thickness, lack of permeability and continuity are of importance. Porosity, fracturing, presence of caverns and permeability decide about the absorptive features of the rock. These properties can be improved by acid treatment and fracturing operations. Lowered permeability of absorptive space caused by sedimentation of fine particles in rock pores results in lowered porosity, increased surface area and sinuoisity (of porous medium) in the absorptive formation. Lowered absorptive ability caused by sedimentation of fine particles takes place faster in layered formations having various permeabilities. The best results can be reached by injecting water to highly permeable formations limited by almost impermeable beds. Processes taking place during injection of reservoir water are determined by a number of physical and chemical factors. Among physical factors the most important are: temperature, hydrogen ion concentration (pH) and redox potential (Eh), whereas among chemical factors dominate salinity, presence of suspension, iron ions, manganese ions, sulfate ions, presence of various form of nitrogen as well as oxygen and hydrogen sulfide content.

Injection of waste reservoir water to the rock mass disturbs the balance of natural geochemical conditions in the reservoir. Apart from the presence of colmatogenic mineral suspension representing the rock environment, the evaluation of the state of the discharge formation water to be injected to the rock mass should account for colloidal sediments of organic (specifically biochemical) origin which were generated during reservoir reduction and possible precipitations formed under the influence of injection of oxygenating water to the absorbing strata. In well oxygenated high iron waters the precipitation of colloidal sediment $Fe(OH)_3$ is increased. In low- or zero-oxygen waters iron takes the form of Fe(II), both in mineral and organic compounds. Iron is usually accompanied by manganese and the character of its biochemical transformations is

similar. The possible cooperation of chemical and biochemical factors may result in solid products in the form of hydrogen oxides and hydrated oxides of these metals.

Sulfates commonly appearing in water, especially their insoluble form: $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ (gypsum) are a result of full circulation of sulphur in nature, including sulfur bacteria. In anaerobic conditions sulfates may be biologically reduced to H_2S, which chemically transforms dissociated metal forms into colloidal sediments of their sulfates (in that FeS2). In the presence of oxygen, hydrogen sulfide may be oxygenated by bacteria to hydrogen sulfide (VI) including, with the possible stage of colloidal sulfur [2, 4].

The study was focused on reservoir waste water accompanying natural gas exploitation. The possible precipitation of minerals was investigated with the use of a hydrogeochemical model and software PHREEQC [6].

2. Reactions between injected water, reservoir water and reservoir rock

Injection of reservoir waste water to the rock mass disturbs the existing balance there. Processes taking place during injection of reservoir water (brines) to the rock mass, which reduce its absorptive quality, may be a result of water-and-rock reaction. The injection of reservoir water to the rock mass can be accompanied by unfavorable effect of porous medium colmatation. Colmatation may be evoked by direct factors, i.e. mechanical and chemical contaminations. Suspensions are the main component responsible for colmatation in the near-well zone. They consist both of rock material (clays, rock particles, sand, dust, colloidal silica and other mechanical contaminations), as well as also oxides and metal hydrogen oxides (especially of iron and manganese) generated and precipitated from the solution under the influence of chemical and physical changes accompanying exploitation and storing of reservoir waters.

The contact between injected water and the rock mass may trigger out dissolving some minerals of the rock matrix and precipitation of minerals from the injected medium. The water and the rock matrix reaction can be investigated in view of:

- possible precipitation of specific minerals in the injected fluid, determining its state of phase equilibrium with respect to other minerals,
- possible dissolution of specific minerals in a given rock environment in contact with the analyzed solution.

Possible precipitation of minerals from reservoir water was investigated by hydrogeochemical modeling with software PHREEQC [6]. Basing on physico-chemical analysis, as well as chemical and thermodynamics laws, the state of

equilibrium of chemical composition of groundwater could be evaluated by this computer program. The operations performed within this program described the reactions within the water-solid phase-gaseous phase system, enabling one to calculate migration forms of components of water solution (speciations) and saturation index of solution with respect to specific mineral phases [1]. The software was adjusted to modeling reactions taking place during natural processes and artificial operations on high ion waters. This could be, e.g. a change of mineral composition in the zone in which brine was injected to deep aquifers due to the precipitation of specific minerals, which as a consequence, influenced the absorptive power of the well [7]. The program could be also used for calculating the volume of evaporate deposits forming inside the closed basins [9] and composition of composition of brines in sedimentation basins, being the result of such processes as dolomitization, mixing and precipitation of specific minerals [3, 8].

The state of equilibrium with a given mineral is present when the saturation index with a given mineral is close to zero [5].

$$SI = \log(IAP / KT) = 0 \pm 0{,}05 \log(KT) > 0$$

where

IAP– product of activity of components in solution

KT – equilibrium constant corresponding to the product of activity of components in the state of equilibrium

– the state of oversaturation with a specific mineral, i.e. $SI > 0 + 0{,}05 \log (KT)$,
– state close to saturation with a specific mineral, i.e. $SI = 0 \pm \log (/KT)$,
– state of undersaturation with a specific mineral, i.e. $SI < 0 – 0{,}05 \log (KT)$.

The modeling revealed that the reservoir water was oversaturated with: aragonite, calcite, dolomite, rhodochrosite, siderite; close to saturation with: anhydrite and gypsum (Tab. 1). Accordingly, if these minerals occurred in absorptive strata, they would not dissolve, though they could precipitate.

Values deciding about the state of phase equilibrium for carbonate minerals at pH = 7,04

Table 1

Mineral	Mineral	SI	Log KT	0,05 log KT
Anhydrite	$CaSO_4$	-0,01	-4,43	-0,217
Aragonite	$CaCO_3$	1,00	-8,28	-0,4145
Calcite	$CaCO_3$	1,15	--8,43	-0,422
Dolomite	$CaMg(CO_3)_2$	2,05	--16,86	-0,843
Gypsum	$CaSO_4;2H_2O$	0,11	-4,58	-0,229
Rhodochrosite	$MnCO_3$	-0,50	-11,60	-0,580
Siderite	$FeCO_3$	1,02	-10,83	-0,542

3. Reaction under the influence of oxygen dissolved in injected water and change of pH and Eh

Processes related to the injection of reservoir waters to the rock mass have influence on changes of pressure, temperature, electrochemical potential and pH. Metal ions present in reservoir water, especially iron and manganese ions belong to substances having impact on the state of the absorbing well. These metals are present in groundwater in a reduced form. Admixture of various chemical substances causes that these ions may form suspensions or colloidal solutions, or their ions may participate in complex processes in the reservoir, e.g. Fe^{2+}, which as a result of oxidation may precipitate in water as $Fe(OH)_3$ in the near-well zone, and result in its colmatation.

The hydrogen ions concentration exerts a strong influence on the growth and population of microorganisms. Most of bacteria develop at 4 to 9 pH, with the optimum pH equal to 6,5 to 8,5. Higher deviation from optimum concentration is caused by physiological or even morphological changes of the microorganisms. The basic reaction is typical of highly mineralized brines, including those which accompany oil fields.

Apart from temperature, it is the increase of basic character, which has influence on the carbonate and hydrogen carbonate ions present in the injected water. These anions along with high calcium content may in some circumstances cause precipitation of calcium carbonate sediments (hard to dissolve), or participate in the processes taking place in the reservoir.

The results of hydrogeochemical modeling for various pH are listed in Table 2 and on Fig. 1 and 2.

The results presented in Table 2 reveal that in real conditions the reservoir water (pH =7,04) is oversaturated with carbonate minerals. By lowering pH we also lower SI; by lowering pH to 5,04, we cause that water gets undersaturated with carbonate minerals, which will not precipitate. This can be interpreted as a lack of colmatation threat on the part of carbonate minerals.

The boundary of oxidation and reduction environments, determined on the basis of Eh evidently depends on water pH. In acid waters, this boundary corresponds to Eh = +0,4 V, and in basic waters may be below + 0,15 V. Below this boundary we have reduction conditions. Negative redox potential values are always characteristic of strong reduction conditions, e.g. highly mineralized brines containing methane and hydrogen sulfide reveal Eh ≈ - 0,3 V. Microorganisms having certain characteristic group physiological properties usually develop in a specific environment Eh. For higher values Eh aerobic bacteria better develop than anaerobes. Under the influence of developing microorganisms the redox potential changes to a smaller or bigger degree. Hydrogen sulfide exerts a particularly strong influence on Eh, and so the state of biological life.

Parameters deciding about the state of phase equilibrium for carbonate minerals for various pH values

Table 2

pH	Mineral	SI	Log KT	0,05 log KT
8,04	CaCO3	2,11	-8,43	-0,4215
8.04	CaMg(CO3)2	3,97	-16.86	-0,843
8,04	MnCO3	0,45	-11,60	-0,580
8,04	FeCO3	3,02	-10.83	-0,5415
7.04	CaCO3	1,15	-8,43	-0,4215
7.04	CaMg(CO3)2	2.05	-16.86	-0,843
7,04	MnCO3	-0,50	-11,60	-0,580
7.04	FeCO3	2.06	-10.83	-0,5415
6.04	CaCO3	0,11	-8,43	-0,4215
6.04	CaMg(CO3)2	-0,04	-16.86	-0,843
6,04	MnCO3	-1,55,	-11,60	-0,580
6.04	FeCO3	1.02	-10.83	-0,5415
5.04	CaCO3	-1.21	-8,43	-0,4215
5.04	CaMg(CO3)2	-2.66	-16.86	-0,843
5,04	MnCO3	-2,86	-11,60	-0,580
5.04	FeCO3	-0,3	-10.83	-0,5415

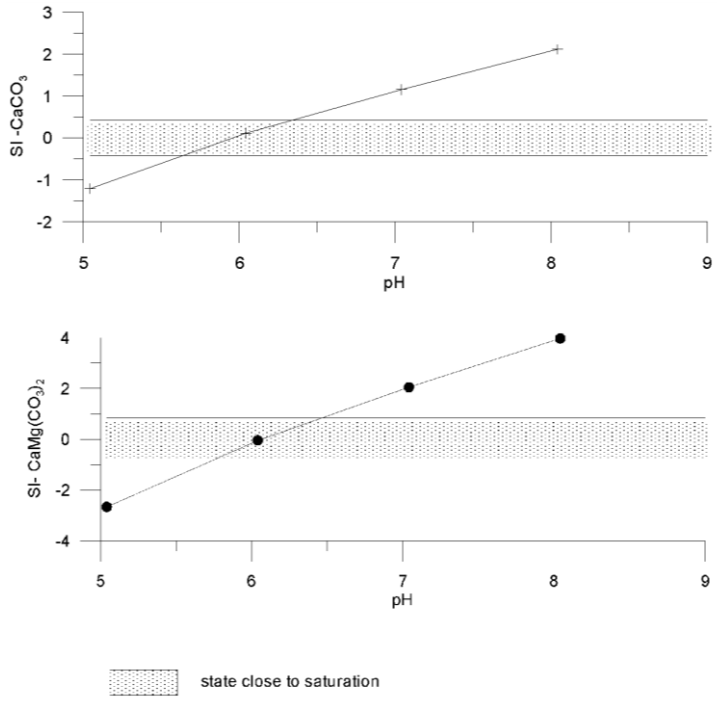


Fig.1. State of phase equilibrium for calcite and dolomite for various pH values

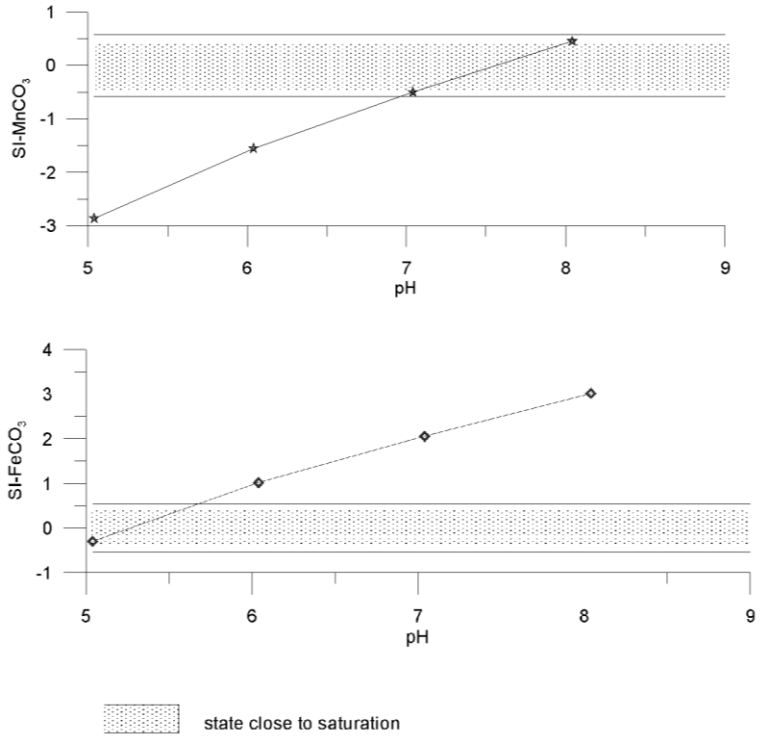


Fig.2. State of phase equilibrium for rhodochrosite and siderite for various pH values

4. Final conclusions

1. Factors deciding about the absorptive quality of geological formation, where waste is going to be stored, result from qualitative properties of the strata, their porosity, permeability, and also properties of the injected medium.
2. Lowering or even vanishing of absorptive character of a well is caused by such geological factors as: low porosity, low permeability, uneven geological formation, as well as the presence of fine particles in the injected fluid and its chemical composition.
3. Reservoir waters, prior to being injected to unproductive absorptive strata, should be cleaned of components which create colmatation hazard to the rock mass.
4. Processes accompanying reservoir water (brine) injection to the rock mass, and which reduce its absorptive qualities, may be a result of water and rock reaction. Under the influence of water injected to the rock mass some mi-

nerals of the rock matrix may be dissolved and minerals precipitated from the injected medium.

5. Reactions taking place during injection of reservoir waters are determined by a number of physical and chemical factors. Among the most decisive ones are: temperature, hydrogen ion concentration (pH), redox potential (Eh), salinity, presence of suspension, as well as iron, manganese, oxygen and hydrogen sulfides.

References

1. Appelo C.A.J., Postma D.: Geochemistry, Groundwater and Pollution, 1994.
2. Bader M.S.H.: Sulfate scale problems in oil fields water injection operations. Desalination, v201, 100-105, 2006.
3. Bein A., Dutton A.: Origin, distribution, and movement of brine in the Permian Basin (U.S.A.): A model for displacement of connate brine, Geological Society of America Bulletin, v.105, p695-707, 1994.
4. Kaleta J., Puszkarewicz A., Papciak D.: Removal of iron, manganese and nitrogen compounds from underground waters with diverse physical and chemical characteristics. Environment Protection Engineering, v 33, 3, 3-15, 2007.
5. Paces T.: Chemical characteristic and equilibration in natural water-felsic rock-CO2 System , Geochimica et Cosmochimica Acta, v. 37, 1972.
6. Parkhurst D.L., Appelo C.A.J.: User's guide to PHREEQC (Version 2) a computer program for speciation, batch-reaction, one-dimensional transport, and inverse geochemical calculations, Water-Resources Investigations Report 99-4259, 1999.
7. Rosenbauer R.J., Bischoff J.L, Kharaka Y.K.: Geochemical effects of deep-well injection of the Paradox Valley brine into Paleozoic carbonate rocks, Colorado, U.S.A., Applied Geochemistry, v.7.pp273-286, 1992.
8. Williams-Stround Sh.C.: Solution to the paradox? Results of some chemical equilibrium and mass balance calculations applied to the paradox basin evaporite deposit, American Journal of Science, v. 294, pp1189-1228, 1994.

9. Wood W.W., Sanford W.E.: Ground-Water Control of Evaporite Deposition, Economic Geology v.85pp 1226-1235, 1990.

Realized within statute research programme

Zastosowanie kopolimerów wzorcowych akryloamidu i polimerów odpadowych nowolaku w oczyszczaniu ścieków modelowych

Wioletta M. Bajdur – Politechnika Częstochowska, **Adam Idzikowski** – Politechnika Częstochowska, **Wiesław W. Sułkowski** – Uniwersytet Śląski

1. Wprowadzenie

Rozwój techniki w ostatnich latach pozwala teoretycznie zaproponować zagospodarowanie i recykling odpadów w każdej prawie technologii, oszczędzając surowce mineralne. Ekonomicznie uzasadnione rozwiązania osiąga się tym łatwiej, im skuteczniej zapobiega się kumulacji strumieni odpadów, a to realizować można przez stosowanie różnych metod przetwarzania odpadów na produkty użyteczne (rozdzielczych, fizykochemicznych i bioinżynieryjnych) lub przez neutralizację odpadów ciekłych. Jednocześnie wyniki badań naukowych, odpowiednich badań wdrożeniowych, zamykanie obiegów wody, czy obiegów innych czynników w procesach wytwórczych, jest już dziś powszechnie stosowanym schematem technologicznym i pozwala na podwyższenie opłacalności produkcji w zgodzie z wymogami środowiska. Udział poszczególnych tworzyw polimerowych w poużytkowych wyrobach odpowiada mniej więcej udziałom masowym produkowanych polimerów, uwzględniając czas ich użytecznego wykorzystania [3]. Przewidując rosnącą ilość poużytkowych wyrobów z tworzyw polimerowych oraz przewidując zmiany udziału w nich poszczególnych tworzyw od lat 80-tych XX wieku opracowywane są metody ich recyklingu, zagospodarowania po okresie użytkowania. W niedługim czasie różne formy recyklingu obejmować będą prawie wszystkie wyroby z tworzyw polimerowych i jedynie niewielkie ich ilości gromadzone będą na wysypiskach odpadów. Najbardziej perspektywiczną formą recyklingu poużytkowych wyrobów z tworzyw polimerowych wydaje się recykling chemiczny (surowcowy) lub taka forma recyklingu materiałowego, która nie ograniczy możliwości odzyskiwania energii.

Odpady polimerowe, jako zużyte materiały, czy wadliwe szarże produkcyjne są niezwykle uciążliwe dla środowiska, dlatego też opracowanie technologii ich zagospodarowania posiada ogromne znaczenie gospodarcze. Taka technologia nie może być zwykłą zamianą odpadu na produkt użyteczny jeżeli wiązałaby się z większym zagrożeniem dla środowiska. Najlepszym rozwiązaniem byłoby zagospodarowanie odpadów polimerowych zgodnie z opracowaną technologią, co nazywa się recyklingiem [6]. Taki sposób zagospodarowania odpadów dodatkowo ma duże znaczenie gospodarcze, ponieważ w miejsce szkodliwego i nieprzydatnego odpadu wytwarza się produkt (np. przez chemiczną modyfikację o nowych właściwościach i znaczeniu gospodarczym).

Uwzględniając konieczność opracowania nowych metod zagospodarowania poużytkowych wyrobów z tworzyw polimerowych oraz opracowania nowych technologii oczyszczania ścieków prowadzone są badania procesów modyfikacji odpadów i poużytkowych wyrobów z tworzyw polimerowych w celu uzyskiwania polielektrolitów, które mogą znaleźć zastosowanie jako polimerowe flokulanty, związki stosowane powszechnie do oczyszczania ścieków przemysłowych i komunalnych, wspomagania procesów odwadniania osadów oraz do uzdatniania wody do procesów technologicznych. Stabilizujące działanie rozpuszczalnych w wodzie polielektrolitów na układy rozproszone cząstek koloidalnych stosuje się w wielu procesach przemysłowych, np.: w płuczkach wiertniczych lub w wannach flotacyjnych do stabilizacji zawiesin, do flokulacji rud po wzbogaceniu w procesie flotacyjnym lub w rolnictwie do przeciwdziałania erozji gleby. Polielektrolity są jednak przede wszystkim stosowane w procesach oczyszczania wód przemysłowych i ścieków komunalnych [4]. Zagęszczanie osadów z użyciem polimerowych flokulantów jest jednym z etapów przeróbki ścieków i ma na celu zmniejszenie objętości osadów oraz odzyskanie jak największej ilości wody, która będzie się nadawała do odprowadzenia do odbiorników lub do ponownego zastosowania. Proces flokulacji jest procesem skomplikowanym i zależy od wielu różnych czynników.

W wyniku chemicznej modyfikacji odpadów polimerowych można zaoszczędzić surowce mineralne, otrzymując polimery o właściwościach flokulujących i zastosować jako flokulanty w procesach oczyszczania ścieków.

2. Materiały i metody badań

Kopolimery wzorcowe – kopolimery akryloamidu z akrylonitrylem otrzymano w wyniku reakcji kopolimeryzacji tych monomerów w roztworze wodnym z użyciem nadsiarczanu potasu jako inicjatora [7]. Produkt z roztworu wodnego wydzielono przez wytrącenie acetonem.

Do chemicznej modyfikacji użyto odpadów nowolaku SE produkcji Zakładów Tworzyw Sztucznych „ERG" w Pustkowie, kwas azotowy, kwas siarkowy, kwas solny, węglan wapnia, węglan sodu, amoniak, chlorek cyny, siarczan srebra produkcji Polskich Odczynników Chemicznych – Gliwice. Nitrowe pochodne nowolaku SE otrzymano przez nitrowanie nowolaku o budowie liniowej mieszaniną nitrującą HNO_3/H_2SO_4. W celu uzyskania pochodnych aminowych przeprowadzono redukcję pochodnych nitrowych nowolaku mieszaniną $SnCl_2/H_2O$ i stężonego HCl, a otrzymane produkty wydzielono i oczyszczono.

2.1. Oznaczanie zawartości procentowej azotu

Oznaczanie azotu elementarnego wykonano metodą Dumasa. Próbki w ilości od 0,5 do 0,8 g spalano w rurze kwarcowej z wypełnieniem CuO-Cu-CuO

w atmosferze CO_2. Powstający wolny azot zbierano w atmosferze nad 50% roztworem KOH.

Analizę wykonano w piecu firmy VEB Glasswerke Stutzerbach.

2.2. Analiza elementarna zawartości C, H, N w polimerach

Oznaczono zawartość procentową węgla, wodoru, azotu i siarki w otrzymanych polimerach. Analizę uzyskanych polimerów wykonano w aparacie PE 2400 analizator CHNS/O. Do analizy pobierano około 2 mg polimeru.

Wyznaczanie granicznych liczb lepkościowych

Uśredniono wszystkie otrzymane wyniki czasów przepływu rozpuszczalnika i roztworu przez kapilarę, obliczono względną lepkość ($\eta_{wzgl.}$) dla każdego roztworu:

$$\eta_{wzgl} = \frac{t_{śr}}{t_{0śr}}$$

gdzie:

$t_{śr}$ – uśredniony czas przepływu przez kapilarę roztworu o danym stężeniu,

$t_{0śr}$ – uśredniony czas przepływu przez kapilarę wody destylowanej użytej do sporządzenia badanych roztworów.

Lepkość właściwą ($\eta_{wł}$) poszczególnych roztworów wyliczono z wzoru:

$$\eta_{wł} = \eta_{wzgl} - 1$$

Z wartości lepkości właściwej wyliczono lepkość zredukowaną (η_{zred}):

$$\eta_{zred} = \eta_{wł} / C$$

gdzie:

C – stężenie procentowe badanego roztworu.

i wykreślano zależność lepkości zredukowanej badanych roztworów od ich stężenia procentowego. Z wykresu odczytano wartości granicznej liczby lepkościowej.

2.3. Oznaczanie gęstości nasypowej

Przez gęstość nasypową określa się masę jednostki objętości luźno nasypanych materiałów rozdrobnionych. Gęstość nasypowa zależy przede wszystkim od warunków oznaczania. W związku z tym normy i przepisy określające sposób oznaczania muszą być ściśle przestrzegane. Gęstość nasypowa jest właściwością charakteryzującą materiały sypkie, określającą zarówno masę materiału jak i stopień jego rozdrobnienia oraz inne właściwości wpływające na pulchność materiału (na przykład kształt ziaren).

Oznaczanie gęstości nasypowej prowadzono wg normy PN-64/C-98054. Zasada pomiaru polega na umieszczeniu lejka z kranikiem nad cylindrem miarowym o objętości 100 cm^3. Próbkę wsypuje się do lejka i po otwarciu kranika napełnienia uprzednio zważony cylinder. Cylinder z próbką waży się ponownie. Gęstość pozorną d_D obliczono wg wzoru:

$$d_D = \frac{m}{100} \left[\frac{g}{cm^3} \right]$$

gdzie:

m – masa tworzywa znajdującego się w cylindrze miarowym [g]

2.4. Oznaczanie rozpuszczalności

Oznaczono rozpuszczalność otrzymanych polimerów i kopolimerów w wybranych rozpuszczalnikach organicznych i wodzie. Naważki polimerów i kopolimerów wsypywano do określonej ilości rozpuszczalnika i wytrząsano przez 5 minut i następnie pozostawiano w temperaturze pokojowej na 24 godziny. Zlewano rozpuszczalnik znad polimeru i po wysuszeniu polimer ważono. Rozpuszczalność liczono z ilości polimeru rozpuszczonego w danej objętości rozpuszczalnika. Oznaczenie powtórzono, ale przed pozostawieniem na okres 24-ech godzin, wszystkie mieszaniny ogrzewano do wrzenia i utrzymywano w temperaturze wrzenia przez 10 minut.

2.5. Spektroskopia w podczerwieni

W celu identyfikacji grup charakterystycznych wyjściowych monomerów, syntezowanych kopolimerów oraz produktów modyfikacji odpadów polimerów takich jak np. grupy aminowe, amidowe, karboksylowe wykonano analizę tych związków w podczerwieni na spektrofotometrze MAGNA IR 560. Próbki do badania przygotowano w formie pastylek sporządzonych z 1 mg związku badanego i 150 mg KBr. Widma wykonano w zakresie od 4000 – 400 cm^{-1}.

2.6. Badanie właściwości flokulacyjnych otrzymanych kopolimerów i chemicznie modyfikowanych odpadów polimerów

Przeprowadzono próby optymalizacji procesu flokulacji dla pochodnych aminowych poprodukcyjnych odpadów nowolaku SE używając 1% r-ru koagulanta – siarczanu glinu i 0,1% r-rów otrzymanych polielektrolitów. Badanie procesu flokulacji prowadzono ustalając najpierw optymalną dawkę koagulanta, a następnie flokulanta. Dokonano pomiaru mętności oczyszczonych ścieków przed procesem flokulacji i po procesie. Mętność oznaczono używając przyrządu Turb 550 IR pozwalającego na szybki i wiarygodny pomiar. Metoda pomiarowa zastosowana w Turb 550 IR spełnia wymagania norm ISO 7027/DIN 27027 i jest zgodna z zaleceniami US EPA.

3. Dyskusja wyników

Przeprowadzona kopolimeryzacja akryloamidu z akrylonitrylem pozwoliła na uzyskanie polielektrolitu wzorcowego (tab. 1). Taki wybór komonomerów do prowadzenia procesu ich kopolimeryzacji podyktowany był tym, że współczynniki reaktywności akryloamidu i akrylonitrylu wynoszą odpowiednio 1,36 i 0,88 [5]. Dla tych komonomerów w tym przypadku kopolimer w początkowych stadiach procesu kopolimeryzacji wzbogaca się w akryloamid (z akrylonitrylem). Wysoki stopień przereagowania monomerów do polimeru (powyżej 95%) pozwalał również na całkowite przereagowanie mniej aktywnego z komonomerów, co powinno wyrażać się odpowiednio zmianami właściwości i budowy uzyskanych kopolimerów dla niskich i wysokich stopni przereagowania komonomerów. W wyniku kopolimeryzacji akryloamidu z akrylonitrylem otrzymano produkty stałe o barwie jasnożółtej. Kopolimery bardzo dobrze rozpuszczały się na zimno w wodzie.

Wyniki analiz kopolimerów akryloamidu z akrylonitrylem

Tabela 1

Nr próbki	Wydajność reakcji*	Zawartość azotu w produkcie	Graniczna liczba lepkościowa [η]
		[%]	[dm^3/g]
1	94	23,28	0,26
2	95	21,40	0,28

Źródło: opracowanie własne

*Wydajność reakcji obliczono ze wzoru

$$W = \left(\frac{m_1}{m_2} \right) \cdot 100[\%]$$

gdzie:

W – wydajność,

m_1 – masa otrzymanego produktu,

m_2 – masa obliczeniowa monomerów użytych do syntezy

Kopolimery akryloamidu z dodatkiem akrylonitrylu zawierają 23,28% i 21,40 % azotu. Wartości granicznych liczb lepkościowych dla kopolimerów akryloamidu z akrylonitrylem, od 0,26 do 0,28 dm^3/g, są zbliżone do wartości granicznych liczb lepkościowych poliakryloamidu uzyskanego w niektórych syntezach metodą strąceniową. Wprowadzenie nieznacznych ilości akrylonitrylu w zasadzie nie wpłynęło na lepkość syntezowanego polielektrolitu. Oznaczenia ciężarów cząsteczkowych metodą osmometryczną, ze względu na rozpuszczalność syntezowanych kopolimerów jedynie w wodzie, nie można było wykonać. Obecność grup amidowych i nitrylowych w molekułach kopolimeru akryloamidu z akrylonitrylem potwierdzono przez analizę widm w pod-

czerwieni. Na widmie w podczerwieni stwierdzono obecność charakterystycznych pasm absorpcji grupy -$CONH_2$ w zakresie liczb falowych 3415 cm^{-1} (drgania asymetryczne NH), 3213 cm^{-1} (drgania symetryczne NH), 1662 cm^{-1} (drgania rozciągające CO), 1618 cm^{-1} (drgania deformacyjne NH) oraz charakterystyczne pasmo absorpcji grupy -CN z maksimum przy liczbie falowej 2243 cm^{-1}. Dla nowolaków SE otrzymano pochodne aminowe o zawartości azotu od 1,94% do 2,69%, co odpowiada zawartości jednej grupy aminowej na od 3 do 2 jednostek konstytucyjnych (tabela 2). Znacząca różnica zawartości grup aminowych na jednostkę konstytucyjną w przypadku pochodnych aminowych nowolaku NS może mieć istotny wpływ na właściwości flokulacyjne tych polielektrolitów [1, 2].

Wyniki analiz aminowych pochodnych odpadów poprodukcyjnych nowolaku SE otrzymanych w procesie redukcji pochodnych nitrowych

Tabela 2

Rodzaj nowolaku	Nr próbki	Wydajność reakcji	Doświadczalna zawartość N i grup aminowych		Ilość jednostek konstytucyjnych na 1 grupę NH_2	Gęstość nasypowa	Graniczna liczba lepkościowa
		[%]	[%]	w*		[g/cm^3]	[dm^3/g]
SE	1	99	2,69	0,21	3	0,345	0,21
	2	83	2,81	0,22	3	0,351	0,27
	3	97	2,86	0,22	3	0,375	0,27
	4	97	2,88	0,23	3	0,335	0,27
	5	94	3,02	0,24	3	0,339	0,29
	6	81	1,94	0,15	2	0,343	0,19

** molowa zawartość grup aminowych liczona na jednostkę konstytucyjną*

Źródło: opracowanie własne

Gęstość nasypowa proszkowych aminowych pochodnych odpadów poprodukcyjnych nowolaku SE wynosiła od 0,335 do 0,375 g/cm^3 i wartości te, zbliżone do wartości gęstości nasypowych polielektrolitów handlowych, są o połowę niższe od gęstości nasypowych wyjściowych nowolaków. Oznaczone wartości granicznych liczb lepkościowych otrzymanych pochodnych aminowych odpadów poprodukcyjnych nowolaku SE wynoszą od 0,19 do 0,29 dm^3/g.

Dla pochodnych aminowych nowolaków SE zostały również wyznaczone temperatury topnienia, które wynoszą powyżej 490 K, są wyższe w porównaniu z temperaturami topnienia pochodnych nitrowych nowolaków.

Dla syntezowanych aminowych pochodnych odpadów poprodukcyjnych nowolaków SE przeprowadzono badania ich rozpuszczalności w typowych rozpuszczalnikach organicznych i wodzie, w temperaturze pokojowej i temperaturze wrzenia rozpuszczalnika. Stwierdzono, że produkty te są nierozpuszczalne w butanolu, kwasie octowym, izopropanolu, DMF-ie, ksylenie, cykloheksanolu

i octanie etylu, pirydynie, toluenie, benzenie, nitrobenzenie, cykloheksanie, anilinie, dioksanie i wodzie. Ponieważ produkty te nie rozpuszczają się w wodzie, przeprowadzono również badania ich rozpuszczalności w rozcieńczonych (3%-owych) roztworach KOH i NaOH i stwierdzono, że aminowe pochodne odpadów poprodukcyjnych nowolaku SE i NS dobrze rozpuszczają się w tych roztworach. Dlatego do badań przydatności syntezowanych pochodnych jako polielektrolitów postanowiono w procesach flokulacji stosować ich roztwory w rozcieńczonym wodnym roztworze KOH.

Na podstawie analizy porównawczej widm w podczerwieni można stwierdzić jedynie, że na widmach pochodnych nitrowych pasma przy liczbach falowych około 1540 cm^{-1} i 1340 cm^{-1} charakterystyczne dla pochodnych nitrowych nie występują na widmach pochodnych aminowych.

Dla uzyskanych produktów modyfikacji odpadów poprodukcyjnych żywicy fenolowo-formaldehydowej oraz syntezowanych polielektrolitów wzorcowych akryloamidu z akrylonitrylem przeprowadzono badania ich zastosowania we wspomaganiu procesu koagulacji ścieków modelowych. Woda modelowa spreparowana została z wody wodociągowej i glinki jaroszowskiej o podstawowym składzie chemicznym: SiO_2 (54-68%); Al_2O_3 (29-40%); Fe_2O_3 (1,5-2,9%); K_2O (1,2-2,4%). Wodę o wysokiej mętności do badań przygotowano zgodnie z Polską Normą – 71/C-04538. Badanie procesu flokulacji prowadzono, ustalając najpierw optymalną dawkę koagulanta, a następnie flokulanta (Tabela 3, 4, 5, 6).

Dobór dawki koagulanta stosowanego do oczyszczania wody modelowej z glinki jaroszowskiej dla początkowej mętności wody 160 NTU (STD 0,20) i pH=6,95 przed koagulacją

Tabela 3

Dawka koagulanta [mg/dm^3]	Oznaczenia po koagulacji		
	Mętność [NTU]	STD	pH
20,0	51,2	0,15	6,95
24,5	58,1	0,20	6,94
33,5	62,5	0,25	6,93
39,5	54,7	0,28	6,95
45,0	51,8	0,11	6,97
53,0	46,2	0,33	6,98
50,0	**38,9**	**0,28**	**6,93**
60,0	44,7	0,33	6,91
66,5	48,2	0,23	6,97
72,0	51,5	0,08	6,93
78,4	56,7	0,57	6,94
81,0	60,9	0,33	6,95
88,5	67,0	0,23	6,97

Źródło: opracowanie własne

Na podstawie wyników przeprowadzonych badań procesu flokulacji z zastosowaniem kopolimerów wzorcowych akryloamidu z akrylonitrylem ustalono, że efekty wspomagania procesu koagulacji są porównywalne z efektami uzyskanymi dla syntezowanych polielektrolitów na bazie odpadów żywicy fenolowo-formaldehydowej – nowolaku SE.

Wyniki badań procesu flokulacji w oczyszczaniu wody modelowej spreparowanej z glinki jaroszowskiej (o mętności przed koagulacją 160,0 NTU, dawce koagulanta 50,0 mg/dm^3 i pH=6,95) z zastosowaniem kopolimerów akryloamidu z akrylonitrylu

Tabela 4

Numer próbki	Mętność przed flokulacją [NTU]	Dawka polielektrolitu [mg/dm^3]	Mętność po flokulacji [NTU]	STD	Zmiana mętności [%]	pH po flokulacji
1	38,9	0,006	40,7	0,33	-4,6	6,94
		0,010	35,7	0,12	8,2	6,94
		0,013	30,2	0,33	22,4	6,95
		0,017	24,5	0,15	37,0	6,96
		0,033	31,7	0,05	18,5	6,96
2	38,9	0,006	39,1	0,15	-0,5	6,95
		0,010	35,0	0,12	10,0	6,94
		0,013	30,0	0,33	22,9	6,95
		0,017	24,4	0,05	37,3	6,95
		0,033	31,3	0,05	19,5	6,94

Źródło: opracowanie własne

W przypadku kopolimerów akryloamidu z akrylonitrylem okazało się, że dla kopolimerów o różnych wartościach granicznych liczb lepkościowych stężenie polielektrolitu, przy którym obserwujemy maksymalny spadek mętności wody modelowej wynosi 0,017 mg/dm^3. Najwyższy stwierdzony spadek mętności ścieków oczyszczonych z zastosowaniem kopolimerów akryloamidu z akrylonitrylem o granicznej liczbie lepkościowej [η] równej 0,28 dm^3/g wynosił dla wody modelowej 14,5 NTU, co stanowi 37,3% wartości mętności przed flokulacją (rys. 1).

Najlepsze efekty wspomagania procesu flokulacji dla pochodnych aminowych poprodukcyjnych odpadów nowolaków SE uzyskano dla produktów o najwyższej procentowej zawartości azotu (2,95% i 3,02% odpowiednio) i najwyższych wartościach granicznych liczb lepkościowych (0,28 dm^3/g i 0,29 dm^3/g odpowiednio). Minimalne wartości mętności dla wody modelowej po procesie flokulacji prowadzonym z zastosowaniem pochodnych aminowych odpadów poprodukcyjnych nowolaku SE jako polielektrolitu dla stężenia 1,000 mg/dm^3 wynosiły 17,0 NTU, a spadek wartości mętności wynosił 21,9 NTU, co stanowi 56,3% wartości mętności przed flokulacją (rys. 2).

Wyniki badań procesu flokulacji w oczyszczaniu wody modelowej spreparowanej z glinki jaroszowskiej (o mętności przed koagulacją 160 NTU, dawce koagulanta 50 mg/dm^3 i pH=6,95) z zastosowaniem pochodnych aminowych poprodukcyjnych odpadów nowolaku SE

Tabela 5

Numer próbki	Mętność przed flokulacją [NTU]	Dawka polielektrolitu [mg/dm^3]	Mętność po flokulacji [NTU]	STD	Zmiana mętności [%]	pH po flokulacji
1	38,9	0,170	45,5	0,22	-17,0	6,91
		0,330	34,2	0,15	12,1	6,90
		0,660	27,5	0,26	29,3	6,90
		1,000	20,4	0,18	47,5	6,87
		1,330	27,0	0,12	30,6	6,91
		1,660	35,2	0,15	9,5	6,90
		2,000	46,0	0,18	-18,2	6,91
2	38,9	0,170	41,9	0,15	-7,7	6,89
		0,330	32,0	0,05	17,7	6,87
		0,660	25,3	0,03	35,0	6,87
		1,000	18,2	0,20	53,2	6,87
		1,330	24,8	0,20	36,2	6,86
		1,660	30,4	0,26	21,8	6,87
		2,000	39,0	0,25	-0,2	6,89
3	38,9	0,170	41,8	0,15	-7,4	6,89
		0,330	32,0	0,25	17,7	6,89
		0,660	25,3	0,22	35,0	6,90
		1,000	18,2	0,05	53,2	6,89
		1,330	24,7	0,14	36,5	6,87
		1,660	30,3	0,18	22,1	6,88
		2,000	39,0	0,26	-0,2	6,89
4	38,9	0,170	39,0	0,08	-0,2	6,86
		0,330	30,3	0,25	22,1	6,87
		0,660	23,4	0,25	39,8	6,85
		1,000	17,8	0,88	54,2	6,87
		1,330	23,0	0,03	40,9	6,87
		1,660	31,4	0,22	19,3	6,88
		2,000	38,0	0,26	2,3	6,89
5	38,9	0,170	37,0	0,44	4,9	6,86
		0,330	29,2	0,25	24,9	6,87
		0,660	22,3	0,06	42,7	6,87
		1,000	17,0	0,24	56,3	6,86
		1,330	22,1	0,05	43,2	6,85
		1,660	30,1	0,12	22,6	6,86
		2,000	36,9	0,14	5,1	6,87

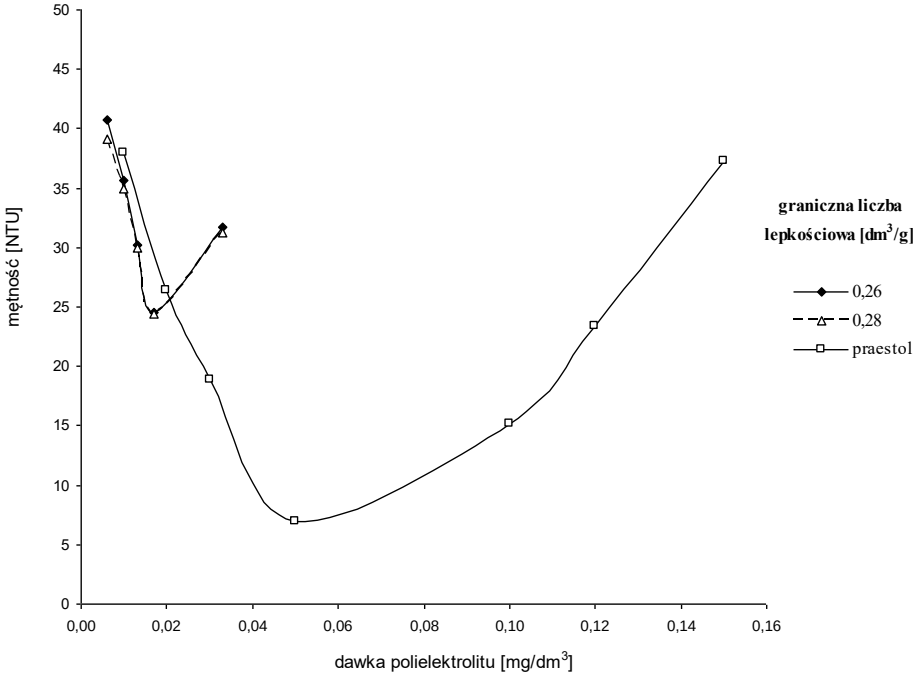
Źródło: opracowanie własne

Wyniki badań procesu flokulacji w oczyszczaniu wody modelowej spreparowanej z glinki jaroszowskiej (o mętności przed koagulacją 160,0 NTU, dawce koagulanta 50,0 mg/dm^3 i pH=6,95) z zastosowaniem polielektrolitu Praestol 2515

Tabela 6

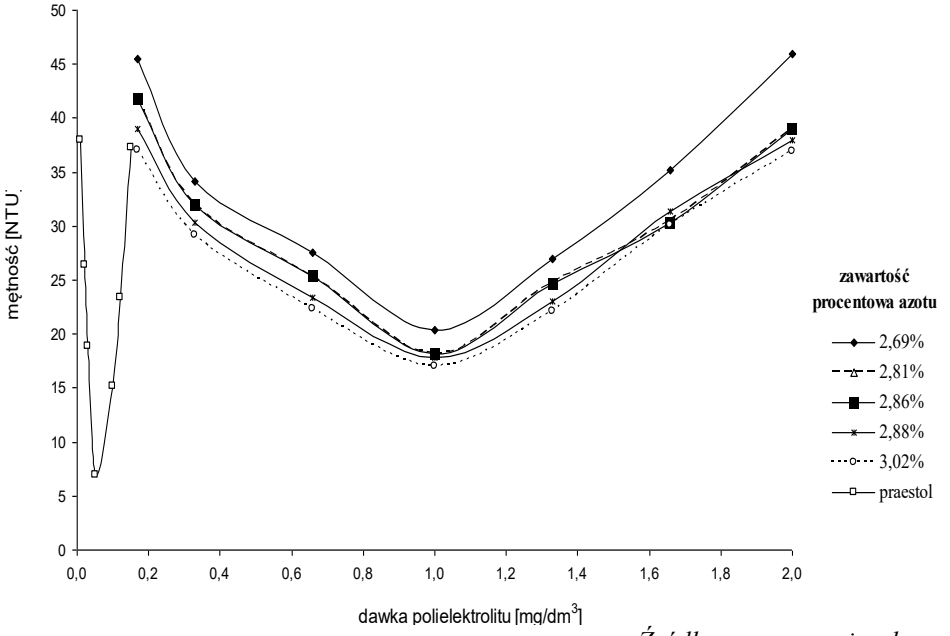
Mętność przed flokulacją [NTU]	Dawka polielektrolitu [mg/dm^3]	Mętność po flokulacji [NTU]	STD	Zmiana mętności [%]	pH po flokulacji
38,9	0,01	38	0,21	2,31	6,95
	0,02	26,4	0,08	32,1	6,96
	0,03	18,9	0,15	51,4	6,96
	0,05	**7,0**	**0,21**	**82,0**	**6,95**
	0,10	15,2	0,12	60,9	6,93
	0,12	23,4	0,23	39,8	6,94
	0,15	37,3	0,20	4,1	6,96

Źródło: opracowanie własne



Źródło: opracowanie własne

Rys.1. Zależność mętności od dawki kopolimeru akryloamidu z akrylonitrylem dla różnych wartości granicznych liczb lepkościowych kopolimeru przy oczyszczaniu wody modelowej o mętności przed koagulacją 160 NTU, dawce koagulanta 50,0 mg/dm^3 i pH 6,95



Źródło: opracowanie własne

Rys.2. Zależność mętności od dawki aminowych pochodnych poprodukcyjnych odpadów nowolaku SE dla różnej zawartości azotu przy oczyszczaniu wody spreparowanej z glinki jaroszowskiej o mętności przed koagulacją 160 NTU, dawce koagulanta 50,0 mg/dm3 i pH 6,95

Można stwierdzić, że aminowe pochodne odpadów nowolaku SE są mniej efektywnymi flokulantami dla badanych wód, poddanych procesom flokulacji. Aminowe pochodne odpadów poprodukcyjnych nowolaku SE okazały się skutecznymi polielektrolitami dla wody modelowej, jednak ich skuteczność, dla wysokich stosowanych stężeń, była znacznie niższa od skuteczności badanego polielektrolitu handlowego. Prawdopodobnie polielektrolity te skuteczniej wspomagałyby procesy flokulacji innych wód lub ścieków przemysłowych.

4. Podsumowanie

Synteza kopolimerów akryloamidu z akrylonitrylem przy użyciem katalizatorów polimeryzacji rodnikowej pozwoliła na otrzymanie wzorcowych produktów stałych, rozpuszczalnych w wodzie o różnych wartościach granicznych liczb lepkościowych. W wyniku procesu nitrowania, a następnie redukcji pochodnych nitrowych do pochodnych aminowych odpadów poprodukcyjnych żywic fenolowo-formaldehydowych otrzymano produkty w postaci proszków częściowo rozpuszczalnych w wodzie, natomiast bardzo dobrze rozpuszczalnych w rozcieńczonych wodnych roztworach NaOH i KOH. Na podstawie przepro-

wadzonych badań zastosowania do procesów flokulacji wzorcowych kopolimerów akryloamidu z akrylonitrylem oraz produktów modyfikacji odpadów żywicy fenolowo-formaldehydowej można stwierdzić, że redukcja mętności badanych ścieków modelowych była w granicach 50%. W związku z tym pochodne aminowe można używać jako efektywne flokulanty do odpowiednio dobranego rodzaju ścieków lub wód przemysłowych.

Literatura

1. Bajdur W.M., Sułkowski W.: Application of Modified Wastes from Phenol-Formaldehyde Resin and Expanded Polystyrene in Sewage Treatment Processes, Macromolecular Symposia, 2003, 202, 1, 325-337.
2. Bajdur W., Sułkowski W.: Polyelectrolytes synthesis from phenol-formaldehyde resins wastes, Polymer Recycling, 2001, 6, 1, 71-76.
3. Bajdur W.M.: Estimaton of effectivness of modified polystyrene wastes in sewage treatment processes, w: Wzorek, Z., Kulczycka J., Fecko P., Kusnierova M. (red.): Waste Recycling, Kraków , Wyd. IG SMiE PAN , 2005, 49-53.
4. Dziennik Ustaw Nr 116, Załączniki do Rozporządzenia Ministra Ochrony Środowiska, Zasobów Naturalnych i Leśnictwa z dnia 5 listopada 1991 r. (poz. 503).
5. Encyklopedia of Polymer Science and Technology, John Wiley & Sons, New York, 1964, 1, 187.
6. Kuciel S., Mazurkiewicz S., Proszek M.: Możliwości wykorzystania odpadów z tworzyw sztucznych, Wydawnictwo Uniwersytetu Jagiellońskiego, Kraków, 2001.
7. March J.: Chemia organiczna. Reakcje. Mechanizmy. Budowa, WNT, Warszawa, 1975.

Przegląd bezpiecznych środków strzałowych stosowanych w górnictwie

Jolanta Biegańska – Politechnika Śląska

1. Wprowadzenie

Głównym aspektem stosowania materiałów wybuchowych w górnictwie jest sprawa bezpieczeństwa pracy szeroko rozumiana. Dotyczy to zarówno stosowania bezpiecznych materiałów wybuchowych, jak i bezpiecznego prowadzenia prac strzałowych.

Zgodnie z art. 6 pkt 13 Ustawy z dnia 4 lutego 1994 roku Prawo geologiczne i górnicze [27], używane w górnictwie pojęcie „środki strzałowe" jest równoważne z pojęciem materiały wybuchowe w rozumieniu Ustawy z dnia 21 czerwca 2002 roku o materiałach wybuchowych przeznaczonych do użytku cywilnego i Ustawy z dnia 10 września 2004 r. o zmianie ustawy [25, 26]. Pod pojęciem „materiały wybuchowe" (art. 3 pkt 9 ustawy) należy rozumieć zarówno same materiały wybuchowe, jak i przedmioty nimi wypełnione.

Art. 6. W rozumieniu ustawy:

13) środkami strzałowymi są materiały wybuchowe w rozumieniu ustawy z dnia 21 czerwca 2002 r. o materiałach wybuchowych przeznaczonych do użytku cywilnego (Dz. U. Nr 117, poz. 1007).

Art. 3. Ilekroć w ustawie jest mowa o:

9) materiałach wybuchowych – należy przez to rozumieć substancje chemiczne stałe lub ciekłe albo mieszaniny substancji zdolne do reakcji chemicznej z wytwarzaniem gazu o takiej temperaturze i ciśnieniu i z taką szybkością, że mogą powodować zniszczenia w otaczającym środowisku, a także wyroby wypełnione materiałem wybuchowym.

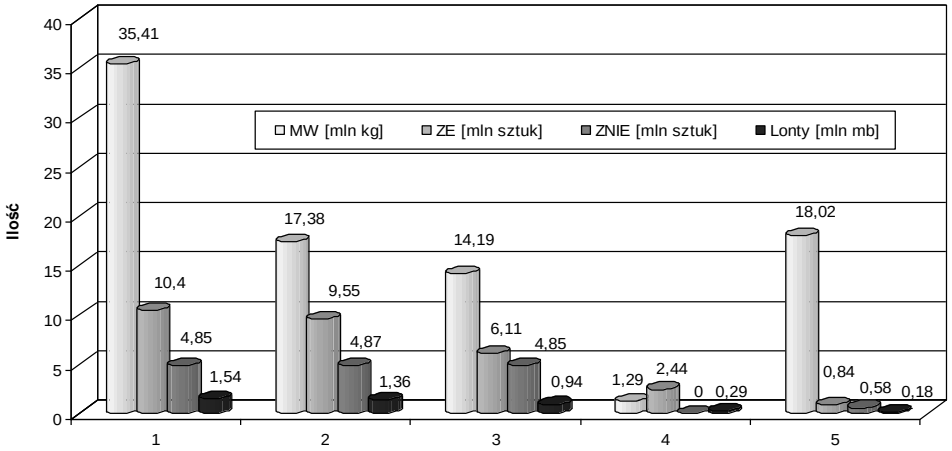
Górnictwo zużywa najwięcej materiałów wybuchowych spośród wszystkich gałęzi gospodarki – niemal 99% stosowanych materiałów wybuchowych do celów cywilnych.

W skali roku ilość ta przekracza 30 tys. Mg (rys. 1) i kształtuje się, w zależności od rodzaju kopalni, na poziomie:

- 16,5 tys. Mg – górnictwo odkrywkowe,
- 14 tys. Mg – górnictwo miedzi,
- 2,5 tys. Mg – kopalnie węgla kamiennego.

Stosowanie materiałów wybuchowych zawsze stwarzało, przy niewłaściwym sposobie obchodzenia się z nimi, zagrożenie dla życia i zdrowia górników. Dlatego dużą wagę przywiązuje się do udoskonalania środków strzałowych i w tej dziedzinie zaznacza się olbrzymi postęp notowany w ostatnich

latach. Oprócz troski o bezpieczeństwo związane z „naturą" środków strzałowych, również pracuje się nad właściwą ich logistyką i udoskonala procedury oraz przepisy dotyczące oznakowania, magazynowania, transportu i bezpiecznego wdrażania metod strzałowych.



Rys.1. Wielkość zużycia środków strzałowych w 2009 roku [13]

1 – Zużycie ogółem, 2 – Podziemne zakłady górnicze, 3 – KGHM, 4 – Kopalnie węgla kamiennego, 5 – Odkrywkowe zakłady górnicze

Nowe wymagania wobec producentów i użytkowników materiałów wybuchowych dyktuje dyrektywa Komisji Europejskiej 2008/43/WE [6], której przepisy będą stosowane na terenie Polski od 5 kwietnia 2012 r.

Biorąc pod uwagę ilość zdarzeń [28] zaistniałych w górnictwie w roku 2008 i 2009 można przyjąć, że bezpieczeństwo przy stosowaniu środków strzałowych nie uległo pogorszeniu w stosunku do roku 2008.

W latach 1990 – 2009 przy robotach strzałowych zaistniało 76 wypadków, w których poszkodowanych zostało 147 pracowników, w tym 19 uległo wypadkom śmiertelnym.

Liczba wypadków związanych ze stosowaniem środków strzałowych systematycznie maleje, zwłaszcza w kopalniach węgla kamiennego. Jest to wynik ograniczenia wykonywania robot strzałowych, zwiększenia nadzoru nad ich wykonywaniem oraz wprowadzenia do stosowania przyrządów służących do kontroli obwodu strzałowego w pobliżu załadowanych otworów strzałowych. Innym rozwiązaniem na drodze do ograniczenia zagrożenia związanego ze stosowaniem środków strzałowych jest zwiększenie udziału mechanizacji procesów wytwarzania i ładowania bezpiecznych materiałów wybuchowych (MW) oraz bezpiecznych technologii ich inicjacji. Takie sposoby wdrożono w górnictwie miedzi zwiększając ilość nowych pojazdów samochodowych, z zamontowanymi urządzeniami mieszalniczo-załadowczymi dla materiałów wybucho-

wych emulsyjnych (MWE) i materiałów wybuchowych zawiesinowych (MWZ), które stają się materiałem wybuchowym po załadowaniu do otworu strzałowego. Zwiększono procentowy udział stosowanych zapalników nieelektrycznych (ZNIE) i dopuszczono dwa nowe typy samojezdnych wozów strzelniczych służących do sporządzania i ładowania do otworów strzałowych środków strzałowych.

2. Środki strzałowe na potrzeby górnictwa

W podziemnych zakładach górniczych i w kopalniach odkrywkowych, niezbędnym elementem w procesie urabiania skał jest stosowanie środków strzałowych, czyli:

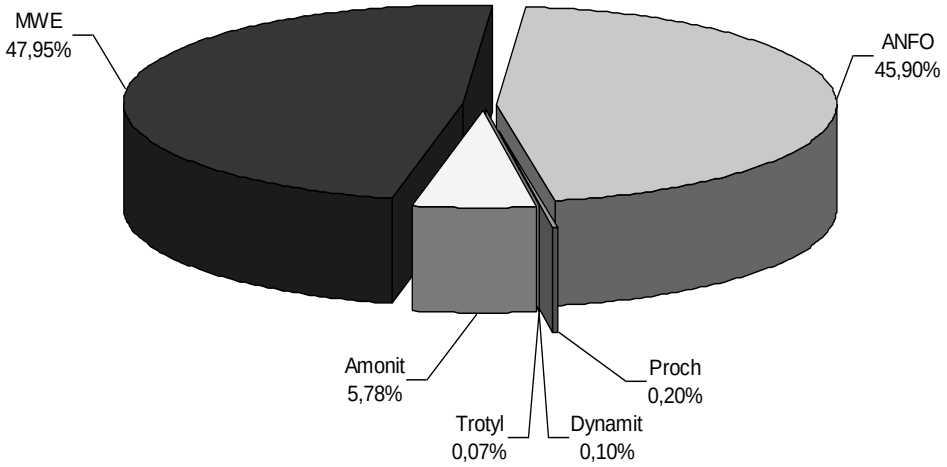
- materiałów wybuchowych,
- zapalników (elektrycznych i nieelektrycznych),
- lontów detonujących oraz
- specjalistycznych ładunków i środków inicjujących.

Podstawowymi materiałami wybuchowymi używanymi w pracach strzałowych są mieszaniny saletry amonowej z ciekłym paliwem – olej wrzecionowy, napędowy, maszynowy nazywane: ANFO (USA, Wielka Brytania), saletrol (Polska), igdanit (Rosja), ANC-Sprengstoffe (Niemcy). W pracach strzałowych, w których stosuje się strzelanie długimi otworami zauważa się tendencję do eliminowania materiałów wybuchowych nitroestrowych. Zamiast nich wprowadza się materiały wybuchowe zawiesinowe i emulsyjne, gdyż są bezpieczniejsze w produkcji i zastosowaniu przy zachowaniu dostatecznej wrażliwości na inicjowanie i wysokiej odporności na bodźce mechaniczne. Są one szeroko stosowane w USA, Kanadzie i Europie Zachodniej. Produkuje się również materiał wybuchowy będący mieszaniną MWE i ANFO – tzw. Heavy ANFO.

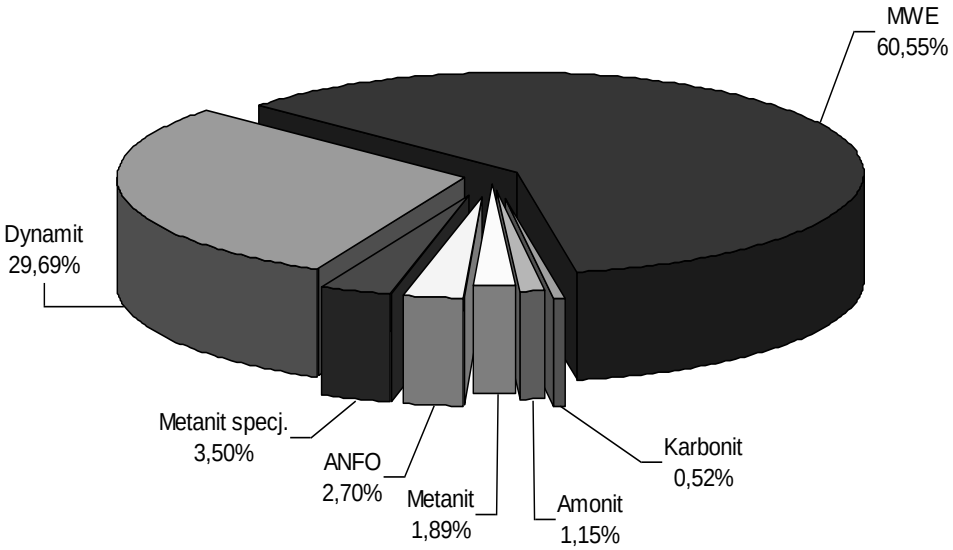
Stosowanie ww. materiałów wybuchowych umożliwia, inny niż tradycyjny, sposób ładowania do otworu strzałowego tzn. mechaniczny załadunek. Również produkcja takich materiałów wybuchowych może odbywać się w miejscu stosowania – możliwe jest umieszczanie MW luzem.

Udział materiałów wybuchowych [13] zastosowanych w odkrywkowych i podziemnych zakładach górniczych, w 2009 roku, według poszczególnych rodzajów przedstawiają rysunki 2 i 3.

Równolegle z wprowadzaniem nowego asortymentu materiałów wybuchowych i urządzeń do ich mechanicznego załadunku do otworów strzałowych, zaczęto stosować zapalniki nieelektryczne, a także pobudzacze wybuchowe (dawna nazwa: detonatory) – efektywne inicjatory pośrednie przy mechanicznym załadunku MW [2].



Rys.2. Zużycie asortymentowe materiałów wybuchowych w odkrywkowych zakładach górniczych w 2009 roku



Rys.3. Zużycie asortymentowe materiałów wybuchowych w podziemnych zakładach górniczych w 2009 roku

3. Producenci środków strzałowych

Ze względu na ogromne zmiany jakie zaszły w ostatnich latach w dziedzinie wytwarzania materiałów wybuchowych, powiększyła się skala producentów tych wyrobów. Listę dostawców materiałów wybuchowych i usług związanych z prowadzeniem prac strzałowych zawarto w tabeli 1.

Materiały wybuchowe przeznaczone do użytku cywilnego

Tabela 1

Rodzaj MW	Firma
Saletrol	DYNO NOBEL POLAND Sp. z o.o., Wrocław
	MAXAM POLSKA Sp. z o.o., Chocianowiec (Duninów)
	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	EXPLOMINEX Sp. z o.o., Rogów Sobócki
	UNIÓN ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOSS.A., Madryt, Hiszpania
	Firma EPC POLSKA Sp. z o.o., Rogów Sobócki
Dynamit	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	Duslo, a.s. Odštepný závod ISTROCHEM, Bratysława, Słowacja
Amonit	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	Firma Produkcyjno-Handlowo-Usługowa "DEMEX", M. Kaczor, Radom
MWE	MAXAM POLSKA Sp. z o.o., Chocianowiec (Duninów)
	DYNO NOBEL POLAND Sp. z o.o., Wrocław
	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	EXPLOMINEX Sp. z o.o., Rogów Sobócki
	Zakłady Tworzyw Sztucznych "NITRON" S.A., Krupski Młyn
MWZ	UNIÓN ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS S.A. Fabrica de Galdacano Galdacano, Hiszpania
	UNIÓN ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS S.A. Fabrica de Paramo de Masa Quintanilla Sobresierra, Hiszpania
Pobudzacz TNT	Firma Produkcyjno-Handlowo-Usługowa "DEMEX", M. Kaczor, Radom
	Zakłady Chemiczne "NITRO-CHEM" S.A., Bydgoszcz
Pobudzacz nitroestrowy	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	Duslo, a.s. Odštepný závod ISTROCHEM, Bratysława, Słowacja
Pobudzacz heksogenowy (RDX)	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
Proch czarny	Zakłady Tworzyw i Farb Sp. z o.o., Złoty Stok
	Firma Produkcyjno-Handlowo-Usługowa "DEMEX", M. Kaczor, Radom
	EXPLOSIA a.s.Pardubice-Semtin, Republika Czeska
Proch bezdymny	Przedsiębiorstwo Naukowo-Techniczne "STAMAN" Sp. z o.o., Warszawa
Lont detonujący	DYNA energetics GmbH & Co. KG, Troisdorf w Niemczech
	DYNAMIT NOBEL GmbH, -Troisdorf w Niemczech
	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	Instytut Przemysłu Organicznego w Warszawie Oddział w Krupskim Młynie
	UNIÓN EXPLOSIVOS -ENSIGN BICKFORD SISTEMAS DE INICIACIÓN, S.L. Galdacano, Hiszpania
	EXPLOSIA a.s.Pardubice-Semtin, Republika Czeska
Zapalniki elektryczne	DYNA energetics GmbH & Co. KG, Troisdorf w Niemczech
	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	Firma EPC POLSKA Sp. z o.o., Rogów Sobócki
	UNIÓN EXPLOSIVOS -ENSIGN BICKFORD SISTEMAS DE INICIACIÓN, S.L. Galdacano, Hiszpania
	Austin Detonator s.r.o., Jasenice, Republika Czeska
Zapalniki nieelektryczne	Zakłady Tworzyw Sztucznych NITROERG S.A.
	DYNO NOBEL SWEDEN AB, GYTTORP, SZWECJA
	Austin Detonator s.r.o., Jasenice, Republika Czeska
	UNIÓN EXPLOSIVOS -ENSIGN BICKFORD SISTEMAS DE INICIACIÓN, S.L. Galdacano, Hiszpania

W tabeli zamieszczono tradycyjne środki strzałowe produkowane i stosowane w zakładach górniczych. W ostatnich latach lista materiałów wybuchowych powiększyła się o nowe materiały – wprowadzono materiał wybuchowy emulsyjny nabojowany EMULINIT 8M i materiał wybuchowy emulsyjny metanowy specjalny EMULINIT PM [3, 14, 21]. Może być on używany w warunkach zagrożenia wybuchem pyłu węglowego i/lub metanu.

Postępem w zakresie ręcznego ładowania MW do otworów strzałowych było zastosowanie nabojnicy pneumatycznej typu NP – 2 [22]. Składała się ona z nabojnicy NP2 i węża przeznaczonego do przesyłania materiałów wybuchowych w warunkach zagrożenia wybuchem pyłu węglowego i metanu.

Obok zapalników elektrycznych i nieelektrycznych pojawiły się zapalniki elektroniczne, które produkowane są w Ameryce Północnej, Łacińskiej, na kontynencie australijskim, afrykańskim, w Azji, Rosji, Chinach i w Europie.

4. Środki strzałowe i systemy inicjacji – wybrane przykłady

Olbrzymi postęp przy unowocześnianiu materiałów wybuchowych wymusza również opracowywanie i wprowadzanie do stosowania nowoczesnych systemów inicjacji. W tej dziedzinie największe osiągnięcia mają najbogatsze kraje. Na każdym prawie kontynencie wyspecjalizowały się zakłady produkujące zarówno środki strzałowe, jak i systemy inicjacji materiałów wybuchowych. Postęp możliwy jest dzięki wspomaganiu komputerowemu i zastosowaniu elektroniki również w tej gałęzi przemysłowej.

4.1. Materiały wybuchowe

Bezpieczne materiały wybuchowe emulsyjne nabojowane [14]: Emulinit 8M i Emulinit PM przeznaczone są do stosowania w górnictwie podziemnym i odkrywkowym w otworach suchych, jak również i zawodnionych oraz w wilgotnej atmosferze w zakresie temperatur od -10ºC do +50ºC.

Rys.4. Emulinit 8M [14]

Rys.5. Emulinit PM [14]

Emulinit 8M może być stosowany do mechanicznego ładowania otworów strzałowych. Emulinit PM jako materiał wybuchowy metanowy specjalny; mo-

że być używany w warunkach zagrożenia wybuchem pyłu węglowego i/lub metanu. Emulinit PM może być stosowany pod wodą na głębokości 0,2 m przez 5 h.

Nowym materiałem wybuchowym [16], który przeznaczony jest do stosowania jako ładunek pobudzający bądź kolumnowy w otworze strzałowym jest Senatel™ Powerfrag™.

Jest to silny, wodoodporny, wysokoenergetyczny i spłonkoczuły materiał wybuchowy emulsyjny nabojowany koloru białego o konsystencji plasteliny.

Rys.6. Materiał wybuchowy Senatel™ Powerfrag™ [16]

MW Senatel™ Powerfrag™ może być stosowany w temp. od -30°C do +50°C jako ładunek pobudzający bądź kolumnowy – wysoka prędkość detonacji oraz właściwości urabiające powodują, że może być idealnym pobudzaczem dla materiałów wybuchowych typu ANFO.

Materiałem wybuchowym emulsyjnym o uniwersalnym zastosowaniu jest Nitram 5 [7]. Może być stosowany w zakładach górniczych odkrywkowych, podziemnych niewęglowych i niemetanowych; może być ładowany do otworów strzałowych suchych i zawodnionych, w temperaturze od -10ºC do +60ºC.

W odkrywkowych zakładach górniczych, w otworach strzałowych suchych i zawodnionych o średnicy co najmniej 45 mm może być stosowany emulsyjny materiał wybuchowy luzem Blendex 80. Wytwarzany jest on bezpośrednio na miejscu prowadzenia robót strzałowych za pomocą jednostek mieszalniczo-załadowczych.

Rys.7. Materiał wybuchowy Nitram 5 [7]

W podobny sposób mogą być ładowane w otworach strzałowych materiały wybuchowe luzem, tj. Saletrol 6 i Saletrol 9, sporządzane bezpośrednio na miejscu wykonywania robót strzałowych. Średnica otworów to co najmniej 40 mm; muszą to być otwory suche.

4.2. Systemy załadowcze MW luzem

Coraz częściej, na drogach Europy, pojawiają się ciężkie pojazdy ze skomplikowaną zabudową. Są to MEMU (Mobile Explosive Manufacturing Unit) – ruchome jednostki do produkcji materiałów wybuchowych [24].

Można je podzielić na trzy rodzaje:

- pojazdy z urządzeniami do produkcji ANFO (rys. 8),
- pojazdy do przewozu emulsji (tzw. matrycy) i produkcji MWE (rys. 9),
- pojazdy z urządzeniami do produkcji MWE, ANFO i Heavy ANFO (rys. 10).

Rys.8. System ANFO [9, 18]

Konstrukcja pojazdów, do produkcji ANFO, jest zbudowana w oparciu o nowoczesną instalację – procesy sporządzania MW i załadunku są ściśle ze sobą powiązane. Możliwa jest produkcja MW w 4 odmianach: Standard, Extra (bardziej wodoodporny), A (wzmocniony aluminium) oraz Light (o zmniejszonej sile). Dzięki komputerowemu systemowi sterowania możliwe jest programowanie pracy urządzenia oraz dokładne dozowanie MW do poszczególnych otworów strzałowych.

W zależności od wersji systemu można załadować tego typu wozem nie mniej niż 7 Mg materiału wybuchowego. Budowa wozu predysponuje go do załadunku otworów strzałowych przede wszystkim na powierzchni, ale także pod ziemią.

Rys.9. System SSE typ I [9, 18, 19]

Rys.10. System UMS 2000 [24]

Universal Mixing System UMS 2000 pozwala na produkcję kilkunastu rodzajów materiałów wybuchowych z podstawowych składników bezpośrednio w miejscu wykonywania robót strzałowych. W zbiornikach urządzenia zamontowanego na samochodzie przewożone są wszystkie składniki potrzebne do produkcji MWE, ANFO i Heavy ANFO.

4.3. Systemy inicjacji

Zapalniki elektroniczne po raz pierwszy zostały użyte w Australii w połowie lat 80. przez firmę Orica [10] i były stosowane do roku 1999 przez Orica Mining Services nie przynosząc zysku. Na świecie coraz więcej firm oferuje zapalniki elektroniczne, które wraz ze specjalistycznymi urządzeniami zaprojektowanymi do zarządzania nimi, nazywane są elektronicznymi systemami inicjowania. Dominują w tej produkcji dwie firmy: Orica i Det Net [15]. Partner

Det Net – AEL Mining Services, jest największym dostawcą materiałów wybuchowych i środków inicjujących w Afryce [1]. Jego udział na tym rynku szacowany jest na 55%. W roku 2009 AEL wyprodukował łącznie ponad 60 mln szt. zapalników [8].

Zapalniki elektroniczne stosowane są głównie w Ameryce Północnej, Afryce i Australii. Zainteresowanie tymi środkami inicjacji systematycznie wzrasta, mimo ciągle jeszcze wysokich cen.

Pierwszym środkiem strzałowym nowej generacji (rys. 11) wprowadzonym na rynek był – QuickShot$_{TM}$ [15].

Wstępnie programowalny elektroniczny system inicjowania, zaprojektowany jest do stosowania w górnictwie podziemnym, gdzie wymagana jest łatwość użycia i minimalna ingerencja użytkownika.

Rys.11. Elektroniczny system inicjowania [15]

Pierwszym na świecie auto-programowalnym (rys. 12) elektronicznym systemem inicjowania, zaprojektowanym w celu optymalizacji wyników robót strzałowych jest HotShot$_{TM}$. Zdalnym, bezprzewodowym systemem inicjowania o pełnym zakresie programowania opóźnień jest SmartShot$_{TM}$. Może on odpalić 2400 zapalników w jednym strzelaniu z odległości 3 000 m.

Najbardziej zaawansowanym elektronicznym systemem inicjowania jest i-kon (rys. 13), składający się z zapalnika cyfrowego, logera i blastera [16].

Jednym z głównych europejskich producentów systemów inicjujących jest Davey Bickford [5]. Firma systematycznie prowadzi prace nad rozwojem elektronicznych systemów inicjowania. W 1998 roku wprowadziła na rynek pierwszy zapalnik elektroniczny Daveytronic, w 2005 – Daveytronic II, w 2007 – Daveytronic III, a w 2009 roku – Daveytronic Remote Blaster (DRB).

Rys.12. Auto-programowalny system inicjowania [15]

Rys.13. Elektroniczny system inicjowania [16]

Metryka strzałowa projektowana jest za pomocą komputera, a następnie transmitowana do kieszonkowego urządzenia programującego, co skraca czas programowania podczas wykonywania prac strzałowych.

Inne odmiany tego systemu inicjowania, o nazwie handlowej SDI EIS, opracowała Firma Special Devices Inc. [23]. Jest to moduł zapłonu elektronicznego (EIM), cyfrowego urządzenia logującego (DLD) i cyfrowej jednostki strzelniczej (DBM) – blastera. System SDI EIS umożliwia podłączenie 1600 szt. zapalników do jednego blastera (DBM). Zapalnik może być programowany w 1- milisekundowych odstępach w zakresie od 1 do 10000 milisekund.

Prowadzone są dalsze prace nad rozwojem zapalników elektronicznych. Opracowano system zdalnego odpalenia zapalników z odległości 1 km za pomocą fal radiowych [12].

Według informacji zamieszczonych w artykule opublikowanym w Data Week [4], światowe zapotrzebowanie na zapalniki elektroniczne szacowane jest na 150 mln szt. rocznie.

Przedstawiciel firmy Det Net – CEO Gys Landman, szacuje roczny globalny rynek zapalników na ok. 1,3 mld sztuk [11], przy czym zapalniki ele-

ktroniczne stanowią zaledwie mały fragment tego rynku. Det Net szacuje swój udział w globalnym rynku zapalników elektronicznych na ok. 40%; przy rocznej sprzedaży Det Net oznacza, że pojemność globalnego rynku zapalników elektronicznych w roku 2008 wynosiła ok. 5 mln sztuk.

5. Materiały wybuchowe sejsmiczne

Postęp w zakresie opracowywania środków strzałowych do bezpośredniego urabiania skał, notowany w ostatnich latach, zauważa się przy opracowywaniu sejsmicznych materiałów wybuchowych.

Metoda sejsmiczna należy do grupy metod falowych i jest bezinwazyjną metodą badania ośrodka geologicznego. W wyznaczonych punktach na powierzchni terenu wzbudzane są fale sejsmiczne (z użyciem np. materiału wybuchowego), propagują w badanym ośrodku i natrafiają na niejednorodności takie jak granice litologiczne, pustki, uskoki, itp. Wówczas ulegają zjawiskom przechodzenia, odbicia, załamania, dyfrakcji, rozproszenia. Sygnały są przesyłane do rejestratora sejsmicznego, a następnie w postaci cyfrowej do przenośnego komputera i zapisywane w plikach w formacie SEG. Po opracowaniu i przetworzeniu informacji za pomocą programu komputerowego uzyskuje się ocenę stanu geomechanicznego badanego ośrodka, m. in.:

- ocenę stopnia urabialności skał w kamieniołomach,
- granicę zrobów w badanym pokładzie,
- weryfikację skuteczności profilaktyki tąpaniowej,
- określanie zaburzeń w budowie pokładów węglowych (uskoki, przerosty wymycia, zanik pokładu).

Dla ww. celów opracowano materiały wybuchowe sejsmiczne [17, 20]. Ładunek wybuchowy tworzy mieszanina materiałów wybuchowych, takich jak TNT, PETN, RDX lub HMX, które mogą zawierać aluminium lub inne składniki w zależności od formy produktu. Mogą to być również materiały wybuchowe emulsyjne lub żelatyna wybuchowa. Ładunek materiału wybuchowego sejsmicznego umieszczany jest w rurze z tworzywa sztucznego lub w powłoce papierowej, ma długi okres trwałości gdy jest właściwie przechowywany.

Oprócz materiałów wybuchowych sejsmicznych opracowano również sejsmiczne systemy inicjowania.

6. Podsumowanie

Postęp i wprowadzanie nowoczesnych środków strzałowych do stosowania w górnictwie miał na celu m. in. zwiększenie bezpieczeństwa przy wykonywaniu prac strzałowych. Wprowadzono ekologiczne i bezpieczne materiały wybuchowe typu MWE, ANFO i Heavy ANFO, które w porównaniu z tradycyjnymi, nitroglicerynowymi materiałami wybuchowymi mają wiele zalet.

Wiążą się one z szeroko rozumianym bezpieczeństwem. Przede wszystkim wytwarzane są ze składników nietoksycznych, a w czasie transportu, mieszania i załadunku żaden z półproduktów nie jest materiałem wybuchowym. Mają niską wrażliwość na bodźce zewnętrzne, są wodoodporne (MWE – całkowicie). Cechuje je większa efektywność urabiania, a równocześnie stanowią mniejsze zagrożenie dla człowieka i przyrody. Podczas detonacji MWE wydzielają znacznie mniej substancji szkodliwych, gazów oraz dymu niż inne MW. Ilość NOx i CO oraz innych szkodliwych substancji zredukowano, w tych materiałach wybuchowych, średnio 15-krotnie.

Zastosowanie do produkcji tych MW tzw. ruchomych jednostek umożliwia łatwy załadunek otworów strzałowych (nawet nachylonych), dokładną kontrolę ilości MW załadowanych do otworów oraz 100% wypełnienie otworów – zapewnia to większą koncentrację energii w otworze.

Wprowadzenie materiałów wybuchowych sejsmicznych do oceny stanu geomechanicznego badanego ośrodka przyczyni się również do wzrostu bezpieczeństwa przy wybuchowym urabianiu skał.

Zalety związane z wprowadzeniem elektronicznych systemów inicjowania materiałów wybuchowych, komputerowe projektowanie metryki strzałowej oraz kieszonkowe urządzenia programujące znacznie skracają czas programowania podczas prac strzałowych i mają duży udział w bezpieczeństwie ich prowadzenia.

Literatura

1. AECI Limited Presentation, Merrill Lynch Showcase, 19.03.2010.
2. Batko P.: Technika strzelnicza w gospodarce – wybrane problemy, Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 28, Zeszyt 3/1, s. 32-35, 2004.
3. Biegańska J.: Wpływ wprowadzonych zmian w stosowaniu materiałów wybuchowych w górnictwie podziemnym na bezpieczeństwo pracy, Paliwa–Bezpieczeństwo–Środowisko. Innowacyjne Techniki i Technologie, Monografia, s. 195-205, Wydawnictwo Komdruk-Komag, Gliwice 2010.
4. Data Week: SA electronics companies profile: Det Net International, 23.02.2005.
5. Davey Bickford: http://www.daveybickford.com/company/eng/historic.htm.
6. Dyrektywa Komisji 2008/43/WE z dnia 4 kwietnia 2008 r. w sprawie ustanowienia systemu oznaczania i śledzenia materiałów wybuchowych przeznaczonych do użytku cywilnego, zgodnie z dyrektywą Rady 93/15/EWG.
7. EPC POLSKA Sp. z o.o.: http://www.explominex.com.pl/produkty3.html.
8. Financial Results for the Year Ended 31 December 2009, Presentation to Investors, Analysts and Media, 23-24.02.2010.
9. Keegan M.: Evaluation of Global Emulsion Delivery Systems for use in development headings May 2002.

10. Miller D., Drew M.: A review of the benefits being delivered using electronic delay detonators In the quarry industry, Orica Quarry Services 2008.
11. Mining Weekly: New technology making inroads into global explosives market, 30.05.2008.
12. Mining Weekly: SA mining explosives, chemicals suppier sees higher demand from uranium, coal, 23.06.2009.
13. Mirek A., Krzelowski J., Stanek M.: Bezpieczeństwo robót strzałowych w zakładach górniczych, Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko, nr 4/2, s. 109-122, 2010.
14. NITROERG S.A.: http://www.nitroerg.pl/.
15. NITROERG: Globalny rynek elektronicznych systemów inicjujących, Kwiecień 2010.
16. ORICA: http://www.oricaminingservices.com/pl/pl.
17. Patent US 6 490 529, 2002.
18. Pietkiewicz K., Janusz E.: Nowoczesne technologie mechanicznego załadunku materiałów wybuchowych w górnictwie podziemnym i odkrywkowym, Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 28, Zeszyt 3/1, s. 397-415, 2004.
19. Pietkiewicz K., Janusz E.: Systemy mechanicznego załadunku materiałów wybuchowych emulsyjnych luzem – System SSE i Dyno Miner, Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2003.
20. Recommended Safe Working Practices – Orica Seismic Products, June 2009.
21. Sobala J., Szymusia A., Zawadzka-Małota I.: Ocena możliwości zastosowania zapalników elektronicznych w polskich kopalniach węgla kamiennego, Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko, nr 4/2, s. 287-297, 2010.
22. Sobala J.: Nowoczesne materiały wybuchowe emulsyjne do ładowania otworów strzałowych w profilaktyce tąpaniowej w polskich kopalniach węgla kamiennego, XVI Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna Górnicze Zagrożenia Naturalne 2009.
23. Special Devices Inc.: www.specialdevices.com/careers.htm.
24. Świderek N.: MEMU – samochody naprawdę specjalne, Samochody specjalne, Tom 12, Nr 1, s. 39-41, 2008.
25. Ustawa z dnia 10 września 2004 r. o zmianie ustawy o materiałach wybuchowych przeznaczonych do użytku cywilnego oraz ustawy o wykonywaniu działalności gospodarczej w zakresie wytwarzania i obrotu materiałami wybuchowymi, bronią, amunicją oraz wyrobami i technologią o przeznaczeniu wojskowym lub policyjnym (Dz. U. Nr 222, poz. 2249).
26. Ustawa z dnia 21 czerwca 2002 roku o materiałach wybuchowych przeznaczonych do użytku cywilnego (Dz. U. Nr 117, poz. 1007).
27. Ustawa z dnia 4 lutego 1994 roku Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. Nr 27, poz. 96 z późn. zm.).
28. WUG: Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie w 2009 roku, Katowice, marzec 2010.

Nowoczesne układy napędowe produkcji firmy Energotest dedykowane dla górnictwa

Władysław Przytocki, Andrzej Skowroński, Tomasz Kardyś – ENERGOTEST sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Historia omawianych produktów sięga roku 1992, kiedy to powstała firma Energotest-Energopomiar, w której rozpoczęto prace nad konstrukcją układów wzbudzenia generatorów. W roku 1996, powstał we współpracy z firmą PZAiZ „Energoefekt" Sp. z o.o., pierwszy układ wzbudzenia, który zainstalowano w Elektrowni Łaziska na generatorze 200 MW. Był on jednocześnie pierwszym w kraju cyfrowym regulatorem napięcia generatora, opracowanym przez polskich inżynierów. W miarę upływu czasu jak rozwijano ten segment, powstawały nowe konstrukcje. W 1999 roku Energotest-Energopomiar na bazie pracowników własnych i przekształcanego ZRE Gdańsk utworzył spółkę Energotest Gdańsk, która przejęła całość tematyki związanej układami wzbudzenia generatorów i silników synchronicznych, regulatorami napięcia transformatorów, przemiennikami częstotliwości, kaskadami tyrystorowymi oraz układami automatyki przemysłowej. W roku 2008 w nastąpiło połączenie Energotestu-Energopomiaru, Energotestu Gdańsk, Energoefektu oraz Rynku Automatyki Elektrobudowy w jeden organ, który przyjął nazwę Energotest sp. z o.o. W ramach tej firmy, Dział Układów Energoelektronicznych zajmuje się konstruowaniem, produkcją, uruchomieniami oraz serwisem układów wzbudzenia i regulacji napięcia, układów rozruchowych do silników asynchronicznych, układów automatyki. Ponadto prowadzimy badania modelowe procesów zachodzących w trakcie pracy urządzeń oraz w stanach awaryjnych.

2. Statyczne układy wzbudzenia typu ETWxxSC

Rys.1. Statyczny układ wzbudzenia typu ETW55SC2

Stosowane do generatorów o mocach do 500 MW. Dla generatorów dużej mocy do generatora 55 MW wykonywane jako dwukanałowe. Spełniają wymagania PSE S.A. Wyposażone są w ograniczniki regulacji, stabilizator systemowy, układy kompensacji, monitoringu i wewnętrznych zabezpieczeń. Komunikują się z zewnętrznymi systemami sterowania za pomocą portów komunikacyjnych RS-485, USB i Ethernet. Posiadają synchronizację czasu z zewnętrznego źródła. Wyposażone są w rejestrator zdarzeń i zakłóceń oraz programy ułatwiające testowanie i dobór nastaw. Każdy kanał posiada cztery tory regulacji:

- automatycznej regulacji napięcia generatora (tzw. regulacja automatyczna),
- automatycznej regulacji $cos\varphi$,
- automatycznej regulacji mocy biernej,
- automatycznej regulacji prądu wzbudzenia (tzw. regulacja ręczna).

Prostowniki wzbudzenia najczęściej składają się z 2 szaf prostowniczych wyposażonych w pięciobiegunowe odłączniki, z których jedna zapewnia nominalny prąd wzbudzenia.

W układzie odwzbudzania stosuje się wyłączniki po stronie prądu stałego lub zmiennego. Zarówno uzwojenie wzbudzenia, jak i prostownik tyrystorowy muszą być zabezpieczone od skutków przepięć, jakie mogą powstać w wyniku zwarć w generatorze, czynności łączeniowych lub podczas pracy asynchronicznej generatora. Dlatego więc równolegle do uzwojenia wzbudzenia generatora umieszczono układ zabezpieczenia od skutków przepięć.

Rysunek 1 (źródło: opracowanie własne) przedstawia przykładowe rozwiązanie statycznego układu wzbudzenia do generatora 55 MW.

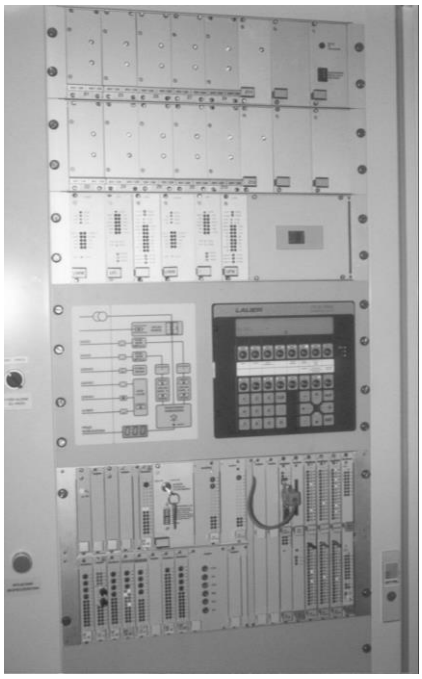
3. Cyfrowe regulatory napięcia typu ETWxxC do generatorów wyposażonych we wzbudnice maszynowe

Stosowane są do generatorów dowolnej mocy wyposażonych we wzbudnice, prądu zmiennego, prądu stałego lub generatorów bezszczotkowych ze wzbudnicą na wspólnym wale. Zawierają w pełni cyfrowy regulator napięcia zawierający dwa niezależne układy automatycznej i ręcznej regulacji napięcia z opcją regulacji $cos\varphi$ lub mocy biernej. W przypadku zakłócenia w pracy jednego układu samoczynnie włącza się do pracy drugi układ. Obydwa układy śledzą się wzajemnie tak, że przełączanie jest bezudarowe.

Stopień wyjściowy regulatora stanowią dwa wzmacniacze tranzystorowe (osobny dla każdego toru regulacji). Są one zasilane z napięcia stałego, które utworzone jest z wyprostowanego napięcia transformatora wzbudzenia (znajdującego się w szafie regulatora) i buforowego napięcia z baterii 220 VDC. Poziomy napięć zasilających są tak dobrane, że jeżeli napięcie 3 x 400 V, 50 Hz jest

dostępne to z baterii nie płynie żaden prąd. Posiadają identyczne funkcje jak regulatory w układach wzbudzenia statycznego. W układzie bezszczotkowym posiadają zabezpieczenie od uszkodzenia diod wirujących.

Rysunek 2 (źródło: opracowanie własne) przedstawia cyfrowy regulator napięcia układu wzbudzenia do generatora 200 MW wyposażonego we wzbudnicę.



Rys.2. Regulator napięcia typu ETEF200C

4. Układ wzbudzenia typu ETW 1,1C maszyny wyciągowej z silnikiem prądu stałego

Układy wzbudzenia typu ETW, opisane w punktach powyżej, mają zastosowanie również do rozwiązań stosowanych w górnictwie. Przykładem jest zastosowanie układu wzbudzenia typu ETW 1,1 C jako nawrotny przekształtnik wzbudzenia maszyny wyciągowej górniczego wyciągu szybowego.

Wspomniane rozwiązanie zabudowano w maszynie wyciągowej typu K-6100/1100 zainstalowanej w górniczym wyciągu szybowym szybu „Kazimierz I" w KWK „Kazimierz-Juliusz" Sp. z o.o. Jest to maszyna wyciągowa służąca do jazdy ludzi z prędkością do 12 m/s, o masie użytecznej do 10 Mg. Napęd stanowi silnik prądu stałego o mocy 1100 kW zasilany z przekształtnika tyrystorowego JANTAR 80.

Po zastąpieniu istniejącego tyrystorowego przekształtnika wzbudzenia nowym układem wzbudzenia ETW 1,1C, układ ten przejął funkcję regulacji prądu

wzbudzenia, realizowaną dotychczas przez tor regulacji prądu wzbudzenia układu regulacyjnego JANTAR 80.

Część silnoprądowa zbudowana jest na bazie inteligentnych modułów tranzystorów IGBT z wewnętrznym zabezpieczeniem przeciwzwarciowym. Zapewniono również odpowiedni stopień redundancji.

5. Układy wzbudzenia silników synchronicznych typu ETS

Układ ETS przeznaczony jest do rozruchu i wzbudzenia silnika synchronicznego dowolnej mocy.

Schemat blokowy układu przedstawiono na rysunku 3 (źródło: opracowanie własne). Przykładowe rozwiązanie przedstawia rysunek 4 (źródło: opracowanie własne).

Wyposażony jest w dwa niezależne tory regulacji:

a) cyfrowy układ regulacji podstawowej z możliwością pracy w trzech trybach:
   - stabilizacja prądu wzbudzenia,
   - stabilizacja mocy biernej,
   - stabilizacja $cos\varphi$,
b) cyfrowy układ regulacji rezerwowej (stabilizacja prądu wzbudzenia).

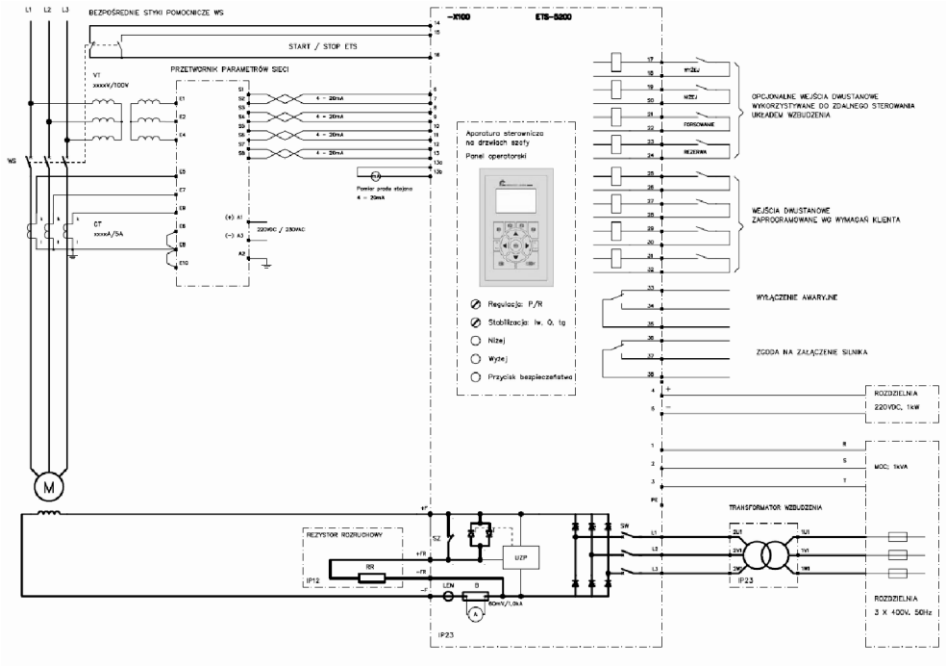
Układy ETS wykonywane są również układy w wersji dwukanałowej.

Po przeprowadzeniu rozruchu, układ sterowania wybiera najbardziej korzystny moment do rozpoczęcia synchronizacji. Wielkość prądu forsowania wzbudzenia zależy od obciążenia silnika przed rozpoczęciem synchronizacji i pozostaje stała do jej zakończenia.

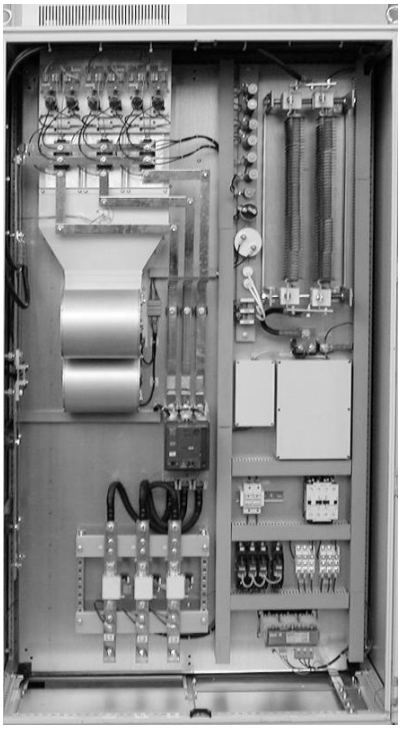
Po synchronizacji prąd wzbudzenia ustala się na poziomie, który został nastawiony przed rozpoczęciem rozruchu.

Układ sterowania, sygnalizacji i rejestracji zdarzeń zbudowany jest w oparciu o układ mikroprocesorowy i jest wyposażony w panel operatorski zainstalowany w szafie ETS. Zapewnia:

- zwarcie wirnika przez rezystor w czasie rozruchu asynchronicznego,
- forsowanie prądu wzbudzenia w czasie synchronizacji,
- przejście do pracy synchronicznej,
- rejestrację zakłóceń,
- komunikację z otoczeniem.



Rys.3.Schemat układu wzbudzenia i rozruchu silnika synchronicznego



Rys.4. ETS 1200

Wyposażenie:

- ogranicznik pojemnościowej mocy biernej,
- ogranicznik pułapu wzbudzenia,
- układ optymalizacji momentu synchronizującego.

Układ umożliwia sprzęgnięcie układu z komputerowymi systemami sterowania i wizualizacji za pośrednictwem łącza szeregowego lub ethernetowego.

Opcjonalne wyposażenie układu ETS stanowi mikroprocesorowe zabezpieczenie silnika chroniące napęd przed:

- przeciążeniem,
- wydłużonym rozruchem,
- zablokowanym wirnikiem,
- zwarciem,
- utratą obciążenia,
- obniżeniem i przekroczeniem napięcia stojana,
- pracą asynchroniczną,
- doziemieniem,
- przekroczeniem dopuszczalnej liczby rozruchów.

6. Układy wzbudzenia silników synchronicznych typu ETS pracujące w górnictwie

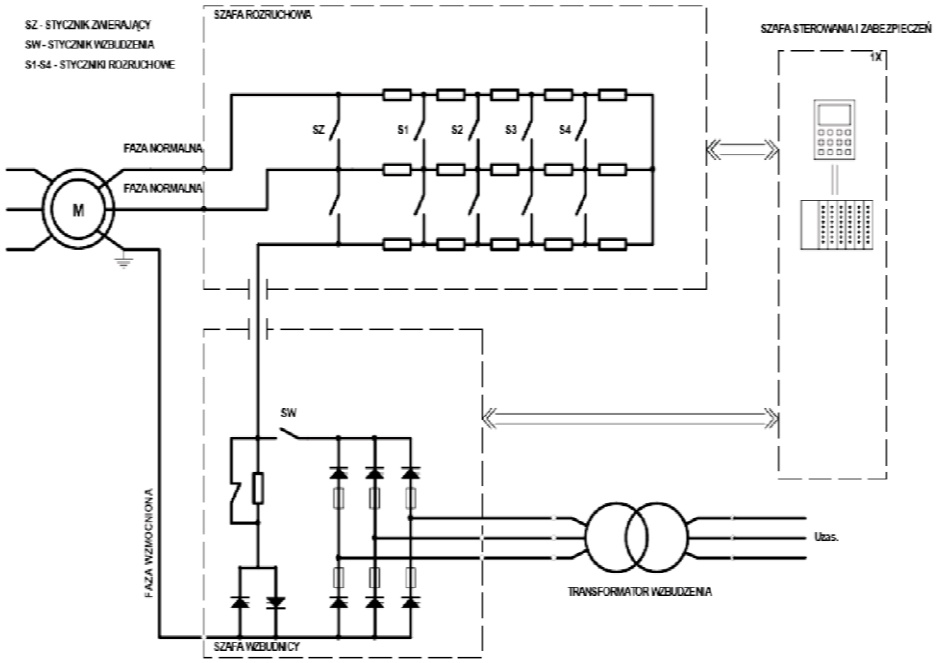
Wśród układów ETS pracujących w górnictwie wyróżnić można dwie grupy zastosowań. Są to napędy silników synchronicznych 6 kV zabudowanych w stacjach wentylatorów (np. KWK Knurów-Szczygłowice, KWK Murcki-Staszic) oraz napędy silników synchronicznych 6 kV zabudowanych w młynach kulowych zakładów przeróbczych (np. ZGH Bolesław).

7. Układ wzbudzenia i rozruchu silników asynchronicznych synchronizowanych typu ETA

Rysunek 5 (źródło: opracowanie własne) przedstawia schemat blokowy układu ETA.

W skład zestawu wchodzą:

- szafa układu rozruchowego,
- szafa wzbudnicy tyrystorowej,
- szafa układu sterowania i zabezpieczeń, rysunek 6 (źródło: opracowanie własne),
- transformator wzbudzenia.



Rys.5. Schemat blokowy ETA

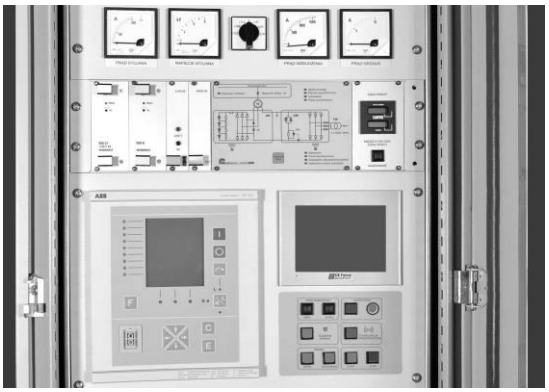
Układ rozruchowy zbudowany jest w oparciu o rozrusznik rezystancyjny, zasilany napięciem trójfazowym z pierścieni ślizgowych wirnika silnika, obciążony odpowiednio dobranymi stopniami rezystorowymi, zwieranymi podczas rozruchu poprzez styczniki.

Sterowanie stycznikami zwierającymi odbywa się za pośrednictwem modułów sterujących bezpośrednio z szafy układu sterowania i zabezpieczeń. Po zakończonej sekwencji rozruchu rozrusznik zwierany jest od strony wirnika silnika stycznikami zwierającymi.

Układ wyposażony jest w przekładnik prądowy typu LEM, który kontroluje prąd płynący przez rezystory rozruchowe po zakończeniu rozruchu. Jeżeli po zamknięciu styczników zwierających pierścienie wirnika prąd płynący przez rezystory rozruchowe przekroczy zadaną wartość napęd zostaje wyłączony.

Wzbudnica tyrystorowa zbudowana jest jako pełnosterowany mostek trójfazowy zasilany z transformatora wzbudzenia. Mostek zabezpieczony jest bezpiecznikami po jednym w każdej gałęzi. Wzbudnica wyposażona jest w filtry FAC (po stronie zmiennoprądowej) oraz FDC (po stronie stałoprądowej).

Sterowanie tyrystorami odbywa się za pośrednictwem transformatorów zapłonowych kluczowanych z układu zapłonowego umieszczonego w szafie wzbudzenia. Załączenie napięcia wyprostowanego na zaciski uzwojenia wzbudzenia odbywa się za pomocą stycznika wzbudzenia.

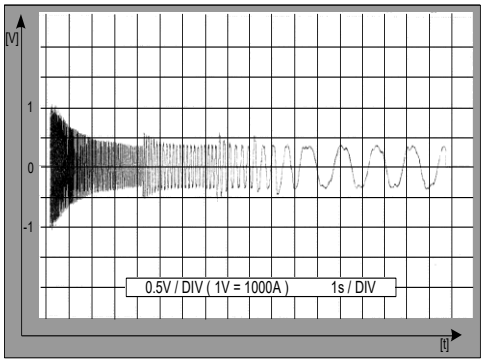


Rys.6. Fragment szafy sterowniczej układu ETA

Stycznik wzbudzenia zabezpiecza urządzenie w przypadku wystąpienia zewnętrznych bądź wewnętrznych zakłóceń, powodując odłączenie prostownika od zacisków uzwojenia wzbudzenia. Rozruch asynchroniczny oraz pracę asynchroniczną umożliwią tyrystory rozruchowe połączone równolegle i przeciwsobnie oraz styk prądowy, normalnie zwarty stycznika wzbudzenia. Wyzwalanie tyrystora zapewnia moduł sterujący kontrolujący prąd bramki tyrystora i generujący informacje o załączeniu, zwarciu lub przerwie w obwodzie bramkowym.

Układ sterowania i zabezpieczeń pozwala na pracę w trzech trybach:

– suszenie wirnika; przy odłączonym zasilaniu stojana wirnik zostaje zasilany prądem wzbudzenia o wartości nastawianej w układzie sterowania,
– praca z napędem; po zainicjowaniu procedury startowej następuje rozruch asynchroniczny silnika rysunek 7 (źródło: opracowanie własne). Według zadanego algorytmu zwierane są kolejne stopnie rezystora rozruchowego za pomocą tyrystorów zwierających. Dzięki temu zapewniony jest łagodny rozruch napędu, jak również ograniczenie wartości prądu rozruchowego stojana. Sekwencja rozruchu kończy się zamknięciem stycznika zwierającego.



Rys.7. Rozruch asynchroniczny (obwód wirnika)

Następuje wówczas uruchomienie procedury synchronizacji. W obwód wirnika zostaje włączony prostownik wzbudzenia, zasilający wirnik napięciem wyprostowanym. Następnie po zakończeniu forsowania wzbudzenia, w przypadku braku awarii, silnik rozpoczyna bieg synchroniczny oraz uruchomiona zostaje kontrola synchronizmu.

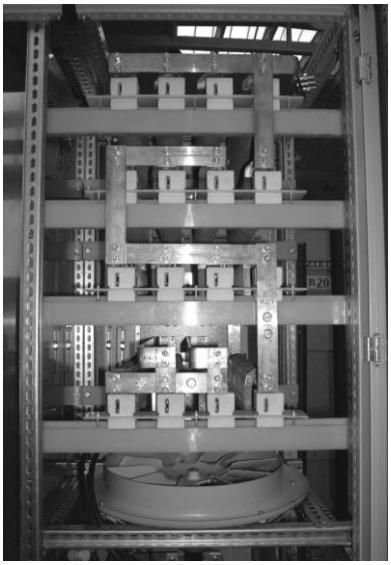
Praca w trybie test; funkcja ta umożliwia kontrolę:

- układów załączania tyrystorów stopni rozruchowych,
- układu załączania tyrystora zwierającego,
- wentylatora szafy wzbudnicy,
- wentylatora szafy rozruchowej,
- załączenia stycznika zwierającego wirnik,
- załączenia stycznika wzbudzenia.

8. Układy wzbudzenia i rozruchu silników asynchronicznych synchronizowanych typu ETA pracujące w górnictwie

Układy ETA w górnictwie znajdują zastosowanie jako napędy silników asynchronicznych synchronizowanych 6 kV zabudowanych w młynach kulowych zakładów przeróbczych.

9. Rozruszniki typu ETR do silników asynchronicznych pierścieniowych



Rys.8. Rozrusznik typu ETR

Wykonywane są jako rezystancyjne rysunek 8 (źródło: opracowanie własne), wielostopniowe o stopniach zwieranych za pomocą styczników lub tyry-

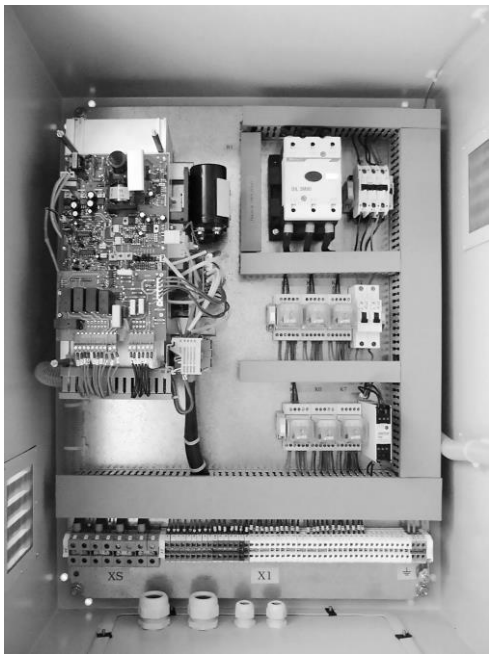
storów. Chłodzenie wymuszone lub naturalne. Zakres stosowania od 200 kW w górę. Pracą styczników steruje sterownik PLC. Stopnie rozruchowe są dobierane indywidualnie dla każdego typu silnika oraz rodzaju obciążenia. Rozruch może odbywać się z blokadą od prądu stojana (układ nie zezwala na załączenie kolejnego stopnia rozruchowego jeżeli prąd stojana nie będzie poniżej nastawionej wartości). Możliwe jest również zaimplementowanie modelu cieplnego silnika, co zabezpieczy silnik przed przegrzaniem w przypadku częstych rozruchów. Układ może zostać wyposażony w zabezpieczenie od otwarcia stycznika zwierającego wirnik silnika. Jego działanie polega na kontroli przepływu prądu przez rezystory rozruchowe po zamknięciu stycznika zwierającego.

10. Rozruszniki typu ETR do silników asynchronicznych pierścieniowych pracujące w górnictwie

Rozruszniki ETR znalazły zastosowanie jako napędy silników o mocy rzędu 200 kW przenośników taśmowych zabudowanych w zakładach przeróbczych (np. KWK Sośnica-Makoszowy).

11. Rozruszniki typu RPS do silników prądu stałego

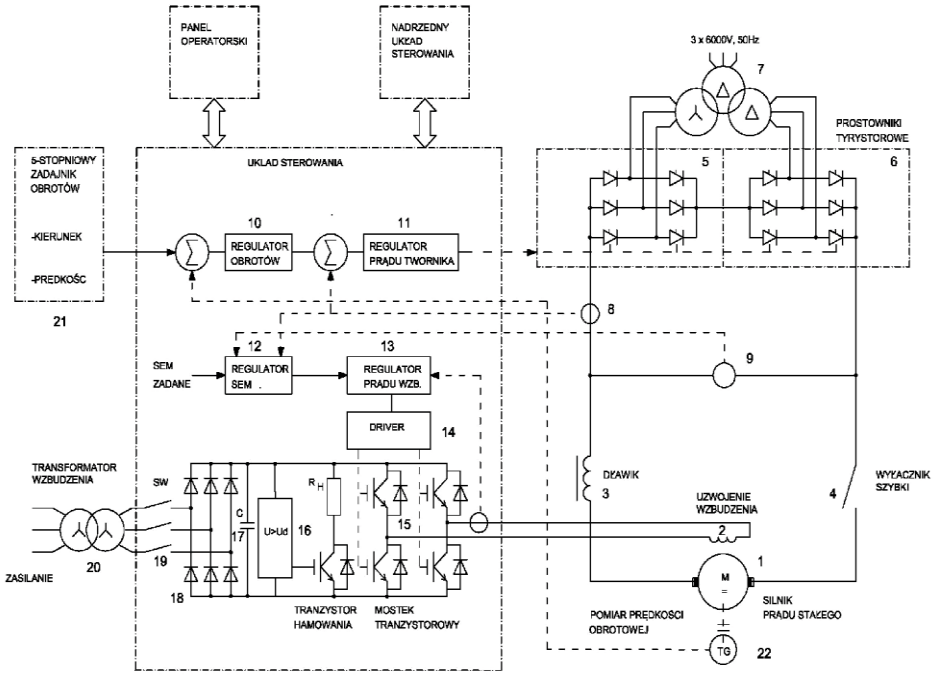
Rozrusznik RPS, którego przykładowe rozwiązanie przedstawiono na rysunku 9 (źródło: opracowanie własne) służy do rozruchu i zasilania silnika prądu stałego zasilanego z sieci prądu stałego.



Rys.9. Rozrusznik typu RPS

W wielu zakładach przemysłowych i elektrowniach wykorzystywane są sieci prądu stałego ze względu na pewność napięcia zasilania. Problemem w takich sieciach są silniki prądu stałego. Tradycyjne stycznikowo rezystancyjne układy rozruchowe posiadają szereg wad (udary prądowe) wpływające na żywotność baterii jak również samych silników. Rozrusznik zbudowany na bazie tranzystora IGBT likwiduje te wady, a dzięki dużej częstotliwości kluczowania (3 kHz) prąd silnika ma niski poziom tętnień. Układ posiada ogranicznik prądu rozruchowego, regulowany czas narastania napięcia wyjściowego, regulację prędkości obrotowej, oraz zabezpieczenie od zwarć i przeciążeń.

12. Układy typu ETD do regulacji prędkości obrotowej silników prądu stałego dużej mocy



Rys.10. Schemat układu regulacji prędkości obrotowej silnika dużej mocy

Silniki prądu stałego są stosowane do napędzania urządzeń, które ze względów technologicznych są często uruchamiane, zatrzymywane i poddawane rewersji. Dla przykładu można wymienić maszyny walcownicze, maszyny wyciągowe, trakcję elektryczną i spalinową. Parametrami wejściowymi (wymuszanymi) silników są: moment obciążenia, napięcie zasilania i prąd wzbudzenia; parametrami wyjściowymi, dopasowującymi się jest prędkość obrotowa i prąd twornika. Schemat funkcjonalny układu, w którym nawrót silnika napędowego uzyskuje się przez rewersję prądu wzbudzenia, przedstawiono na rysunku 10 (źródło: opracowanie własne).

13. Cyfrowy regulator napięcia transformatora zaczepowego typu ETT

Przedstawiony na rysunku 11 (źródło: opracowanie własne) mikroprocesorowy regulator napięcia transformatora typu ETT-02 przeznaczony jest do automatycznej regulacji napięcia strony niższej lub numeru zaczepu (przekładni) transformatora. Może współpracować ze wszystkimi transformatorami umożliwiającymi zmianę zaczepów pod obciążeniem.

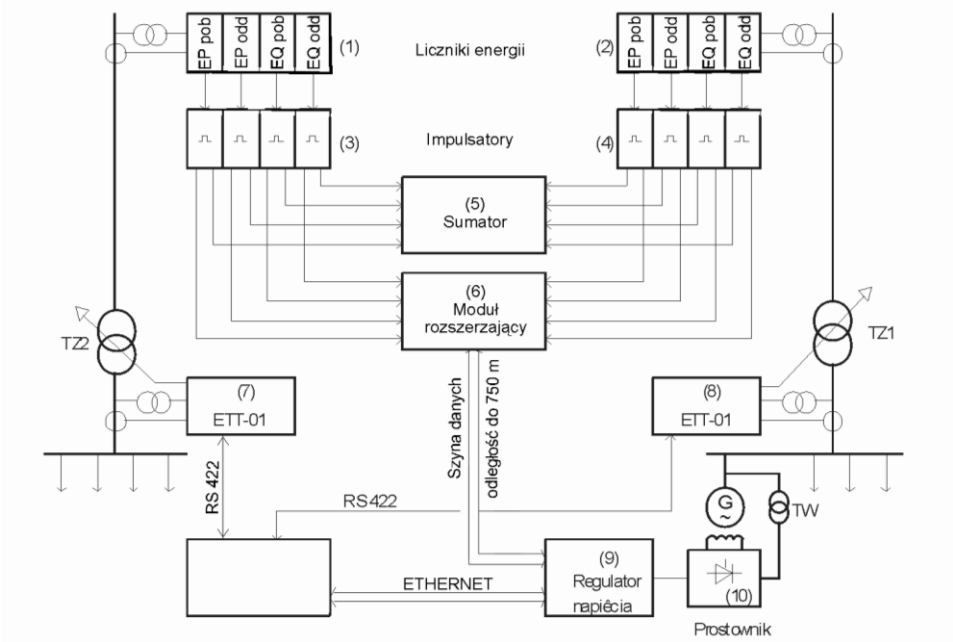
Rys.11. Regulator napięcia transformatora typu ETT

Wyposażenie regulatora w podwójny zestaw przekładników pomiarowych prądowych i napięciowych pozwala na wykorzystanie regulatora do stabilizacji wybranego parametru (napięcie lub numer zaczepu) transformatorów dwuuzwojeniowych oraz trójuzwojeniowych.

W celu zabezpieczenia przed przełączeniem po osiągnięciu wartości granicznych regulator posiada blokadę nadnapięciową, podnapięciową, nadprądową oraz blokadę działająca po osiągnięciu skrajnego zaczepu. Utrzymanie zadanego napięcia u odległego odbiorcy zapewnia układ kompensacji prądu obciążenia.

14. Układy kompensacji mocy biernej zakładów przemysłowych

Charakter większości odbiorników w zakładach przemysłowych powoduje pobieranie przez nie mocy biernej w czasie ich normalnej pracy. Konieczność dostawy energii biernej powoduje obniżenie się współczynnika mocy w liniach zasilających zakład i w elementach sieci przemysłowej. Współczynnik mocy można poprawić przez zainstalowanie w miejscu poboru mocy biernej urządzeń wytwarzających tę moc. Ponieważ moc bierna pobierana w zakładzie przemysłowym ma charakter indukcyjny, odpowiednie urządzenia kompensujące powinny wytwarzać moc bierną indukcyjną, lub co jest równoznaczne, pobierać moc pojemnościową. Do miejscowego wytwarzania pobieranej przez odbiorniki energii biernej, a więc do kompensacji indukcyjnej mocy biernej, mogą być w praktyce używane następujące urządzenia tj.: kondensatory, silniki synchroniczne, silniki asynchroniczne synchronizowane, generatory synchroniczne, kompensatory synchroniczne. Rysunek 12 (źródło: opracowanie własne) przedstawia przykładowy schemat blokowy układu kompensacji mocy biernej zakładu przemysłowego.



Rys.12. Schemat blokowy układu kompensacji mocy biernej zakładu przemysłowego

15. Podsumowanie

Powyższe punkty rozdziału nie wyczerpują wszystkich możliwości technicznych firmy Energotest z zakresu oferty układów napędowych dla górnictwa. Firma charakteryzuje się dużą zdolnością do szybkiego wprowadzenia nowych rozwiązań technicznych na bazie doświadczenia zawodowego swoich pracowników. Należy dodać, że ogólną cechą produktów firmy Energotest jest indywidualne dopasowanie swoich produktów do jednostkowych wymagań danej aplikacji przy jednoczesnym spełnieniu postawionych wymagań technicznych.

Jednych z celów pozabiznesowych, które postawiliśmy sobie, jest przeniesienie rozwiązań, które znamy i stosujemy z powodzeniem np. w energetyce – na inne gałęzie przemysłu, w tym również na górnictwo. Do tej grupy można tu zaliczyć takie zagadnienia jak: światłowodowe zabezpieczenia łukochronne dedykowane dla rozdzielnic średniego napięcia, analiza i diagnostyka stanów awaryjnych i zakłóceniowych na poziomie całego zakładu przemysłowego oraz wdrażanie i integrowanie inżynierskich systemów nadzoru i sterowania (tzw.

systemów SCADA) również na poziomie całego zakładu przemysłowego lub grupy zakładów.

Po dalsze szczegóły zapraszamy również do odwiedzenia naszej strony internetowej (www.energotest.com.pl) oraz do bezpośrednich kontaktów z przedstawicielami naszej firmy.

INDEKS AUTORÓW

Babiński P. 235
Baic I. 7, 15, 31
Bajdur M.W. 289
Bartoszek S. 269
Biegańska J. 301
Blaschke W. 7, 15, 31
Będkowski Z. 145
Cierpisz S. 145
Čablík W. 47
Dirner V. 213
Dubiel A. 157
Fečko P. 47, 207, 213
Frydel W. 243
Gawliński A. 137
Guziurek M. 213
Hlavatá M. 47
Idzikowski A. 289
Jagoda J. 269
Janáková I. 207, 213
Jarosiński A. 53
Jasiulek D. 129, 269
Jendrysik S. 129, 137
Jedziniak M. 243
Jędo A. 73
Kaletka T. 185
Kalus Ł. 157
Kardyś T. 157, 315
Koval L. 213
Kowol D. 73, 99,129, 137
Kozioł W. 7, 15, 31
Kryca M. 145
Kuczyńska I. 41
Kučerová R. 213
Kurzac M. 169, 185
Lenartowicz M. 175
Lewkiewicz-Małysa A. 281
Lutyński A. 7, 15, 31
Łagódka M. 99, 129
Machniak Ł. 31
Matusiak P. 73
Moroz R. 119, 197
Myszkowski P. 119, 197
Pasiowiec P. 47
Piotrowski Z. 7, 15, 31
Pomykała R. 31, 41
Przytocki W. 315
Pyc A. 87
Rakwic B. 59
Rogala-Rojek J. 129, 137, 269
Sablik J. 175
Skowroński A. 315
Słowik K. 225
Sobierajski W. 145
Stankiewicz K. 137, 269
Stelmach S. 225
Sułkowski W.W. 289
Tomas A. 109
Tora B. 169, 185
Tora M. 47
Vidlař J. 169
Vojtková H. 207, 213
Wasielewski R. 235
Winid B. 281
Witkowska-Kita B. 7, 15, 31
Wodziński P. 87
Woszczyński M. 129, 137
Wyputa P. 169
Zeljaś D. 257
Żelazny S. 53

STRESZCZENIA

Foresight OGWK – Analiza innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego z zastosowaniem metody Delphi

Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita, Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke, Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski

Przedstawiono wyniki prac ekspertów dokonujących oceny innowacyjności wytypowanych technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego – metodą Delphi. W metodzie tej ocenie poddano cele strategiczne i szczegółowe w zakresie zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego, zagadnienia technologiczne w aspekcie sformułowanych kryteriów natury społecznej, techniczno-technologicznej, ekonomicznej i polityczno-prawnej oraz kierunki prac naukowo-badawczych dotyczących zagospodarowania tego rodzaju odpadów.

Metoda analizy krzyżowej w ocenie wpływu wybranych czynników na rozwój innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego

Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita, Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke, Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski

Przedstawiono wyniki krzyżowej analizy wpływu wybranych czynników na rozwój innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego. Procedura krzyżowej analizy wpływów została wsparta oprogramowaniem MICMAC, co pozwoliło na wyłonienie zbiorów czynników o największej sile zwrotnych oddziaływań. Łącznie analizą zostało objętych sześć zestawów macierzy, w tym pięć macierzy z grup technologicznych i jedna macierz horyzontalna reprezentująca czynniki celów strategicznych.

SUMMARY

Foresight OGWK – Analysis of innovativeness of wastes management technology for the wastes from hard coal mining industry using the Delphi method

Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita, Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke, Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski

Results of experts works evaluating selected technologies of hard coal mining waste management with Delphi method were presented. The method evaluates strategic and detailed goals in hard coal mining waste management, as well as technological issues involving criteria of social, technical, economical, political and legal nature. It also considers the directions of research connected with this type of waste.

Cross-examination method for assessment of impact of the selected factors on development of innovative technologies for management of wastes from hard coal mining industry

Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita, Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke, Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski

Results of cross-examination analysis of impact of the selected factors on development of innovative technologies for management of wastes from hard coal mining industry were presented. Procedure of cross-examination analysis of impacts was supported with MICMAC software, what has enabled identification of factors of the highest reciprocal impacts. Totally six matrixes from technological group and one horizontal matrix which represented the factors of strategic targets were analyzed.

Metoda AHP jako sposób oceny innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego

Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski, Radosław Pomykała, Łukasz Machniak, Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita, Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke

Podstawowym celem projektu „Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowywania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego" jest wskazanie najbardziej perspektywicznych kierunków badań naukowych i prac rozwojowych w zakresie odpadów pochodzących z górnictwa. W wyniku dotychczasowych prac zidentyfikowano kilkadziesiąt technologii, w których mogą być stosowane odpady górnicze. W ramach czwartego etapu projektu dokonano oceny innowacyjności technologii zagospodarowania odpadów górnictwa węgla kamiennego. Rozumianej jako zdolności technologii do adaptowania i wykorzystywania najnowszych rozwiązań technicznych, technologicznych, organizacyjnych. Ocenę wykonano z zastosowaniem metody AHP (AHP – ang. Analytic Hierarchy Process) na drodze ankietowania 15 wybranych specjalistów. 24 wybrane technologie zagospodarowania odpadów, w 5 grupach tematycznych, oceniano pod kątem 5 kryteriów głównych oraz 25 szczegółowych. Wyniki badań pozwoliły na ustalenie hierarchii ważności poszczególnych technologii, co będzie jednym z elementów wyboru najbardziej perspektywicznych z nich.

Propagowanie innowacyjnych technologii wykorzystania odpadów wydobywczych w krajach nadbałtyckich

Iwona Kuczyńska, Radosław Pomykała

Omówiono podstawowe wymagania zawarte w prawie Unii Europejskiej dotyczące postępowania z odpadami wydobywczymi, jako odpadami pochodzącymi

AHP method as an innovative assessment of management technologies of waste from coal mining industry

Wiesław Kozioł, Zbigniew Piotrowski, Radosław Pomykała, Łukasz Machniak, Ireneusz Baic, Beata Witkowska-Kita, Aleksander Lutyński, Wiesław Blaschke

The primary objective of the project "Foresight in the field on priority and innovative technologies in waste management from coal mining" is to identify the most promising areas of scientific research and development work in the scope of waste from mining. As a result, previous work has identified several technologies, where mining waste can be used. In the fourth stage of the project, innovation assessment of the technologies has been done. Innovation understood as the ability of technology to adapt, and using the latest technical solutions, technological, organizational. The assessment was performed using the method of AHP (AHP – Analytic Hierarchy Process in English) by means of surveying the 15 selected experts. 24 selected waste management technologies, in five thematic groups, were assess for five major and 25 specific criteria. The results enabled the hierarchization of each technology, which is one of the elements to choose the most promising of them.

Promotion of innovative technologies enabling utilization of mining waste materials in the Baltic states

Iwona Kuczyńska, Radosław Pomykała

Basic requirements of EU law, regarding handling mining waste as waste materials originating from exploitation and proces-

z eksploatacji i przeróbki surowców mineralnych. Wskazano na potrzebę propagowania funkcjonujących już technologii wykorzystania odpadów wydobywczych we współpracy międzynarodowej, korzystając ze wsparcia programów finansowanych przez Unię Europejską. Przedstawiono program rozwoju regionalnego Morza Bałtyckiego, w ramach którego realizowany będzie projekt Mining and Mineral Processing Innovation Network (akronim: MIN-NOVATION). Główną ideą projektu jest transfer innowacyjnych technologii w zakresie gospodarowania odpadami górniczymi i przeróbczymi z instytucji naukowo-badawczych do małych i średnich przedsiębiorstw. W projekcie kierowanym przez Akademię Górniczo-Hutniczą w Krakowie uczestniczy jedenastu partnerów z pięciu krajów nadbałtyckich.

sing of mineral resources were discussed. It also indicates a necessity of using support offered through EU programmes to promote already existing methods of utilizing mining waste materials. The paper presents also development programme for Baltic region, including the MIN-NOVATION project (Mining and Mineral Processing Innovation Network. The focus of the project is on transferring new technologies of mining and reprocessed waste materials management from R&D institutions to SMEs. In the project directed by AGH University of Science and Technology participates eleven partners from five Baltic states.

Odpady przemysłu wydobywczego i związane z nimi regulacje prawne w Czechach ze szczególnym uwzględnieniem górnictwa węgla kamiennego

Miluše Hlavatá, Vladimir Čablík, Peter Fečko, Maciej Tora, Piotr Pasiowiec

Gospodarka odpadami jest stosunkowo młodym dynamicznie rozwijającym się sektorem gospodarki narodowej w republice Czeskiej. W krajach przemysłowo i gospodarczo rozwiniętych gospodarka odpadami intensywnie rozwinęła się w ciągu ostatnich 20-30 lat; pierwsza *Ustawa o odpadach* została przyjęta w Czechach w 1991 roku. Przed 1991 r. sposób postępowania z odpadami nie był poddany kontroli prawnej i nie było również regulacji prawnych w poszczególnych sektorach gospodarki z wyjątkiem odzysku tzw. surowców wtórnych. Prawa i obowiązki prawne są ściśle związane z regulacjami administracyjnymi. Obecna ustawa nr 185/2001(*Ustawa o odpadach*) podkreśla znaczenie zapobiegania powstawaniu odpadów, określa hierarchię postępowania z odpadami i promuje podsta-

Waste from extractive industries and its legal regulation in the Czech Republic focusing on refuse from black coal mining

Miluše Hlavatá, Vladimir Čablík, Peter Fečko, Maciej Tora, Piotr Pasiowiec

Waste management is a relatively young yet dynamically growing sector of the national economy. Industrially and economically advanced countries have only developed their waste management intensively over the last 20-30 years; the first Waste Act was adopted in the Czech Republic as recently as 1991. Prior to 1991, handling of waste was subject to no legislative control or rules in the Czech Republic, and was not governed by any sectoral rules with the exception of so-called secondary raw materials. Legal rights and obligations are closely related to administrative tasks. The current Act no. 185/2001 Coll. (Waste Act) emphasises waste prevention, defines the hierarchy of waste handling, and promotes the fundamental principles of environmental and

wowe zasady ochrony środowiska i zdrowia w gospodarce odpadami. Celem niniejszego rozdziału jest pokazanie praktycznych doświadczeń w zarządzaniu odpadami w sektorze górnictwa węgla kamiennego w OKD (Rejon Ostrava-Karviná). Bardzo ciekawa sytuacja prawna zaistniała w gospodarce odpadami węglowymi po roku 2002 r. W poszczególnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny w Rejonie Karwiny zaniechano deponowania odpadów węglowych na składowiskach odpadów, ale wprowadzono możliwość wykorzystania odpadów (skały płonnej), jako materiału do rekultywacji i kształtowania terenu.

health protection in waste handling. The aim of this chapter is to shown the practical experience of management of black coal mining refuse in OKD (Ostrava-Karviná District). A very interesting legal situation in connection with management of black-coal carboniferous waste rock arose already in 2002 along with the effect of Waste act. The individual mining plants extracting black coal in the Karviná District do not dump waste rock on dumps, but in the long-term they use waste rock as filling materials for reclamation structures and ground shaping.

Zagospodarowanie magnezu z odpadów powstających w procesie wzbogacania rud cynku i ołowiu

Sylwester Żelazny, Andrzej Jarosiński

W procesach pozyskiwania wysokojakościowych koncentratów metali nieżelaznych powstają znaczne ilości odpadów, które w większości są deponowane na stawach osadowych. Przykładem jest przeróbka rud cynku i ołowiu w trakcie której powstaje około 60% odpadów flotacyjnych. Podstawowym składnikiem tych odpadów jest dolomit. W rozdziale tym przedstawiono ocenę możliwości zagospodarowania tych odpadów do produkcji spoiw magnezjowych zwanych cementem Sorela. Określono warunki ich otrzymywania oraz właściwości fizykochemiczne spoiw.

Recovery of magnesium from the wastes generated during zinc and lead ores processing

Sylwester Żelazny, Andrzej Jarosiński

During winning of high quality non-ferrous metals concentrates, high volume of wastes are produced, which in majority are deposited in sewage ponds. Processing of zinc and lead ores, which produces about 60% of flotation wastes can be the example. Dolomite is the main component of these wastes. Assessment of possibility of utilization of these wastes for production of Sorel cement also known as magnesia cement was presented in the paper. Conditions of the cement production and its physic-chemical properties were specified.

Modelowanie hydrochemiczne procesu wymywania metali ciężkich z odpadów górniczych

Bożena Rakwic

Przedstawiono wyniki pracy badawczej, w której podjęto próbę określenia wypływu wybranych parametrów środowiskowych na ilość metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych. W ramach pracy przeprowadzono obliczenia

Hydro-chemical modelling of heavy metals leaching from the mining wastes

Bożena Rakwic

Research results of the project in which an attempt of determination of impact of selected environment parameters on amount of heavy metals washed out from mining wastes were presented. Model calculations with use of PHREEQC software

modelowe z użyciem programu PHREEQC. Obliczenia modelowe uwzględniały: rodzaj minerału w mieszance odpadowo – gruntowej, ilość dostępnego tlenu oraz temperaturę i pH wód opadowych. Wykazano też możliwość obniżenia migracji metali ciężkich z odpadów górniczych w obecności minerałów posiadających zdolność do neutralizacji kwasów oraz ograniczonego dostępu tlenu.

were carried out. The model calculations included: type of mineral in a soil-waste mixture, amount of oxygen as well as temperature and pH of waste water. In the paper it was proved that reduction of heavy metal migration from mining wastes in a presence of minerals which can neutralize acids and at limited amount of oxygen is possible.

Rozwój konstrukcji i technologii w osadzarkach pulsacyjnych typu Komag do wzbogacania węgla kamiennego i innych surowców mineralnych

Piotr Matusiak, Daniel Kowol, Antoni Jędo

Przedstawiono rozwój konstrukcji i technologii w osadzarkach typu Komag do wzbogacania węgla kamiennego i innych surowców mineralnych. Rozwój podzespołów osadzarek pulsacyjnych typu KOMAG i ich ewolucję przedstawiony został z punktu widzenia technologii prowadzenia procesu wzbogacania, tj.: zespołów rozrządu powietrza pulsacyjnego oraz układów odbioru produktów rozdziału. Opisany również został rozwój w sposobach regulacji i automatyzacji procesu wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych typu KOMAG. Zamieszczone zostało również zbiorcze zestawienie urządzeń do wzbogacania grawitacyjnego zaprojektowanych przez KOMAG.

Development of Komag pulsating jigs design and technology for beneficiation of hard coal and other minerals

Piotr Matusiak, Daniel Kowol, Antoni Jędo

Development of Komag pulsating jigs design and of technology for beneficiation of hard coal and other minerals was presented in the paper. Development of KOMAG pulsating jig's subassemblies was presented from the beneficiation technology point of view i.e. pulsation air distribution units and the separation products receive systems. Development of beneficiation process control and automation in KOMAG pulsating jigs was also described. Summary specification of devices for gravitational beneficiation designed by KOMAG was included.

Wpływ parametrów pokładu sitowego na blokowanie sit w osadzarce miałowej

Andrzej Pyc, Piotr Wodziński

Jednym z wielu czynników mających wpływ na jakość parametrów wzbogacanego w osadzarce materiału jest rodzaj roboczego pokładu sitowego, na którym odbywa się pulsacyjny ruch warstwy materiału. W opracowaniu zamieszczono przegląd stosowanych w osadzarkach miałowych typów pokładów sitowych oraz przedstawiono ich podstawowe parametry konstrukcyjne. Przedstawiono zastosowanie

Impact of screen deck parameters on screen fouling in fine coal jig

Andrzej Pyc, Piotr Wodziński

Type of screen deck, on which pulsating movement of material is realized, is one of many factors that have an impact on parameters of beneficiated material. Review of screen deck types used in fine coal jigs as well as their design parameters was given in the paper. Screen deck of new type with modular EPP

w osadzarkach miałowych nowego typu pokładu sitowego z zastosowaniem modułowych sit gumowych typu EPP.

Zastosowanie technologii autogenicznego łoża zawiesinowego do wzbogacania węgla w klasie ziarnowej 2 – 0,3 mm

Daniel Kowol, Michał Łagódka

Separatory z autogenicznym łożem zawiesinowym, ze względu na ich wszechstronność i skuteczność, wykorzystywane są na całym świecie do rozdziału drobnoziarnistych materiałów. W rozdziale opisano zasadę działania separatorów z autogenicznym łożem zawiesinowym oraz przedstawiono ich zakres zastosowań do rozdziału drobnych ziaren. Zamieszczono wyniki wstępnych badań laboratoryjnych rozdziału gęstościowego nadawy węglowej w klasie 2 – 0,3 mm, wykonanych w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG podczas realizacji prac, których celem jest opracowanie zautomatyzowanego urządzenia do wzbogacania drobnoziarnistych nadaw węglowych działającego w oparciu o technologię łoża zawiesinowego.

Nowe rozwiązanie próbobiornika do poboru materiałów sypkich z przesypów i zsypów przenośników taśmowych

Arkadiusz Tomas

Przedstawiono rozwiązania próbobiorników węgla, koksu i biomasy, pobierających próbkę z przesypów przenośników oraz ze zsypów, stosowane obecnie w przemyśle. Uwzględniając wyniki analizy wyżej wymienionych rozwiązań zaprezentowano innowacyjne rozwiązanie próbobiornika materiałów sypkich, pozwalające na pobór z pełnego przekroju strugi, jak to ma w przypadku próbobiornika z szufladą dosuwaną, z zapewnieniem funkcjonalności cechującej próbobiorniki szufladowe i rynnowe. Rozwiązanie opracowano w KOMAG-u. Gwarantuje ono wysoką szczelność systemu, znaczną redukcję zapylenia oraz eliminuje problemy eksploatacyjne wys-

rubber screens, used in fine coal jigs, was presented

Use of autogenous suspension bed technology for beneficiation of coal of grain size 2 – 0,3 mm

Daniel Kowol, Michał Łagódka

Separators with autogenous suspension bed are used over the world for separation of fine materials due to their versatility and effectiveness. Rules of operation of the separators with autogenous suspension bed as well as range of their use for fine particles separation were described in the paper. Results of preliminary laboratory tests of density separation of coal feed of grain size 2 – 0.3 mm carried out in KOMAG Institute of Mining Technology during realization of the project on development of automated facility for beneficiation of fine coal feed, which uses technology of suspension bed, were included.

New design of loose material sampler for taking samples from belt conveyers' transferring points and chutes

Arkadiusz Tomas

The samplers for coal, coke and biomass, which can take samples from belt conveyers' transferring points and chutes that are available in the industry, were presented. Innovative design of loose material sampler that can take samples from full cross-section of material stream as in the case of drawer samplers with the functionality characteristic to drawer and pan samplers, developed after analysis of the aforementioned solutions, was given. The design was developed at KOMAG. It guarantees high tightness of the system, reduction of dust generation and it eliminates also operational problems that can oc-

tępujące podczas stosowania próbobiorników szufladowych i rynnowych. Rozwiązanie zapewnia pobór próbki zgodny z PN-ISO 13909-2: 2004, z zachowaniem kompaktowej budowy urządzenia. Umożliwia kontrolę ilości pobranej próbki, w przeciwieństwie do próbobiorników rynnowych i szufladowych.

Testy odwadniania produktów przeróbki mechanicznej na prasach filtracyjnych ANDRITZ w polskich kopalniach węgla - rezultaty technologiczne

Piotr Myszkowski, Ryszard Moroz

Firma ANDRITZ przeprowadziła szereg testów odwadniania produktów przeróbki mechanicznej w polskich kopalniach węgla. Rezultaty wskazują, że prasy filtracyjne są dobrym rozwiązaniem do odwadniania drobnych klas węgla, np. odpady flotacyjne lub odciek z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych. Testy wykazały nieopłacalność stosowania pras filtracyjnych do odwadniania koncentratu węgla, głównie z powodu bardzo wysokich kosztów prowadzenia procesu odwadniania. Jedynie po przeprowadzeniu testów filtracji można prawidłowo dobrać pełnowymiarowe prasy filtracyjne.

Automatyczny system sterowania i wizualizacji pracy osadzarki pulsacyjnej

Dariusz Jasiulek, Sebastian Jendrysik, Daniel Kowol, Michał Łagódka, Joanna Rogala-Rojek, Mariusz Woszczyński

Przedstawiono strukturę, zasadę działania i funkcjonalność systemu sterowania osadzarką pulsacyjną firmy KOMAG. Omówiono pokrótce zasadę działania osadzarki. Opisano szczegółowo wszystkie funkcje realizowane przez system sterowania. Zaprezentowano aplikację systemu wizualizacji, sygnalizacji i archiwizacji parametrów mierzonych, oraz przedstawiono i opisano funkcje graficznego panelu operatorskiego służącego do zadawania wartości nastaw parametrów pracy osadzarki.

cur during use of drawer and pan samplers. The solution ensures taking samples according to PN-ISO 13909-2: 2004 Standard keeping compact design of the device. Unlike drawer and pan samplers that sampler enables controlling the amount of taken sample.

Dewatering tests of mechanical processing products on filtration presses made by ANDRITZ, carried out in polish coal mines - technological results

Piotr Myszkowski, Ryszard Moroz

ANDRITZ company carried out several tests of dewatering of mechanical coal processing products of Polish coal mines. The results show that the pressure filters are a good solution for dewatering of fine coal classes, such as flotation waste and effluentfrom screen bowl centrifuges. Tests have shown lack of profitability of filter presses for dewatering of coal concentrate, mainly because of very low-economics of the dewatering process. Only after performing a test can be to determine the full-size filter presses.

Automatic control system and visualization of pulsating jig operation

Dariusz Jasiulek, Sebastian Jendrysik, Daniel Kowol, Michał Łagódka, Joanna Rogala-Rojek, Mariusz Woszczyński

Design structure, principle of operations and functionality of KOMAG pulsating jig control system was presented. Jig's principle of operation was briefly described. All functions realized by the control system were given in details. Application of the measured parameters visualization, signaling and backup system was presented and the function of graphic dispatcher panel used to set operational parameters of the jig was described.

Doświadczenia z badań i wdrożenia systemu sterowania osadzarką pulsacyjną OS36 w KWK „Budryk"

Andrzej Gawliński, Sebastian Jendrysik, Daniel Kowol, Joanna Rogala-Rojek, Krzysztof Stankiewicz, Mariusz Woszczyński

Przedstawiono wyniki badań i doświadczeń z wdrażania systemu sterowania i wizualizacji pracy osadzarki pulsacyjnej w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla, w KWK „Budryk". System wdrożono na osadzarce trójproduktowej średnioziarnowej OS36 D3E. Dotychczasowe badania, prowadzone przy ścisłej współpracy specjalistów z KWK „Budryk", pozwoliły na zidentyfikowanie oraz wprowadzenie modyfikacji wpływających na jakość i funkcjonalność działania systemu, a tym samym na jakość produktu. Zaprezentowano również zestawienie podstawowych parametrów jakościowych produktów wzbogacania uzyskiwanych podczas wdrażania systemu.

Radiometryczny system sterowania procesem wzbogacania węgla w osadzarce

Stanisław Cierpisz, Zbigniew Będkowski, Marek Kryca, Waldemar Sobierajski

W rozdziale przedstawiono nowy układ sterowania procesem wzbogacania węgla w osadzarce z zastosowaniem gęstościomierza radiometrycznego zanurzonego w łożu materiału w pobliżu progu przelewowego produktu górnego. Sygnał z gęstościomierza, po porównaniu z wartością zadaną, koryguje w kaskadowym układzie regulacji położenie pływaka będącego podstawowym elementem konwencjonalnego układu regulacji odbioru produktu dolnego z osadzarki. Zadaniem układu sterowania jest stabilizacja gęstości rozdziału węgla w osadzarce. Przedstawiono wyniki badań przemysłowych doświadczalnego układu sterowania.

Experience gained during tests and implementation of OS36 pulsating jig's control system in "Budryk" Colliery

Andrzej Gawliński, Sebastian Jendrysik, Daniel Kowol, Joanna Rogala-Rojek, Krzysztof Stankiewicz, Mariusz Woszczyński

Experience and results of tests carried out during implementation of pulsating jig's control and operation visualization system in Coal Mechanical Processing Plant in "Budryk" Colliery was presented. The system was implemented in three-product, medium-grain OS36 jig. The tests carried out in close collaboration with BUDRYK Colliery specialists enabled to determine and implement modifications that have impact on quality and functionality of the system and on the quality of products at the same time. Specification of main quality parameters of separation products obtained during implementation process was also given.

Radiometric system of coal washing process in jig

Stanisław Cierpisz, Zbigniew Będkowski, Marek Kryca, Waldemar Sobierajski

A new control system of coal washing process in jigs has been presented in this chapter. The system applies a radiometric density meter inserted in the coal bed near the upper product overflow sill. The signal from the density meter is compared with its desired value, and the error signal, in a cascade control, corrects the position of the float in a conventional control circuit of refuse discharge from the jig. The purpose of the control system is to stabilize the separation density in the jig. Results of industrial tests of the experimental system have been presented in the chapter.

Wybrane aspekty migracji systemu sterowania ZWiOM w PKW S.A. ZG „Sobieski"

Artur Dubiel, Łukasz Kalus, Tomasz Kardyś

Przedstawiono doświadczenia z wykonanej przez firmę Energotest modernizacji systemu sterowania ZWiOM w ZG „Sobieski" PKW SA w Jaworznie. W zakres modernizacji wchodziła m.in. wymiana sterownika i systemu wizualizacji (tzw. migracja) na aktualnie dostępne najnowsze produkty na rynku, umożliwiające spełnienie teraźniejszych i również przyszłościowych oczekiwań zamawiającego [3]. Cały zakres modernizacji odbywał się na ruchu, etapami, przy zapewnieniu ciągłości produkcji i pracującym zakładzie przeróbczym. W rozdziale przedstawiono kolejne kroki przeprowadzone w ramach tych etapów oraz wskazano zagrożenia i sposoby ich minimalizacji na kolejnych stadiach realizacji zadania.

Some aspects of migration of the control system in ZWiOM department in PKW JSC, ZG "Sobieski"

Artur Dubiel, Łukasz Kalus, Tomasz Kardyś

The experience made by Energotest Ltd during upgrading the control system in ZWiOM department located in ZG "Sobieski" PKW JSC in Jaworzno has been presented. The modernization included exchange PLC type and visualization system (called migration) on the latest products currently available on the market in order to meet the present and future customer expectations [3]. The total scope of modernization was performed in stages, ensured the continuity of production and the processing plant working. The paper presents the steps undertaken in the framework of these stages and identifies hazards and ways to minimize them at the subsequent stages of the task.

Nowy bioodczynnik *RFBio* do flotacji węgla kamiennego

Marian Kurzac, Barbara Tora, Jiři Vidlař, Paweł Wyputa

Przedstawiono wyniki badania nowego odczynnika flotacyjnego do flotacji węgla. Badania przeprowadzono na węglu typu 33 z KWK „Marcel". Odczynnik jest odczynnikiem pochodzenia roślinnego. Uzyskane wyniki pozwalają na stwierdzenie możliwości zastąpienia odczynników ropopochodnych odczynnikami biopochodnymi.

New flotation *RFBio* reagent for hard coal flotation

Marian Kurzac, Barbara Tora, Jiři Vidlař, Paweł Wyputa

The results of investigation on new flotation reagent for hard coal flotation were presented. The study was conducted on a coal type 33 from Mine "Marcel". The reagent is a reagent of plant origin. The results obtained allow to establish the possibility of replacing of petroleum-origin reagent by bio-origin reagent.

Zastosowanie frakcjonowanej flotacji powierzchniowej do oceny technologii wzbogacania mułów węglowych metodą flotacji

Marek Lenartowicz, Jerzy Sablik

Flotacja mułów węgli energetycznych (w tym typu 33) jest najbardziej efektywną technologią wzbogacania najdrobniej-

Fractional film flotation used for assessment of coal mud beneficiation by the flotation method

Marek Lenartowicz, Jerzy Sablik

Flotation of steam coal mud (including 33 type of coal) is the most effective method

szych ziaren urobku węgla energetycznego [11]. Celem flotacji w przypadku mułów węgli energetycznych jest głównie ograniczenie strat substancji węglowej w odpadach, a tym samym zminimalizowanie ilości odpadów i jednoczesne zwiększenie produkcji kopalni [11]. W dotychczasowej praktyce przemysłowej o technicznej efektywności procesu flotacji decyduje wychód koncentratu oraz selektywność rozdziału miarą, której są zawartości popiołu w koncentracie i odpadach. Miarą efektywności procesu wzbogacania, może być również uzysk substancji palnej w koncentracie. Wykazano, że do oceny zastosowanej technologii flotacji można wykorzystać badania procesu flotacji metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej [8, 9 10, 19] dzięki której uzyskuje się pogłębioną analizę przebiegu procesu flotacji.

Porównanie flotacji węgla kamiennego z pola Marklowice w kopalni „Jankowice" i „Marcel"

Tomasz Kaletka, Marian Kurzac, Barbara Tora

Przedstawiono porównanie wyników flotacji węgla kamiennego w KWK „Jankowice" i „Marcel". Obie kopalnie eksploatują złoże w polu Marklowickim . W KWK „Marcel" flotacje prowadzi się w maszynach IZ 5 i PA 6, natomiast w kopalni „Jankowice" w maszynach kolumnowych Allmineral. KWK „Marcel", ze względu na występujący w składzie nadawy węgiel koksujący, kieruje do flotacji i mieszaninę typów węgla od 32.1 do 34.1. Flotokoncentrat wykazuje własności typu 33 oraz charakteryzuje się bardzo niskimi zawartościami popiołu Ar = 4 %. Węgiel, który stanowi nadawę na flotację w KWK „Jankowice" wykazuje własności typowego węgla energetycznego typu 32, flotokoncentrat charakteryzuje się wyższymi zawartościami popiołu Ar =10%.

for beneficiation of the finest steam coal particles [11]. Limitation of coal losses to wastes is the main objective of steam coal mud flotation. In the industrial practice the concentrate output and separation selectivity decide about technological effectiveness of the flotation process. However recovery of combustible substance to the concentrate can also be a measure of flotation effectiveness. It was proved that fractional film flotation method can be used for assessment of flotation technology. Such a method gives more comprehensive analysis of the flotation process.

A comparison of coal flotation from the coal bed Marklowice in coal mine „Jankowice" and „Marcel"

Tomasz Kaletka, Marian Kurzac, Barbara Tora

A comparison of the results of coal flotation in coal mine "Jankowice" and "Marcel" was presented. Both mines operate in the coal bed Marklowice. In KWK "Marcel" flotation is carried out on machines IZ 5 and PA 6, while in the mine "Jankowice" column flotation machine Allmineral is used. In KWK "Marcel" mixture of coking and energetic coal is floated (mixture of types of coal types 32.1 – 34.1). Concentrate is 33 type, and is characterized by very low ash contents Ar = 4%. Coal which is a feed for the flotation of the coal mine "Jankowice" is typical steam coal, type 32, flotation concentrate has higher ash contents Ar = 10%.

Odwadnianie koncentratu flotacyjnego węgla. Optymalizacja kosztów procesu odwadniania

Piotr Myszkowski, Ryszard Moroz

W niniejszym rozdziale omówiono różnorodne urządzenia, które mogą być zastosowane do odwadniania koncentratu flotacyjnego węgla: prasy filtracyjne, dwa rodzaje wirówek oraz filtry nadciśnieniowe. Następnie, dokonano obliczeń symulacyjnych kosztów odwadniania koncentratu dla przykładowego węzła technologicznego przy wykorzystaniu omówionych wcześniej urządzeń oraz ich kombinacji. W zależności od własności fizykomechanicznych odwadnianego produktu, najkorzystniejszym układem do odwadniania produktów przeróbki węgla, dla węgli energetycznych jest zastosowanie, wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych najnowszej generacji, a dla węgli koksowych, układu kombinowanego złożonego z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych i filtrów.

Dewatering of coal flotation concentrate. Optimization of dewatering costs

Piotr Myszkowski, Ryszard Moroz

This chapter discusses different devices that can be used to dewater coal flotation concentrate: pressure filters, two types of centrifuges and hyperbaric filtration. Then, the simulation costs were calculated for a sample of the concentrate dewatering technology using the previously described devices as well as their combinations. Depending on the physical and mechanical properties of the material, for steam coals the most preferred system of dewatering products is the use of the newest development of screen-bowl centrifuges and for coking coal combined system consisting of screen-bowl centrifuges and a filters.

Flotacja niebezpiecznych osadów

Iva Janáková, Peter Fečko, Hana Vojtková

Rozdział dotyczy oceny przydatności stosowania flotacji w oczyszczaniu szlamów z zakładów Cerny Prikop w Ostrawie (Czechy). Zastosowanie flotacji w przypadku badanych próbek okazało się być wydajnym procesem, a uzyskane wyniki były znakomite. Zastosowano dwa tradycyjne zbieracze piany (Montanol 551, Montanol 508) i zbadano ich efektywność. Flotacja zanieczyszczeń organicznych jest bardzo wydajna i ponad 75% węglowodorów C_{10} – C_{40}, 70% polichlorowanych bifenyli i ponad 80% WWA zostało usuniętych z osadów.

Application of flotation of hazardous sediments

Iva Janáková, Peter Fečko, Hana Vojtková

The chapter deals with an evaluation of flotation application suitability in the sludge decontamination from the Cerny Prikop stream situated in Ostrava (Czech Republic). Application of flotation on the given samples is highly effective and the acquired results are excellent. We used 2 conventional flotation collectors (Montanol 551, Montanol 508) and it was study condensation and effectiveness of both flotation collectors. Flotation of organic pollutants is very effectual and more than 75% of hydrocarbons C_{10} – C_{40}, 70% of PCB and 80% of PAH from the sediments was removed.

Technologia spalania węgla o dużej zawartości siarki

Peter Fečko, Michal Guziurek, Radmila Kučerová, Lukáš Kovaľ, Vojtech Dirner, Hana Vojtková, Iva Janáková

Rozdział dotyczy zastosowania nowych technologii a mianowicie ługowania bakteryjnego, pirolizy i flotacji. Węgiel brunatny kopalni Eliška zawierający do 3% siarki został użyty do sprawdzenia metodologii. Stosując tę technologię uzyskano oleje pirolityczne, które mogą być zastosowane jako odczynniki flotacyjne.

Wpływ warunków procesowych na uzysk produktów pirolizy słomy rzepakowej

Krzysztof Słowik, Sławomir Stelmach

Najpowszechniej stosowanym obecnie procesem energetycznego wykorzystania biomasy jest jej bezpośrednie spalanie lub współspalanie z paliwami kopalnymi. Jednak w ostatnich latach coraz większym zainteresowaniem cieszą się znane od dawna procesy pirolizy i zgazowania biomasy, przede wszystkim drewna, ale również innych jej rodzajów. W rozdziale przedstawiono wyniki badań pirolizy słomy rzepakowej, przeprowadzonych w analizatorze termograwimetrycznym SETARAM TG DTA-92 oraz w instalacji laboratoryjnej ze złożem stałym. Celem tych badań było określenie wpływu parametrów procesu na uzyski produktów oraz skład gazu pirolitycznego. Można oszacować, że aktualnie w Polsce dostępne jest rocznie około 2 mln Mg słomy rzepakowej. Słoma rzepakowa jest surowcem, który może być cenionym paliwem odnawialnym. Wykonane badania rozkładu pirolitycznego słomy rzepakowej wykazały m.in., że największa intensywność wydzielania się części lotnych ma miejsce w przedziale temperatury ~390÷430°C (w zależności od szybkości nagrzewania),

Complex utilization of high sulphur coal

Peter Fečko, Michal Guziurek, Radmila Kučerová, Lukáš Kovaľ, Vojtech Dirner, Hana Vojtková, Iva Janáková

The chapter deals with an application of a new technology consisting of three technological methods, namely bacterial leaching, pyrolysis and flotation. Brown coal from Eliška Mine containing as much as 3% of sulphur was used to test the methodology. Applying the technology, the experiments produced pyrolytic oils that may be used as flotation agents.

Influence of process conditions on yield of rape straw pyrolysis products

Krzysztof Słowik, Sławomir Stelmach

Today, the most commonly applied biomass based power generating process is direct combustion or co-combustion with fossil fuels. However, processes known for many years like pyrolysis and gasification of biomass (mainly wood but also other biomass sorts) have aroused increasing interest within the recent years. The chapter provides a discussion on the results of rape straw pyrolysis studies conducted using the SETARAM TG DTA-92 thermogravimetric analyser and a fixed bed laboratory installation. The purpose of the studies was determination of the influence of the process parameters on the product yield and the chemical composition of the pyrolysis gas. It can be estimated that ca. 2 million Mg of rape straw is available for processing per year in Poland. Rape straw is a raw material which can become a highly valued renewable fuel. Among the implications of the rape straw pyrolytic decomposition tests conducted, one can mention that the most intense release of volatile particles occurs within the range of temperatures of ~390÷430ºC (depending on the heating

a końcowa temperatura procesu ma niewielki wpływ na uzysk produktów. Wyniki badań uzyskano podczas realizacji międzynarodowego programu wykonawczego między Ministrem Nauki i Informatyzacji Rzeczypospolitej Polskiej a Ministrem Edukacji i Nauki Królestwa Hiszpanii o współpracy w dziedzinie nauki i techniki. Badania przeprowadzono w CSIC, Instituto de Carboquimica w Saragossie (Hiszpania).

Badania zgazowania mieszanek biomasowo/odpadowych w skali laboratoryjnej

Piotr Babiński, Ryszard Wasielewski

Niektóre rodzaje odpadowej biomasy oraz odpadów mogą stanowić wartościowe źródło surowca do zgazowania i produkcji gazu, który można wykorzystać do skojarzonej produkcji ciepła i energii elektrycznej. Wykonane testy zgazowania mieszanek peletów ze słomy oraz granulatu gumowego w reaktorze ze złożem stałym, z zastosowaniem powietrza jako czynnika zgazowującego, wykazały możliwość otrzymania gazu palnego o wartości opałowej na poziomie 5-5,5 MJ/m^3. Gaz surowy zawiera znaczne ilości produktów ciekłych, które po zastosowaniu dodatkowej konwersji znacznie poprawiłyby jego wartość opałową. Zgazowanie mieszanek biomasa/odpady może być korzystnym rozwiązaniem dla lokalnych instalacji energetycznych małej mocy wyposażonych w silniki lub turbiny gazowe.

Nowoczesny system przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzowych

Marek Jedziniak, Walenty Frydel

Omówiono budowę i zasadę działania urządzeń odpylających typu UO oraz lutni wirowych typu WIR, wchodzących w skład systemu przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzowych, zwracając szczególną uwagę na zmiany wprowadzone w stosunku do starszych wersji tego typu urządzeń i zastosowane rozwiązania.

rate) and the final process temperature exerts only a minor influence on the product yield. The results being discussed were obtained under an international study programme co-organised by the Polish Minister of Education and Science and the Minister of Education and Science of the Kingdom of Spain comprising collaboration in the field of science and technology. The tests were conducted at CSIC, Instituto de Carboquimica in Zaragoza (Spain).

Laboratory tests on gasification of biomass/wastes mixtures

Piotr Babiński, Ryszard Wasielewski

Some types of waste biomass and wastes can be valuable raw material source for gasification process and gas production which can be utilized for heat and power generation. Gasification tests of mixed rape straw pellets with waste tires granulate were carried out in fixed bed reactor using air as a gasification agent. These tests have shown ability of obtaining combustible gas with calorific value about 5-5,5 MJ/m^3. Raw gas contains a lot of liquid products which after additional conversion would significantly increase its calorific value. Gasification of mixed biomass and wastes may be beneficial solution for local low-power plants equipped with engines or gas turbines.

State-of-the-art system for ventilation and dust control of roadways

Marek Jedziniak, Walenty Frydel

Design and principle of operation of UO dust collector and WIR vortex ventube, which are the parts of roadway ventilation and dust control systems and the used solutions were discussed with a special attention paid to the changes implemented to older versions of the device. Results of testing of the above mentioned devices

Omówiono wyniki badań ww. urządzeń oraz przedstawiono w zarysie proces ich oceny zgodności, z uwzględnieniem wymagań nowej normy PN-G-52002 dotyczącej urządzeń odpylających oraz projektu normy dotyczącej lutni wirowych.

Własności reologiczne soli kamiennej złoża monokliny przedsudeckiej

Dagmara Zeljaś

Biorąc pod uwagę różne warianty zagospodarowania złoża soli monokliny przedsudeckiej, od szeregu lat zespół pod kierunkiem prof. Z. Kłeczka prowadzi badania własności reologicznych prób soli pochodzącej z tego złoża. W założeniach projektowych do budowy specyficznych, wielkogabarytowych wyrobisk w złożu soli istotną rolę odgrywają wymiary calizn ochronnych, których właściwe określenie jest funkcją własności deformacyjno – wytrzymałościowych górotworu solnego. Wyrobiska takie muszą spełniać warunek długotrwałej stateczności. Aby poprawnie można było sformułować ten warunek niezbędna jest znajomość własności reologicznych skały solnej.

Zintegrowany system monitoringu konstrukcji obiektów użytkowych zwiększający bezpieczeństwo eksploatacyjne

Krzysztof Stankiewicz, Dariusz Jasiulek, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Joanna Rogala-Rojek

W rozdziale przedstawiony został innowacyjny system przeznaczony do zastosowania w obiektach o dużej powierzchni dachu, takich jak centra i pawilony handlowe, hale przemysłowe, magazyny oraz pawilony wystawiennicze, a także dla firm świadczących usługi odśnieżania dachów, monitoringu i konserwacji konstrukcji. Zawarte w artykule informacje dotyczące budowy systemu oraz jego instalacji i testów przedstawiają szerokie możliwości aplikacyjne opracowanych rozwiązań sprzętowych i programowych.

were presented and the process of their assessment of conformity was briefly discussed taking into consideration the requirement of the Standard for dust collecting equipment and draft standard for vortex ventubes.

Rheological properties salt seam of Sudetic Monocline

Dagmara Zeljaś

From many years a team led by Prof. Z. Kleczek carries out studies on rheological properties of salt samples from Sudetic Monocline deposit taking into consideration different variants of utilization of that seam. Dimensions of protecting walls, which proper determination is a function of deformation-strength properties of salt rock mass play an important role in assumptions for design of constructing big-size workings in a slat seam. Such working should meet a condition of long-term stability. Knowledge of rheological properties of salt rock is indispensable to properly formulate that condition.

Integrated system for monitoring of construction of utility objects which increases operational safety

Krzysztof Stankiewicz, Dariusz Jasiulek, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Joanna Rogala-Rojek

Innovative system designed for high-surface object like supermarkets, industrial production rooms, warehouses and exhibition halls as well as for the companies, which are involved in removal of snow from roofs and for monitoring and maintenance of buildings was presented in the chapter. Information about the system's structure, its installation and tests included in the paper presents broad application possibilities of developed hardware and software of the system.

Ocena procesów zachodzących podczas zatłaczania wód kopalnianych na podstawie modelowania hydrogeochemicznego

Aleksandra Lewkiewicz-Małysa, Bogumiła Winid

Najbardziej efektywną metodą unieszkodliwiania wód złożowych jest ich zatłaczanie do głębokich struktur geologicznych. Procesy zachodzące podczas zatłaczania wód złożowych determinowane są szeregiem czynników fizycznych i chemicznych. Zatłaczanie do górotworu odpadowej wody złożowej powoduje naruszenie równowagi tworzonej przez naturalne warunki geochemiczne panujące w złożu. Pod wpływem kontaktu wody zatłaczanej z górotworem może dochodzić do procesów rozpuszczania niektórych minerałów matrycy skalnej jak i wytracania się minerałów z zatłaczanego medium. Możliwości wytracania minerałów wody złożowej, związanej ze złożem gazu, badano za pomocą modelowania hydrogeochemicznego wykorzystując program PHREEQC. W wyniku modelowania stwierdzono, że w wodzie złożowej występuje stan przesycenia minerałami takimi jak: aragonit, kalcyt, dolomit, rodochrozyt, syderyt, natomiast stan bliski nasycenia minerałami: anhydryt i gips. Można więc stwierdzić, że minerały te jeżeli będą występować w skałach warstw chłonnych nie będą się rozpuszczać, natomiast mogą się wytracać. Stan równowagi fazowej badano przy zmiennych wartościach pH. Obniżając wartość pH zmniejsza się wartość SI ale dopiero przy obniżeniu pH do wartości 5,04 woda osiąga stan niedosycenia minerałami węglanowymi tzn. nie będą się one wytrącać. Można to interpretować jako brak zagrożenia kolmatacją ze strony wytrącania minerałów węglanowych.

Evaluation of processes accompanying mine's waters injection on the basis of hydrogeochemical modelling

Aleksandra Lewkiewicz-Małysa, Bogumiła Winid

The most efficient way of neutralizing formation waters is injecting them to deep geological structures. Processes taking place during injection of reservoir water are determined by a number of physical and chemical factors. Injection of reservoir waste water to the rock mass disturbs the existing balance there. The contact between injected water and the rock mass may trigger out dissolving some minerals of the rock matrix and precipitation of minerals from the injected medium. The study was focused on reservoir waste water accompanying natural gas exploitation. The possible precipitation of minerals was investigated with the use of a hydrogeochemical model and software PHREEQC. The modeling revealed that the reservoir water was oversaturated with: aragonite, calcite, dolomite, rhodochrosite, siderite; close to saturation with: anhydrite and gypsum. Accordingly, if these minerals occurred in absorptive strata, they would not dissolve, though they could precipitate. The geochemical balance was investigated for various pH. By lowering pH we also lower SI; by lowering pH to 5.04, we cause that water gets undersaturated with carbonate minerals, which will not precipitate. This can be interpreted as a lack of colmatation threat on the part of carbonate minerals.

Zastosowanie kopolimerów wzorcowych akryloamidu i polimerów odpadowych nowolaku w oczyszczaniu ścieków modelowych

Wioletta M. Bajdur, Adam Idzikowski, Wiesław W. Sułkowski

Modyfikacja polimerów oraz odpadów polimerowych pozwala na uzyskanie produktów o określonych właściwościach, które można stosować jako środki flokulujące w ściekach przemysłowych. Z powodu powszechności stosowania polimerów w procesach oczyszczania ścieków, ich zużycie globalne jest bardzo duże, pomimo małych ilości, które się używa w tych procesach. Do polielektrolitów o właściwościach flokulujących można zaliczyć wzorcowe kopolimery akryloamidu z akrylonitrylem oraz polimery syntezowane z odpadów żywicy fenolowo-formaldehydowej-nowolaku SE. Otrzymane produkty w procesie koagulacji spreparowanych ścieków modelowych okazały się skutecznymi flokulantami.

Przegląd bezpiecznych środków strzałowych stosowanych w górnictwie

Jolanta Biegańska

W podziemnych, niewęglowych zakładach górniczych oraz odkrywkowych zakładach górniczych wykonywanie robot strzałowych jest podstawową metodą urabiania złoża. Postęp techniczny w dziedzinie środków strzałowych, poprzez udoskonalanie nieelektrycznych systemów odpalania i wprowadzanie ostatnio w Polsce zapalników elektronicznych, stwarza nowe możliwości racjonalizacji i poprawy bezpieczeństwa robót strzałowych. W rozdziale tym zaprezentowano, zastosowane w polskim górnictwie zmiany, prowadzące do poprawy bezpieczeństwa robót strzałowych. Omówiono wprowadzone nowoczesne, bezpieczne i ekologiczne materiały wybuchowe, sposób wykonywania robót strzałowych przy użyciu tych materiałów oraz zaprezentowano producentów takich materiałów wybuchowych na potrzeby górnictwa.

Usage of standard acrylamide copolymers and waste novolac polymers in model wastewater treatment

Wioletta M. Bajdur, Adam Idzikowski, Wiesław W. Sułkowski

Modification of polymers and polymer waste allows for obtaining products of determined properties, which may be then used as flocculating agents in industrial wastewater. Due to common usage of polymers in the processes of wastewater treatment, their global usage levels are very high, despite the small amounts employed in said processes. Polyelectrolytes with flocculating properties include standard akrylamide copolimers with akrylonitrile and polymers synthesised from SE novolac phenol-formaldehyde resin. In the process of coagulation of the prepared model wastewater, the resultant products proved to be efficient flocculants.

Review of safe explosives for the mining industry

Jolanta Biegańska

In underground, non-coal mines and opencast ones, conducting the blasting operations is the fundamental method of deposit getting. Technical advance in the field of mining explosives through perfection of non-electric initiation system and recently in Poland by introducing electronic fuse create new possibilities of rationalization and safety improvement of shooting. Changes implemented in the Polish mining industry that lead to improvement of safety in blasting operations were discussed. State-of-the-art, safe and ecological explosives were presented as well as the method of blasting with use of these explosives and the manufactures of explosives for the mining industry were given.

Nowoczesne układy napędowe produkcji firmy Energotest dedykowane dla górnictwa

Władysław Przytocki, Andrzej Skowroński, Tomasz Kardyś

Przedstawiono produkty i usługi z zakresu układów napędowych oferowane przez firmę ENERGOTEST sp. z o.o. mające zastosowanie w górnictwie. Oferta zawiera: statyczne układy wzbudzenia, układy automatycznej regulacji napięcia, układy rozruchu i wzbudzenia do silników synchronicznych i asynchronicznych synchronizowanych, układy rozruchu silników asynchronicznych, układy rozruchu i regulacji obrotów silników prądu stałego dużej mocy, regulatory napięcia transformatorów zaczepowych, prostowniki tyrystorowe oraz układy automatyki przemysłowej.

State-of-the-art drive systems for the mining industry manufactured by the Energotest Ltd

Władysław Przytocki, Andrzej Skowroński, Tomasz Kardyś

Products and services from drives range produced by the Energotest Ltd dedicated to mining area were presented. There are static excitation systems, automatic voltage regulators, excitation and starting systems for synchronous and synchronized ansynchronous motors, start-up system for slip-ring induction motors, excitation, start-up and speed control system for large DC motors, digital voltage regulator for tap transformers, power diode and thyristor rectifiers, and industrial control systems.