



Komeko 2009



Instytut Techniki Górniczej

**INNOWACYJNE I PRZYJAZNE
DLA ŚRODOWISKA
SYSTEMY PRZERÓBCZE
SUROWCÓW MINERALNYCH
W ASPEKCIE
ZRÓWNOWAŻONEGO ROZWOJU**

Gliwice 2009

ISBN 978-83-60708-29-3

Open Access (CC BY-NC 3.0. PL)



Komeko 2009



Instytut Techniki Górniczej

Praca zbiorowa

**INNOWACYJNE I PRZYJAZNE
DLA ŚRODOWISKA
SYSTEMY PRZERÓBCZE
SUROWCÓW MINERALNYCH
W ASPEKCIE
ZRÓWNOWAŻONEGO ROZWOJU**

Monografia

Gliwice 2009

Redakcja naukowa monografii:

Prof.dr hab.inż. Adam Klich, dr inż. Antoni Kozieł

Komitet Naukowy:

Prof.dr hab.inż. Tadeusz Banaszewski – Akademia Górniczo-Hutnicza

Prof.dr hab.inż. Wiesław Blaschke – Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN

Prof.dr hab.inż. Stanisław Cierpisz – Politechnika Śląska

Prof.dr hab.inż. Józef Dubiński – Główny Instytut Górnictwa

Prof.dr hab.inż. Andrzej Heim – Politechnika Łódzka

Prof.dr hab.inż. Adam Klich – ITG KOMAG

Prof.dr hab.inż. Zdzisław Kłeczek – ITG KOMAG

Dr inż. Antoni Kozieł – ITG KOMAG

Prof.dr hab.inż. Joachim Kozioł – Politechnika Śląska

Prof.dr hab.inż. Aleksander Lutyński – Politechnika Śląska

Prof.dr hab.inż. Maciej Mazurkiewicz – Akademia Górniczo-Hutnicza

Prof.dr hab.inż. Jan Palarski – Politechnika Śląska

Prof.dr hab.inż. Andrzej Ślęczka – Politechnika Śląska

Prof.dr hab.inż. Piotr Wodziński – Politechnika Łódzka

Recenzenci:

Prof.dr hab.inż. Adam Klich

Prof.dr hab.inż. Zdzisław Kłeczek

Prof.dr hab.inż. Zygmunt Kowalski

Prof.dr hab.inż. Aleksander Lutyński

Prof.dr hab.inż. Piotr Wodziński

Komitet Organizacyjny:

Mgr Anna Okulińska

Mgr inż. Edward Pieczora

Mgr Lilianna Stańczak

Wydawca: Instytut Techniki Górniczej KOMAG

ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 032 2374100, 2374512

Skład i druk: Komdruk-Komag Sp. z o.o.

ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 032 2374651, 2374563

Projekt okładki: Natalia Król

ISBN 978-83-60708-29-3

Nakład: 120 egz.

Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Wprowadzenie

Przedstawiamy Państwu kolejną monografię z zakresu innowacyjnych i przyjaznych dla środowiska systemów przeróbczych surowców mineralnych, co jest szczególnie ważne w aspekcie zrównoważonego rozwoju gospodarki.

Problemy dotyczące technologii przeróbki surowców mineralnych, zwłaszcza Technologii Czystego Węgla, wymagają nowego, interdyscyplinarnego podejścia. Program produkcji czystego węgla zaczęto wprowadzać w Polsce z dużym opóźnieniem w stosunku do krajów zachodnich, co zmusza nas do podjęcia intensywnych działań naukowych, badawczych i technicznych celem zmniejszenia dzielących nas różnic.

W ostatnich latach wiele uwagi poświęca się nowym technologiom przetwarzania węgla, gdyż jest to zagadnienie bardzo ważne.

Analizując sytuację w Polsce, należy stwierdzić, że zasadniczym problemem jest oczyszczanie węgla przed spalaniem, a także poprawa jakości procesów spalania i oczyszczania spalin. Przygotowanie czystego węgla do spalania jest realizowane w procesach przeróbki mechanicznej węgla surowego, obejmującej m.in. uśrednianie, selektywne rozdrabnianie i tworzenie mieszanek. W Polsce proces uzyskiwania czystego węgla obejmuje głównie technologie klasycznego wzbogacania. Wydaje się zatem konieczne, aby producenci i użytkownicy węgla odpowiedzieli na następujące pytania:

- jak czysty ma być węgiel kierowany do procesów spalania?
- czy należy wzbogacać węgiel i kierować go do spalania w zmodernizowanych elektrowniach, czy też ponosić koszty zanieczyszczenia środowiska?

Oprócz informacji na temat Technologii Czystego Węgla, w monografii zaprezentowano wyniki prac naukowych i badawczych dotyczących utylizacji, unieszkodliwiania odpadów, paliw alternatywnych oraz modernizacji węzłów technologicznych zakładów przeróbczych.

Dziękując współautorom monografii oraz jej wydawcom, wyrażamy nadzieję, że niniejsza publikacja będzie kolejnym krokiem na drodze rozwoju i doskonalenia innowacyjnych technologii dla przeróbki surowców mineralnych.

Gliwice, marzec 2009 r.

Redaktorzy naukowci monografii

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

Autorzy rozdziałów:

mgr inż. Janusz Babczyński
dr inż. Ireneusz Baic
mgr inż. Stanisław Budzyń
inż. Kateřina Cechlová
dr inż. Wojciech Chuchnowski
mgr inż. Leszek Danecki
mgr inż. Zbigniew Duszyc
prof. inż. Peter Fečko
dr inż. Katarzyna Fela
dr inż. Wiesław Firczyk
dr inż. Bogdan Gicala
mgr inż. Henryk Giemza
dr inż. Tadeusz Gluba
mgr inż. Michał Gładek
mgr Bogna Gwoździwicz
prof. dr hab. inż. Andrzej Heim
dr inż. Iva Janáková
prof. dr hab. inż. Andrzej Jarosiński
mgr inż. Daniel Kowol
prof. dr hab. inż. Joachim Koziół
mgr inż. Marian Kurzac
inż. Jaroslav Kusý
Jerzy Kuźmin
dr inż. Marek Lenartowicz
prof. dr hab. inż. Aleksander Lutyński
dr inż. Barbora Lyčková
Michał Łagódka
mgr inż. Kazimierz Majka
mgr inż. Piotr Matusiak
dr inż. Katarzyna Matuszek
dr inż. Remigiusz Modrzewski
dr inż. Nikolas Mucha
mgr inż. Piotr Myszkowski
dr inż. Andrzej Obraniak
mgr inż. Zbigniew Paluchiewicz
mgr inż. Piotr Pasiowiec
mgr inż. Jan Pasz
mgr inż. Andrzej Pyc
mgr inż. Bożena Rakwic
dr inż. Jolanta Robak
prof. dr hab. Stanisława Sanak-Rydlewska
dr inż. Sławomir Stelmach
dr hab. inż. Barbara Tora
dr inż. Josef Valeš
mgr inż. Ryszard Wasielewski
dr Beata Witkowska-Kita
prof. dr hab. inż. Piotr Wodziński
dr inż. Dagmara Zeljaś
dr inż. Wiesław Andrzej Żmuda

Spis treści

	str.
Rozdziały:	
1. Wykrywanie deformacji nieciągłych na terenach płytkiej eksploatacji górniczej – Beata Witkowska-Kita, Ireneusz Baic, Bogna Gwoździewicz	7
2. Krajowe, Głębokie Składowisko Odpadów Niebezpiecznych (GSON) logiczną implikacją wobec rozwoju energetyki jądrowej – Dagmara Zeljaś	13
3. Określanie ilości wymywanych metali ciężkich z odpadów górniczych za pomocą programu do modelowania hydrochemicznego PHREEQC – Bożena Rakwic	29
4. Utylizacja odpadów rolniczych (strąki fasoli, pestki śliwek) jako sorbentów do oczyszczania ścieków o dużej zawartości Cd, Cu, Fe, Pb i Zn – Kateřina Cechlová, Nikolas Mucha, Iva Janáková	37
5. Wpływ wielokrotnego zawrotu odczynnika ługującego na jakość koncentratu miedzi – Stanisława Sanak-Rydlewska	49
6. Kwaśne ługowanie jako sposób usuwania magnezu z koncentratu sfalerytowego – Andrzej Jarosiński, Katarzyna Fela	57
7. Zagospodarowanie drobnodziarnistych odpadów węglowych – Aleksander Lutyński	65
8. Metodyka i kryteria oceny obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych na przykładzie osadników mułów węglowych – Ireneusz Baic, Zbigniew Duszyc, Zbigniew Paluchiewicz	73
9. Wybrane aspekty zgazowania odpadów – Sławomir Stelmach, Ryszard Wasielewski	89
10. Technologie termochemicznej konwersji zużytych opon samochodowych – Ryszard Wasielewski, Sławomir Stelmach	101
11. Technologia zagospodarowania odpadów wielomateriałowych na płyty termoizolacyjne – Leszek Danecki, Zbigniew Paluchiewicz	113
12. Paliwo alternatywne z wysegregowanej frakcji odpadów komunalnych – Barbara Tora, Stanisław Budzyń, Wiesław A. Żmuda, Peter Fečko, Barbora Lyčková	119
13. Proces projektowania paliwa alternatywnego – aspekty prawne i technologiczne – Jolanta Robak, Katarzyna Matuszek	127
14. Możliwości utylizacji węgla o dużej zawartości siarki w celu uzyskania paliwa ekologicznego – Peter Fečko, Josef Valeš, Barbara Tora, Nikolas Mucha, Jaroslav Kusý, Iva Janáková	139

15.	Symulacja procesu współspalania węgla kamiennego z gumą z wykorzystaniem programu typu CFD – Joachim Kozioł, Piotr Matusiak, Wojciech Chuchnowski	149
16.	Metody wysoko skutecznego przesiewania materiałów trudno przesiewalnych w aspekcie zastosowania nowego typu przesiewacza – Jerzy Kuźmin	157
17.	Modernizacja układów przesiewania koksu w Koksowni Radlin – Kazimierz Majka, Jan Pasz, Piotr Pasiowiec, Barbara Tora	165
18.	Przesiewacz dwuczęściowy. Badania kinematyczne i procesowe – Remigiusz Modrzewski, Piotr Wodziński	173
19.	Porównanie zapotrzebowania mocy w procesach granulacji przesy-powej – Andrzej Obraniak, Andrzej Heim, Tadeusz Gluba	183
20.	Kierunki modernizacji ZPMW KWK „Zofiówka” dla osiągnięcia zdolności produkcyjnej 17 tysięcy t/dobę – Henryk Giemza, Andrzej Pyc	195
21.	Modernizacja węzłów technologicznych w zakładzie przeróbczym bez naruszania centralnego systemu sterowania – Janusz Babczyński, Wiesław Firczyk	203
22.	Badanie wpływu rozmywalności skały płonnej na wyniki flotacji węgla – Marian Kurzac, Barbara Tora	209
23.	Zasilanie pras filtracyjnych przy użyciu pompy KREBS millMAX na przykładzie KWK „Sośnica” – Michał Gładek, Piotr Myszkowski	217
24.	Rozwiązania konstrukcyjne układów odbioru produktu dolnego w osadzarkach pulsacyjnych – Daniel Kowol, Marek Lenartowicz, Michał Łagódka	225
25.	Symulacja numeryczna warunków hydraulicznych w komorze flo-townika powietrzno-mechanicznego – Bogdan Gicala, Marek Lenartowicz	237

Wykrywanie deformacji nieciągłych na terenach płytkiej eksploatacji górniczej

Beata Witkowska-Kita, Ireneusz Baic – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego w Warszawie, Oddział zamiejscowy w Katowicach „Centrum Gospodarki Odpadami”, **Bogna Gwoździewicz** – Górnośląski Związek Metropolitalny

Streszczenie. Eksploatacja górnicza prowadzona na terenie Górnego Śląska spowodowała, że zostało zagrożone istnienie wielu obiektów kubaturowych, liniowych oraz mostów i wiaduktów, których fundamenty są posadowione na gruntach poddanych zmianom parametrów geotechnicznych. Zmiany w strukturze gruntów wywołane eksploatacją surowców naturalnych spowodowały rozluźnienie zagęszczenia gruntów i zanik działania siły wyporu w skutek obniżenia zwierciadła wód gruntowych. Powstanie na tych obszarach deformacji nieciągłej zagrażającej stateczności budowli nakazuje podjęcie działań naprawczych polegających na likwidacji skutków. Na terenach występowania zagrożeń deformacjami nieciągłymi przed przystąpieniem do uzdatniania terenów (budowy obiektów) konieczne jest wykonywanie odpowiednich badań geofizycznych gruntów. Badania geofizyczne, zgodnie z wymaganiami ustawowymi, powinny być wykonane co najmniej dwiema metodami, jedną o dużej rozdzielczości i zasięgu głębokościowym do kilkunastu metrów oraz drugą mniejszej rozdzielczości do głębokości kilkudziesięciu metrów (w zależności od głębokości eksploatacji). Jedną z metod mogących wypełnić powyższe zalecenia jest metoda elektromagnetyczna. W niniejszym opracowaniu przedstawiona zostanie metoda wykrywania deformacji nieciągłych za pomocą dipolowego profilowania indukcyjnego prowadzonego przy użyciu aparatury EM34-3XL Geonics.

1. Cel opracowania

Celem niniejszego opracowania jest przedstawienie sposobu przeprowadzania analizy i badań możliwości zastosowania metody pomiaru przewodności elektrycznej właściwej gruntów do wykrywania deformacji nieciągłych na terenach po prowadzonej płytkiej eksploatacji górniczej oraz porównanie uzyskanych wyników badań z wynikami uzyskanymi innymi metodami, a także propozycja stosownej metodyki badawczej.

2. Wprowadzenie

Skutkiem długotrwałej i intensywnej eksploatacji górniczej są zmiany środowiska, w tym rozległe i nieodwracalne deformacje powierzchni terenu powodowane jego osiadaniami. Powstające na powierzchni terenu deformacje mogą mieć charakter ciągły (niecki osiadań) oraz nieciągły (różnego rodzaju zapadliska, szczeliny, progi, itp.).

Przedmiotem badań były elementy deformacji nieciągłych stanowiące wyraźnie zauważalne zniekształcenia morfologiczne terenu w postaci szczelin, stopni (deformacje liniowe) i lejów oraz zapadlisk (deformacje powierzchniowe). Zastosowanie metod geofizycznych, które są metodami bezinwazyjnymi, tj. nie ingerującymi w badane środowisko, pozwala na znaczne ograniczenie ilości koniecznych do wykonania otworów badawczych, jak i badań laboratoryjnych, co znacznie przyspiesza wykonanie zadania, a także zmniejsza jego koszty.

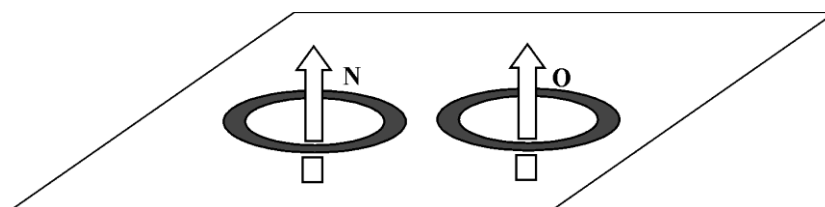
Geofizyczne techniki wykorzystujące pomiary zmian stałych fizycznych w gruntach pozwalają na bezinwazyjne diagnozowanie i monitorowanie badanego ośrodka w sposób ciągły oraz na najtrafniejsze zaplanowanie lokalizacji i zakresu pozostałych badań.

Badania geofizyczne przeprowadza się m. in. następującymi metodami: elektrooporową, georadarową (GPR), grawimetryczną, sejsmiczną.

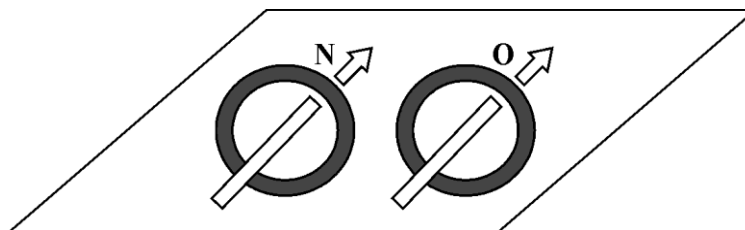
3. Metoda elektromagnetyczna badania przewodności gruntu

Badania wykonano przy użyciu aparatury EM34-3XL, która mierzy tzw. przewodność pozorną ośrodka, będącą wypadkową przewodności elektrycznej utworów geologicznych znajdujących się w „polu widzenia” układu pomiarowego. Praca z tym przyrządem możliwa jest w dwóch trybach, tj. z dipolem poziomym i pionowym (rys. 1 i 2).

W każdym z przypadków cewka nadajnika jest zasilana prądem zmiennym o częstotliwości f . Mierzona przez aparaturę wielkość jest stosunkiem wtórnego pola magnetycznego H_s , powstającego gdy dwie cewki znajdują się na powierzchni homogenicznej półprzestrzeni gruntu do wielkości pierwotnego pola magnetycznego H_p wytwarzanego przez nadajnik w półprzestrzeni znajdującej się nad gruntem. Odległość pomiędzy cewkami wynosi s metrów.



Rys.1. Schemat pomiaru przewodności gruntu z użyciem dipola pionowego VD
(N – nadajnik, O – odbiornik)



Rys.2. Schemat pomiaru przewodności gruntu z użyciem dipola poziomego HD
(N – nadajnik, O – odbiornik)

Przy pracy z cewkami położonymi równolegle do powierzchni ziemi, czyli w trybie pomiarowym z dipolem pionowym (VD–vertical dipole), zależność wyniku od przewodności rzeczywistej gruntu jest zerowa dla materiału znajdującego się blisko powierzchni gruntu, wzrasta wraz z głębokością i osiąga maksimum na głębokości odpowiadającej w przybliżeniu 0,4 odległości pomiędzy cewkami pomiarowymi, a następnie powoli spada wraz z dalszym wzrostem głębokości.

9

Pod względem stratygraficznym w przedmiotowym obszarze (OG „Jaworzno II”) zalegają utwory następujących formacji geologicznych: czwartorzędu, trzeciorzędu, triasu, karbonu.

5. Strategia projektowanych badań elektromagnetycznych

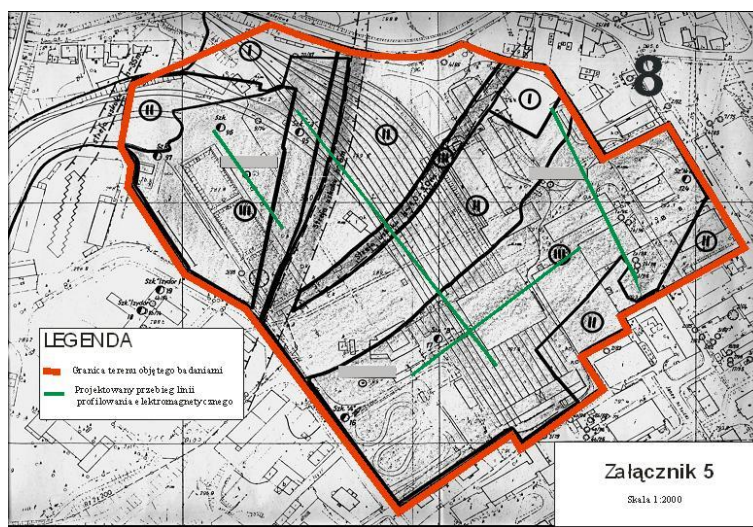
5.1. Wyznaczenie siatki pomiarowej w wybranym terenie

Dla prawidłowego wykonania badań geofizycznych w przedmiotowym terenie wyznaczono cztery linie pomiarowe o kolejnych numerach od L1 do L4 (rys. 4). Długości poszczególnych linii pomiarowych kształtują się następująco:

- L1 - 160 m,
- L2 - 160 m,
- L3 - 160 m,
- L4 - 150 m.

Sumaryczna długość linii profilowań geofizycznych wynosi więc 630 m.

Wzdłuż każdej z wyznaczonych linii badania elektromagnetyczne przeprowadzane były w trybie pomiarowym z dipolem pionowym z zastosowaniem trzech odległości pomiędzy cewkami pomiarowymi, tj. 10 m, 20 m i 40 m. Maksymalne zasięgi głębokościowe wykonanych pomiarów wyniosły odpowiednio maksymalnie 15 m, 30 m i 60 m. Wzdłuż każdej linii pomiarowej odczyty przewodności właściwej dokonywane były co około 2 m. W wyniku przeprowadzonych pomiarów uzyskano 920 wartości przewodności gruntów.



Rys.4. Lokalizacja linii pomiarowych

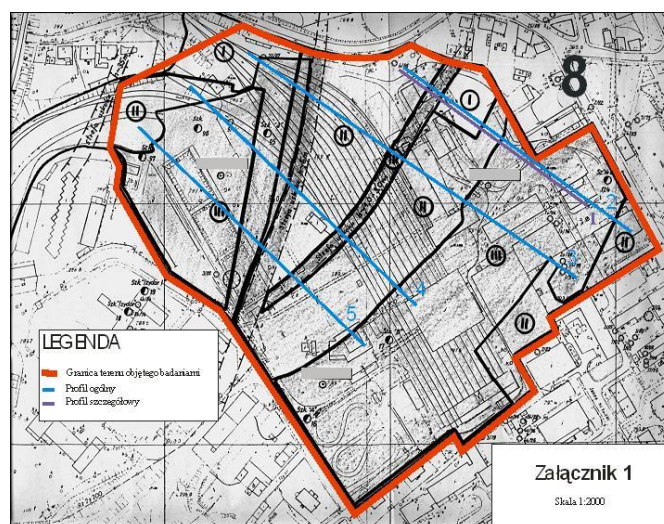
5.2. Wykonanie porównawczych pomiarów kontrolnych

W wyniku analizy materiałów archiwalnych oraz wyników badań geofizycznych przeprowadzonych w przedmiotowym terenie za pomocą urządzenia

EM34-3XL podjęto decyzję o odwierceniach trzech otworów sondażowych do głębokości 30 m każdy. Otwory te zostały zlokalizowane w miejscach występowania starych zrobów poeksploatacyjnych (pokłady 208, 209 i 210) oraz w miejscach występowania anomalii geofizycznych.

5.3. Wykonanie badań metodą profilowań elektrooporowych

Wychodząc naprzeciw wymogom ustawowym w analizowanym terenie przeprowadzono również badania metodą elektrooporową na łącznej powierzchni około 7,2 ha. Badania te wykonano za pomocą urządzenia geoelektrycznego IRIS Syscal. Profile zostały wykonane w rozstawach z elektrodami rozstawionymi co 5 i co 2 metry. Badania z większym rozstawem (5,0 m) potraktowano jako dające bardziej globalne informacje z głębszej strefy i zapewniające głębokość penetracji sięgającą do około 40,0 m. Natomiast rozstaw szczegółowy (2,0 m) pozwolił na bardzo szczegółowe rozpoznanie strefy do głębokości kilkunastu metrów. Na wytypowanym obszarze wykonano pięć profili elektrooporowych.



Rys.5. Lokalizacja profilu ogólnego i szczegółowego

6. Procedura badawcza przy wykonywaniu badań geofizycznych z zastosowaniem metody EM34-3XL w celu wykrywania pustek poeksploatacyjnych

Na podstawie przeprowadzonych badań opracowano ogólną procedurę badawczą służącą do wykrywania pustek poeksploatacyjnych składająca się z siedmiu etapów:

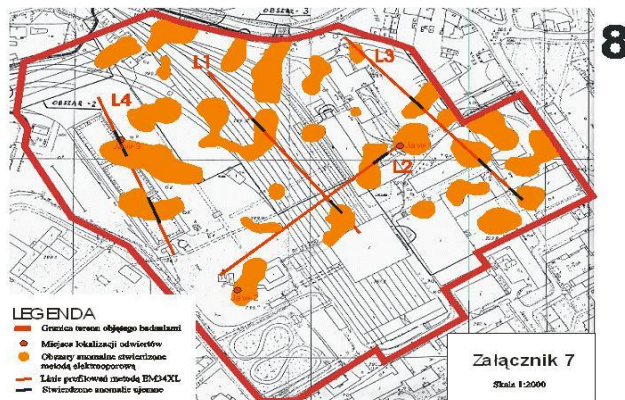
1. Rozpoznanie warunków geologicznych i hydrogeologicznych terenu badań m.in. w oparciu o:
 - zapisy miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego lub studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gminy,
 - program ochrony środowiska,

- dostępne materiały archiwalne stanowiące np. dokumentację wykonywanych na przedmiotowym terenie lub w jego sąsiedztwie otworów piezometrycznych.
- 2. Przeprowadzenie wizji lokalnej terenu badań ze szczególnym zwróceniem uwagi na istniejącą infrastrukturę oraz przebiegające napowietrzne, naziemne i podziemne sieci.
- 3. W oparciu o zgromadzony materiał wstępny i dokonane rozpoznanie terenowe:
 - wyznaczenie siatki badań elektromagnetycznych,
 - ustalenie trybów pomiarowych (poziomy i pionowy) w korelacji z oczekiwaną głębokością penetracji ośrodka skalnego.
- 4. Przygotowanie aparatury badawczej do prac terenowych zgodnie z instrukcją obsługi dostarczoną przez producenta aparatury.
- 5. Prowadzenie badań terenowych zgodnie z zaprojektowaną siatką, w tym pomiar współrzędnych geograficznych (GPS) w strategicznych punktach siatki pomiarowej.
- 6. Interpretacja uzyskanych wyników badań obejmująca:
 - wykreślenie map rozkładu wartości przewodności właściwej gruntów na poszczególnych poziomach głębokości,
 - wykreślenie przekrojów geofizycznych.
- 7. Sformułowanie wniosków dotyczących geologiczno-inżynierskiej charakterystyki gruntów.

7. Wnioski z wykonanych badań

Wyniki badań prezentuje rysunek 6. Wyniki te pozwalają na stwierdzenie, że:

- zastosowana metoda badawcza za pomocą urządzenia EM34-3XL potwierdziła występowanie w przedmiotowym terenie pustek poeksploatacyjnych po prowadzonej w przeszłości eksploatacji węgla kamiennego,
- wykryte za pomocą opisywanej metody badawczej strefy rozluźnienia gruntów pokrywają się z wynikami badań uzyskanymi innymi metodami,
- zastosowana metoda badawcza okazała się więc przydatna do wykrywania deformacji nieciągłych na terenach płytkiej eksploatacji górniczej.



Rys. 6. Mapa lokalizacji stref anomalnych stwierdzonych badaniami geofizycznymi wykonanymi metodami EM34-3XL oraz elektroporowatą i za pomocą otworów geotektonicznych

Rys.6. Mapa lokalizacji stref anomalnych

Krajowe, Głębokie Składowisko Odpadów Niebezpiecznych (GSON) logiczną implikacją wobec rozwoju energetyki jądrowej

Dagmara Zeljaś – OBR Górnictwa Surowców Chemicznych CHEMKOP

Streszczenie. Polska energetyka opiera się głównie na węglu. Ma to swoje odbicie w środowisku naturalnym, bowiem zwiększona emisja dwutlenku węgla do atmosfery w konsekwencji pogłębia efekt cieplarniany. Nie jest to problem jedynie w skali krajowej. W obliczu zaistniałej sytuacji związanej z globalną zmianą klimatu, tendencje światowe na rynku energetycznym zmierzają do zwiększenia udziału energetyki jądrowej w produkcji energii elektrycznej. Polska jako jeden z nielicznych krajów Europy, zwolennik tradycyjnych metod wytwarzania energii elektrycznej, nie posiada ani jednej elektrowni jądrowej. Mimo to posiadamy spore ilości odpadów niebezpiecznych (w tym promieniotwórczych), pochodzących z różnych gałęzi gospodarki. W mediach coraz częściej pojawiają się przesłanki o potrzebie budowy w Polsce elektrowni atomowej. Taki zapis pojawił się ostatnio w rządowej strategii energetycznej. Wobec coraz bardziej odważnych wypowiedzi dotyczących konkretnych możliwości zlokalizowania w Polsce elektrowni jądrowej należy opracować również program obejmujący racjonalną gospodarkę odpadami niebezpiecznymi (w tym promieniotwórczymi pochodzącymi z reaktorów jądrowych). W perspektywie kilkudziesięciu lat musi bowiem powstać w Polsce składowisko odpadów nuklearnych, zlokalizowane w głębokich strukturach geologicznych.

1. Wprowadzenie

Światowy rynek energetyczny w 84% jest oparty na energii elektrycznej powstałej ze spalania ropy, gazu i węgla. Rozwinięcie tego sektora gospodarki wpływa niekorzystnie na środowisko naturalne, stanowiąc dla niego zagrożenie. Efekt cieplarniany nurtuje środowisko naukowców, które za wszelką cenę pragnie rozwiązać problem zwiększonej emisji CO₂ do atmosfery, stosując lobbing na rzecz rozwoju energetyki jądrowej, jako bezpiecznej i czystej formy wytwarzania energii. Drugim czynnikiem wpływającym na rozwój światowego sektora energetyki jądrowej jest bilans energetyczny. Zasoby ropy naftowej, gazu ziemnego i węgla są zasobami ulegającymi wyczerpaniu, w zależności od źródeł podaje się, że będzie istniała możliwość korzystania z tych zasobów jeszcze kilkadziesiąt do 200 lat. Światowe środowisko naukowe bierze odpowiedzialność i zwiększa udział energetyki jądrowej w produkcji elektryczności.

2. Elektrownia jądrowa w Polsce – rozwojem ekologicznej formy wytwarzania energii i zapewnieniem bezpieczeństwa energetycznego kraju

Polska jest jednym z nielicznych krajów Europy, w którym nie ma elektrowni jądrowej. Polska energetyka oparta jest głównie na węglu, w niewielkim stopniu na gazie, a alternatywne źródła energii (elektrownie wiatrowe, wodne i geotermalne) stanowią zaledwie ułamek pokrycia zapotrzebowania energetycznego. Według Organizacji Współpracy Gospodarczej i Rozwoju (OECD) odnawialne źródła energii mogą dostarczyć mniej niż 3% światowej elek-

tryczności, a zapotrzebowanie na energię elektryczną w ciągu kilkunastu najbliższych może wzrosnąć nawet dwukrotnie. Obecnie funkcjonujące, tradycyjne elektrownie nie będą w stanie wyprodukować potrzebnej ilości energii. Szacuje się, że w 2020 roku może nastąpić w kraju pierwszy, poważny niedobór energetyczny.

Postanowienia dotyczące zobowiązań klimatycznych podpisane w Kioto wymuszają na polskim rządzie zajęcie stanowiska, wobec niekorzystnej sytuacji na rynku energetycznym. Decyzja może skutkować obraniem dwóch kierunków polegających na budowie obiektów elektrowni atomowej lub imporcie energii. Wobec bezpieczeństwa energetycznego kraju korzystniejszym jest produkcja „własnej” energii, niż uzależnienie od zewnętrznych dostawców, tak jak to ma miejsce w branży gazowniczej.

Podstawową zaletą energetyki atomowej, w porównaniu z energetyką węglową, jest mniejszy stopień wystąpienia zagrożenia skażenia powietrza atmosferycznego przez trujące gazy. W spalaniu węgla powstają odpady w postaci gazów, dwutlenku węgla, związków siarki, azotu i innych, także odpady promieniotwórcze (pokłady zawierają naturalne promieniotwórcze izotopy, które są emitowane przy spalaniu surowca). Problem odpadów w przemyśle węglowym jest o wiele poważniejszy i trudniejszy do uregulowania niż to ma miejsce w przemyśle jądrowym. Odpady nuklearne mają niewielką objętość, a technologia składowania jest na tyle zaawansowana (doświadczenia krajów posiadających elektrownie jądrowe), że przechowywanie ich pod ścisłą kontrolą nie stanowi większego problemu.

3. Racjonalna gospodarka odpadami niebezpiecznymi w Polsce

Polska jako kraj „nie jądrowy” należy do grupy państw zaawansowanych w stosowaniu techniki jądrowej w wielu dziedzinach gospodarki. Odpady niebezpieczne, w posiadaniu których jest nasz kraj to w większości zużyte baterie, akumulatory, przeterminowane leki, odpady azbestowe, przeterminowane kosmetyki, odpady medyczne, przeterminowane lub zepsute artykuły spożywcze.

Trudno jest aktualnie określić ilość odpadów niebezpiecznych w Polsce ze względu na brak odpowiednich systemów kontroli ich odzysku, zwłaszcza w okresie przed przystąpieniem Polski do Unii Europejskiej. W polskich statystykach pomija się problem odpadów powstałych w trakcie zwalczania skutków nadzwyczajnych zagrożeń środowiska takich jak np. wypadki komunikacyjne i awarie przemysłowe. Odpady te zawierają produkty ropopochodne i inne niebezpieczne substancje, wymagające specjalnego traktowania.

Dla przykładu w Polsce w przeciągu siedmiu lat (2000-2006) powstało 10218068 Mg odpadów niebezpiecznych. Z tej ilości odzyskano 32% odpadów. Unieszkodliwiono, więc łącznie 68% odpadów niebezpiecznych powstałych w tym czasie. Unieszkodliwiona ilość odpadów poprzez składowanie jest praktycznie 1/5 częścią odpadów unieszkodliwionych. Tymczasowo magazynuje się

2,13% wytworzonych w tym czasie odpadów niebezpiecznych dla późniejszego ich wykorzystania.

W tabeli 1 przedstawiono stan gospodarki odpadami w Polsce na przestrzeni siedmiu lat, od 2000 do 2006 roku. (Ochrona Środowiska 2007, Główny Urząd Statystyczny oraz dane Głównego Inspektoratu Ochrony Środowiska w Warszawie).

Tabela 1

Stan gospodarki odpadami w Polsce w latach 2000-2006

Lata	Ilości odpadów [Mg]				
	Ogółem powstało	Odzyskano	Tymczasowo zmagazynowano	Unieszkodliwiono	
				Razem	w tym przez składowanie
2000	1601456	476883	13791	1110782	96199
2001	1308496	368628	37277	902591	63406
2002	1029353	454524	36601	538228	149414
2003	1338870	482423	42911	813535	253574
2004	1349286	487504	20174	841608	234002
2005	1778881	512998	28040	1237843	316757
2006	1811726	492072	39241	1280412	348842
2007	Brak danych				

W przedstawionej tabeli 1 nie ujęto danych dotyczących odpadów promieniotwórczych, które ze względu na specyfikę oddziaływania na środowisko są regulowane odrębnymi aktami prawnymi.

Aktualnie w Polsce istnieje pilna potrzeba ostatecznego unieszkodliwienia ponad 6000 wypalonych w reaktorach badawczych elementów paliwa uranowego (HLW) i 5000 m³ odpadów średnio (ILW) i nisko (LLW) aktywnych. W perspektywie najbliższych dziesięcioleci, zależnie od stopnia rozwoju energetyki jądrowej, może powstać ponad 300 tysięcy m³ odpadów promieniotwórczych i około 10⁶ Mg rocznie innych odpadów niebezpiecznych [7].

Na chwilę obecną w Polsce nie ma podziemnego składowiska odpadów a odpady niebezpieczne wraz z innymi odpadami są deponowane w składowiskach powierzchniowych. System kontroli miejsc składowania odpadów niebezpiecznych wykazał, że do składowisk odpadów komunalnych coraz częściej trafiają odpady niebezpieczne. Składowiska odpadów komunalnych nie są przystosowane do przyjmowania odpadów niebezpiecznych, bowiem nie posiadają odpowiednich zabezpieczeń przed przenikaniem substancji toksycznych do środowiska.

Odpady promieniotwórcze, powstałe w wyniku stosowania technik jądrowych w nauce, medycynie i gospodarce, umieszcza się w powierzchniowym składowisku w miejscowości Różan n/Narwią. Składowisko to, zwane Central-

ną Składowicą Odpadów Promieniotwórczych (CSOP), eksploatowane jest od 1961 r. Według klasyfikacji Międzynarodowej Agencji Energii Atomowej (MAEA) jest składowiskiem powierzchniowym, przeznaczonym do ostatecznego składowania krótko-życiowych, nisko- i średnio aktywnych odpadów o okresie połowicznego rozpadu zawartych w nich izotopów krótszym od 30 lat i zamkniętych źródeł promieniotwórczych. Służy ono również do okresowego przechowywania odpadów długo-życiowych, głównie α -promieniotwórczych, oczekujących na umieszczenie ich w składowisku zlokalizowanym w głębokich strukturach geologicznych.

Na podstawie wykonanych w latach 1991-1997 analiz i badań trwałości konstrukcji obiektów znajdujących się na terenie CSOP (oceniających stan faktyczny składowiska w Róźnie) i uściślonej inwentaryzacji składowanych odpadów (która zaczyna przekraczać realne możliwości przyjmowania odpadów do składowiska) nie ma wątpliwości, że muszą być podjęte kroki w celu zakończenia eksploatacji tego składowiska [11].

Kierując się wytycznymi dyrektyw Unii Europejskiej (dyrektywa 91/156/EEC określająca ramy prawne dla gospodarowania odpadami w krajach Unii Europejskiej, dyrektywa 99/31/EEC dotycząca składowania odpadów i dyrektywa 91/689/EEC w sprawie odpadów niebezpiecznych [8] oraz doświadczeniami krajów w zakresie składowania odpadów niebezpiecznych, ***jedynym bezpiecznym i prawnie dopuszczonym sposobem postępowania z odpadami niebezpiecznymi jest ich przetworzenie i unieszkodliwianie, poprzez podziemne składowanie***. W świetle tych faktów aktualnym wyzwaniem dla inżynierii środowiska jest rozważenie możliwości budowy w Polsce podziemnego składowiska odpadów niebezpiecznych, w tym odpadów promieniotwórczych.

4. „Gdzie zakopać strach?” Studium lokalizacji i podstawy projektowania głębokiego składowiska odpadów niebezpiecznych w Polsce zadaniem polskiej nauki

4.1. Istota podziemnego składowania

Podziemne składowanie odpadów niebezpiecznych posiada głębokie uzasadnienie ekologiczne i ekonomiczne. Deponowanie odpadów pod powierzchnią ziemi w odróżnieniu do składowania powierzchniowego, pozwala na uniknięcie szeregu problemów. Zostaje pominięty problem późniejszej rekultywacji zdegradowanych terenów powierzchniowych oraz zabezpieczania powierzchni terenu przed skażeniem, co jest bardzo kosztowne i nieefektywne. Możliwość składowania odpadów niebezpiecznych w podziemnych, niekonwencjonalnych wyrobiskach wielkogabarytowych wynika z doświadczeń uzyskanych w podziemnym składowaniu odpadów promieniotwórczych na świecie. Odpady niebezpieczne, podobnie jak promieniotwórcze, wymagają długotrwałej izolacji od biosfery, a taką izolację może jedynie zapewnić odpowiednio zlokalizowane i wykonane składowisko podziemne [2].

Składowiska podziemne w porównaniu z powierzchniowymi wykazują szereg zalet, między innymi:

- istotnie zmniejszony stopień zagrożenia zanieczyszczenia wód powierzchniowych i wód podziemnych,
- nie są zaburzone walory krajobrazowe na powierzchni, a teren może być wykorzystany do innych celów (gospodarczych lub przyrodniczych),
- pod ziemią istnieje praktycznie Nielimitowana, wolna od ograniczeń urbanistyczno-przyrodniczych pojemność podziemnych wyrobisk,
- przy podziemnym składowaniu zapewniony jest wysoki stopień bezpieczeństwa i pełna kontrola składowanych odpadów,
- odpady składowane są w stałym mikroklimacie panującym w zamkniętych wyrobiskach kopalnianych lub w masywie skalnym i chronione przed oddziaływaniem zjawisk atmosferycznych, związanych ze zmianami pogodowymi oraz promieniowaniem słonecznym.

Istotnym faktem jest przechowywanie odpadów w niezmiennym stanie przez bardzo długi okres czasu. Podstawową, naturalną barierą ochronną dla podziemnego składowiska odpadów jest górotwór. Wobec tego musi spełniać on określone wymagania:

- składowisko powinno być wykonane w takiej formacji geologicznej, która pomieści objęściowo całe pole składowania odpadów,
- powinny zostać ustanowione calizny ochronne, zapewniające wystarczającą odległość od stref geologicznych nieciągłości,
- muszą być uwzględnione fizyczne i chemiczne właściwości skał i minerałów, wykluczające możliwość mineralnych reakcji ze składowanymi odpadami,
- złożę w miejscu lokalizacji składowiska musi charakteryzować się taką szczelnością, aby uzyskać absolutną pewność braku kontaktu odpadów z wodą,
- wytrzymałość skał otaczających wszystkie wyrobiska składowiska odpadów musi zapewniać ich długotrwałą stateczność w aspekcie zdolności przejęcia koncentracji naprężeń, jakie są wynikiem przejścia z pierwotnego stanu naprężenia do wtórnego stanu równowagi górotworu,
- obszar przeznaczony na podziemne składowisko odpadów niebezpiecznych powinien odznaczać się niską aktywnością sejsmiczną i być na tyle odległy od zasięgu silnej aktywności tektonicznej, by nie była zagrożona cała struktura składowiska.

Dodatkowo, dla prawidłowego funkcjonowania składowiska stosuje się bariery inżynierskie, które stanowią wszelkiego rodzaju specyficzne pojemniki, opakowania (przystosowane do deponowania w nich odpadów niebezpiecznych i promieniotwórczych), tamy oddzielające pole składowiska od wyrobisk udostępniających. Bariery te mają za zadanie nie dopuścić do kontaktu odpadu z otaczającym środowiskiem w szerokim horyzoncie czasowym, jednak ostatecznie rolę izolatora stanowi górotwór, w którym odpady pozostają przez nieokreślony czas.

4.2. Charakterystyka wybranych formacji skalnych preferowanych dla zagospodarowania pod budowę podziemnego składowiska odpadów niebezpiecznych

Szereg badaczy, mając na względzie potrzebę podziemnego składowania jako elementu racjonalnej gospodarki odpadami niebezpiecznymi, przeprowadziło ocenę przydatności struktur skalnych w Polsce i cech otaczającego je środowiska pod kątem lokalizacji podziemnego składowiska odpadów promieniotwórczych (jako tych najbardziej szkodliwych dla ekosystemu).

Czynnikiem mającym wpływ na zlokalizowanie miejsca podziemnego składowiska odpadów niebezpiecznych jest przede wszystkim sposób zagospodarowania danego złoża. Jeżeli istnieje już jakakolwiek działalność w obrębie danego złoża i istnieją określone skutki tej działalności, może to wykluczyć budowę podziemnego składowiska. Ponadto na lokalizację składowiska może mieć również wpływ geometria złoża, które musi być na tyle duże, by pomieściło planowaną ilość wyrobisk przy uwzględnieniu ochraniających je filarów. Decydującym czynnikiem przy planowaniu takich przedsięwzięć są warunki hydrogeologiczne złoża, które niejednokrotnie mogą zdyskwalifikować wytypowaną strukturę [6].

W wyniku przeprowadzonych analiz na uwagę zasługuje kilka struktur geologicznych.

Skały magmowe i metamorficzne na terenie północno-wschodniej Polski

Na terenie północno-wschodniej Polski zalegają prekambryjskie skały krystaliczne, będące fragmentem platformy wschodnio-syberyjskiej. Masyw ten występuje na głębokości 450÷2000 m. Zbudowany jest głównie z granitoidów. Brzeżna strefa platformy składa się z kilku struktur litologicznych podzielonych na szereg bloków o różnej wielkości, których rotacja w późniejszych ruchach fałdowych przyczyniła się do powstania licznych stref mylonityzacji. Platformę tę tworzą skały magmowe kwaśne, zasadowe głębinowe, żyłowe i skały metamorficzne. Złoża te charakteryzują się dużą niejednorodnością, są bardzo zdeformowane i nieciągłe. Wymienione masywy są intensywnie spękanie i ponadto nie można wykluczyć pojawienia się tu ruchów neotektonicznych. Warunki hydrogeologiczne są niekorzystne, dominującą rolę odgrywają warunki panujące w mezozoicznym kompleksie skał osadowych, które mają związek hydrauliczny z wodami masywu krystalicznego. Wody te są zmineralizowane i występują pod dużym ciśnieniem.

Kompleks łowcowy na terenie Kotliny Przedsudeckiej (okolice Jarocina)

Skały ilaste o dużej miąższości i jednorodności, niespękanie i nieprzepuszczalne, w świetle praktyki światowej dobrze nadają się do lokalizacji w nich składowisk odpadów promieniotwórczych. Wynika to głównie z ich zdolności do intensywnego pełzania (zdolności do zaciskania przekroju wyro-

biska), niskiej przepuszczalności hydraulicznej oraz wysokiej zdolności sorbowania radionuklidów.

Spśród licznych formacji skał ilastych występujących na terenie Polski za najbardziej perspektywiczny uznano górnokarpacki kompleks łożyskowy, występujący na obszarze monokliny przedkarpackiej między Poznaniem i Kaliszem, w okolicy Jarocina - Pogorzeli. W rejonie tym stwierdzono jednorodny kompleks ilasty o miąższości ponad 200 m, zalegający na głębokości 450÷550 m. Obszar ten jest oddalony od głównych stref tektonicznych i wykazuje ogólnie dobre cechy hydrogeologiczne.

Utwory serii łożysków mogą być wykorzystane jako podłoże składowisk odpadów, ich skład mineralny i przewaga utworów zwięzłospoistych wskazują na to, że jest to dobry materiał izolacyjny i sorpcyjny. Oprócz znacznego udziału frakcji łożyskowej i minerałów ilastych utworów serii karpackiej zawierają gips i koncentracje węglanowe, które pod działaniem odcieków składowiskowych mogą ulec rozpuszczeniu i odprowadzeniu. Powstałe w nich pustki mogą być drogami migracji i zagrożeniem dla stateczności i bezpieczeństwa składowiska odpadów. Formy brekcyjne powstające jako skutek wietrzenia łożysków oraz deformacje glaciektoniczne (głównie spękania) obserwowane na znacznych głębokościach, urozmaicona powierzchnia utworów karpackich i spękania mogą być drogami migracji zanieczyszczeń ze składowiska nawet na znaczne odległości [10].

Cechsztyńskie złoża soli

Formacja cechsztyńska pokrywa około 2/3 powierzchni Polski. W normalnej miąższości zalega w północno-zachodniej i środkowej części kraju i przekracza 1000 m malejąc stopniowo ku południowym i wschodnim peryferiom. Na przeważającej części formacji seria solna na terenie Polski zalega w normalnym ułożeniu na bardzo dużych głębokościach. W pasie wału kujawskiego formacja cechsztyńska zapada się do głębokości 5–7 km i dlatego w przeważającym obszarze nie ma możliwości górniczego udostępnienia złóż solnych w ułożeniu normalnym. Natomiast na obrzeżu formacji, w kilku regionach geologicznych, formacja solonośna zalega w normalnym ułożeniu na głębokościach od 500 do 2000 m p.p.t.

W regionie zachodniopomorskim i środkowopolskim (Niż Polski), wykształciły się wskutek zjawisk halokinezy struktury solne, silnie wyniesione ku powierzchni ziemi w formie pni całkowicie przebijających się przez pokrywę mezozoiczną (tzw. wysady solne, diapiry). Z uwagi na swą głębokość występowania stwarzają możliwość górniczego udostępnienia. Wysady solne zbudowane są z szeregu warstw solnych soli kamiennej z wkładkami soli łatwo rozpuszczalnych (potasowo-magnezowych), przeplatanych warstwami płonnymi. Wysady są silnie sfałdowane i zdeformowane. Struktura solna jest pokryta czapą łożyskowo-anhydrytowo-gipsową, w której mogą rozwijać się zjawiska krasowe. Pole powierzchni wysadów jest bardzo zróżnicowane i waha się od 0,3 km²

do 38 km². Głębokość zalegania zwierciadła solnego uzależniona jest od warunków hydrogeologicznych i waha się od 120 do 470 m, natomiast spąg sięga do głębokości kilku kilometrów.

Złoża pokładowe

Pokładowe złoża soli cechsztyńskiej, preferowane dla zlokalizowanie w ich wnętrzu składowiska, reprezentowane jest na północy kraju przez złoża Łeba, Swarzewo i Mechelinki, zaś na monoklinie przedsudeckiej przez złożo soli Lubińsko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego (LGOM).

Region północny jest pomorskim regionem geologicznym i obejmuje obszar od wyniesienia Łeby aż po Zatokę Pucką w kierunku wschodnim. W obrębie tego złoża występują dwa pola facji chlorkowej z solami potasowo-magnezowymi i bez tych soli. Utwory poziomu soli kamiennej najstarszej, mają formę pokładu o zmiennej miąższości wahającej się od 3,8 do 225,7 m, (średnio 127 m). W części dolnej występują sole „czyste” laminowane anhydrytem a powyżej zalega sól różnoziarnista, zanieczyszczona, zawierająca domieszki iłu i anhydrytu. Sole czyste zajmują 2/3 miąższości licząc od spągu. Są to sole średnio i drobnoziarniste o białej barwie lub szarej, z niewielkimi przewarstwieniami anhydrytu. Jakość soli kamiennej całego kompleksu solnego określa się jako bardzo dobrą, o zawartości NaCl od 97 do 98% [3].

Złożo soli w rejonie Łeby zajmuje powierzchnię około 50 km², strop złoża zalega na głębokości 490 do 800 m, miąższość warstw soli najstarszej waha się od około 60 do 226 m. Sól jest w niewielkim stopniu zanieczyszczona materiałami ilastymi.

Złożo soli w okolicach Swarzewa zalega na głębokości od 700 do 1000 m. Z solą kamienną współwystępują poziomy soli potasowo-magnezowych i polihality, pokład ma zróżnicowaną miąższość i niejednorodną strukturę, co stanowi jego wadę. W profilu samego horyzontu solnego zaznacza się dwudzielność. Górna część zbudowana jest z soli kamiennej zanieczyszczonej iłem, anhydrytem i polihalitem, kizerytem i kainitem. Dolną część horyzontu solnego buduje sól charakteryzująca się najwyższą zawartością NaCl. Złożo udokumentowano w kategorii C1. W czasie rozpoznawania złoża nie zanotowano nigdzie objawów przepuszczalności złoża, ale jednak nie można wykluczyć występowania stref przepuszczalnych, przede wszystkim w części stropowej złoża.

Złożo soli Mechelinki występuje na obszarze 6 km², strop zalega na głębokości 946 do 996 m, miąższość warstw solnych wynosi 123,5 do 185,9 m, a średnia zawartość NaCl wynosi 97,5%. Złożo zbadano pięcioma otworami. Tektonika zewnętrzna horyzontu solnego jest prosta. W złożu Mechelinki występują dwie strefy jakościowe soli. W strefie otworów Me-1 i Me-2 górna część złoża zanieczyszczona jest iłem i potasem, natomiast w strefie otworów Me-3, Me-4, Me-5 jakość soli jest znacznie lepsza. Można się spodziewać, że skały solne są nieprzepuszczalne dla cieczy i gazów. Na głębokości 650÷900 m

występują triasowe iłowce, praktycznie nieprzepuszczalne, tak więc warunki hydrogeologiczne złoża można uznać za korzystne.

Złoże soli kamiennej Monokliny Przedsudeckiej zalega łagodnie i w normalnym ułożeniu, zostało rozpoznane na powierzchni 350 km², wzdłuż równoleżnikowego odcinka rzeki Odry. Zostało odkryte rozpoznane i udokumentowane przy okazji poszukiwania złóż rud miedzi na Dolnym Śląsku. Na powierzchni około 100 km² wykonanych zostało ponad 100 otworów wiertniczych i dość dobrze rozpoznano budowę geologiczną obszaru. Złoże przedstawia najwyższą jakość i dużą wartość przemysłową. Charakteryzuje się monoklinalnym zaleganiem, z niewielkimi zaburzeniami w strefie stropowej i nieco większymi w strefie spągowej, solą I gatunku o zawartości NaCl > 97,5%, dużą miąższością złoża (średnio 66 m, na 15% powierzchni miąższość złoża przekracza 200 m), korzystnymi warunkami hydrogeologicznymi (w nadkładzie złoża zalega nieprzepuszczalna warstwa zailonego anhydrytu oraz warstwa iłowca anhydrytowego) i małą gazonością. Złoże zalega na głębokości od 800 do 1300 m [5].

Złoża wysadowe

Wewnętrzna struktura wysadów jest bardzo skomplikowana, w masywie występują zarówno sól kamienna, łatwo rozpuszczalne sole potasowo-magnezowe, nierozpuszczalne warstwy anhydrytu i iłowca. W nadkładzie złóż wysadowych rozwijają się zjawiska krasowe mogące wpływać niekorzystnie na struktury składowiska. Pozytywną cechą tych złóż jest stosunkowo płytkie zaleganie stropu złoża oraz olbrzymia miąższość złoża, pozwalająca na usytuowanie komór składowiskowych na dowolnej głębokości. Niezagospodarowane dotąd wysady po wnikliwej analizie mogą być potencjalnym miejscem lokalizacji podziemnego składowiska odpadów niebezpiecznych.

Wysad solny Goleniów zalega w północno-zachodniej części Polski, w rejonie okolic Szczecina. Jest największą strukturą, która może stanowić wartość przemysłową. Wysad odkryto badaniami grawimetrycznymi, został rozpoznany zaledwie jednym głębokim otworem wiertniczym odwierconym do głębokości 3649 m (otwór Goleniów IG-1). Przewiercona czapa wysadu znajduje się w interwale 702,2-890,4 m, zaś zwierciadło soli na głębokości około 890 m. W serii solnej do głębokości 1781,5 występuje wyłącznie sól kamienna. W całym profilu serii zawartość soli kamiennej wynosi około 78%. Poza tym stwierdzono anhydryt, karnalitowiec kizerytowy oraz dolomit. Wymiary poziomu wysadu na głębokości zwierciadła soli wynoszą 12x2,5 km.

Wysad solny Belchatów jest zlokalizowany na terenie województwa łódzkiego, w bezpośrednim sąsiedztwie złoża węgla brunatnego, na pograniczu dwóch pól eksploatacyjnych Belchatów i Szczerców, złoże zostało odkryte (przy okazji udostępniania złóż węgla brunatnego w rejonie Belchatowa) pięcioma otworami wiertniczymi i w trzech z nich nawiercono sól kamienną. Wysad ma kształt elipsy o powierzchni 0,5 km². Struktura solna przebija się

przez utwory mezozoiczne i trzeciorzędowe, które na obrzeżu uległy całkowitemu zniszczeniu. Czapa wysadu jest zbudowana z utworów iłowo-gipsowych. Zwierciadło solne zlokalizowane jest na głębokości 169 do 215 m. W serii solnej występują głównie sole kamienne, z wkładkami anhydrytu i zanieczyszczeniami ilastymi. Zawartość NaCl z prób pobranych z rdzeni otworów wiertniczych wynosi około 96,5%. Perspektywiczne zasoby soli kamiennej szacowane są na około 500 mln ton. Wysad znajduje się w bezpośrednim zasięgu eksploatacji węgla brunatnego, w związku, z czym warunki hydrogeologiczne różnią się od pierwotnych i nadal ulegają zmianie. Są one uzależnione od zdeprecjonowania tego rejonu studniami, odwadniającymi kopalnię odkrywkową.

Wysad solny Rogoźno jest drugim, co do wielkości rozpoznany wysadem w Polsce, znajduje się na terenie województwa łódzkiego. Ma kształt eliptyczny, powierzchnia wysadu wynosi około 21 km². Czapa wysadu zalega na głębokości 100 do 180 m, zbudowana jest z anhydrytu, gipsu i ze skał ilastych. Nad czapą zlokalizowane są utwory trzeciorzędowe (pokłady węgla brunatnego o sumarycznej miąższości około 60 m). Średnia głębokość zalegania zwierciadła solnego wynosi 210 do 500 m. W stropie soli kamiennej stwierdzono zespół warstw potasowo-magnezowych. Średnia zawartość NaCl w złożu określana jest na 97,5%.

Wysad solny Lubień Kujawski zalega na południowym obrzeżu województwa kujawsko-pomorskiego, ma kształt zbliżony do koła o powierzchni 3,7 km², został rozpoznany badaniami geofizycznymi oraz szeregiem otworów wiertniczych. Przeprowadzone rozpoznanie nie stwierdziło występowania zjawisk krasowych. Zwierciadło solne występuje na głębokości 325 m. Powyżej zwierciadła zalega czapa wysadu zbudowana z utworów ilastych o miąższości 90 do 220 m. Wewnętrzna budowa wysadu jest znacznie skomplikowana, gdyż wysad budują sole młodsze i starsze. Kompleks soli starszych tworzy największe nagromadzenie soli czystych i te mogą być przedmiotem eksploatacji złoża, tam też może być zlokalizowane podziemne składowisko.

Wysad solny Łanięta zalega w pasie tzw. wału kujawsko-pomorskiego. W przekroju poziomym ma kształt lekko spłaszczonego koła o średnicy 3,5 km. Przekrój pionowy złoża ma kształt pnia. Zwierciadło solne zalega na głębokości 250 m. Miąższość czapy gipsowo-iłowej wynosi około 30 do 150 m, zaś powyżej zalegają utwory trzeciorzędowe i czwartorzędowe. Spąg czapy jest jednocześnie zwierciadłem solnym. Wysad posiada skomplikowaną budowę wewnętrzną, złożoną z soli młodszych i starszych o różnym upadzie warstw, wynoszącym od 30-80°. Charakter czapy oraz nawiercone sole starsze i młodsze wskazują na niejednorodność skały solnej i możliwość występowania przewarstwień skał łatwo rozpuszczalnych. W stropowej części złoża mogą występować pod zwierciadłem soli zjawiska zagłębionego krasu.

Wysad solny Izbica Kujawska znajduje się na obszarze województwa kujawsko-pomorskiego. W rzucie poziomym wysad ma kształt wydłużonego

owalu. W przekroju pionowym wysad ma kształt pnia. Długość wysadu na głębokości 600 m dochodzi do 5 km, a szerokość, w części północnej około 2 km, w części południowej do 1 km. Zwierciadło solne osiąga swoją kulminację w części północnej i wynosi 200 m względem poziomu morza. Wysad w kierunku południowym nie wykazuje większych deniwelacji. Czapa wysadu, w przewadze iłowo-gipsowa, zalega na głębokości 150 do 412 m p.p.t., a jej miąższość waha się w granicach od 75 do 150 m. W północnej części złoża zwierciadło solne występuje na głębokości 230 m, zaś w kierunku południowym obniża się do głębokości 550 m. Struktura wewnętrzna wysadu wykazuje charakterystykę fałdową.

Wysad solny Damasławek zalega na Niżu Polskim, w sąsiedztwie zagospodarowanego już wysadu solnego Mogilno i Wapno. W rzucie poziomym ma on kształt elipsy o powierzchni 11 km². W przekroju pionowym ma kształt słupa. Gipsowo-iłowa czapa wysadu ma miąższość 200-250 m. Strop utworów solnych znajduje się na głębokości 450 do 490 m. Na podstawie wykonanych wierceń nie da się jednoznacznie określić charakteru litologicznego czapy solnej, natomiast w północno-zachodniej części wysadu stwierdzono występowanie czapy iłowej z przewagą czapy gipsowej w części południowo-wschodniej. Wysad budują sole starsze i młodsze. Nad zwierciadłem można spodziewać się kilku poziomów wodonośnych (w utworach czwartorzędowych, piaskach mioceńskich i oligoceńskich oraz w czapie gipsowo-anhydrytowej). Utwory górnych ogniw najwyższej kredy w otoczeniu wysadu są silnie zapiaszczone, co powoduje, iż są wodoszczelne [1].

Powyżej przedstawiono krótką charakterystykę niezagospodarowanych formacji solnych, zalegających na terytorium Polski. Złoża te posiadają cechy, które bardziej lub mniej predysponują je do wykorzystania dla deponowania w nich odpadów niebezpiecznych (w tym promieniotwórczych). Idąc za przykładem Niemiec (wykorzystanie wyrobisk poeksploatacyjnych kopalni soli potasowo-magnezowych Gorleben, Asse) i USA (składowisko w złożu soli potasowych WIPP – New Mexico), jako najbardziej doświadczonych krajów pod względem opanowanej technologii składowania i budowy podziemnych składowisk, należy zwrócić szczególną uwagę na złoża soli. Sól jako materiał konstrukcyjny jest idealnym otoczeniem dla toksycznych odpadów. Jest wspianym izolatorem, o korzystnych właściwościach geomechanicznych, dzięki czemu odpady będą trwale odizolowane od biosfery przez nieograniczony czas.

4.3. Podstawy projektowania pola składowiska

Wybór miejsca lokalizacji podziemnego składowiska musi być oparty na znajomości budowy geologicznej, hydrogeologicznej i tektonicznej wytypowanych obszarów przy uwzględnieniu właściwości geomechanicznych struktur solnych. Proces wykonywania podziemnych komór jest procesem skomplikowanym, dlatego należy przeprowadzić analizę procesów reologicznych zachodzących w złożu w sąsiedztwie planowanych wielkogabarytowych wyrobisk.

Znajomość tych zjawisk ma istotne znaczenie dla długotrwałej stateczności całego pola składowiska w fazie projektowania, późniejszej jego eksploatacji i likwidacji.

W górotworze naruszonym działalnością z zakresu podziemnej inżynierii budowlanej wokół wykonanych obiektów panuje specyficzny stan naprężenia, mający wpływ na zachowanie stateczności wykonanego obiektu [4]. W przypadku wykonania i wykorzystania obiektów do celów podziemnego składowania obiekty, muszą charakteryzować się długotrwałą statecznością. Są to wyrobiska specyficzne, ulegające pod wpływem zachodzących zjawisk reologicznych (zdolności do pełzania) konwergencji. Zjawisko to z jednej strony niesie pozytywne skutki. „Zatopienie” pojemników z odpadami w masie solnej, stanowi niewątpliwą trwałą izolację zdeponowanych odpadów od biosfery. Jednocześnie zjawisko to może stanowić problem w fazie budowy składowiska, bowiem ze względów technologicznych należy uwzględniać zmiany konwergencji komór w czasie ich wykonywania.

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 kilka elementów, takich jak bezpieczeństwo, względy ekologiczne i ekonomia przedsięwzięcia.

Bezpośrednimi przyczynami mogącymi doprowadzić do utraty stateczności obiektów podziemnych może być nadmierna koncentracja naprężeń ścisających w ociosach, nadmierna koncentracja naprężeń rozciągających w stropie i w spągu, nadmierna koncentracja naprężeń ścinających w narożach wyrobiska oraz zmiana parametrów wytrzymałościowych skał. Wystąpienie któregoś z wymienionych czynników może być spowodowane pozostawieniem obiektu bez obudowy w warunkach gdzie obudowa jest konieczna, niewłaściwym doбором kształtu i wymiarów obiektu, niewłaściwym doбором obudowy lub błędem w jej wykonaniu lub zaprojektowaniu, szkodliwym wpływem sąsiadujących obiektów, niewłaściwym doбором calizny ochronnych otaczających obiekt, nagłymi zmianami warunków wodnych lub termicznych w górotworze otaczającym obiekt oraz szkodliwym wpływem zjawisk dynamicznych zachodzących w górotworze.

Problematyka stateczności podziemnych obiektów jest bardzo złożona. Obiekty, jakimi są komory tworzące podziemne składowiska, muszą spełniać różne warunki stateczności w różnym czasie ich funkcjonowania. W trakcie budowy i eksploatacji składowiska jego komory muszą spełniać ogólny warunek stateczności. Calizny ochronne (filary międzykomorowe i półki stropowe oraz spągowe) muszą odpowiadać swymi wymiarami za warunek wytrzymałościowy w maksymalnym zakresie, aż do naprężeń dopuszczalnych.

Po całkowitym wypełnieniu komory i otamowaniu jej dopuszcza się możliwość wystąpienia zjawiska zaciskania komory do całkowitej jej likwidacji na skutek występowania odkształceń ciągłych. W trakcie budowy składowiska nie można dopuścić do zawału skał budujących składowisko, natomiast po zakończeniu składowania szybkie zaciśnięcie się obiektu jest celem pożądanym samym w sobie.

W całkowitym czasie funkcjonowania składowiska, a więc na etapie budowy, eksploatacji i jego likwidacji wyklucza się występowanie deformacji nieciągłych prowadzących do utraty stateczności. Warunek ten związany jest z ostrym reżimem zabezpieczenia składowiska przed zagrożeniem wodnym, gazowym i pożarowym oraz wystąpieniem zjawisk dynamicznych.

Podstawą spełnienia wymienionych powyżej warunków stateczności obiektów budujących podziemne składowisko są geomechaniczne podstawy wymiarowania wszystkich elementów składowiska (komór, filarów i półek). „Ruszt” skalny stanowią poszczególne elementy w postaci komór o odpowiednich wymiarach poprzecznych i podłużnych oraz calizny ochronne pozostawione pomiędzy nimi dla zapewnienia warunku geomechanicznej stateczności.

Na stateczność wykonanych wyrobisk podziemnych istotny wpływ ma nośność materiału konstrukcyjnego, w jakim jest usytuowany analizowany obiekt. W budownictwie lądowym materiałem konstrukcyjnym zazwyczaj jest materiał wytworzony w sposób sztuczny. Cechy tego materiału można dowolnie formować (normy, wytyczne, receptury). Natomiast w budownictwie podziemnym wykorzystywany materiał konstrukcyjny jest uformowany naturalnie. Cechy naturalnego materiału konstrukcyjnego (górotworu) są narzucone przez naturę i człowiek nie ma zasadniczego wpływu na ich formowanie. Zjawiska panujące w złożu przeznaczonym na miejsce lokalizacji składowiska należy poznać, dokładnie przeanalizować, stworzyć przestrzenny model obiektów składowiska i zastosować do warunków naturalnych [12].

5. Wdrożenie projektu budowy pierwszego podziemnego składowiska odpadów niebezpiecznych w Polsce szansą polskiej gospodarki

Podziemne składowisko odpadów niebezpiecznych będzie konsekwencją wynikającą z uruchomienia elektrowni jądrowej. Powinno być efektem racjonalnej gospodarki odpadami w Polsce. Środowisko naukowe jest zgodne, co do potrzeby budowy składowiska. Przy dotrzymaniu wszelkich rygorów składowania substancji toksycznych budowa składowiska powinna zakończyć się pozytywnie.

Budowa składowiska jest inwestycją strategiczną kraju. Wymaga akceptacji elit rządzących Polską, a także społeczeństwa. Współpraca strefy badawczo-wdrożeniowej przy wyraźnym poparciu rządu jest konieczna dla zapewnienia powodzenia przedsięwzięcia.

W Polsce zaniedbana została gałąź gospodarki oparta na energetyce jądrowej. W dalszym ciągu odczuwa się piętno elektrowni z Czarnobyla. Polskie społeczeństwo boi się „atomu”, wynika to z ogólnej niewiedzy i niemożności dotarcia do kompetentnych opracowań. Niezbędne będzie zapewnienie edukacji poprzez stworzenie internetowych portali informacyjnych, edukacyjnych, centrów edukacji i informacji, których odbiorcami będzie populacja w przedziale wiekowym od 3 do 99 lat. Pożyteczne mogą się również okazać programy telewizyjne o charakterze naukowym, dzięki którym każdy przeciętny Polak będzie mógł zgłębić swoją wiedzę na temat racjonalnej gospodarki odpadami niebezpiecznymi. Właściwa reklama skłoni każdego zainteresowanego odbiorcę do odpowiedniej reakcji. Społeczeństwo przekonane o ekologicznym bezpieczeństwie systemu podziemnego składowania może stać się sprzymierzeńcem przedstawianej idei.

Możliwość budowy składowiska będzie miała swoje pozytywne odzwierciedlenie w gospodarce kraju. Pozwoli na wygenerowanie nowych miejsc pracy, zarówno dla obywateli polskich jak i obywateli z innych państw Unii Europejskiej. Zacieśni się współpraca naukowców różnych ośrodków badawczych w kraju i za granicą, którzy będą mogli przeprowadzać badania bezpośrednio na terenie obiektu. Naturalnie dojdzie do rozwoju sieci komputerowych pomiędzy uczestnikami biorącymi udział w projekcie, wpłynie to korzystnie na szybki transfer technologiczny. Budowa składowiska będzie skutkowała podniesieniem konkurencyjności polskiej gospodarki na arenie międzynarodowej. Dzięki takiej inwestycji będą mogły rozwijać się gałęzie przemysłu wytwarzające odpady radioaktywne i niebezpieczne, zmuszone do transportu wytwarzanych odpadów w odległe zakątki Europy. Podjęcie tematu składowiska odpadów niebezpiecznych wpłynie na wzrost świadomości społecznej w zakresie bezpieczeństwa nuklearnego. Dobrem wyższym będzie zapewnienie bezpieczeństwa ekologicznego naszemu i przyszłym pokoleniom poprzez utylizację odpadów niebezpiecznych do wnętrza ziemi.

6. Wnioski

Spodziewany czas uruchomienia podziemnego składowiska odpadów niebezpiecznych (również na potrzeby energetyki jądrowej) określa się na kilka lat od chwili rozpoczęcia pracy elektrowni atomowej. Jest to stosunkowo krótki czas, wliczając czas budowy składowiska. Dlatego warunkiem koniecznym jest dogłębne poznawanie procesów zachodzących w górotworze solnym, aby w niedalekiej przyszłości móc z całą odpowiedzialnością podjąć decyzję o zagospodarowaniu jednego ze złóż dla celów składowania. Analizy te nie mogą ograniczać się jedynie do badań laboratoryjnych i symulacji numerycznych. Niezbędne są badania *in situ*, które dadzą szerszy obraz obserwowanych zjawisk. Opisywane przedsięwzięcie jest procesem multidyscyplinarnym i skomplikowanym. Wymaga współpracy naukowców reprezentujących różne dziedziny nauki.

Podstawowym kryterium bezpieczeństwa jest kryterium hydrogeologicznej szczelności dla wszystkich wyrobisk składowiska i ich geomechanicznej, długotrwałej stateczności. Spełnienie tego kryterium odnosi się do czasu rzędu dziesięciu tysięcy lat, bowiem po takim czasie wysokoaktywne odpady promieniotwórcze uzyskają aktywność i toksyczność równą aktywności i toksyczności eksploatowanych rud uranu.

W wyniku przeprowadzonych uprzednio ekspertyz powinno w Polsce powstać w pilnym trybie pierwsze podziemne składowisko odpadów niebezpiecznych. Rozwój energetyki jądrowej i budowa podziemnego składowiska odpadów niebezpiecznych przyniesie wymierne korzyści w postaci:

- zmniejszenia zagrożenia skażeniem radioaktywnym środowiska naturalnego,
- polepszenia jakości środowiska naturalnego poprzez rozwój „białej” energii,
- zwiększenia bezpieczeństwa Polski na europejskim rynku energetycznym poprzez dywersyfikację źródeł powstawania energii elektrycznej,
- powstania pierwszego w Polsce podziemnego składowiska odpadów radioaktywnych,
- zagospodarowania jednego z odkrytych i udokumentowanych złóż soli,
- powstania nowych miejsc pracy i utrzymanie dotychczasowego zatrudnienia,
- stworzenia sieci transferu wiedzy i technologii.

Literatura

1. Analiza złóż soli w centralnej części Polski w aspekcie wykonania w nich podziemnych zbiorników sprężonego powietrza. TECHNOKOP. Praca nie publikowana, Kraków 1991.
2. Goszcz A.: Problemy podziemnego składowania odpadów. WUG nr 7/1998.
3. Jasiński Z.: Wykorzystanie eksploatacyjnych wyrobisk cechsztyńskich złóż soli rejonu kujawsko-pomorskiego. Przegląd Górniczy nr 11-12/1993.
4. Kłeczek Z.: Geomechanika Górnicza. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1994.
5. Kłeczek Z., Kijewski P.: Perspektywa zagospodarowania złoża soli kamiennej. Monografia KGHM Polska Miedź S.A. Lubin 2007.
6. Kłeczek Z., Radomski A., Zeljaś D.: Podziemne Składowanie. Prace naukowe – Monografie CMG KOMAG, Gliwice 2005.
7. Kłeczek Z., Zeljaś D.: „Needs and possibilities of constructing an underground radioactive waste disposal site in Poland”. Technology at the service of environment, KOMEKO 2003.

8. Michałowski M., Szota P.: Gospodarka odpadami niebezpiecznymi w Polsce w świetle uwarunkowań prawnych krajów Unii Europejskiej. Inżynieria Środowiska t. 5, z. 2, 2000.
9. Ochrona Środowiska 2006. Rocznik statystyczny Głównego Urzędu Statystycznego. Warszawa 2007.
10. Ślizowski K., Ney R.: Opracowanie modelu koncepcyjnego krajowego głębokiego składowiska odpadów promieniotwórczych w skałach a) solnych, b) ilastych. Archiwum Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków 1999.
11. Tomczak W.: Krajowe składowisko odpadów promieniotwórczych w Róźnie. PTJ nr 4, Państwowa Agencja Atomistyki, Warszawa 1998.
12. Zeljaś D.: Ocena geotechnicznych możliwości podziemnego składowania odpadów niebezpiecznych w złożu soli kamiennej LGOM. Praca nie publikowana, Kraków 2008.

Określanie ilości wymywanych metali ciężkich z odpadów górniczych za pomocą programu do modelowania hydrochemicznego PHREEQC

Bożena Rakwicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie. W opracowaniu przedstawiono wyniki wstępnych badań wymywania metali ciężkich z odpadów z górnictwa węgla kamiennego, przeprowadzonych przy użyciu programu do modelowania hydrochemicznego PHREEQC. Na podstawie porównania wyników obliczeń modelowych z wynikami badań laboratoryjnych, stwierdzono przydatność zastosowanego programu, jako narzędzia do określania ilości metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych, uzupełniającego badania laboratoryjne.

1. Wprowadzenie

Gospodarcze wykorzystanie odpadów z górnictwa węgla kamiennego, polegające na ich deponowaniu, może prowadzić do kumulacji zanieczyszczeń w środowisku. W następstwie procesów wietrzenia, metale ciężkie zawarte w odpadach górniczych, ulegają wyługowywaniu do środowiska gruntowo-wodnego przez infiltrujące wody o obniżonym odczynie. Czynnikiem wpływającym na zakwaszanie wód infiltrujących jest obecność siarczanów powstałych w procesie rozkładu piryty oraz niski stopień zbuforowania odpadów, spowodowany niską zawartością minerałów o zdolności neutralizującej.

Ilość metali ciężkich wymywanych z odpadów obecnie oceniana jest jedynie w przypadku odpadów odprowadzanych na składowiska, dla innych form deponowania odpadów, w tym np. wykorzystania do budowy obiektów drogowych, przepisy prawne nie określają kryteriów dopuszczania odpadów, dotyczących wymywalności metali ciężkich.

Zgodnie z procedurami dopuszczania odpadów do składowania na składowiskach określonymi w:

- Rozporządzeniu 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.),
- Rozporządzeniu 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)

ilość wymywanych metali ciężkich z odpadów określana jest za pomocą laboratoryjnego testu wymywania przy użyciu wody destylowanej. Wyniki takiego testu dostarczają przybliżonych danych o wymywaniu metali, gdyż nie uwzględniają obniżonego odczynu infiltrujących wód opadowych w rejonie deponowania odpadów.

Wyniki przeprowadzonych przez KOMAG badań wymywania odpadów górniczych przy użyciu zmodyfikowanej cieczy wymywającej o obniżonym odczynie wykazały zwiększenie wymywalności metali ciężkich [1, 2, 3] w stosunku do publikowanych wyników testów wymywania przy użyciu wody destylowanej.

wanej [9]. Ilości wymywanych metali ciężkich wzrosły odpowiednio w przypadku: cynku od poziomu 0,38% do 32% zawartości całkowitej tego metalu w odpadach, niklu od 0,43% do 3,82% i miedzi od 0,17% do 1,08%.

W świetle uzyskanych wyników badań wymywania odpadów górniczych podjęto próbę wykorzystania modelowania hydrochemicznego jako narzędzia do oceny zagrożeń związanych z migracją metali ciężkich z odpadów górniczych, uzupełniającego laboratoryjne testy wymywania. Obliczenia modelowe przeprowadzono przy użyciu programu PHREEQC v.2.15 opracowanego przez Amerykański Instytut Geologiczny [7], który znalazł zastosowanie m.in. do modelowania procesów kształtujących skład wód podziemnych, odcieków ze składowisk oraz utleniania piritu [4, 5, 6, 8]. Program pozwala na m.in. modelowanie reakcji odwracalnych i nieodwracalnych, zachodzących w systemie woda-ośrodek skalny-gaz, jak mieszanie, rozpuszczanie, wytrącanie, wymiana jonowa, utlenianie i redukcji oraz symulowanie kinetyki przebiegu reakcji.

W niniejszym opracowaniu przedstawiono wyniki wstępnych badań modelowych, potwierdzające przydatność programu PHREEQC do określania ilości wymywanych metali ciężkich z odpadów górniczych.

2. Cel i zakres metody badań

Badania modelowe miały na celu określenie ilości wybranych metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych. Badaniami objęto odpady pochodzące z procesu przeróbki węgla w jednej z kopalń węgla kamiennego z terenu województwa śląskiego i odprowadzane do rekultywacji hałdy.

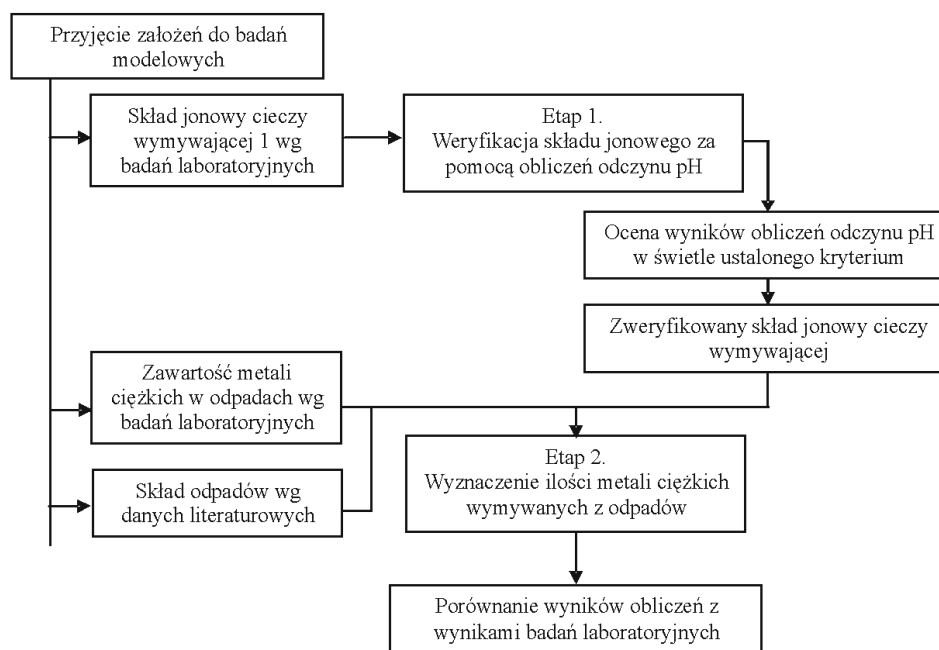
Badania przeprowadzono dla cieczy wymywającej zastosowanej w badaniach laboratoryjnych wymywania odpadów górniczych [2], o odczynie odpowiadającym odczynowi wód opadowych w rejonie hałdy. Analizowana ciecz stanowiła mieszaninę kwasu azotowego, siarkowego i chlorowodorowego oraz octanu sodu. Temperatura cieczy wymywającej, na podstawie wyników badań laboratoryjnych wynosiła 26°C [2]. Badania wymywania prowadzono przez okres 24 godzin.

Zakres badań modelowych obejmował:

- weryfikację składu jonowego cieczy wymywającej w oparciu o porównanie wyników obliczeń odczynu pH z wynikami z badań laboratoryjnych,
- wyznaczenie ilości niklu (Ni), ołowiu (Pb) i cynku (Zn) wymywanych przy użyciu cieczy wymywającej.

Metodę badań przedstawiono w formie algorytmu na rysunku 1.

Badania przeprowadzono przy użyciu programu PHREEQC v.2.15 [7], wykorzystującego reguły termodynamiki chemicznej i kinetyki reakcji chemicznych. Dane termodynamiczne opisujące przebieg reakcji zostały zaczerpnięte z baz danych „minteq.v4” dostarczanej wraz z programem PHREEQC [7].



Rys.1. Algorytm metody badawczej

Obliczenia modelowe oparte były na równaniach: bilansu mas, równowagi reakcji chemicznych i siły jonowej według prawa Debye-Huckle'a. Wyniki badań modelowych porównano z wynikami laboratoryjnych badań wymywania odpadów górniczych [2].

3. Przebieg badań

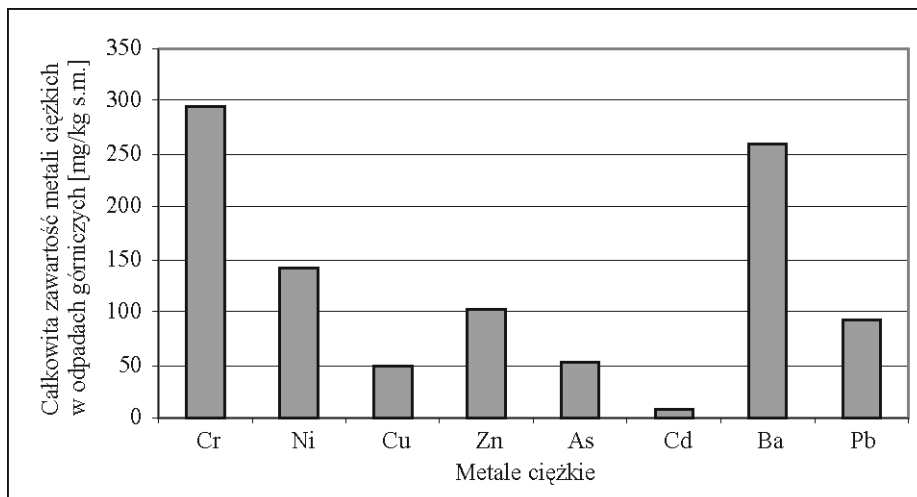
3.1. Charakterystyka obiektu badań

Obiektem badań były odpady górnicze w klasie ziarnowej 20-200 mm, próbka 37/07/1, pochodzące z bieżącej produkcji.

Parametry fizykochemiczne badanych odpadów przyjęto na podstawie wyników badań laboratoryjnych [2], gęstość rzeczywista wynosiła $2,29 \text{ g/cm}^3$, a wyniki oznaczenia zawartości metali ciężkich przedstawiono na rysunku 2.

Spośród analizowanych metali ciężkich w badanych odpadach górniczych w największej ilości występował chrom (Cr), bar (Ba), nikiel (Ni) i cynk (Zn), a w najmniejszej kadm (Cd).

Do badań modelowych przyjęto skład mineralogiczny odpadów górniczych na podstawie danych literaturowych dla kopalni, w której pobrano próbki [8, 10].



Rys.2. Całkowita zawartość metali ciężkich w odpadach górniczych, próbka 37/07/1 [2]

3.2. Przebieg badań modelowych

Badania modelowe przeprowadzono w dwóch etapach.

W etapie pierwszym przeprowadzono obliczenia specjacyjne pozwalające na weryfikację składu jonowego cieczy wymywającej. Wyznaczono wartość odczynu pH na podstawie zawartości jonów: chlorkowego, siarkowego (VI), azotowego (V), octanowego i sodowego, określonych w oparciu o stężenia poszczególnych składników cieczy wymywających, tj. kwasów chlorowodorowego, siarkowego (VI) i azotowego (V) oraz octanu sodu [2].

Wyniki obliczeń porównano z wartością odczynu pH cieczy wymywającej otrzymaną z badań laboratoryjnych.

Przyjęto następujące kryterium oceny wyników obliczeń:

$$|pH_{ozn.} - pH_{obl.}| \leq 0,2 \quad (1)$$

Zweryfikowany w etapie pierwszym skład jonowy cieczy wymywającej stanowił dane wejściowe do etapu drugiego.

W etapie drugim badań określono ilość metali ciężkich wymywanych z odpadów górniczych przez ciecz wymywającą. W obliczeniach uwzględniono równanie kinetyczne reakcji rozkładu pirytu. Stałą szybkości reakcji rozkładu pirytu k przyjęto, zgodnie z zaleceniami programu PHREEQC, według równania (Williamson, M.A. and Rimstidt, J.D., 1994) [7]:

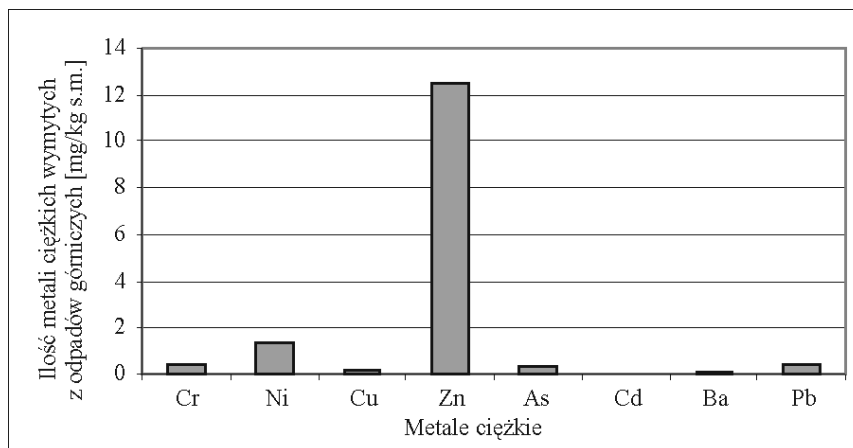
$$k = 10^{-10,19} m_{O_2}^{0,5} m_{H^+}^{-0,11} \quad (2)$$

gdzie:

m_{O_2} – stężenie molowe tlenu,

m_{H^+} – stężenie molowe kationów wodorowych,

Obliczenia wykonano dla metali ciężkich, które zostały wymyte w największych ilościach w badaniach laboratoryjnych, tj. dla niklu (Ni), ołowiu (Pb) i cynku (Zn) – rysunek 3.

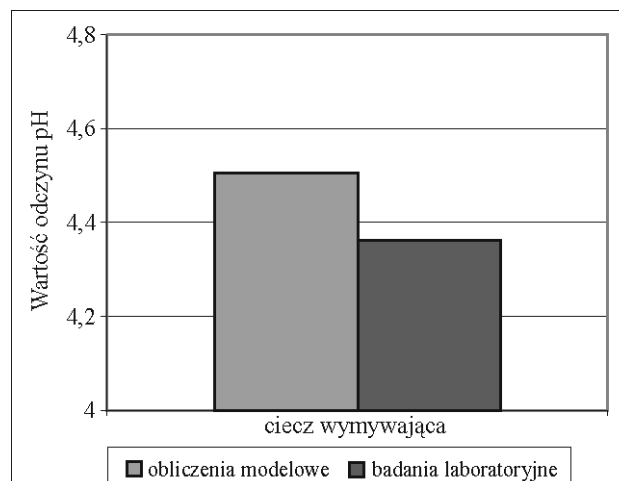


Rys.3. Ilości metali ciężkich wymytych w badaniach laboratoryjnych przez ciecz wymywającą z odpadów górniczych, próbka 37/07/1 [2]

W obliczeniach uwzględniono stosunek cieczy wymywającej do fazy stałej wynoszący 2 l/kg oraz temperaturę cieczy wymywającej i czas wymywania w laboratoryjnych badaniach wymywania.

4. Wyniki badań

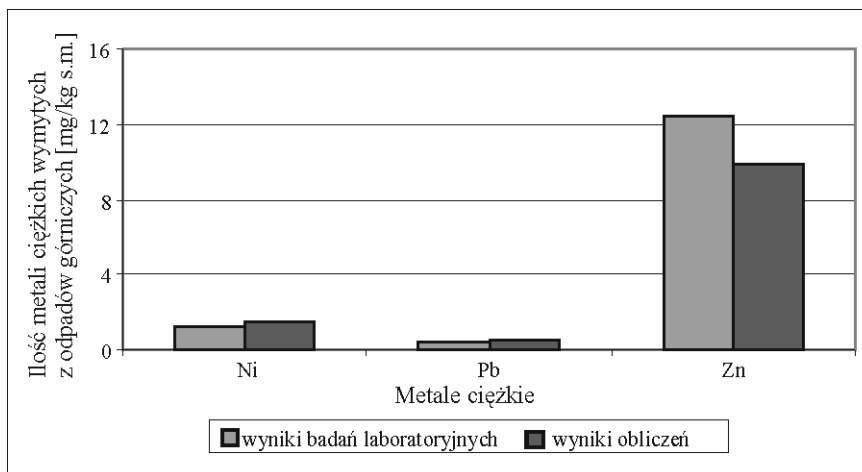
Wyniki etapu pierwszego obliczeń modelowych przedstawiono na rysunku 4 w formie porównania wyników obliczeń wartości odczynu pH z wartościami uzyskanymi z badań laboratoryjnych [2].



Rys.4. Porównanie wyników obliczeń odczynu pH cieczy wymywającej z wartością uzyskaną z badań laboratoryjnych

Analiza wyników przedstawionych na rysunku 4 wykazała, że różnica między wartościami odczynu pH cieczy wymywającej uzyskanymi z obliczeń oraz z badań laboratoryjnych i monitoringu środowiska nie przekracza dopuszczalnej wartości 0,2 pH.

Wyniki drugiego etapu badań modelowych przedstawiono na rysunku 5 w formie porównania wyników obliczeń ilości wymywanych metali ciężkich z wartościami uzyskanymi z badań laboratoryjnych.



Rys.5. Porównanie wyników obliczeń ilości wymywanych metali ciężkich z odpadów górniczych z wartościami uzyskanymi z badań laboratoryjnych

Analizując rysunek 5 stwierdzono niewielkie rozbieżności pomiędzy wynikami obliczeń, a wartościami z badań laboratoryjnych.

5. Stwierdzenia i wnioski

Uzyskane wyniki badań modelowych potwierdziły wpływ procesu rozkładu pirytu na wymywanie metali ciężkich z odpadów górniczych.

Przeprowadzone rozważania wykazały, że zastosowany program komputerowy PHREEQC do symulacji składu jonowych roztworów wodnych oraz reakcji zachodzących w systemie woda – ośrodek skalny – gaz i ich przebiegu może stanowić pomocne narzędzie do oceny zagrożeń związanych z wymywaniem metali ciężkich z odpadów górniczych.

Literatura

1. Gryniewicz-Bylina B., Rakwicz B.: Wpływ wybranych parametrów środowiskowych na wielkość migracji metali ciężkich z odpadów górniczych. Materiały Konferencji Naukowo-Technicznej KOMEKO 2008 Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przerobcze surowców mineralnych, Szczyrk, 2008.
2. Gryniewicz-Bylina B., Rakwicz B., Słomka B.: Identyfikacja właściwości odpadów górniczych odpowiedzialnych za migrację metali do środowiska glebowo-wodnego pod kątem zwiększenia ich wykorzystania z budowłach geoinżyneryjnych, praca nie publikowana, Gliwice, 2007.
3. Gryniewicz-Bylina B., Rakwicz B., Słomka B.: Wyznaczenie zależności wielkości migracji metali ciężkich z odpadów górniczych do środowiska glebowo-wodnego od parametrów środowiskowych na podstawie wyników badań, praca nie publikowana, Gliwice, 2007.
4. Karlikowska J., Ratajczyk T., Witczak S.L.: Modelowanie hydrogeochemiczne procesów kształtujących skład wód podziemnych strefy zasilania subzbiornika Bogucice (GZWP 461). Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo z. 256, 2003.
5. Labus K., Skoczyńska S.: Wpływ reaktywnego dolomitu na odczyn wód odciekowych składowiska Smolnica, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo z. 267, 2005.
6. Miotliński K., Kowalczyk A.: Modelowanie utleniania pirytu z wykorzystaniem programów Phreeqc i Phast. Geologos 10(2006).
7. 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.
8. Skarżyńska K.M.: Odpady powęglowe i ich zastosowanie w inżynierii lądowej i wodnej. Akademia Rolnicza, Kraków 1997.
9. Stefaniak S., Twardowska I.: Geochemically unstable minerals in carboniferous rocks in the light of prognosing the environmental impact of coal mining wastes. Polskie Towarzystwo Mineralogiczne – Prace Specjalne, Zeszyt 22, 2003.

10. Twardowska I., Szczepańska J., Witczak S.: Wpływ odpadów górnictwa węgla kamiennego na środowisko wodne. Ocena zagrożenia, prognozowanie, zapobieganie. Wydawnictwo Polskiej Akademii Nauk, 1988.

Utylizacja odpadów rolniczych (strąki fasoli, pestki śliwek) jako sorbentów do oczyszczania ścieków o dużej zawartości Cd, Cu, Fe, Pb i Zn

Kateřina Cechlová, Nikolas Mucha, Iva Janáková – VŠB-Technical University of Ostrava

Streszczenie. Wykorzystanie techniki sorpcji do usuwania zanieczyszczeń ze ścieków jest korzystne wówczas, gdy metody biologiczne nie znajdują zastosowania. Utylizacja odpadów rolniczych na potrzeby sorpcji jest jedną z alternatywnych technologii oczyszczania ścieków przemysłowych. Ten sposób utylizacji odpadów przemysłowych do oczyszczania ścieków ma na celu rozpatrzenie możliwości wykorzystania strąków fasoli (*Phaseolus vulgaris* L) i pestek śliwek (*Prunus cerasifera* – myrobalan) jako sorbentów, zweryfikowanie chemicznej i termicznej aktywacji sorbentu oraz próby sorpcji Cd, Cr, Pb i Zn z syntetycznie przygotowanych ścieków.

1. Introduction

Toxic metal contamination of soil and water is a significant environmental and human hazard, and therefore its removal from the environment in a safe and efficient manner is of utmost importance. There are many available processes for toxic metal decontamination – chemical precipitation, evaporation, cementation, flotation, reverse osmosis and ion separation to name a few – but most of these methods suffer from some drawback such as high capital and operational costs or disposal of residual metal sludges. Hence, there is need for research and development of low cost and readily available sorbents which can remove toxic metals economically. An cheaper alternative for cleaning toxic metals from industrial wastewaters is to use agricultural waste materials with suitable sorption characteristics. In this study, the use of bean-pods (*Phaseolus vulgaris* L) and plum nuts (*Prunus cerasifera* – myrobalan) for the sorption of Cd, Cr, Pb and Zn, and Pb respectively from synthetic industrial waste waters was investigated.

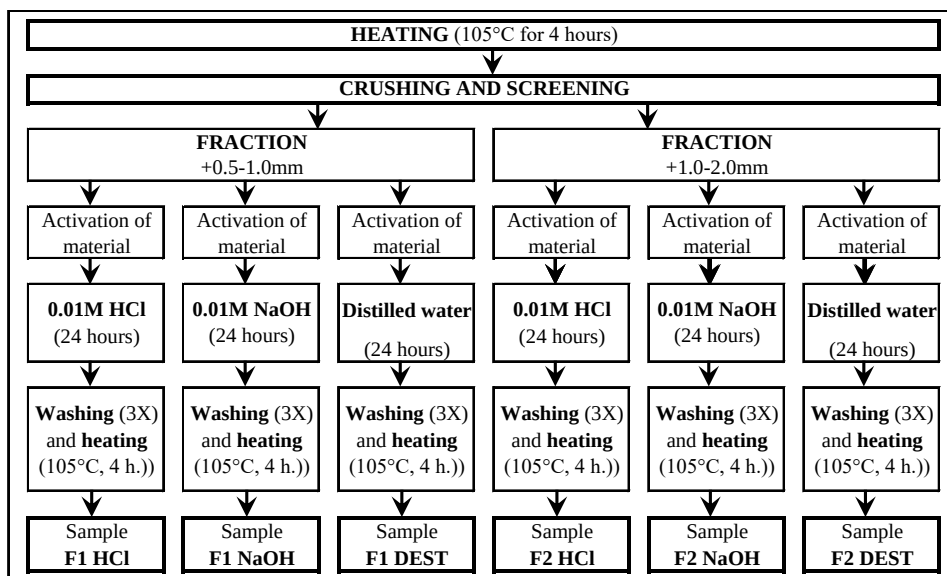
2. Experimental part

2.1. Biomass preparation

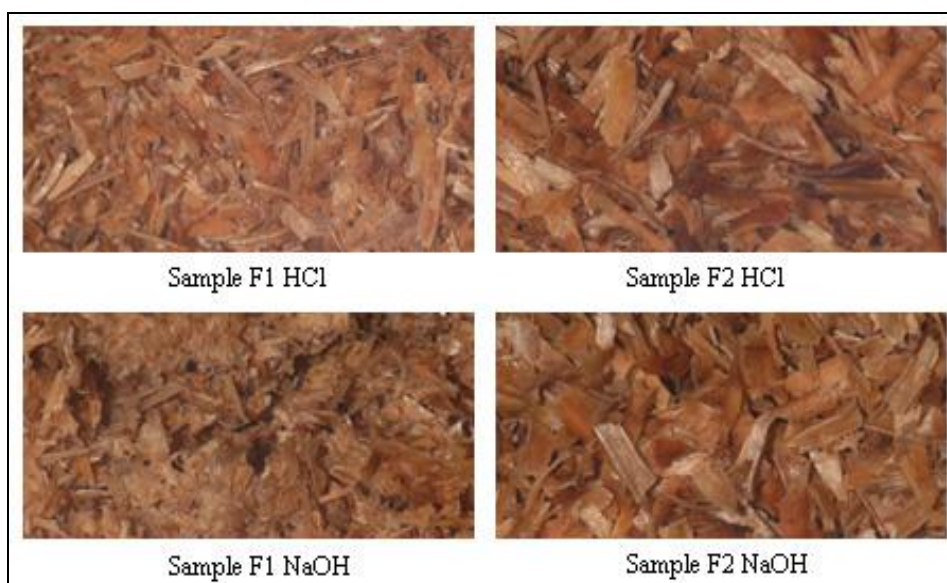
Samples of the bean-pods and plums nuts were collected in Ostrava, Czech Republic (see scheme 1). Biomass preparation shows Scheme 2 and 4 and structure of prepared samples shows scheme 3 and 5.



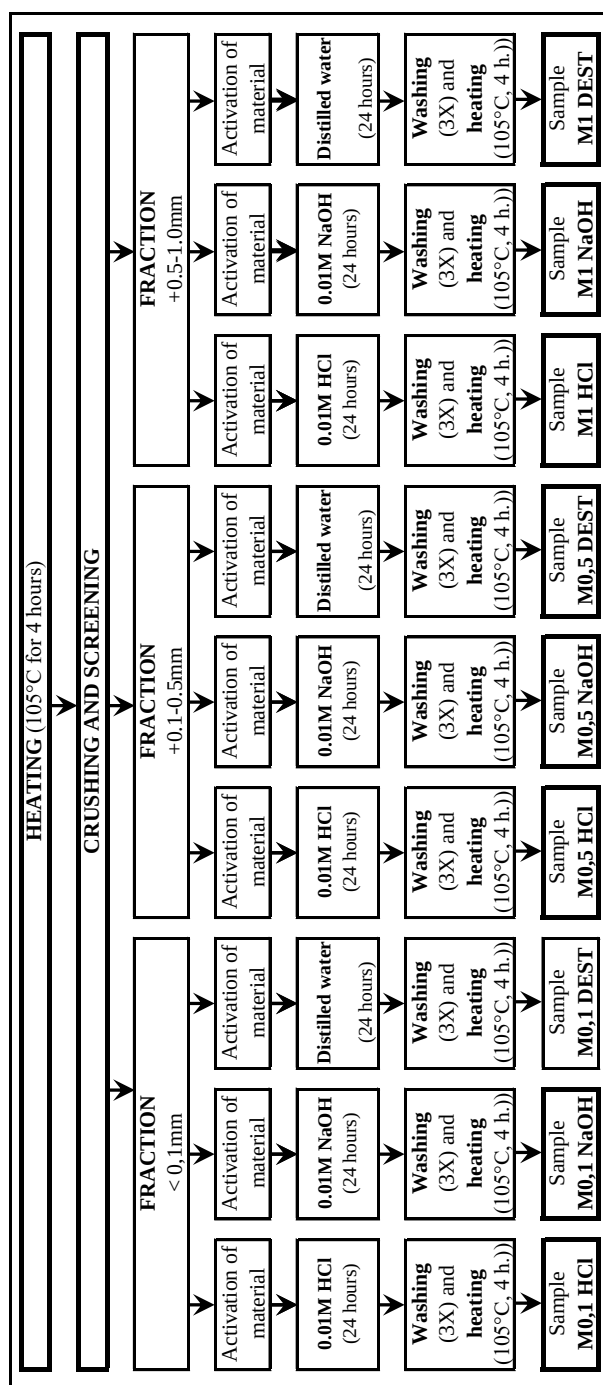
Scheme 1. Bean-pods *Phaseolus vulgaris* L and plum nuts *Prunus cerasifera* – myrobalan collected in Ostrava (Czech Republic) for sorption tests



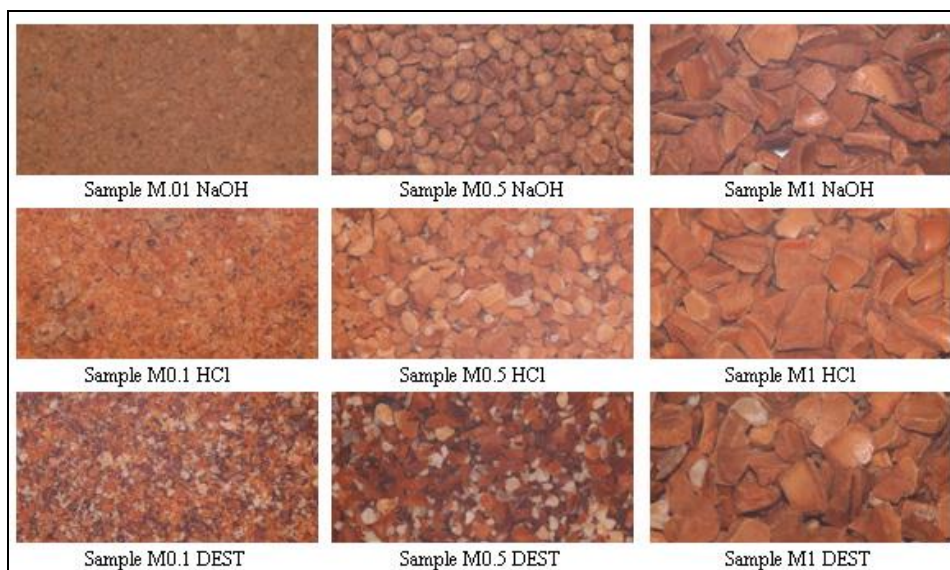
Scheme 2. Characteristic of prepared sorptive matter from bean-pods



Scheme 3. Structure of the samples prepared from plum nuts *Prunus cerasifera - myrobalan*



Scheme 4. Characteristic of prepared sorptive matter from plum nuts



Scheme 5. Structure of the samples prepared from bean pods *Phasoleus vulgaris L*

Plum nuts were washed, heated and then crushed and screened such the test were carried out on fraction: (1) <0.1 mm, (2) +0.1-0.5 mm and (3) +0.5-1 mm. Bean-pods were washed, heated and then crushed and screened such that tests were carried out on the size fractions: (1) +0.5-1.0 mm and (2) +1.0-2.0 mm.

Finer material was not used owing to filtration problems and also swelling that affected reaction kinetics. The treatment techniques that were investigated were thermal and chemical (acidic and caustic) techniques. For thermal treatment, the material was heated to 105°C whilst being soaked. For chemical treatment, materials were soaked in the chosen solution (0.01M NaOH, 0.01M HCl, distilled water).

Swelling issues were encountered, but were alleviated by thermally treating the sorbent in distilled water for 24 hours, after which it was filtered, charged and used for the sorption test. A flow-sheet detailing the preparation of sorptive matter is shown in Scheme 2 and 4.

2.2. Entry analyses

There was determined iodine adsorbing number for individual fraction, like the indicator of the physical adsorption. (See table 1) Samples M0.1 NaOH, M0.5 NaOH, M1 NaOH and F1 NaOH (soaked in 0.01M NaOH solution) and sample M1 HCl achieved the best results – the highest iodometric numbers (over 100) – using these samples is possible expect the best sorption characteristics – the best sorption results.

Table 1

Iodometric numbers for all prepared sorption metters

Sample labelling -	V1 ml	V2 ml	V3 ml	cI2 mol/l	M g/mol	mE g	I mg/g
M0,1 DEST	25.0	18.03	24.12	0.0238	253.809	0.3930	97.098
M0,1 HCl	25.0	18.05	24.12	0.0238	253.809	0.4016	94.706
M0,1 NaOH	25.0	17.56	24.12	0.0238	253.809	0.3988	103.070
M0,5 DEST	25.0	19.49	24.17	0.0239	253.809	0.4005	73.220
M0,5 HCl	25.0	19.53	24.12	0.0238	253.809	0.4027	71.420
M0,5 NaOH	25.0	17.03	24.17	0.0239	253.809	0.3954	113.148
M1 DEST	25.0	17.97	24.105	0.0238	253.809	0.4002	96.055
M1 HCl	25.0	17.46	24.17	0.0239	253.809	0.3992	105.322
M1 NaOH	25.0	17.53	24.105	0.0238	253.809	0.4053	101.649
F1 DEST	25.0	18.45	24.105	0.0238	253.809	0.4081	86.8267
F1 HCl	25.0	19.5	24.24	0.0239	253.809	0.3746	79.286
F1 NaOH	25.0	18.5	24.24	0.0239	253.809	0.3511	102.439
F2 DEST	25.0	18.79	24.24	0.0239	253.809	0.3533	96.658
F2 HCl	25.0	20.35	24.24	0.0239	253.809	0.3527	69.108
F2 NaOH	25.0	20.,11	24.24	0.0239	253.809	0.3548	72.938

V_1 - is the volume of the iodine solution, which were in activation process with the mass of the sample, V_2 - is the volume of $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ solution ($c = 0.0395$ mol/l) used for titration of the iodine solution after its activation with sample of the adsorbent, V_3 - is the volume of the $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ solution ($c = 0.0395$ mol/l) used for titration of the iodine solution without activation (standard test), cI_2 - concentration of the iodine solution, mE - the mass of the adsorbent used for the testing, M - molecular mass of iodine.

2.3. Sorption kinetics

Batch sorption tests were conducted at temperature of 25°C. For the investigation of adsorption kinetics, synthetic industrial wastewaters were prepared and contained Cd, Cr, Pb and Zn in initial concentrations ± 200 mg/L. All tests were conducted with constant agitation, with samples being collected as required and later analyzed by AAS. Figures 1-4 show data of Cd, Cr, Pb and Zn sorption as a function of the time with the samples of bean-pods in all chemical treatment and figure 5 kinetic parameters for the chemical treatment using NaOH (the best decrease).

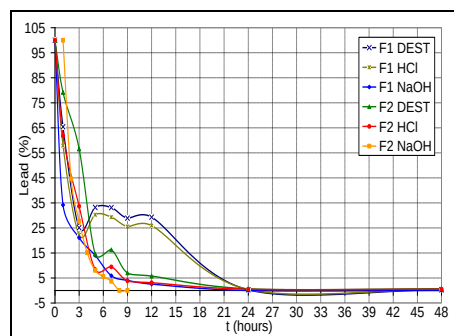
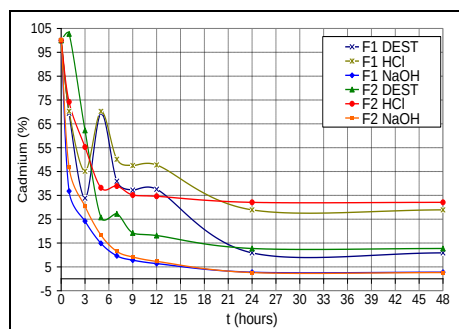


Fig.1. Decrease of Cd concentration in time Fig.2. Decrease of Pb concentration in time

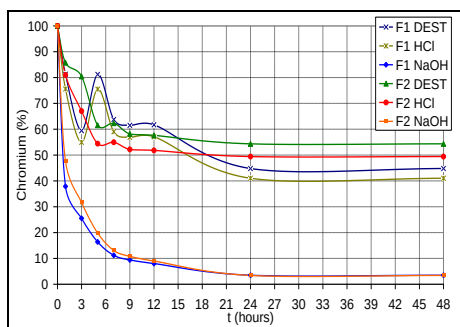


Fig.3. Decrease of Cr concentration in time

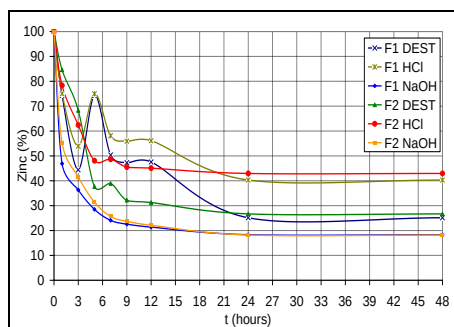
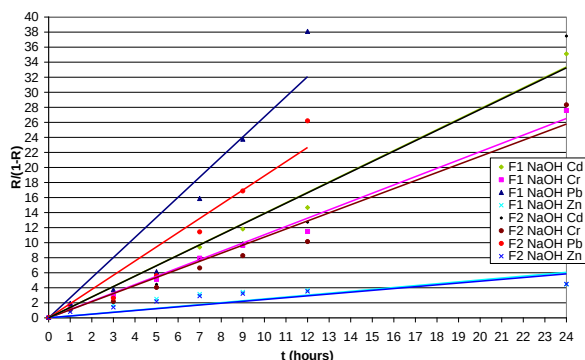


Fig.4. Decrease of Zn concentration in time



Sample labelling	Correlation coefficient
F1 NaOH Pb	0,950
F2 NaOH Pb	0,963
F1 NaOH Cd	0,994
F2 NaOH Cd	0,974
F1 NaOH Cr	0,995
F2 NaOH Cr	0,983
F1 NaOH Zn	0,773
F2 NaOH Zn	0,608

Fig.5. Kinetic parameters of Cd, Cr, Pb and Zn biosorption for chemical treatment by NaOH

From Figures 1-4 is evident that sorptive equilibrium is achieved within 24 hours in all cases. In all experiments was observed a decrease in the solution pH during the metal sorption. pH during analyses were between 2.58–3.706 for Cd, 2.955–3.358 for Cr, 4.090–6.596 for Pb and 3.318–3.749 for Zn. It means that in all reactions weren't expected chemical precipitation. Figures 6 and 7 summarize decreases of all metals for all chemical treatment of sorbents.

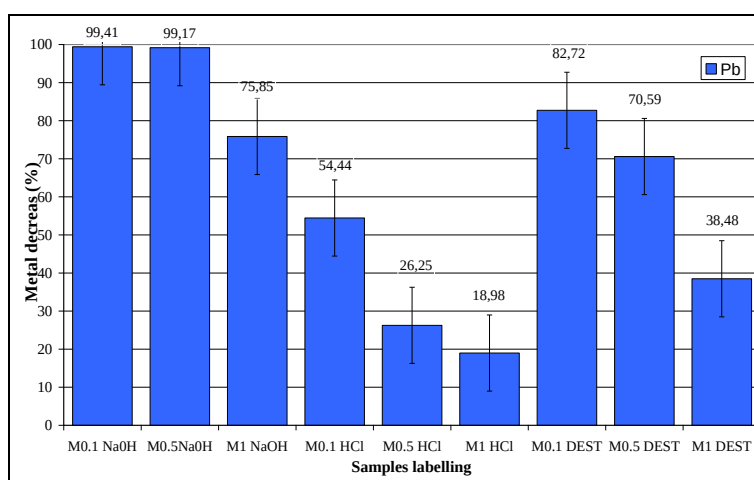


Fig.6. Summarized tests of lead sorption factors for all chemical treatment

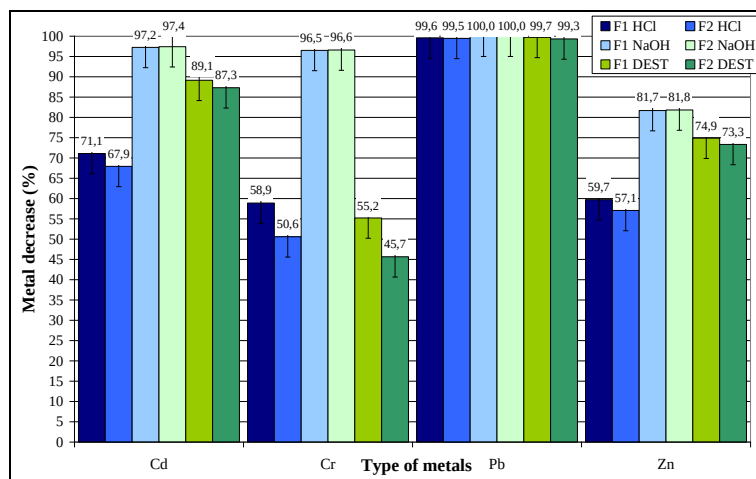


Fig.7. Summarized tests of metals sorption factors for all chemical treatment

2.4. Adsorption isotherms

Sorption isotherms were measured by varying the initial metal concentration from 50 to 200 mg/L. All tests were conducted with constant agitation, with samples being collected as required and later analyzed by AAS.

For isotherm design was used Langmuir models – L1 and L2. Figure 8 shows lead sorption isotherms on plum nuts for all chemical treatment. The sorption isotherms were design using both types of Langmuir models.

$$\text{Langmuir model - I. type (L1):} \quad y = \frac{a \cdot b \cdot x^{1-c}}{1 + b \cdot x^{1-c}} \text{ and} \quad (1)$$

$$\text{Langmuir model - II. type (L2):} \quad y = \frac{I}{a + b \cdot x^{c-1}}, \quad (2)$$

where a, b and c are parameters of the Langmuir isotherms.

Figure 8 shows that there is possible to model both of types of Langmuir isotherms, but it is much more important how this type of isotherm follows the original model, see table 2. For design isotherms for all the samples prepared by caustic leaching in 0.01M NaOH – samples M0.1 NaOH, M0.5 NaOH and M1 NaOH - and sample 0.1M HCl and M0.5 DEST is possible to use model L1 and for the rest of the samples was necessary to use the model L2. In figures 8-12 we can see the sorption isotherms of Cd, Pb, Cr and Zn by bean-pods biomass for all chemical treatment. The isotherm characteristics (parameters) are shown in Tables 3–6. The correlation coefficients in tables 3-6 demonstrate that sorption follows well the Langmuir model – type L1.

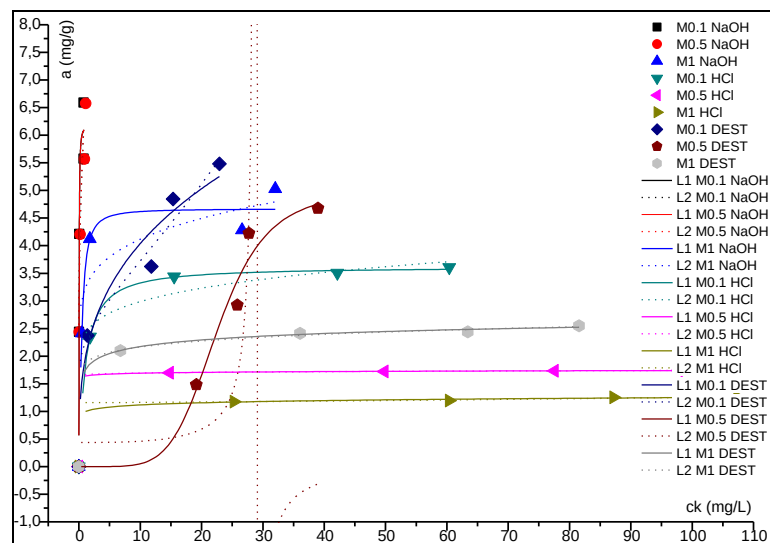


Fig.8. Lead sorption isotherms on plum nuts biomass for all chemical treatment

Table 2

Characteristics of the both types of Langmuir isotherms for Pb

Sample labelling	Para-metr	L1	R	L2	R
M0.1 NaOH	a	6,18076 ± 0,64552	226,8729 ± 1728680		
	b	88,05697 ± 274,6788	0,917	-226,722 ± 1728680	0,761
	c	-0,39891 ± 0,94357	1,00022 ± 1,66181		
M0.5 NaOH	a	6,18076 ± 0,64552	226,8729 ± 1728680		
	b	88,05697 ± 274,6788	0,917	-226,722 ± 1728680	0,761
	c	-0,39891 ± 0,94357	1,00022 ± 1,66181		
M1 NaOH	a	4,66867 ± 0,39435	114,8514 ± 954940,7		
	b	3,19872 ± 2,65681	0,880	-114,541 ± 954940,7	0,357
	c	-0,44497 ± 0,9966	1,00026 ± 2,13978		
M0.1 HCl	a	3,61843 ± 0,09058	70,78344 ± 116994,8		
	b	0,97972 ± 0,14881	0,995	-70,3653 ± 116994,7	0,786
	c	-0,06278 ± 0,30369	1,00051 ± 0,85425		
M0.5 HCl	a	2,52955 ± 9,60523	0,61207 ± 0,01177		
	b	1,84719 ± 19,84396	0,993	-0,01251 ± 0,00933	0,999
	c	0,96186 ± 0,30681	1,23914 ± 0,09484		
M1 HCl	a	6,22896 ± 959,3467	0,86432 ± 0,04483		
	b	0,18987 ± 34,61474	0,736	-0,00023 ± 0,00184	0,869
	c	0,93936 ± 2,25057	2,23032 ± 1,58157		
M0.1 DEST	a	1058,432 ± 857950	0,72889 ± 1,24217		
	b	0,00184 ± 1,49355	0,841	-0,28209 ± 1,14619	0,923
	c	0,68151 ± 0,87498	1,21271 ± 0,58156		
M0.5 DEST	a	4,97733 ± 1,01198	2,28522 ± 34,0681		
	b	2,55E-08 ± 2,43E-07	0,892	-0,00015 ± 0,02872	Unreal
	c	-4,60407 ± 3,13262	3,8614 ± 51,61653		

	a	3,57914 ± 5,48484	6,79631 ± 730,3674	
M1 DEST	b	0,95564 ± 2,46764	0,959 -6,26175 ± 730,2865	0,954
	c	0,79166 ± 0,58624	1,00502 ± 0,57649	

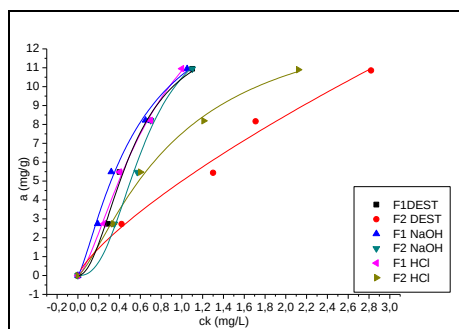


Fig.9. Lead sorption isotherms on bean-pods biomass for all chemical treatment

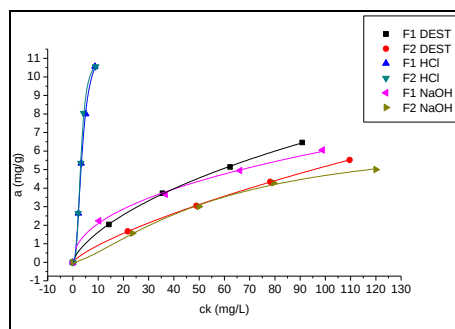


Fig.10. Chromium sorption isotherms on bean-pods biomass for all chemical treatment

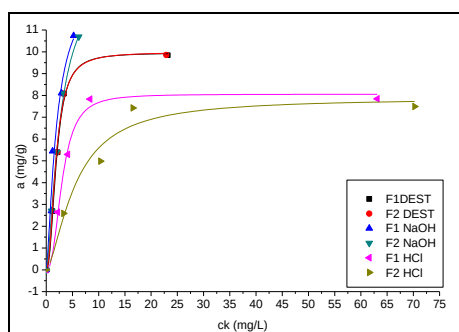


Fig.11. Cadmium sorption isotherms on bean-pods biomass for all chemical treatment

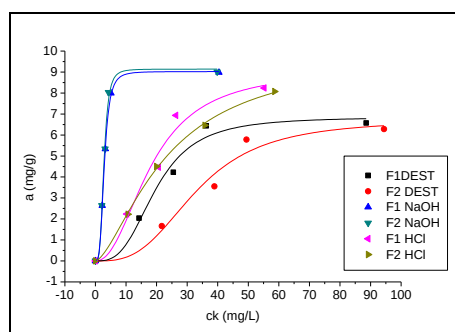


Fig.12. Zinc sorption isotherms on bean-pods biomass for all chemical treatment

Table 3

Characteristics of the Langmuir isotherms for Cd

Samples labelling	a	b	c	R
F1 DEST	9,949 ± 0,477	0,224 ± 0,063	-1,28 ± 0,385	0,996
F2 DEST	9,977 ± 0,495	0,27 ± 0,071	-1,14 ± 0,371	0,996
F1 HCl	8,056 ± 0,445	0,063 ± 0,042	-1,51 ± 0,608	0,994
F2 HCl	7,88 ± 1,361	0,071 ± 0,1	-0,54 ± 0,854	0,963
F1 NaOH	13,22 ± 8,404	0,379 ± 0,309	-0,44 ± 3,065	0,973
F2 NaOH	13,62 ± 0,898	0,233 ± 0,017	-0,51 ± 0,136	1,000

Table 4

Characteristics of the Langmuir isotherms for Cr

Samples labelling	a	b	c	R
F1 DEST	32,68 ± 24,9	0,01 ± 0,01	0,299 ± 0,08	1,000
F2 DEST	63,32 ± 38,17	0,002 ± 0,001	0,217 ± 0,029	1,000
F1 HCl	11,85 ± 0,861	0,047 ± 0,015	-1,36 ± 0,35	0,999
F2 HCl	11,02 ± 0,396	0,031 ± 0,01	-2,04 ± 0,328	0,999
F1 NaOH	656,7 ± 49303	0,001 ± 0,082	0,538 ± 0,218	0,998
F2 NaOH	6,856 ± 1,1	0,004 ± 0,003	-0,39 ± 0,257	0,999

Table 5

Characteristics of the Langmuir isotherms for Pb

Samples labelling	a	b	c	R
F1 DEST	13,2 ± 3,8	3,76 ± 4,84	-1,01 ± 0,89	0,992
F2 DEST	242,3 ± 6742	0,021 ± 0,599	0,219 ± 0,675	0,988
F1 HCl	18,3 ± 10,7	1,46 ± 1,99	-0,45 ± 0,59	0,996
F2 HCl	14,4 ± 3,687	1,095 ± 0,693	-0,34 ± 0,405	0,997
F1 NaOH	15,8 ± 7,137	2,048 ± 2,69	-0,3 ± 0,55	0,995
F2 NaOH	13,75 ± 3,332	3,182 ± 3,078	-1,52 ± 0,898	0,993

Table 6

Characteristics of the Langmuir isotherms for Zn

Samples labelling	a	b	c	R
F1 DEST	6,854 ± 0,82	0,000 ± 0,000	-2 ± 1,23	0,980
F2 DEST	6,722 ± 1,309	0,000 ± 0,000	-2,01 ± 1,619	0,970
F1 HCl	9,113 ± 1,986	0,002 ± 0,005	-1,19 ± 1,117	0,977
F2 HCl	9,977 ± 0,922	0,008 ± 0,004	-0,54 ± 0,207	0,999
F1 NaOH	9,023 ± 0,137	0,026 ± 0,006	-2,43 ± 0,208	1,000
F2 NaOH	9,139 ± 0,564	0,022 ± 0,019	-2,79 ± 0,842	0,993

3. Conclusions

The experiments have shown that bean-pods and are suitable for the sorption of Cr, Cd, Zn and Pb, such as plum nuts are suitable for sorption of Pb. It is possible to affect its sorption property by working chemical reagents. The most metals decrease came, that means the most sorption, at starting concentration about ± 200 mg/L. For lead showed the best sorption values fraction +0.5-1.0 mm and chemical treatment by 0.01M NaOH (10.948 mg Pb/g) and 0.01M HCl (10.950 mg Pb/g). For chromium, zinc and cadmium was

the best chemical treatment by 0.01M NaOH, where the both fractions had similar sorption results. Sample F1 NaOH has these results: 10.653 mg Cr/g, 8.981 mg Zn/g and 10.793 mg Cd/g. Sample F2 NaOH has the results a little lower 10.55 mg Cr/g, 9.010 mg Zn/g and 10.690 mg Cd/g.

The experiments have shown that sorption isotherms of the samples prepared by caustic leaching in 0,01M NaOH don't find their maximum in the end of the model L1 or L2. That's why is possible to say, that for samples fraction <0.1mm, +0.1-0.5mm and +0.5-1.0 mm soaked in 0.01M NaOH is possible to use much more higher starting concentration of the model solution – starting concentration could be higher then ± 200 mg/l of Pb (Cr, Cd or Zn). Sorption isotherms of the samples prepared by caustic leaching in 0.01M NaOH don't find their maximum in the end of the model L1 or L2.

There is evidence that bean-pods and plum nuts like an adsorbents have sorption properties much more lower then industrial prepared sorbents. But we can use them everywhere, where is necessary to use clean technology (without chemical inputs) and where is necessary to find cheap variant for cleaning (reclamation areas).

References

1. Volesky B.: Sorption and biosorption. BV Sorbex, Inc.. 1st edition. Quebec : McGill University, 2003. 316 s. ISBN 0-9732983-0-8.
2. Koutnik I., Kaloc M., Cechlova K.: Lignite from south moravia as a base material to active materiale. International Conference on Coal Science and Technology 28-31.8.2007. The University of Nottingham, UK. 2000. ISBN 10:92-9029-437-X.
3. Cechlová K., Pullmanová M., Koval' L.: Bean-pods as a base material to active materials. International Conference of Students and Young Researchers "Topical Issues of Rational Use of Natural Resources" April 23-25.2008, St. Petersburg 2008.
4. Cechlová K., Pullmanová M., Koval' L.: Utilization of agricultural waste for wastewater treatment high in Cd, Cu, Fe, Pb and Zn by sorption. 12th Conference on Environment and Mineral Processing & Exhibition. 1st edition. Ostrava: Publishing services department, VŠB – Technical University of Ostrava, 2008. s. 199-203. ISBN 978-80-248-1776-7.
5. Cechlová K.: Utilization of agricultural waste for wastewater treatment high in heavy metals by sorption. In KULIŠ, M. International Life Sciences

Student's Conference Warsaw 2008 : BOOK of ABSTRACTS. 1st edition.
Warszawa: [s.n.], 2008. s. 45.

Wpływ wielokrotnego zawrotu odczynnika ługującego na jakość koncentratu miedzi

Stanisława Sanak-Rydlewska – Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie. Praca zawiera wyniki ługowania chemicznego koncentratu miedziowego za pomocą mieszaniny octanu amonowego z nadtlakiem wodoru. Wykazano możliwość wyraźnego obniżenia zawartości ołowiu w koncentracie miedziowym. Zawartość ołowiu obniża się z około 1,6% do wartości około 0,8%. Jednocześnie zawrót odczynnika ługującego zmniejsza jego zużycie oraz umożliwia dobór metody oczyszczania roztworu potrawiennego z wyługowanych jonów ołowiu i miedzi.

1. Wstęp

W pirometalurgicznej metodzie otrzymywania miedzi metalicznej dużym problemem jest podwyższona zawartość ołowiu w koncentracie miedziowym. Dochodzi ona czasem nawet do 2,5%. Ołów występuje głównie w postaci siarczku – galeny. Mineral ten jest związany w rudzie ze skałą płonną w postaci wtrąceń, przerostów o rozmiarach około 1–2 μm , czasami występuje jako wolne ziarna, które mają tendencję do obklejania ziaren innych minerałów siarczko- wych i skały płonnej. W procesie wzbogacania flotacyjnego minerałów siarcz- kowych za pomocą ksantogenianów galena zachowuje się tak, jak pozostałe minerały siarczkowe występujące w rudach miedzi. W znacznym stopniu prze- chodzi do koncentratu miedziowego. Dlatego też dla zróżnicowania właści- wości fizykochemicznych minerałów siarczkowych można zastosować modyfi- katory flotacji, najczęściej sole nieorganiczne, takie jak: cyjanki, siarczany (IV), dichromiany (VI), fosforany (V) cynku, żelaza, miedzi, sodu i in. [1-3].

Dotychczasowe badania z zastosowaniem wyżej wymienionych odczynni- ków nie dały jednak zadowalających wyników. W otrzymywanych koncentra- tach miedziowych występuje podwyższona zawartość ołowiu, czasami przekra- cza nawet 2% Pb. Dlatego też podjęto badania obniżenia zawartości tego metalu w koncentracie miedziowym metodami chemicznymi. W pracach [4-6] zapro- ponowano użycie octanu amonu, który selektywnie roztwarza ołów, natomiast w ograniczonym zakresie reaguje z miedzią. Przy wyborze octanu amonu, jako czynnika ługującego, kierowano się przesłankami literaturowymi dotyczącymi jego selektywnego działania na minerały ołowiu [7].

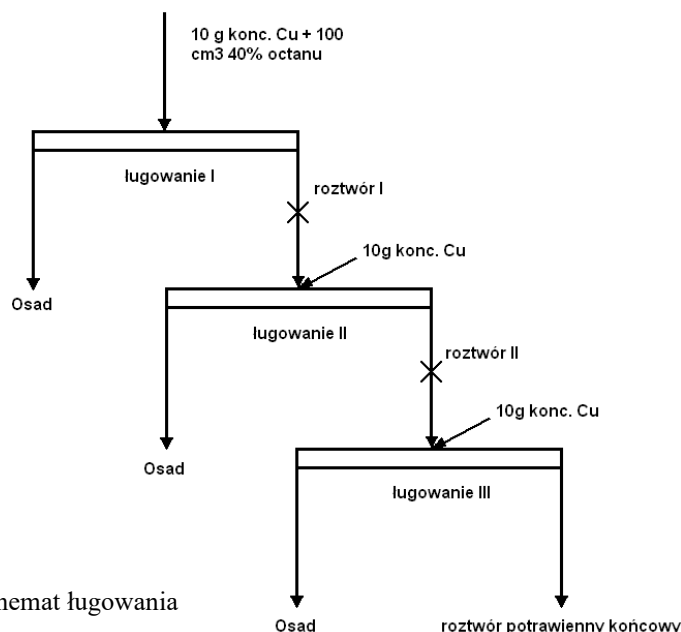
W wyżej wymienionych pracach wykazano, że jest możliwe obniżenie za- wartości ołowiu w koncentracie miedziowym poniżej 1% na drodze selektyw- nego ługowania stężonymi roztworami octanu amonu. W wyniku otrzymuje się koncentrat o obniżonej zawartości Pb oraz roztwór potrawienny zawierający ołów i miedź. Na podstawie wyników podanych w opublikowanych już pracach [3-6 oraz 8-10] można stwierdzić, że do najważniejszych czynników wpływa- jących na ilość ługowanego ołowiu z koncentratu miedziowego należą: stężenie octanu amonu, czas ługowania, temperatura.

Celem niniejszej pracy jest wykazanie, że można uzyskać koncentrat miedziowy o zawartości ołowiu poniżej 1%, stosując wielokrotny zawrót odczynnika ługującego, bez konieczności jego regeneracji. Skład chemiczny używanego ponownie octanu nie wpływa na pogorszenie jakości koncentratu, a występujące straty odczynnika trzeba uzupełnić świeżymi porcjami octanu amonu o odpowiednim stężeniu.

Takie postępowanie pozwala na racjonalną gospodarkę reagentem, a uzyskany roztwór po wielokrotnym ługowaniu zawiera wyższe zawartości ołowiu i miedzi. Jony wspomnianych metali z tak „podkoncentrowanego” roztworu jest łatwiej odzyskać niż z roztworu rozcieńczonego po jednokrotnym użyciu octanu amonu do ługowania.

2. Przedmiot i metodyka badań

Do doświadczeń zastosowano koncentrat miedziowy zawierający około 30% miedzi i około 1,6% ołowiu. Pochodził on z jednego z Zakładów Przeróbki Rud KGHM Polska Miedź S.A. Doświadczenia ługowania na 10 gramowych próbkach koncentratu wykonano w temperaturach 293°K i 323°K. Próbkę traktowano roztworem o objętości 100 cm³ o stężeniach 10% i 40% octanu amonu, które mieszano mieszadłem mechanicznym z szybkością 600 obrotów na minutę. Czas ługowania wynosił 60 minut. Po ługowaniu oddzielano osad od roztworu przez sączenie, a przesącz po uzupełnieniu do 100 cm³ świeżym roztworem octanu amonu, wykorzystywano do ługowania nowej 10 gramowej próbki koncentratu miedzi. Postępując w ten sposób wykonano trzy ługowania według schematu podanego na rysunku 1.



Rys.1. Schemat ługowania

Dla porównania wykonano także ługowanie z jednokrotnym użyciem odczynnika ługującego z zachowaniem takich samych warunków procesu. W roztworach po ługowaniu, a także w osadzie oznaczano zawartości miedzi i ołowiu metodą ICP lub ASA. Wyniki doświadczeń podają tabele 1–3.

3. Omówienie wyników

W tabeli 1 podano wyniki ługowania koncentratu miedziowego za pomocą 10% lub 40% octanu amonu w temperaturach 293°K i 323°K (Lp. 1, 2, 4 i 5), natomiast w pozycji 3 i 6 są wyniki ługowania z dodanym ditlenkiem diwodoru w ilości 3 cm³.

Tabela 1

Wyniki ługowania próbki koncentratu miedziowego za pomocą 10% lub 40% octanu amonu bez zawrotu odczynnika ługującego do procesu. Warunki ługowania: masa próbki – 10 gramów, objętość octanu amonu – 100 cm³, czas ługowania – 60 minut, szybkość mieszania – 600 obrotów/minutę

Lp.	Warunki procesu ługowania	Zawartość metali w osadzie	
		Miedź [%]	Ołów [%]
1	10% octan amonu, 293K	28,15	1,36
2	10% octan amonu, 323K	29,05	1,21
3	10% octan amonu, 3 cm ³ H ₂ O ₂ , 293K	27,99	1,05
4	40% octan amonu, 293K	27,35	1,18
5	40% octan amonu, 323K	25,22	0,85
6	40% octan amonu, 3 cm ³ H ₂ O ₂ , 293K	25,19	0,83

Na podstawie przytoczonych danych widać, że stosując 10% octan amonu w 293°K można obniżyć zawartość ołowiu do około 1,4%. Większe obniżenie zawartości tego metalu do 1,21% Pb, otrzymano stosując ługowanie w 323°K. Natomiast wprowadzenie czynnika utleniającego – 3 cm³ H₂O₂ umożliwia obniżenie zawartości Pb do około 1%. W tym przypadku następuje także ługowanie miedzi, której zawartość w koncentracie obniża się do około 28% (tabela 1, Lp. 3).

Podniesienie stężenia octanu amonu do 40% w temperaturze 293°K daje koncentrat o zawartości 1,18% Pb, a wzrost temperatury ługowania do 323°K obniża zawartość Pb poniżej 1%, do 0,85% (tabela 1, Lp. 4 i 5). Użycie dodatkowo roztworu H₂O₂ nie ma istotnego wpływu na zmniejszenie zawartości ołowiu (tabela 1, Lp. 5 a 6), natomiast obniża się zawartość miedzi do około 25%, co nie jest zjawiskiem korzystnym (tabela 1, Lp. 6). Z tego wynika, że selektywność ługowania ołowiu z koncentratu miedziowego jest mniejsza w przypadku stosowania razem z octanem amonu czynnika utleniającego.

W wykonanych doświadczeniach zauważono, że po oddzieleniu osadu od przesączu otrzymuje się różne objętości roztworu potrawiennego w zależności od temperatury ługowania, a mianowicie w 293°K objętość przesączu wynosi 90 cm³, a w 323°K objętość przesączu wynosi 75 cm³. Dodatkowo osad po ługowaniu w 323°K jest mazisty i trudno się osusza.

W następnej serii badań wykonano ługowanie próbek koncentratu, w których roztworem do kolejnych ługowań był roztwór potrawienny uzyskany w poprzednim etapie ługowania. Dla zachowania takich samych warunków w doświadczeniu, roztwór potrawienny był uzupełniany świeżą porcją octanu amonu o odpowiednim stężeniu. Wyniki doświadczeń podano w tabeli 2. Tabela ta zawiera zawartości miedzi i ołowiu w osadach i w roztworach potrawiennych, po danym etapie procesu.

Tabela 2

Wyniki ługowania próbki koncentratu miedziowego za pomocą 40% octanu amonu z dwukrotnym zawrotem odczynnika ługującego do procesu. Warunki ługowania: masa próbki – 10 gramów, objętość octanu amonu – 100 cm³, czas ługowania – 60 minut, szybkość mieszania – 600 obrotów/minutę

Lp.	Warunki procesu ługowania	% metali w osadzie		% metali w roztworze potrawiennym	
		Miedź [%]	Ołów [%]	Miedź [%]	Ołów [%]
1	293°K, 40% octan amonu, bez zawrotu	25,74	1,21	1,90	0,22
2	293°K, roztwór 1+40% octan amonu	25,34	1,22	3,57	0,44
3	293°K, roztwór 2+40% octan amonu	25,22	1,19	4,72	0,62
4	323°K, 40% octan amonu bez zawrotu	25,22	0,85	8,00	0,27
5	323°K, roztwór 1+40% octan amonu	27,10	0,85	16,42	0,52
6	323°K, roztwór 2+40% octan amonu	27,06	0,85	24,83	0,76

Analizując podane wyniki w tabeli 2 widać, że po pierwszym etapie ługowania w 293°K w osadzie zawartość ołowiu obniża się do około 1,21%, natomiast do roztworu przechodzi około 1,90% Cu i 0,24% Pb. Roztwór o takim składzie został uzupełniony 40% octanem amonu do objętości 100 cm³ i skierowany do ługowania nowej 10 gramowej próbki koncentratu miedziowego. Analitycznie wykazano, że w roztworze tym (oznaczonym na schemacie jako roztwór I) były następujące zawartości metali: miedzi 1,70% i ołowiu 0,22%.

W drugim etapie ługowania zawartość ołowiu w koncentracie praktycznie nie zmieniała się w porównaniu z zawartością uzyskaną w pierwszym etapie (1,22%), podobnie jak zawartość miedzi pozostała na poziomie 25,34% (tabela 2, Lp. 1 i 2). Po drugim etapie ługowania roztwór potrawienny zawierał 3,57% miedzi i 0,44% ołowiu. Ponownie został on uzupełniony do 100 cm³ świeżą porcją 40% octanu amonu i skierowany do trzeciego etapu ługowania 10 gramowej próbki koncentratu miedzi. Roztwór ten oznaczono na schemacie jako roztwór II. Jego skład chemiczny był następujący: 3,51% miedzi i 0,42% ołowiu. Jak widać z tabeli 2, Lp. 3, zawartość ołowiu w koncentracie nie uległa obniżeniu, praktycznie pozostała taka sama jak po etapie drugim.

Korzyścią wynikającą z takiego sposobu ługowania jest to, że z roztworu potrawiennego końcowego o zawartości około 4,72% Cu i 0,62% Pb można łatwiej odzyskać zawarte w nim metale metodami chemicznymi lub elektrochemicznymi, które umożliwiają całkowite lub częściowe usunięcie miedzi i ołowiu [5, 10].

W analogiczny sposób wykonano ługowanie koncentratu 40% octanem, w temperaturze 323°K (tabela 2 Lp. 4-6). Po pierwszym etapie ługowania otrzymano w osadzie zawartość ołowiu około 0,85%, natomiast obniżyła się w nim zawartość miedzi do około 25,22% (tabela 2, Lp. 4). Roztwór potrawienny zawierał około 8,00% Cu i 0,27% Pb. Po uzupełnieniu jego objętości do 100 cm³ roztworem octanu amonu o stężeniu 40% koncentracje Cu i Pb odpowiednio wynosiły: 6,30% Cu i 0,22% Pb (roztwór I). Roztworem tym ługowano świeżą porcję próbki koncentratu i otrzymano osad o zawartości podwyższonej do 27,10% Cu i 0,85% Pb. Natomiast po odfiltrowaniu roztwór potrawienny był wyraźnie wzbogacony w miedź (16,42% Cu i 0,52% Pb). Po ponownym uzupełnieniu jego objętości za pomocą 40% octanu, stężenie wyżej wymienionych metali obniżyło się do zawartości: 13,47% Cu i 0,44% Pb (roztwór II). Roztwór o takich koncentracjach metali skierowano do trzeciego etapu ługowania. Jak widać z tabeli 2 zawartość miedzi w osadzie nie uległa praktycznie zmianie w porównaniu z wynikami etapu drugiego i wynosiła około 27,06%, podobnie zawartość ołowiu ustabilizowała się na poziomie 0,85% Pb. Otrzymany końcowy roztwór potrawienny zawierający około 24,83% Cu i 0,76% Pb należy skierować do odzysku miedzi i ołowiu wspomnianymi wcześniej metodami, a po korekcie pH octan może być zregenerowany i zawrócony do ługowania.

Z tej serii badań wynika, że ługowanie z zawrotem odczynnika o stężeniu 40% w temperaturze 323°K jest korzystniejsze niż w 293°K. Świadczą o tym wyższe zawartości miedzi w osadzie (około 27%) i niższe zawartości w nim ołowiu (około 0,85%) w porównaniu z wynikami w 293°K (tabela 2, Lp. 1-3).

Trzecia seria doświadczeń obejmowała zastosowanie do ługowania mieszaniny roztworu 40% octanu z ditlenkiem diwodoru w ilości 3 cm³ oraz dwukrotnego zawrotu roztworu potrawiennego do procesu. Wyniki zamieszczono w tabeli 3.

Tabela 3

Wyniki ługowania próbki koncentratu miedziowego za pomocą 40% octanu amonu i 3 cm³ H₂O₂ oraz z zawrotem odczynnika ługującego do procesu. Warunki ługowania: masa próbki – 10 gramów, objętość octanu amonu – 100 cm³, czas ługowania – 60 minut, szybkość mieszania – 600 obrotów/minutę

Lp.	Warunki procesu ługowania	% metali w osadzie		% metali w roztworze potrawiennym	
		Miedź [%]	Ołów [%]	Miedź [%]	Ołów [%]
1	40% octan amonu, 293°K, 3 cm ³ H ₂ O ₂ , bez zawrotu	25,14	0,98	3,74	0,41
2	40 % octan amonu, 293°K, 3 cm ³ H ₂ O ₂ + roztwór 1	22,16	0,98	6,00	0,61
3	40 % octan amonu, 293°K, 3 cm ³ H ₂ O ₂ + roztwór 2	24,19	0,86	8,58	0,74

Z wyników podanych w tabeli 3 wynika, że czynnik utleniający obniża zawartość ołowiu, ale w większym stopniu powoduje ługowanie miedzi. Po dwukrotnym zawróceniu roztworu potrawiennego otrzymuje się osad zawierający około 0,86% Pb, ale zawartość miedzi obniża się aż do około 24% (tabela 3, Lp. 3). Roztwór końcowy, potrawienny o zawartości około 8,00% Cu i 0,74% Pb należy skierować do odzysku wyżej wymienionych metali i regeneracji octanu amonu.

4. Podsumowanie

Na podstawie przytoczonych wyników badań można wysunąć następujące wnioski:

1. Zastosowanie do chemicznego ługowania próbek koncentratu miedziowego roztworu octanu amonu zdecydowanie obniża w nim zawartość ołowiu.
2. Stopień redukcji ołowiu jest zależny od użytego stężenia octanu. Roztwór o stężeniu 10% wag. umożliwia obniżenie zawartości ołowiu z około 1,6% do 1,2%, natomiast za pomocą roztworu 40% można otrzymać koncentrat zawierający około 0,85% ołowiu (tabela 1).
3. Na obniżenie zawartości ołowiu istotny wpływ wywierają warunki ługowania, a wśród nich m.in. temperatura, przy ustalonym stężeniu odczynnika ługującego. Podniesienie temperatury o 50°C powoduje obniżenie zawartości ołowiu poniżej 1% Pb, w porównaniu z wynikami doświadczeń wykonanych w temperaturze 293°K (tabela 2).
4. Obniżenie zawartości ołowiu można także osiągnąć wprowadzając do roztworu ługującego czynnik utleniający, np. roztwór ditlenku diwodoru (tabela 1).
5. Nadmierne ługowanie miedzi można ograniczyć stosując zawrót odczynnika ługującego (tabele 2 i 3).
6. W przedstawionej technologii należy skierować końcowe roztwory potrawienne do odzysku miedzi i ołowiu (najkorzystniej metodami chemicznymi lub elektrochemicznymi). Prowadzi to do stworzenia zamkniętego obiegu, a proces staje się mało odpadowy. Zużycie odczynnika ługującego zmniejsza się, bo w cyklicznym ługowaniu sprowadza się do uzupełniania około 10% objętości, jaka jest tracona w operacji rozdziału fazy stałej od ciekłej.

Literatura

1. Abramov A.A., i dr.: Mechanizm and Regularites of Activation and Deactivation of Zinc Sulphides during Flotation Process. XII IMPC, Dresden, 23-28 September 1991, V. II, pp. 33-43.
2. Ociepa Z., Sanak-Rydlewska S.: Depresja siarczków miedzi za pomocą tiomocznika. Gospodarka Surowcami Mineralnymi PAN, t. 17, s. 184-194.
3. Sanak-Rydlewska S., Ociepa Z.: Ispol`zovanie podavitielej do flotacji sul`fidnych minieralov vystupajuszczich v miednych rudach. Obogaszczenie Rud. Praca przyjęta do druku w 2008 roku.
4. Praca badawcza nt.: „Opracowanie technologii obniżenia zawartości ołowiu w koncentracie miedzi kombinowanymi metodami chemiczno-przeróbczymi”. Etap I, Kraków 1995; Ibid., Etap II, Kraków 1996. Praca nie publikowana.
5. Odzyskiwanie jonów metali z roztworów odpadowych powstających w procesach ługowania koncentratów miedzi w celu zmniejszenia w nich zawartości ołowiu i innych domieszek niepożądanych. Projekt badawczy KBN 9T12A01717, wykonany pod kierunkiem dr hab. S.Sanak-Rydlewskiej. AGH Kraków, czerwiec 2001 (nie publikowany).
6. Sanak-Rydlewska S., Małysa E. i in.: Obniżenie zawartości ołowiu w koncentracie miedzi. Rudy i Metale Nieżelazne. 2000, R. 45, nr 8, str. 430-435.
7. Łętowski F.: Podstawy hydrometalurgii. Wyd. WNT, Warszawa 1975.
8. Sanak-Rydlewska S., Bieszczad T. i in.: Wpływ niektórych czynników na proces ługowania ołowiu z koncentratu miedziowego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria: Górnictwo, 2000, z. 245, nr kol. 1479, s. 159-164.
9. Sanak-Rydlewska S., Bieszczad T.: The Effect of Oxidant on Leaching Lead from Copper Concentrate. Inżynieria Mineralna. 2001, V. II, nr 1(3), pp. 35-39.

10. Sanak-Rydlewska S., Bieszczad T.: Preliminary Studies of the Kinetics of Lead Dissolution from Copper Concentrate with the Aid of Ammonium Acetate. Archives of Metallurgy. 2002, V. 47, Issue 1, pp. 127-136.

Praca wykonana w ramach badań statutowych AGH 11.11.100.196

Kwaśne ługowanie jako sposób usuwania magnezu z koncentratu sfalerytowego

Andrzej Jarosiński, Katarzyna Fela – Politechnika Krakowska

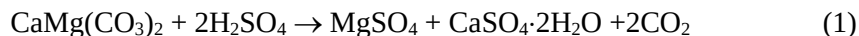
Streszczenie. Na terenie Polski rudy cynku, głównie sfaleryt występują w dolomitach triasowych. Z wydobywanej rudy wytwarza się koncentraty selektywne i kolektywne. Występujący w nich magnez jest pierwiastkiem niepożądanym w procesie hydrometalurgicznego wytwarzania metalicznego cynku, gdyż powoduje pogorszenie wskaźników ekonomiczno-technologicznych procesu. W celu otrzymania koncentratu o odpowiednich parametrach jakościowych wymagana jest jego dodatkowa obróbka, np. chemiczne ługowanie. W pracy porównano procesy kwaśnego odmagnezowania koncentratu sfalerytowego z użyciem roztworów H_2SO_4 i HCl . Szczególną uwagę zwrócono na takie wskaźniki procesu, jak: wydajność ługowania związków magnezu i straty cynku. Przeanalizowano wpływ parametrów procesowych, stężenia kwasu, czasu ekstrakcji oraz stosunku masowego fazy stałej do ciekłej na efektywność ługowania. Określono skład fazowy koncentratów pozyskiwanych wskutek kwaśnego odmagnezowania.

1. Wstęp

Metalurgia cynku w Polsce bazuje na krajowych rudach cynkowych. Obszar występowania złóż rud cynku i ołowiu znajduje się w północnym i północno-wschodnim obrzeżu Górnośląskiego Zagłębia Węglowego zwanym również obszarem śląsko-krakowskim. Tam właśnie lokalizują się złoża rud Zn-Pb o znaczeniu przemysłowym. Występujące tu złoża związane są z formacją skał węglanowych. Znaczenie przemysłowe mają głównie rudy związane z tzw. dolomitami kruszonośnymi. Głównym minerałem cynku w złożach tych jest sfaleryt (ZnS), któremu na ogół towarzyszą galena (PbS) oraz piryt i markasyt (FeS_2) [1-3].

Współwystępowanie rud cynku z dolomitą stwarza podczas jego przerobu na metaliczny cynk konieczność usuwania metali towarzyszących, zwłaszcza magnezu. Metal ten jest szczególnie niepożądany w elektrolitycznym procesie otrzymywania cynku, gdyż przechodzi przez kolejne stadia produkcji ulegając koncentracji. Wysokie stężenie Mg w elektrolicie powoduje zmianę jego właściwości fizykochemicznych, a co za tym idzie pogorszenie wskaźników techniczno-ekonomicznych procesu elektrolizy oraz parametrów jakościowych cynku katodowego. Dla właściwego przebiegu procesu elektrolizy zawartość magnezu powinna być zredukowana. W celu utrzymania stężenia siarczynu(VI) magnezu na dopuszczalnym poziomie, wynoszącym około 10 kg/m^3 , należy usuwać związki chemiczne tego pierwiastka z koncentratów, z pozostałości stałej po ługowaniu blendy prażonej lub z roztworów obiegowych elektrolizy cynku [4-7].

Pierwszy sposób polega na ługowaniu związków magnezu z siarczkowych koncentratów cynku kwasem siarkowym(VI) przed skierowaniem ich do prażenia i elektrolizy [8-10]. W metodzie tej wykorzystuje się zjawisko odporności siarczków Zn, Pb i Fe na działanie rozcieńczonego kwasu siarkowego(VI) oraz łatwość reakcji dolomitu z kwasem. Magnez w postaci $MgSO_4$ przechodzi do roztworu, a w reakcji Ca z kwasem tworzy się gips według reakcji:



Innym sposobem usuwania magnezu jest systematyczne wycofywanie części roztworu z obiegu elektrolizy cynku i uzupełnianiu go roztworem „świeżym”. Główną wadą tej metody jest konieczność usuwania dużych ilości elektrolitu, co przyczynia się do strat metali zawartych w roztworze i jest powodem problemów ekologicznych wymagających rozwiązania. Dotyczy to opracowania metod unieszkodliwiania zużytego elektrolitu [11-13].

Prowadzono również badania nad zastosowaniem krystalizacji wysokotemperaturowej do usuwania magnezu z roztworów obiegowych. Zasadą procesu jest zjawisko zmniejszania się rozpuszczalności niektórych soli ze wzrostem temperatury roztworu. W efekcie otrzymuje się roztwór kwaśny wzbogacony w cynk oraz siarczan(VI) magnezu. Metoda ta pozwala obniżyć zawartość magnezu w roztworze o 70% [7, 14].

W przemyśle dotychczas najbardziej rozpowszechnioną metodą jest systematyczne wycofywanie części roztworu z obiegu elektrolizy lub ługowanie magnezu z siarczkowych koncentratów flotacyjnych kwasem siarkowym. Inne testowane metody głównie wskutek nadmiernego skomplikowania technologicznego i aparaturowego oraz wysokich nakładów kapitałowych, jakich wymagałoby ich wdrożenie nie znalazły zastosowania przemysłowego.

Celem pracy było porównanie procesów odmagnezowania rudy sfalerytowej roztworami kwasów siarkowego i solnego. Przeanalizowano zależność efektywności ługowania związków magnezu z koncentratu, wielkości strat cynku oraz składu fazy stałej od następujących czynników: stężenia czynnika ługującego, czasu ługowania, stosunku masowego fazy stałej do ciekłej.

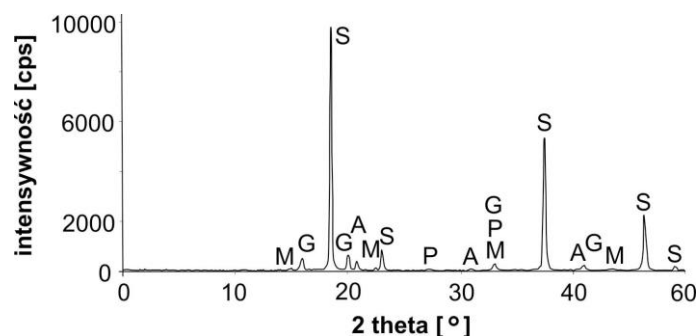
2. Część doświadczalna

Badania prowadzono z użyciem koncentratu cynkowego pochodzącego z ZG „Trzebionka” w Trzebini zawierającego 55,63% Zn, 1,30% Mg, 2,48% Ca, 1,35% Fe oraz 4,65% Pb. Przygotowanie koncentratu do analizy oraz do badań polegało na wysuszeniu go w temperaturze 105°C w ciągu 24 godzin, a następnie ujednoludnieniu.

Charakterystykę mineralogiczną stosowanego koncentratu, określoną metodą proszkowej dyfrakcji rentgenowskiej przedstawiono na rysunku 1.

Ługowanie prowadzono stosując roztwory wodne kwasu siarkowego lub kwasu solnego sporządzone z użyciem H₂SO₄ (95%, cz. d. a., POCH S.A. w Gliwicach) i HCl (37%, cz. d. a., POCH S.A. w Gliwicach).

Ocenę efektywności procesu określano na podstawie wyników analiz roztworów potrawiennych. Stężenia jonów Mg²⁺, Zn²⁺, Ca²⁺, Fe²⁺ i Pb²⁺ w roztworach oznaczano metodą ICP AES (spektrofotometr Perkin – Elmer „PLASMA 40”). Analizę składu fazowego koncentratu po procesie ługowania przeprowadzano metodą proszkowej dyfrakcji rentgenowskiej (dyfraktometr Philips X’Pert ze źródłem promieniowania CuKα).



Rys.1. Proszkowy dyfraktogram rentgenowski koncentratu cynkowego z ZG „Trzebieńka” (A – ankeryt ($\text{Ca}(\text{Mg}_{0,67}\text{Fe}_{0,33})(\text{CO}_3)_2$), G – galena (PbS), M – magnezyt (MgCO_3), P – peryklaz (MgO), S – sfaleryt (ZnS))

Proces ługowania koncentratu cynku roztworami H_2SO_4 lub HCl prowadzono w temperaturze pokojowej dla próbek koncentratu o masie 20 g. Badane parametry procesu to stężenie użytego kwasu, stosunek masowy ilości koncentratu do ilości roztworu kwasu oraz czas ługowania. Szczegółowo parametry procesu ługowania zestawiono w tabeli 1 (patrz: Wyniki).

Po zakończeniu ługowania zawiesinę sączono na sączku twardym, określano masę i objętość otrzymanego filtratu a następnie poddawano analizie na zawartość głównych ługowanych składników koncentratu. Na podstawie otrzymanych wyników analiz obliczono stopnie wyługowania poszczególnych pierwiastków, korzystając z ogólnego wzoru:

$$\gamma = \frac{m_b}{m_c} \cdot 100\% \quad (2)$$

gdzie:

γ – stopień wyługowania danego składnika, [%];

m_b – masa składnika w roztworze po procesie ługowania, [g];

m_c – masa składnika w koncentracie przed ługowaniem, [g].

3. Wyniki

Szczegółowy plan eksperymentu wraz z wynikami przeprowadzonych badań zestawiono w tabeli 1.

Na podstawie rezultatów badań laboratoryjnych chemicznej obróbki koncentratu cynku roztworami kwasów siarkowego(VI) lub solnego, obliczonych stopni wyługowania Mg i Zn oraz wyników analiz fazowych odmagnezowanego koncentratu dokonano porównania obu metod. Oceniając efektywność procesów zwrócono także uwagę na zachowanie się związków pierwiastków towarzyszących, Ca, Fe i Pb podczas ługowania.

Stwierdzono, że ługowanie koncentratów cynku roztworami kwasu solnego pozwala usunąć magnez z wydajnością >90%. Optymalnymi parametrami ługowania są: stężenie HCl -13%, czas ługowania – 30 minut oraz stosunek ma-

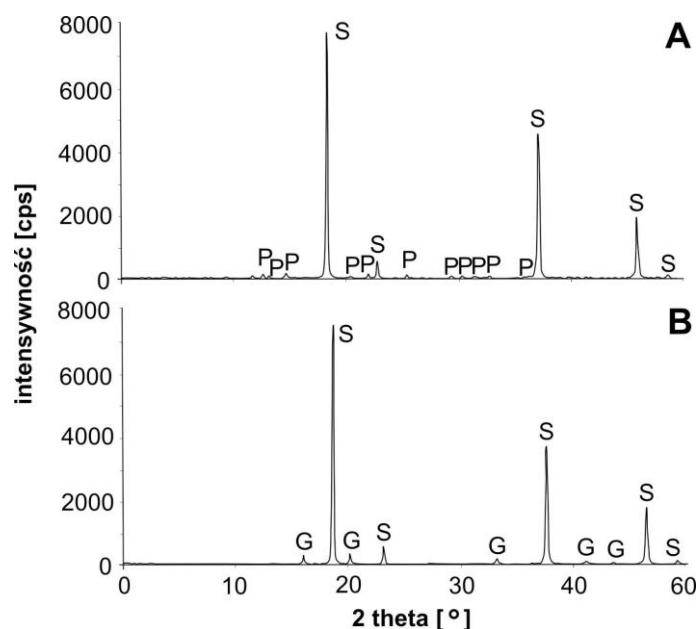
sowy fazy stałej do fazy ciekłej 1/10. Możliwe jest wówczas osiągnięcie wysokiego stopnia odmagnezowania koncentratu przy akceptowalnych, stosunkowo niewielkich stratach cynku.

Tabela 1

Parametry procesu lęgowania dla poszczególnych eksperymentów oraz stopnie wylęgowania składników koncentratu

Symbol	Czas [min]	Stężenie H ₂ SO ₄ [%]	Stosunek masowy f _s /f _c	Stopień wylugowania składnika [%]				
				Zn	Mg	Ca	Fe	Pb
H ₂ SO ₄								
A1	30	7	1/10	1,8	60,6	17,6	14,1	0,14
A2	60	7	1/10	1,9	57,5	16,2	14,5	0,15
A3	90	7	1/10	1,9	56,5	15,1	14,4	0,14
A4	30	7	1/5	1,2	47,9	6,5	11,1	0,06
A5	60	7	1/5	1,4	51,8	6,2	12,5	0,06
A6	90	7	1/5	1,5	48,9	5,9	12,4	0,06
A7	30	35	1/10	2,1	87,7	3,8	24,3	0,12
A8	60	35	1/10	2,7	88,3	3,8	27,5	0,15
A9	90	35	1/10	3,2	91,0	4,0	28,9	0,14
A10	30	35	1/5	2,9	74,3	2,6	18,5	0,02
A11	60	35	1/5	3,5	69,2	2,4	19,1	0,03
A12	90	35	1/5	4,2	67,2	2,2	18,9	0,02
A13	30	50	1/10	2,1	81,8	0,2	26,7	0,55
A14	60	50	1/10	2,6	85,6	0,7	29,4	0,11
A15	90	50	1/10	2,9	82,7	0,3	27,8	0,36
A16	30	50	1/5	3,3	73,3	2,1	21,9	0,02
A17	60	50	1/5	5,3	68,8	1,8	22,3	0,02
A18	90	50	1/5	5,7	66,9	1,6	22,2	0,01
HCl								
B1	30	13	1/10	4,2	96,8	100	32,6	38,7
B2	60	13	1/10	3,6	93,9	99,8	32,2	45,0
B3	90	13	1/10	4,1	93,8	98,2	32,9	43,4
B4	30	13	1/5	2,0	75,2	78,9	24,8	19,0
B5	60	13	1/5	2,0	74,0	75,6	25,8	17,7
B6	90	13	1/5	2,8	87,5	90,8	28,8	21,3
B7	30	19	1/10	9,1	96,0	100	33,3	56,2
B8	60	19	1/10	8,1	97,6	100	36,1	93,2
B9	90	19	1/10	15,0	99,0	100	35,7	61,2
B10	30	19	1/5	5,0	80,4	83,0	29,1	37,7
B11	60	19	1/5	4,7	79,4	80,5	29,1	42,7
B12	90	19	1/5	6,5	89,6	96,4	33,2	52,0
B13	30	34,5	1/10	56,2	94,7	100	37,3	73,8
B14	60	34,5	1/10	50,7	95,6	100	36,6	92,9
B15	90	34,5	1/10	55,2	90,3	99,1	35,9	88,2
B16	30	34,5	1/5	27,3	80,1	76,2	30,4	75,5
B17	60	34,5	1/5	21,4	74,6	76,2	28,8	72,3
B18	90	34,5	1/5	30,2	89,6	93,0	32,5	89,0

Zmiany stężenia kwasu nie wpływają znacząco na efektywność procesu ługowania magnezu i wapnia, mają jednak duży wpływ na roztworzenie związków cynku i ołowiu. Stopnie wyługowania magnezu jak i wapnia są bardzo wysokie, nawet powyżej 95%. Przy wysokich stężeniach kwasu dochodzi do bardzo dużych strat cynku sięgających 75,5%. Stopnie wyługowania ołowiu przekraczają wówczas 90%. Niższe stopnie ekstrakcji cynku obserwuje się dla próbek ługowanych rozcieńczonymi roztworami HCl. Na stopień wyługowania cynku i ołowiu wpływa także ilość roztworu użytego w procesie, ze wzrostem stosunku masowego fazy stałej do fazy ciekłej obserwowana jest intensyfikacja ekstrakcji tych pierwiastków. Największe stopnie ekstrakcji ołowiu obserwuje się dla stężonych roztworów kwasu, gdyż wtedy Pb całkowicie przechodzi do roztworu, wskutek tworzenia się w tych warunkach jonu kompleksowego PbCl_4^{2-} . Wraz z rozcieńczeniem kwasu solnego efektywność ługowania ołowiu maleje. Dla roztworu o stężeniu 13% w osadzie pojawia się PbCl_2 , natomiast dla niższych stężeń (<3% HCl) reakcja roztworzenia PbS praktycznie nie zachodzi. Przykładowe proszkowe dyfraktogramy rentgenowskie próbek koncentratu sfalerytowego poddanego obróbce kwasem solnym przedstawiono na rysunku 2.

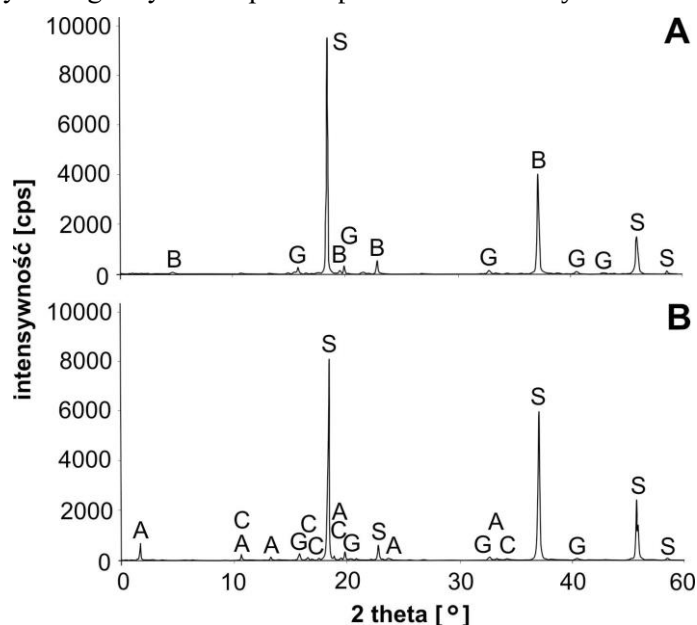


Rys.2. Przykładowe proszkowe dyfraktogramy rentgenowskie koncentratu cynku ługowanego roztworami kwasu solnego: A – 13%; B – 34,5% (S – sfaleryt (ZnS), P – PbCl_2 , G – galena (PbS))

Dla kwasu siarkowego(VI) optymalnymi parametrami procesu ługowania koncentratu cynkowego są: 35% roztwór H_2SO_4 , czas 30 minut i stosunek masowy $f_s/f_c = 1/10$. Osiąga się wtedy wysoki stopień ekstrakcji magnezu (87,7%) przy małej stracie cynku (2,1%) z koncentratu. Efektywność ługowania mag-

nezu zależy od stosunku f_s/f_c i rośnie wraz z jego wzrostem. Wpływ na ekstrakcję cynku ma czas reakcji i stężenie kwasu. Im dłuższy czas reakcji i wyższe stężenie kwasu tym większa ilość cynku przechodzi do roztworu. Stopień wylugowania ołowiu jest bardzo niski i nie przekracza 0,55%. Stopień ekstrakcji wapnia nie przekracza 25%, co spowodowane jest tworzeniem się gipsu. Wpływ na ługowanie wapnia ma stężenie H_2SO_4 . Stopień ekstrakcji Ca maleje wraz ze wzrostem stężenia kwasu. Ponadto dla niskich stężeń kwasu, obserwujemy wpływ stosunku f_s/f_c na ługowanie tego pierwiastka, z jego wzrostem obserwuje się wyższe stopnie ekstrakcji. Dla bardziej stężonych roztworów kwasu wpływ ten jest nieznaczny. Żelazo ługuje się efektywniej w przypadku stosowania wyższych stężeń kwasu i dla stosunku masowego $f_s/f_c = 1/10$.

W otrzymywanym w procesie ługowania koncentracie związku wapnia i ołowiu występują w stosunkowo dużych ilościach. Związane jest to z krystalizacją gipsu, $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ oraz strącaniem $PbSO_4$. Potwierdzeniem tego faktu są wyniki przeprowadzonej metodą rentgenograficzną analizy fazowej próbek koncentratu cynku ługowanych kwasem siarkowym(VI). Wybrane dwa przykładowe dyfraktogramy takich próbek przedstawiono na rysunku 3.



Rys.3. Przykładowe proszkowe dyfraktogramy rentgenowskie koncentratu ługowanego kwasem siarkowym(VI): A - 35%; B - 7% (A – gips ($CaSO_4 \cdot 2H_2O$), B – bassanit ($CaSO_4 \cdot 0,5H_2O$), C – anglezy ($PbSO_4$), G – galena (PbS), S – sfaleryt (ZnS))

Obecność tychże związków w koncentracie wymusza stosowanie flotacji oczyszczającej jako kolejnej, dodatkowej operacji w technologii wzbogacania koncentratu blendy cynkowej.

4. Wnioski

Na podstawie przeprowadzonych badań można wyciągnąć następujące wnioski:

- obróbka chemiczna koncentratu cynku, ługowanie roztworami kwasu siarkowego(VI) lub solnego pozwala otrzymać materiał o podwyższonych parametrach jakościowych,
- optymalnymi parametrami procesu są w przypadku H_2SO_4 : stężenie kwasu – 35%, czas trwania procesu – 0,5 h, stosunek masowy fazy stałej do fazy ciekłej $f_s/f_c = 1/10$ zaś dla HCl: stężenie kwasu – 13%, czas trwania procesu – 0,5 h, stosunek masowy fazy stałej do fazy ciekłej $f_s/f_c = 1/10$,
- odmagnezowaniu koncentratu roztworami kwasu siarkowego(VI) towarzyszy krystalizacja gipsu, jego usuwanie może być realizowane poprzez zastosowanie flotacji odgipsowującej; ekstrakcji kwasem solnym może towarzyszyć krystalizacja chlorku ołowiu,
- proces kwaśnego odmagnezowania koncentratu cynkowego wiąże się z powstawaniem dużej ilości roztworów potrawiennych, które należy utylizować; sposobem zagospodarowania odpadów może być użycie ich do produkcji użytecznych soli nieorganicznych, np. siedmiowodnego siarczanu (VI) magnezu, który ma zastosowanie jako nawóz mineralny,
- stosowanie roztworów kwasu solnego do odmagnezowania koncentratu cynku ze względu na uzyskiwane stopnie efektywności procesu (powyżej 90%) jest korzystniejsze jednak wiąże się ze stosunkowo dużymi stratami cynku oraz trudnościami technicznymi, właściwościami korozyjnymi kwasu solnego.

Literatura

1. Surowce mineralne świata. Cynk, ołów, kadm. Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa 1978.
2. Państwowy Instytut Geologiczny, Rudy cynku i ołowiu, [online] http://www.pgi.gov.pl/surowce_mineralne/znpb.htm
3. Państwowy Instytut Geologiczny, Mapa rozmieszczenia rud cynku i ołowiu w Polsce [online] http://www.pgi.gov.pl/surowce_mineralne/Mapy/znpbmapa.htm
4. Krupkova D.: Problem magnezu w polskich zakładach elektrolizy cynku. Rudy i Metale Nieżelazne, 1972, 17, s. 581-585.
5. Riesenkauf W., Ryczaj K., Guśpiel J.: Problem magnezu w hydrometalurgii cynku. Rudy i Metale Nieżelazne, 1984, 29, s. 14-18.
6. Riesenkauf W.: Perspektywy rozwoju hydrometalurgii cynku w Polsce. Rudy i Metale Nieżelazne, 1994, 4, s. 87-94.

7. Krupkova D.: Osiągnięcia i prognoza rozwoju hydroelektrometalurgii cynku. Rudy i Metale Nieżelazne, 1992, 11, s. 314-324.
8. Małysa E., Sanak-Rydlewska S.: Możliwości obniżenia zawartości magnezu w koncentratkach blendy cynkowej, XXIV Krakowska Konferencja Naukowo-Techniczna Przeróbki Kopalin, Szczawnica, 1993, s. 143-149.
9. Szołomnicki Z.: Obróbka chemiczna koncentratu cynku. I Międzynarodowa Konferencja Przeróbki Kopalin, Zakopane 1995, Mat. Konf., s. 265-279.
10. Zięba D., Sanak-Rydlewska S.: Wpływ obróbki chemicznej na ługowanie Ca, Mg, Zn, Pb i innych metali z koncentratu blendy cynkowej. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria: Górnictwo z. 245, 2000, s. 217-226.
11. Borkowski J., Małysa E., Pasik J., Pilch W., Sanak-Rydlewska S.: Badania nad oczyszczaniem koncentratów blendy cynkowej z ZGH Bolesław. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, 8(1992) s. 253-258.
12. Chmielarz A., Zakrzewski J., Wojtowicz J., Benke G., Chowaniec T., Ehringer S.: Utylizacja odpadowego elektrolitu cynkowego. Rudy Metale, 29(1984) s. 536-539.
13. Sharma K.D.: An approach to reduce magnalium from zinc electrolyte with recovery of zinc from disposed residua of effluent treatment plant. Hydrometallurgy, 24(1990) s. 407-415.
14. Riesenkauf W.: Perspektywy rozwoju hydrometalurgii cynku w Polsce. Rudy Metale, 39(1994) s. 87-95.

Praca finansowana przez Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego - grant nr 1T09B 119 30

Zagospodarowanie drobnoziarnistych odpadów węglowych

Aleksander Lutyński – Politechnika Śląska

Streszczenie. W opracowaniu omówiono zagadnienia dotyczące drobnoziarnistych odpadów węgla kamiennego: mułów węglowych i odpadów poflotacyjnych. Przedstawiono kierunki zagospodarowania tych odpadów i przedyskutowano ilości, jakie mogą być zdeponowane w osadnikach po istniejących kiedyś kopalniach. Przedstawiono także przykładowe wyniki badań właściwości fizykochemicznych zdeponowanych przed wieloma laty mułów węglowych i odpadów poflotacyjnych oraz odpadów węgla kamiennego ze zbiornika wodnego.

1. Wprowadzenie

Do drobnoziarnistych odpadów węglowych, a więc takich, których uziarnienie jest mniejsze od 2 mm, zaliczyć należy przede wszystkim muły węglowe i odpady poflotacyjne. Ocenia się, że w miarę rozwoju spalania i zgazowania paliw alternatywnych będzie wzrastał udział innych odpadów drobnoziarnistych charakteryzujących się zawartością substancji węglowych, takich jak: ściery węglowe, pyły koksownicze oraz stałe produkty spalania i zgazowania różnych paliw (karbonizat, koksik, popioły lotne). Są to odpady, których właściwości wykazują pewne różnice [4, 5].

Oszacowanie dokładnej ilości mułów węglowych i odpadów poflotacyjnych zdeponowanych i pozostających do dyspozycji, z możliwością ich wykorzystania, jest ogromnie trudne. W miarę precyzyjne informacje dotyczą odpadów bieżącej produkcji. Ich wielkość szacowana jest w granicach od 6 do 14% (średnio 10%) wydobywanego węgla [6] oraz odpadów zdeponowanych w osadnikach pozostających do dyspozycji kopalń (wykazywanych jest około 7,5 mln Mg). Niektóre szacunki mówią jednak o wielkości 30 mln Mg [3]. Problem oszacowania ilości mułów węglowych i odpadów poflotacyjnych zdeponowanych w osadnikach ziemnych komplikuje fakt, iż w wielu przypadkach nie są już one własnością kopalń. Znajdują się na terenach przekazanych samorządom lub sprzedanym właścicielom prywatnym. Pewne, i to wcale nie małe, ilości drobnoziarnistych odpadów węglowych znajdują się także w zlewniach cieków wodnych, kanałów i rzek czy basenach portowych, w których ładowano lub rozładowywano środki transportu wodnego.

Poważne wątpliwości co do poprawności oszacowania wielkości składowanych odpadów wynikają z tego, iż w Katedrze, w okresie ostatnich kilku lat prowadzone były badania drobnoziarnistych odpadów węglowych zdeponowanych w kilku miejscach. Były to stawy osadowe trzech kopalń (łącznie siedem zbiorników) oraz jeden zbiornik wodny. Ilość odpadów w tych miejscach szacowana była na około 19 mln Mg materiału w stanie roboczym. Przypomnieć należy, że w minionym okresie czynnych było ponad osiemdziesiąt kopalń węgla kamiennego.

Innym problemem od szacowania ilości odpadów węglowych jest znajomość właściwości tych odpadów. W literaturze przedmiotowej podawane są różne informacje z tego zakresu. Wyniki o właściwości około 11 Mg odpadów podano np. w [3]. Z informacji tam przedstawionych wywnioskować można, że wyniki badań jakości odpadów cechuje znaczny rozrzut wartości. Natomiast dokładna znajomość właściwości odpadów węglowych jest niezbędna w ocenie możliwości ich wykorzystania w zakresie [2]:

- produkcji mieszanek węglowych i paliw energetycznych,
- produkcji koncentratów węglowych,
- produkcji paliw specjalnych (suspensje węglowo-wodne, brykiety itp.),
- samodzielne paliwo energetyczne i technologiczne dla określonych procesów,
- paliwo do regulowania procesów spalania w palenisku (zmiany kaloryczności lub emisyjności paliw podstawowych),
- zabezpieczenie przed samozagrzewaniem, zawilgoceniem i pyleniem zwałowisk węgla,
- uszczelnianie gruntów i górotworu,
- melioracji gleb lekkich,
- pozyskiwania związków żelaza,
- pozyskiwania reduktorów do odzysku miedzi z odpadów hutniczych.

Najczęściej odpady wykorzystywane są do produkcji mieszanek węglowych i paliw energetycznych oraz do produkcji koncentratów węglowych. Odpady muszą spełniać jednak określone wymagania wyznaczone normą PN-82/G-97003 lub parametrami technologicznymi eksploatowanych urządzeń (np. kotłów fluidalnych).

2. Wyniki badań mułów węglowych i odpadów poflotacyjnych z osadników ziemnych

W niniejszym rozdziale przedstawiono przykładowe wyniki badań prób materiału z trzech stawów osadowych mułów węgla energetycznego i jednego osadnika odpadów flotacyjnych węgla koksowego.

Z trzech stawów osadowych mułów węglowych, których pojemność szacowana była na około 2,2 mln Mg, pobrano z różnych miejsc 17 prób materiału z całej głębokości osadnika. Wyniki przeprowadzonej analizy ziarnowej materiału oraz zawartości popiołu w poszczególnych klasach ziarnowych przedstawione zostały w tabeli 1.

Charakterystycznym dla składowanego w osadnikach materiału jest bardzo duża ilość ziaren bardzo drobnych. Udział ziaren o wymiarze poniżej 0,045 mm sięga w niektórych próbach nawet 75%. Przeciętnie w poszczególnych osadnikach jest to od około 56 do 64%. Ta klasa ziaren cechuje się najwyższą

zawartością popiołu, która wynosi od około 53 do około 65%. Bardzo niską zawartość popiołu, w granicach od 3,7 do 9,6%, stwierdzono w klasie ziaren powyżej 0,3 mm. Ziaren tych jest jednak w ogólnej masie próbek bardzo mało. Ich udział wynosi od 3,6 do 24,2%, przy przeciętnej w poszczególnych osadnikach odpowiednio 16,7, 8,5 i 7,3%. Średnia zawartość popiołu w poszczególnych próbkach materiału wynosi od 32,0 do 55,8%.

Tabela 1

Wyniki analizy ziarnowej oraz zawartości popiołu w próbach mulów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych

Numer osadnika	Numer próby	Udział klasy ziarnowej w próbce; zawartość popiołu w danej klasie, %						
		> 0,3 mm	A ^a	< 0,3 mm	A ^a	w tym < 0,045 mm	A ^a	A _{sr}
I	1	24,2	8,1	75,8	39,6	51,3	53,8	32,5
	2	16,8	7,8	83,2	39,1	56,6	54,9	33,8
	3	18,3	9,6	81,2	38,9	51,6	53,8	33,6
	4	7,3	6,1	92,7	49,0	70,2	60,5	45,9
	5	11,5	4,2	88,5	43,9	59,7	60,0	39,3
	6	22,3	5,6	77,7	45,5	48,3	61,2	36,6
II	7	23,4	8,2	76,6	39,3	32,7	62,3	32,0
	8	6,6	8,7	93,4	47,3	66,1	63,3	44,8
	9	3,9	3,7	96,1	42,7	73,3	60,3	41,2
	10	7,7	4,6	92,3	48,6	63,5	63,8	45,2
	11	3,6	5,2	96,4	51,2	74,1	63,3	49,6
	12	5,8	4,9	94,2	50,0	68,8	63,6	47,4
III	13	13,8	3,8	86,2	43,0	52,7	61,5	37,6
	14	4,8	5,1	95,2	50,3	70,6	63,4	48,1
	15	4,0	4,2	96,0	53,7	75,4	65,1	51,7
	16	7,6	3,9	92,4	58,4	56,5	62,8	54,3
	17	6,4	5,9	93,6	59,2	64,6	62,3	55,8

Po uśrednieniu prób z poszczególnych stawów osadowych wykonano badania podstawowych parametrów mulów węglowych. Wyniki tych badań zamieszczone zostały w tabeli 2.

Tabela 2

Wyniki badań podstawowych parametrów jakościowych mulów węglowych

Numer osadnika	Wartość opałowa Q _r , kJ/kg	Zawartość popiołu, A ^a , %	Zawartość wilgoci, W _r ^t , %	Zawartość siarki, S _a ^a , %
1	9800 ± 1800	37,2 ± 5,3	35 ± 2	1,8
2	9680 ± 1900	43,3 ± 6,8	36 ± 2	1,2
3	9390 ± 1780	49,5 ± 4,3	36 ± 2	1,3

Przedstawione wyniki wskazują na niską jakość mulów zdeponowanych w stawach. Analizując je pod kątem energetycznego wykorzystania stwierdzić można przydatność do użycia w kotłach fluidalnych. Kotły takie projektowane

są pod kątem właściwości wykorzystywanego w nich paliwa. Biorąc pod uwagę np. kocioł fluidalny na paliwo, którego właściwości opisano w [3], badane odpady spełniają stawiane warunki. Zakres parametrów paliwa dla tego kotła wynosi bowiem: $A^r = 28$ do 65% i $Q^r_j = 7000$ do 17000 kJ/kg. Zaznaczyć należy, że niektóre z mułów węglowych, charakteryzujących się wysoką zawartością popiołu w klasach ziaren najdrobniejszych wzbogacać można przez klasyfikację, na przesiewaczach szybko drgających z przegrodą filtracyjną [1]. Oczywiście jest, że proces wzbogacania zawiesiny wodno-węglowej najkorzystniej prowadzić jest w zakładzie przeróbki, razem z innymi operacjami procesu wzbogacania, w obiegu wodno-mułowym, bezpośrednio po wydobywaniu węgla z podziemi kopalni. Znaczne jednak nagromadzenie drobnoziarnistych odpadów w osadnikach oraz rosnące potrzeby węgla skłaniają do podejmowania zdeponowanych kiedyś odpadów i efektywnego ich wykorzystania. Problemem mogą być tutaj prawne aspekty tych odpadów, o czym mowa w [2].

Wieloletnie składowanie drobnoziarnistych odpadów węglowych, deponowanie ich w różnych okresach, co związane jest z pozyskiwaniem przy wykorzystaniu różnych technologii wzbogacania powoduje, że właściwości fizykochemiczne tych odpadów mogą utrudnić procesy pozyskiwania materiału o wymaganych parametrach jakościowych. Opisane poniżej wyniki badań miały na celu uzyskanie odpowiedzi na pytanie, czy istnieje możliwość efektywnego wzbogacania odpadów poflotacyjnych deponowanych w wyniku kilkudziesięciu lat działalności kopalni. Z osadnika pobrano szereg prób, uśredniono je i zgodnie z wymogami wydzielono materiał badawczy. Materiałem poddanym badaniom był odpad poflotacyjny po wzbogacaniu węgla typu 35, którego skład ziarnowy i zawartość popiołu w poszczególnych klasach podano w tabeli 3.

Tabela 3

Skład ziarnowy i zawartość popiołu poflotacyjnych odpadów węglowych

Lp.	Klasa ziarnowa	Wychód, %	Zawartość popiołu A^a , %
1	> 0,3 mm	15,2	17,0
2	< 0,3 mm	84,8	43,3
3	w tym < 0,045	38,0	54,2
Średnia zawartość popiołu $A^a = 46,13\%$			

Wykonane badania wartości opałowej odpadów poflotacyjnych wykazały, że w stanie analitycznym wynosi ona średnio 16,2 MJ/kg, a w stanie roboczym 9,7 MJ/kg. Całkowita zawartość wilgoci w stanie roboczym w odpadach wyniosła średnio 40,0%, a zawartość popiołu w stanie roboczym 28,17%.

Wydzieloną próbkę odpadów poddano badaniom laboratoryjnym, które miały być podstawą oceny podatności materiału, częściowo utlenionemu w wyniku wieloletniego składowania, na jego wzbogacenie metodą flotacji. Do badań użyto kilku wybranych odczynników flotacyjnych dozując je w procesie w różnych ilościach.

Wyniki przeprowadzonych badań, to jest wychód poszczególnych klas produktów oraz zawartość w nich popiołu, dla warunków uznanych za opty-

malne, a więc dla wybranego odczynnika dozowanego w procesie flotacji w odpowiedniej ilości przedstawiono w tabeli 4.

Tabela 4

Wyniki wzbogacania poflotacyjnych odpadów węglowych

Produkt	Wychód, %	Zawartość popiołu, %
Koncentrat	54,4	15,2
Odpady > 0,3 mm	3,5	18,8
Odpady < 0,3 mm	45,6	82,7

Wartość opałowa w stanie analitycznym koncentratu uzyskanego w badaniach wyniosła 29,6 MJ/kg. W przypadku tego koncentratu, dla zawartości wilgoci na poziomie 30%, wartość opałowa w stanie roboczym wyniesie 20,7 MJ/kg, a przy zawartości wilgoci 18% - 24,3 MJ/kg. Zawartość popiołu w stanie roboczym dla tego samego materiału i dla dwóch poziomów zawartości wilgoci odpowiednio 10,36 i 12,13%.

Przedstawione wyniki badań laboratoryjnych uznać należy za interesujące. Drobnopiękne odpady węglowe mimo tego, iż w procesie wzbogacania w kopalni zostały już raz poddane procesowi flotacji przy użyciu odpowiedniego odczynnika flotacyjnego, po czym zdeponowane w osadniku, w wyniku długiego okresu składowania częściowo się utleniły, wykazały bardzo dobrą podatność na wzbogacenie w procesie flotacji.

3. Wyniki badań drobnopięknych odpadów węglowych zdeponowanych w zbiorniku wodnym

W niniejszym rozdziale przedstawiono przykładowe wyniki badań prób materiału pobranego ze zbiornika wodnego. Wielkość złoża tych odpadów szacowana jest na około 5 mln Mg. Próby zostały pobrane w siedmiu miejscach złoża. Poniżej zaprezentowano wyniki z dwóch miejsc pobrania.

Tabela 5

Skład ziarnowy i zawartość popiołu materiału z pierwszego miejsca pobrania

Klasa ziarnowa, mm	Wychód, %	Zawartość popiołu A ^a , %
+ 0,75	0,65	2,03
0,75–0,5	47,94	2,65
0,5–0,3	12,18	12,75
0,3–0,1	26,95	12,43
0,1–0	12,28	50,76
Suma/średnia	100	12,41

W przypadku materiału z pierwszego miejsca pobrania wyniki badań są bardzo interesujące. Wydaje się, że materiał ten może być przeznaczony do wykorzystania energetycznego bez jakichkolwiek dalszych zabiegów. Charakteryzował się on bowiem średnią zawartością popiołu A^a na poziomie 12,41% w stanie analitycznym, zawartością siarki S^a na poziomie 0,88%, wartością opałową w stanie roboczym Q_f^r – 19385 kJ/kg, przy zawartości wilgoci W_t –

29,49%. Zawartość popiołu i siarki całkowitej w stanie roboczym będzie kształtowała się odpowiednio $A^r - 9,99\%$ i $S^r - 0,63\%$.

Tabela 6

Skład ziarnowy i zawartość popiołu materiału z drugiego miejsca pobrania

Klasa ziarnowa, mm	Wychód, %	Zawartość popiołu A^a , %
+ 0,75	5,02	9,78
0,75–0,5	12,45	16,73
0,5–0,3	12,30	25,27
0,3–0,1	22,51	43,82
0,1–0	47,72	45,77
Suma/średnia	100	37,38

Należy jednak zwrócić uwagę na wyniki dalszych badań przeprowadzonych na obecność metali ciężkich. Badania te zostały wykonane ze względu na lokalizację zbiornika wodnego, w którym zalegały odpady węglowe. Wyniki badań materiału odpadowego na obecność metali ciężkich zestawiono w tabeli 7.

Tabela 7

Zestawienie wyników badań zawartości metali ciężkich w materiale odpadowym wraz z danymi o zawartości w mieszankach węglowych pieców rusztowych oraz wartościami dopuszczalnymi w glebach ciężkich i mulach zbiorników wodnych

Pierwiastek	Wyniki uzyskane w badaniach odpadów węglowych pobranych w siedmiu miejscach zbiornika, mg/kg									
	Spotykane w mieszankach węglowych	Dopuszczalne wartości w glebach ciężkich*)	Dopuszczalne wartości w mulach zbiorników wodnych**)	1	2	3	4	5	6	7
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Cynk	49–98	180	1000	327	1049	1998	282	1308	729	805
Ołów	54–69	80	200	48,2	41,8	46,9	47,2	43,2	184	34,6
Kadm	1–3	3	7,5	12,5	4,8	12,4	3,2	5,44	28,8	<2
Nikiel	18–28	50	75	46,9	34,5	42,6	46,5	39,7	177	54,9
Miedź	18–27	75	150	46,3	248	87,8	45,8	347	244	67,2
Chrom	18–28	100	200	56,1	83,8	58,9	127	130	195	87,6

*) Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 29 listopada 2002 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego. Załącznik 7. (Dz.U. Nr 212 poz. 1799).

**) Rozporządzenie Ministra Środowiska z 16 kwietnia 2002 r. w sprawie rodzajów stężeń substancji, które powodują, że urobek jest zanieczyszczony (Dz.U. Nr 55, poz. 498).

W tabeli tej podano również (kolumna 2) graniczne wartości wyników badań losowo wybranych ośmiu mieszanek węglowych spalanych w piecach rusztowych dwóch elektrowni. Jak łatwo zauważyć poziomy zawartości metali ciężkich w badanym materiale odpadowym ze zbiornika wodnego są na ogół od kilku do kilkunastu razy wyższe od zawartości metali w mieszankach węglowych. Wyjątek stanowi ołów, ponieważ jego zawartość w mulach wodnych

kształtuje się na niższym poziomie jak w mieszankach węglowych. Stwierdzenie to nie dotyczy tylko próby z miejsca nr 6. Największe krotności w stosunku do podanych wartości maksymalnych w mieszankach węglowych zanotowano w odniesieniu do cynku (około 20 razy w próbie z miejsca nr 3), miedzi (około 13 razy w próbie z miejsca nr 5), kadmu (około 10 razy w próbie z miejsca nr 6).

Tabela prezentuje również dopuszczalne wartości metali ciężkich w glebach. Są to wielkości podane za Załącznikiem 7 *Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 29 listopada 2002r w sprawie warunków jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego (DzU Nr 212 poz 1799)*. Jest to informacja istotna dla potrzeb ewentualnego zagospodarowania lub utylizacji substancji odpadowej powstałej przy wzbogacaniu odpadów węglowych.

W tabeli podano również wartości graniczne zawartości metali ciężkich w urobku pochodzącym z pogłębiania zbiorników wodnych, stawów, cieków naturalnych, kanałów i rowów. Podstawą jest tutaj *Rozporządzenie Ministra Środowiska z 16 kwietnia 2002 r. w sprawie rodzajów stężeń substancji, które powodują, że urobek jest zanieczyszczony (Dz.U. Nr 55, poz. 498)*. Jeżeli, jak mówi § 2 tego rozporządzenia, co najmniej jedna substancja znajdująca się w wydobywanym urobku osiągnie wartość wyszczególnioną w tabeli, to urobek uznaje się za zanieczyszczony.

Z prezentowanych wyników i poczynionych zaznaczeń w tabeli, w której naniesiono tło na wartości zanieczyszczeń większych od dopuszczalnych, widać, że tylko próby z miejsca pobrania nr 4 i miejsca pobrania nr 7 nie są zanieczyszczone. Tak więc uzyskane wyniki wskazują na ograniczenie kierunków zagospodarowania odpadów.

4. Podsumowanie

Przeprowadzone badania mułów węglowych zdeponowanych w zbiornikach ziemnych wykazały, że muły te mogą znaleźć zastosowanie do spalania w kotłach fluidalnych.

Badania laboratoryjne węglowych odpadów poflotacyjnych wykazały, że istnieje możliwość pozyskania koncentratów o właściwościach pozwalających na przemysłowe ich wykorzystanie. Droбноziarniste odpady węglowe poddane w przeszłości procesowi flotacji i zdeponowane przez długi okres czasu w osadniku kopalnianym wykazały podatność na ponowne wzbogacanie metodą flotacji. Konieczny w tym procesie jest dobór odpowiedniego do wzbogacanego materiału odczynnika flotacyjnego i odpowiedniej jego ilości w procesie flotacji.

Badanie odpadów węglowych znajdujących się w zbiorniku wodnym wykazało, że cechują się one właściwościami odpowiednimi dla energetycznego ich wykorzystania. Zakres tego wykorzystania oraz możliwości wzbogacenia

materiału wydają się jednak ograniczone ze względu na obecność w nim znacznych ilości metali ciężkich.

Literatura

1. Białas J., Białas M., Lutyński A., Kasztan A., Narloch G.: Wydzielanie ziaren węglowych z zawiesin odpadowych. Gospodarka Surowcami Mineralnymi. Kwartalnik Wydawnictwo IGSMiE PAN. Kwartalnik Tom 15. Kraków 2001.
2. Gawlik L.: Prawne aspekty wykorzystania mułów węglowych zdeponowanych w osadach. VII Konferencja Naukowa "Kompleksowe i szczegółowe problemy inżynierii środowiska", Politechnika Koszalińska, Koszalin – Ustronie Morskie 2005.
3. Grudziński Z.: Analiza porównawcza jakości mułów węgla kamiennego pochodzących z bieżącej produkcji i zdeponowanych w osadnikach ziemnych. VII Konferencja Naukowa "Kompleksowe i szczegółowe problemy inżynierii środowiska", Politechnika Koszalińska, Koszalin – Ustronie Morskie 2005.
4. Hycnar J.J., Bugajczyk M.: Kierunki racjonalnego zagospodarowania drobnoziarnistych odpadów węglowych. Polityka Energetyczna, Wydawnictwo IGSMiE PAN. Tom 7. Zeszyt Specjalny. Kraków 2004.
5. Hycnar J.J., Foltyn R., Okulski T., Blaschke S.A.: Kierunki energetycznego wykorzystania drobnoziarnistych odpadów z wydobywania i wzbogacania węgla kamiennego. VII Konferencja Naukowa "Kompleksowe i szczegółowe problemy inżynierii środowiska", Politechnika Koszalińska, Koszalin – Ustronie Morskie 2005.
6. Karbownik A., Haber M.: Wykorzystanie mułów węglowych a ochrona środowiska. Karbo nr 10, 1999.

Metodyka i kryteria oceny obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych na przykładzie osadników mulów węglowych

Ireneusz Baic, Zbigniew Duszyc, Zbigniew Paluchiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego w Warszawie, Oddział zamiejscowy w Katowicach „Centrum Gospodarki Odpadami”

Streszczenie. „Polityka Ekologiczna Państwa w latach 2009-2012 z perspektywą do roku 2016” określiła szereg celów średniookresowych oraz kierunków działań w gospodarce odpadami. Jako jeden z głównych celów uznano konieczność sporządzenia spisów zamkniętych oraz opuszczonych składowisk odpadów wydobywczych wraz z identyfikacją obiektów wpływających znacząco na środowisko. Realizacja tego kosztownego i długofalowego celu, a także opracowanie programu działań naprawczych wymaga sporządzenia listy rankingowej obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (w tym składowisk odpadów wydobywczych), które według ustalonej kolejności będą podlegały procesom minimalizującym ich negatywny wpływ na środowisko. W przedmiotowym opracowaniu, w oparciu o dokonane rozeznanie literaturowe oraz obowiązujące i projektowane akty prawne dotyczące problematyki odpadów wydobywczych, przedstawiono metodykę oraz jednolite kryteria oceny obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (składowisk odpadów wydobywczych) pod kątem ryzyka wynikającego z: - funkcjonowania obiektu obejmującego: stan formalno-prawny, lokalizację, budowę, eksploatację, wyposażenie i monitoring; - wpływu obiektu na poszczególne elementy środowiska, takie jak: wody podziemne, wody powierzchniowe, gleba, powietrze, obiekty i obszary chronione oraz zdrowie ludzi.

1. Wprowadzenie

Gospodarka odpadami to aktualnie jeden z najbardziej obszernych działów prawa ochrony środowiska Unii Europejskiej. To również ciągle rozwijająca się dziedzina gospodarki, zwłaszcza w ostatnich kilku latach, kiedy przyjęto cały szereg nowych uregulowań obejmujących poszczególne grupy odpadów i zagadnienia wcześniej nieuregulowane.

Polska jako pełnoprawny członek UE jest zobowiązana w określonych horyzontach czasowych do transpozycji przedmiotowych uregulowań do prawodawstwa krajowego. W ostatnim okresie w dziedzinie gospodarki odpadami UE wydała aż dziewięć dyrektyw, które zostały wprowadzone lub są w trakcie transpozycji do prawodawstwa polskiego. Jedną z nich jest dyrektywa 2006/21/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 15 marca 2006 r. w sprawie gospodarowania odpadami pochodzącymi z przemysłu wydobywczego oraz zmieniająca dyrektywę 2004/35/WE. Dyrektywa ta została transponowana do prawodawstwa polskiego ustawą z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych (Dz.U. Nr 138, poz. 865).

Zgodnie z art. 10 tej ustawy każdy obiekt unieszkodliwiania odpadów wydobywczych powinien posiadać ocenę ryzyka, która stanowić będzie główny element programu gospodarowania odpadami wydobywczymi przedkładanego

do zatwierdzenia – przez posiadaczy odpadów wydobywczych – marszałkowi województwa. Wychodząc naprzeciw ustawowym zapisom w oparciu o dokonane rozeznanie literaturowe oraz obowiązujące i projektowane akty prawne dotyczące problematyki odpadów wydobywczych, opracowano metodykę oraz jednolite kryteria oceny obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych pod kątem ryzyka wynikającego z funkcjonowania obiektu oraz jego wpływu na poszczególne elementy środowiska.

Opracowana metodyka i kryteria oceny ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych, uwzględnia wymogi wynikające przede wszystkim z następujących aktów prawnych i dokumentów:

- dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2006/21/WE z dnia 15 marca 2006 r. w sprawie gospodarowania odpadami pochodzącymi z przemysłu wydobywczego oraz projekty przepisów szczegółowych w postaci szeregu decyzji problemowych do dyrektywy (zgodnie z art. 21 i 22);
- ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych (Dz.U. Nr 138, poz. 865) oraz projekty rozporządzeń wykonawczych do tej ustawy;
- rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 marca 2003 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących lokalizacji, budowy, eksploatacji i zamknięcia, jakim powinny odpowiadać poszczególne typy składowisk odpadów (Dz.U. Nr 61, poz. 549 z późn. zm.);
- rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 grudnia 2002 r. w sprawie zakresu, czasu, sposobu oraz warunków prowadzenia monitoringu składowisk odpadów (Dz.U. Nr 220, poz. 1858);
- ustawa z dnia 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie (Dz.U. Nr 75, poz. 493) oraz rozporządzenia wykonawcze do tej ustawy;
- wytyczne dla sporządzania przeglądów ekologicznych składowisk odpadów (Ministerstwo Środowiska, Warszawa, maj 2007 r.).

2. Ocena funkcjonowania obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych

W celu oceny ryzyka wynikającego z aktualnego stanu funkcjonowania obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (składowisk odpadów wydobywczych) przyjęto następujące kryteria:

- Stan formalno-prawny: decyzja lokalizacyjna, pozwolenie budowlane, pozwolenie na użytkowanie, decyzja zatwierdzająca instrukcję eksploatacji, przegląd ekologiczny, książka obiektu budowlanego (dla obiektów, których eksploatację rozpoczęto po dniu 1 października 2001 r.) oraz inne decyzje administracyjne (dotyczące np.: zamknięcia obiektu, rekultywacji terenu, usunięcia szkody w środowisku, pozwolenia zin-

tegrowanego lub zezwolenia na prowadzenie działalności w zakresie unieszkodliwiania odpadów).

- Spełnianie wymagań określonych w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 24 marca 2003 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących lokalizacji, budowy, eksploatacji i zamknięcia, jakim powinny odpowiadać poszczególne typy składowisk (Dz.U. Nr 61, poz. 549) w zakresie: lokalizacyjnym, budowy, eksploatacji i wyposażenia.
- Spełnianie wymagań określonych w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 9 grudnia 2002 r. w sprawie zakresu, czasu, sposobu oraz warunków prowadzenia monitoringu składowisk odpadów (Dz.U. Nr 220, poz. 1858) oraz w ustawie z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych (Dz.U. Nr 138, poz. 865), w zakresie monitoringu obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych, obejmującego w szczególności:
 - badanie wielkości opadu atmosferycznego dokonane w stacji meteorologicznej reprezentatywnej dla lokalizacji obiektu,
 - badanie substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach powierzchniowych, odciekowych i podziemnych z listy określonej w przepisach dotyczących kwalifikacji wód,
 - pomiar poziomu wód podziemnych w otworach obserwacyjnych,
 - kontrolę osiadania obiektu w oparciu o ustalone repery.
- Spełnianie wymagań określonych w dyrektywie Parlamentu Europejskiego i Rady 2006/21/WE z dnia 15 marca 2006 r. w sprawie gospodarowania odpadami pochodzącymi z przemysłu wydobywczego oraz w ustawie z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych dotyczących kwalifikacji obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych do:
 - obiektów kategorii A, jeżeli:
 - brak działania lub niewłaściwe działanie mogłoby spowodować poważny wypadek,
 - składowane są w nim odpady niebezpieczne,
 - składowane w nim odpady wydobywcze zawierają substancje lub preparaty niebezpieczne;
 - pozostałych obiektów.

W tabeli 1 zestawiono proponowane ogólne i szczegółowe kryteria oceny ryzyka funkcjonowania obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (składowisk odpadów wydobywczych) w zakresie spełniania warunków formalno-prawnych.

Tabela 1

**Kryteria oceny ryzyka funkcjonowania obiektów unieszkodliwiania odpadów
wydobywczych (składowisk odpadów wydobywczych)**

KRYTERIUM OGÓLNE	KRYTERIUM SZCZEGÓŁOWE	OCENA Tak/Nie
	Stan formalno-prawny	
	Decyzja lokalizacyjna	
	Pozwolenie budowlane	
	Pozwolenie na użytkowanie	
	Decyzja zatwierdzająca instrukcję eksploatacji	
	Przegląd ekologiczny	
	Inne dokumenty (będące w posiadaniu właściciela obiektu)	
	Wymagania dotyczące obiektów - składowisk odpadów zgodne z obowiązującymi przepisami	
LOKALIZACJA	nie występuje w żadnym z wymienionych miejsc:	
	<i>w strefach zasilania głównych i użytkowych zbiorników wód podziemnych (GZWP, UZWP)</i>	
	<i>na obszarach otulin parków narodowych, rezerwatów przyrody, lasów ochronnych</i>	
	<i>w dolinach rzek, w pobliżu zbiorników wód śródlądowych, na terenach źródłiskowych, bagiennych i podmokłych, w obszarach mis jeziornych i ich strefach krawędziowych, na obszarach bezpośredniego bądź potencjalnego zagrożenia powodzią w rozumieniu przepisów prawa wodnego</i>	
	<i>w strefach osuwisk i zapadlisk terenu, w tym powstałych w wyniku zjawisk krasowych, oraz zagrożonych lawinami</i>	
	<i>na terenach o nachyleniu powyżej 10°</i>	
	<i>na terenach zaangażowanych glaciektonicznie lub tektonicznie, przeciętanych uskokiemi, spękanych lub uszczelinowanych</i>	
	<i>na terenach wychodni skał zwięzłych porowatych, skrasowiałych i skawernowanych</i>	
	<i>na glebach klas bonitacji I-II</i>	
	<i>na terenach, na których mogą wystąpić deformacje ich powierzchni na skutek szkód górniczych</i>	
	<i>na innych obszarach określonych w odrębnych przepisach np. Natura 2000, obszarach ochrony uzdrowiskowej</i>	
	<i>na obszarach górniczych utworzonych dla kopalń leczniczych</i>	
	<i>zachowana minimalna odległość składowiska od budynków mieszkalnych i użyteczności publicznej</i>	
	<i>badania hydrogeologiczne i geologiczne terenu</i>	

KRYTERIUM OGÓLNE	KRYTERIUM SZCZEGÓŁOWE	OCENA Tak/Nie
BUDOWA	naturalna bariera geologiczna: • miąższość nie mniejsza niż 5 m, • współczynnik filtracji $k \leq 1,0 \times 10^{-9}$ m/s • miąższość nie mniejsza niż 1 m, • współczynnik filtracji $k \leq 1,0 \times 10^{-9}$ m/s <i>jeśli nie są spełnione warunki jw. to sztuczna bariera geologiczna o minimalnej miąższości 0,5 m, zapewniająca przepuszczalność nie większą niż określona wyżej¹⁾</i>	
	<i>bariera geologiczna o rozciągłości poziomej przekraczającej obszar składowiska¹⁾</i>	
	<i>izolacja syntetyczna</i>	
	<i>najwyższy piezometryczny poziom wód podziemnych co najmniej 1 m poniżej poziomu wykopu dna składowiska</i>	
	<i>system drenażu odcieków, wykonany z warstwy materiałów o współczynniku filtracji $k > 1 \times 10^{-4}$ m/s i miąższości rzeczywistej nie mniejszej niż 0,5 m</i>	
	<i>drenaż główny odprowadzający odcieki do kolektora</i>	
	<i>zewnętrzne rowy drenażowe – nie dotyczy jeżeli wynika to z wcześniej przeprowadzonych badań hydrologicznych i geologicznych obszaru składowiska i jego otoczenia</i>	
EKSPLOATACJA	<i>przeciwdziałanie rozwiewaniu (pyleniu) odpadów</i>	
	<i>ograniczenie powierzchni składowanych odpadów ekspozycyjnych na oddziaływanie warunków atmosferycznych</i>	
	<i>składowanie odpadów niebezpiecznych w kwaterach o powierzchni max. 2500 m²</i>	
	<i>gromadzenie i oczyszczanie odcieków</i>	
WYPOSAŻENIE	<i>stateczność geotechniczna składowanych odpadów</i>	
	<i>ogrodzenie obiektu, uniemożliwiające dostęp osób nieuprawnionych oraz nielegalne składowanie odpadów</i>	
	<i>pas zieleni (o szerokości min. 10 m)</i>	
MONITORING prowadzony zgodnie z zakresem według instrukcji eksploatacji lub rozporządzenia	<i>system umożliwiający pomiar masy odpadów przyjmowanych na składowisko</i>	
	<i>badanie wielkości opadu atmosferycznego</i>	
	<i>badanie wód podziemnych - minimum 3 otwory badawcze (piezometry)</i>	
	<i>badanie wód powierzchniowych</i>	
	<i>badanie odcieków</i>	
	<i>kontrola struktury i składu masy odpadów</i>	
	<i>kontrola osiadania powierzchni składowiska odpadów</i>	

Objaśnienia do tabeli 1:

- 1) Wymagań nie stosuje się do obiektów - składowisk odpadów, które otrzymały pozwolenie na budowę przed wejściem w życie rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 9 grudnia 2002 r. w sprawie zakresu, czasu, sposobu oraz warunków prowadzenia monitoringu składowisk odpadów – o ile prowadzony monitoring przynajmniej przez 2 lata nie wykaże negatywnego oddziaływania na wody podziemne i powierzchniowe.
- Kryteria szczegółowe **zaznaczone boldem** są to wymagania dla obiektów - składowisk odpadów niebezpiecznych.
 - Kryteria szczegółowe **napisane italikiem** są to wymagania dla obiektów - składowisk odpadów innych niż niebezpieczne i obojętne.
 - Kryteria szczegółowe **zaznaczone boldem i napisane italikiem** są to wymagania, zarówno dla obiektów - składowisk odpadów niebezpiecznych, jak i obiektów - składowisk odpadów innych niż niebezpieczne i obojętne.

3. Ocena wpływu obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych na poszczególne elementy środowiska oraz zdrowie ludzi

Dla dokonania oceny wpływu obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (składowisk odpadów wydobywczych) na środowisko należy przeanalizować następujące dane:

- geologiczne i hydrogeologiczne warunki lokalne,
- wyposażenie techniczno-budowlane: uszczelnienie podłoża i gospodarka wodami odciekowymi,
- wymagania (normy) dotyczące składowania odpadów: w aspekcie ochrony atmosfery oraz ochrony krajobrazu,
- kontrola i rejestracja odpadów przy dostawie i składowaniu,
- prowadzenie monitoringu,
- wymagania zabezpieczające odnośnie nadzoru przed dostępem osób niepowołanych.

Jednym z najważniejszych elementów, które należy uwzględnić przystępując do oceny wyżej wymienionych obiektów jest możliwość przedostawania się ewentualnych substancji niebezpiecznych z danego obiektu (miejsca składowania odpadów wydobywczych) do okolicznych wód podziemnych, wód powierzchniowych, powietrza oraz gleb. Szczegółowa analiza możliwości uwalniania się substancji niebezpiecznych do otoczenia stanowi podstawowy wskaźnik oceny stopnia narażenia receptorów na oddziaływanie odpadów. Istnieją dwie możliwości określenia tendencji uwalniania się z odpadów substancji niebezpiecznych:

- pomiary bezpośrednie migracji zachodzącej w wyniku obecnego składowania odpadów,
- oszacowanie prawdopodobieństwa migracji dla obecnie lub w przeszłości składowanych odpadów.

Bezpośrednie pomiary obejmują analizy wyników następujących rodzajów próbek: wód podziemnych, powierzchniowych, odcieków, powietrza i gleby w ustawowym zakresie. Natomiast do oszacowania prawdopodobieństwa migracji substancji niebezpiecznych z odpadów można wykorzystać różnorodne dane, w tym charakteryzujące historyczną i aktualną sytuację na danym obiekcie. Prawdopodobieństwo uwalniania substancji niebezpiecznych może zostać oszacowane na przykład przy wykorzystaniu danych związanych z:

- charakterystyką terenu (budowa geologiczna i ukształtowanie terenu),
- sposobem umieszczania odpadów w obiekcie,
- stanem i rodzajem źródła odpadów,
- warunkami klimatycznymi.

Mając na uwadze powyższe założenia zaproponowano następujące kryteria (parametry oceny) zanieczyszczenia dla:

- **wód podziemnych:**
 - odległość warstwy wodonośnej,
 - współczynnik przepuszczalności gruntu,
 - wielkość opadów,
 - lokalne warunki geologiczne,
 - kierunek przepływu;
- **wód powierzchniowych:**
 - odległość obiektu od cieków wód powierzchniowych,
 - potencjalny spływ zależny od przepuszczalności podłoża,
 - zagrożenie powodziowe,
 - interakcja z wodami gruntowymi,
 - typ cieku (zbiornika) wodnego (struktura, zasolenie),
 - współczynnik przepływu;
- **powietrza i gleby:**
 - czas trwania emisji,
 - ilość odpadów składowanych na obiekcie (powierzchnia składowania lub obiektu),
 - typ i rodzaj źródła,
 - wilgotność składowanych odpadów oraz otaczających obiekt gleb,
 - warunki terenowe i krajobrazowe,
 - warunki klimatyczne,
 - postać odpadu.

Dla dokonania przedmiotowych ocen niezbędne jest więc opracowanie charakterystyk obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczyc (składowisk odpadów wydobywczyc) zawierających wyżej wymienione elementy. Przy opracowywaniu takich charakterystyk mogą zostać wykorzystane karty składowisk odpadów opracowywane od 2007 r. na potrzeby wykonywanych sprawozdań z realizacji gminnych, powiatowych i w wojewódzkich planów gospodarki odpadami.

Ocena ryzyka każdego obiektu unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (składowiska odpadów wydobywczych), w aspekcie stwarzanego zagrożenia dla środowiska wymaga określenia:

- stopnia zagrożenia, jaki przedstawiają składowane odpady wydobywcze:
 - poważne zagrożenie: odpady wydobywcze niebezpieczne lub zawierające substancje niebezpieczne z procesów przeróbki (zgodnie z przepisami krajowymi - katalog odpadów),
 - średnie zagrożenie: odpady wydobywcze inne niż niebezpieczne i obojętne,
 - niewielkie zagrożenie: odpady wydobywcze obojętne.
- charakterystyki odpadów wydobywczych w zakresie:
 - zawartości substancji niebezpiecznych,
 - ilości odpadów (szacunkowa lub rzeczywista),
 - stanu fizycznego (szlam, osad, stałe),
 - innych cech uzupełniających ocenę.
- prawdopodobnych kierunków emisji zanieczyszczeń z obiektu do:
 - wód podziemnych,
 - wód powierzchniowych,
 - gleby,
 - powietrza,
 - obiektów i obszarów chronionych.
- prawdopodobieństwa uwolnienia się z odpadów wydobywczych substancji w nich zawartych na każdej drodze rozprzestrzeniania - oceniane odrębnie w oparciu o:
 - geologiczną i hydrauliczną przepływowość wód podziemnych,
 - odległość od zbiornika i topografię terenu,
 - rodzaje cząstek unoszących się w powietrzu,
 - istnienie i rozprzestrzenianie gazów w glebie.
- zagrożeń związanych z receptorami:
 - wpływ na ludzi bądź zwierzęta domowe,
 - wpływ na zasoby wody pitnej,
 - wykorzystanie ziemi przez ludzi.
- możliwych zagrożeń wystąpienia poważnego wypadku – zdarzenia w miejscu prowadzenia działalności związanej z gospodarowaniem odpadami wydobywczymi w obiekcie unieszkodliwiania odpadów wydobywczych, prowadzące do natychmiastowego lub występującego po pewnym czasie poważnego zagrożenia dla zdrowia ludzi lub środowiska, w miejscu prowadzenia działalności lub poza nim.

4. Propozycja punktowego systemu oceny ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych

W celu umożliwienia dokonywania jednolitej oceny ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (składowisk odpadów wydobywczych) pod kątem rzeczywistego lub potencjalnego wpływu na środowisko, pozwalającej także na porównywanie tych obiektów, opracowano propozycję systemu punktowego przy uwzględnieniu równoważności:

- przyjętych kryteriów wpływu obiektu na takie elementy środowiska, jak:
 - wody podziemne,
 - wody powierzchniowe,
 - glebę lub ziemię,
 - powietrze,
 - obiekty i obszary chronione.
- zagrożeń dla zdrowia ludzi w wyniku:
 - konsumpcji wody z ujęć wodnych zasilanych przez wody podziemne zanieczyszczone przez odcieki z obiektu (składowiska);
 - konsumpcji wody z ujęć wodnych oraz z wód powierzchniowych zanieczyszczonych przez odcieki i pyły z obiektu (składowiska);
 - konsumpcji upraw z terenów zanieczyszczonych przez odcieki, pyły i gazy z obiektu (składowiska);
 - zamieszkiwania w strefie wpływu obiektu (składowiska) na powietrze (zanieczyszczone przez pyły i gazy z obiektu).

W oparciu o powyższe założenia zaproponowano:

- cztery stopnie ryzyka, wpływu obiektu na elementy środowiska z przyporządkowaniem umownych wag punktowych – tabela 2:

Tabela 2

Stopnie ryzyka - wpływu obiektu unieszkodliwiania odpadów wydobywczych na środowisko

Stopień ryzyka	Punktacja
BRAK	0
NISKI	10
ZNACZNY	20
WYSOKI	30

- cztery grupy ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych – tabela 3:

Tabela 3

Grupy obiektu unieszkodliwiania odpadów wydobywczych pod kątem wpływu na środowisko

Grupa ryzyka	Ocena łączna - Σ pkt.	Nazwa grupy ryzyka
I	0	o braku wpływu na środowisko
II	≤ 50	o małym wpływie na środowisko
III	> 50 ≤ 100	o znaczącym wpływie na środowisko
IV	> 100 ≤ 150	o dużym wpływie na środowisko

O zaliczeniu do jednej z czterech grup ryzyka stanowi łączna suma punktów określających rzeczywisty lub potencjalny wpływ obiektu unieszkodliwiania odpadów wydobywczych na analizowane elementy środowiska, jak: wody podziemne, wody powierzchniowe, glebę lub ziemię, powietrze oraz obiekty i obszary chronione. W przypadku sporządzania list rankingowych związanych z oceną ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych przy uzyskaniu równej ilości punktów przez dwa lub więcej obiekty, o wyższej pozycji na liście decydować będzie większa liczba uzyskanych stopni ryzyka: WYSOKI, następnie - ZNAČNY, NISKI i BRAK lub w ostateczności większa powierzchnia oddziaływania obiektu (składowiska odpadów wydobywczych).

Z uwagi na zaistniałe istotne opóźnienia legislacyjne, zarówno krajowe jak i będące w gestii Komisji Europejskiej, szczegółowe wartości parametrów punktowych oraz kryteria oceny przedstawiono tylko dla wód powierzchniowych i wód podziemnych. W związku z powyższym w tabeli 4 zestawiono proponowane umowne wartości parametrów punktowych – wagi punktowe dla określania wielkości ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych pod kątem potencjalnego wpływu na wody podziemne i powierzchniowe w postaci współczynników:

- potencjalnego zagrożenia wód podziemnych – Z_{podz} ,
- potencjalnego zagrożenia wód powierzchniowych – $Z_{\text{pow.}}$

Tabela 4

Zestawienie proponowanych wartości parametrów punktowych dla określania wielkości ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych pod kątem potencjalnego wpływu na wody podziemne i powierzchniowe

Parametry	Wartości umowne					
Powierzchnia obiektu (składowania) [ha]	< 0,5		0,5 ≤ 1,0		1,0 ≤ 5,0	
Punktacja	0,10		0,11÷0,20		0,21÷1,0	
Współczynnik filtracji gruntu [m/s]	> 10 ⁻²		10 ⁻² > 10 ⁻⁴		10 ⁻⁴ > 10 ⁻⁷	
Punktacja	10,0		9,0÷7,0		6,0÷4,0	
Ilość opadów + wody obce [m]	0,5 < 0,8		0,8 ≤ 1,1		1,1 <	
Punktacja	1,0÷1,5		1,6÷2,0		2,1÷3,0	
Odległość dna obiektu od wód podziemnych [m]	< 0,5		0,5 < 1,0		1,0 < 2,0	
Punktacja	5,0		4,5÷2,0		1,5÷1,0	
Odległość obiektu od wód powierzchniowych [m]	< 5		5 < 10		10 < 50	
Punktacja	5,0		4,9÷4,0		3,9÷2,0	
Stężenie zanieczyszczeń w odciekach z obiektu	I - II		III		IV - V	
Punktacja	0,5÷1,0		1,1÷2,0		2,1÷4,0	

Określenie stopnia ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych pod kątem rzeczywistego lub potencjalnego wpływu na wody podziemne i powierzchniowe przedstawiono odpowiednio w tabeli 5 i 6.

Tabela 5

Kryterium oceny - stopień ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych pod kątem wpływu na wody podziemne

Stopień ryzyka	Rzeczywisty lub potencjalny wpływ na wody podziemne
BRAK	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 9 grudnia 2002 r. (Dz.U. Nr 220, poz. 1858): badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach podziemnych nie przekraczają ustalonego tła <i>lub</i> potencjalny wpływ ustalony na podstawie analizy lokalizacji i budowy obiektu : skuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych (współczynnik filtracji $k \leq 1,0 \times 10^{-9} \text{ m/s}$) oraz zabezpieczenie przed dopływem wód podziemnych zewnętrznych
NISKI	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z ww. Rozporządzeniem Ministra Środowiska: badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach podziemnych kształtują się na poziomie ustalonego tła <i>lub</i> potencjalny wpływ ustalony na podstawie wskaźnika potencjalnego zagrożenia wód podziemnych określonego wg systemu IGO – Katowice: brak lub nieskuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych oraz zabezpieczenie przed dopływem wód podziemnych zewnętrznych, przy rzeczywistym lub potencjalnym zanieczyszczeniu wód podziemnych na poziomie współczynnika punktowego $Z_{podz} < 5$
ZNACZNY	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z ww. Rozporządzeniem Ministra Środowiska: badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach podziemnych przekraczają poziom ustalonego tła <i>lub</i> potencjalny wpływ ustalony na podstawie wskaźnika potencjalnego zagrożenia wód podziemnych określonego wg systemu IGO – Katowice: brak lub nieskuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych oraz zabezpieczenie przed dopływem wód podziemnych zewnętrznych, przy rzeczywistym lub potencjalnym zanieczyszczeniu wód podziemnych na poziomie współczynnika punktowego $Z_{podz} = 5 \div 15$
WYSOKI	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z ww. Rozporządzeniem Ministra Środowiska : badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach podziemnych przekraczają poziom ustalonego tła oraz wartości dopuszczalne określone odrębnymi przepisami <i>lub</i>

	potencjalny wpływ ustalony na podstawie wskaźnika potencjalnego zagrożenia wód podziemnych określonego wg systemu IGO – Katowice : brak lub nieskuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych oraz zabezpieczenie przed dopływem wód podziemnych zewnętrznych, przy rzeczywistym lub potencjalnym zanieczyszczeniu wód podziemnych na poziomie współczynnika punktowego $Z_{podz} > 15$
	<u>Współczynnik potencjalnego zagrożenia wód podziemnych Z_{podz} [pkt]:</u> $Z_{podz} = \{ \text{stężenie zanieczyszczeń w odciekach (r6)} \times \text{ilość opadów (r3)} \\ \times \text{powierzchnia obiektu lub składowania (r1)} \} + \{ \text{odległość od} \\ \text{wód podziemnych (r4)} \times \text{współczynnik filtracji (r2)} \}$ $Z_{podz} = \{r6 \times r3 \times r1\} + \{r4 \times r2\}$

Tabela 6

**Kryterium oceny - stopień ryzyka obiektów unieszkodliwiania odpadów
wydobywczych pod kątem wpływu na wody powierzchniowe**

Stopień ryzyka	Rzeczywisty lub potencjalny wpływ na wody powierzchniowe
BRAK	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 9 grudnia 2002 roku (Dz.U. Nr 220, poz. 1858): badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach powierzchniowych nie przekraczają ustalonego tła <i>lub</i> potencjalny wpływ ustalony na podstawie wskaźnika potencjalnego zagrożenia wód powierzchniowych określonego według systemu IGO – Katowice: skuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych (współczynnik filtracji $k \leq 1,0 \times 10^{-9} \text{ m/s}$) oraz zabezpieczenie przed dopływem wód powierzchniowych lub odległość od tych wód wynosi $> 500 \text{ m}$
NISKI	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z ww. Rozporządzeniem Ministra Środowiska: badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach powierzchniowych kształtują się na poziomie ustalonego tła <i>lub</i> potencjalny wpływ ustalony na podstawie wskaźnika potencjalnego zagrożenia wód powierzchniowych określonego wg systemu IGO – Katowice: brak lub nieskuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych oraz zabezpieczenie przed dopływem wód powierzchniowych zewnętrznych, przy rzeczywistym lub potencjalnym zanieczyszczeniu wód powierzchniowych na poziomie współczynnika punktowego $Z_{pow} < 10$
ZNACZNY	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z wyżej wymienionym Rozporządzeniem Ministra Środowiska: badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach powierzchniowych przekraczają poziom ustalonego tła <i>lub</i> potencjalny wpływ ustalony na podstawie wskaźnika potencjalnego zagrożenia wód powierzchniowych określonego według systemu IGO –

Stopień ryzyka	Rzeczywisty lub potencjalny wpływ na wody powierzchniowe
	Katowice: brak lub nieskuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych oraz zabezpieczenie przed dopływem wód powierzchniowych zewnętrznych, przy rzeczywistym lub potencjalnym zanieczyszczeniu wód powierzchniowych na poziomie współczynnika punktowego $Z_{pow} = 10 \div 15$
WYSOKI	rzeczywisty wpływ ustalony na podstawie prowadzonego monitoringu obiektu zgodnie z wyżej wymienionym Rozporządzeniem Ministra Środowiska: badania substancji i parametrów wskaźnikowych w wodach powierzchniowych przekraczają poziom ustalonego tła oraz wartości dopuszczalne określone odrębnymi przepisami <i>lub</i> potencjalny wpływ ustalony na podstawie wskaźnika potencjalnego zagrożenia wód powierzchniowych określonego wg systemu IGO – Katowice: brak lub nieskuteczne uszczelnienie podłoża i ścian bocznych oraz zabezpieczenie przed dopływem wód powierzchniowych zewnętrznych, przy rzeczywistym lub potencjalnym zanieczyszczeniu wód powierzchniowych na poziomie współczynnika punktowego $Z_{pow} > 15$
<u>Współczynnik potencjalnego zagrożenia wód powierzchniowych, Z_{pow} [pkt]:</u> $Z_{pow} = \{ \text{stężenie zanieczyszczeń w odciekach (r6)} \times \text{ilość opadów (r3)} \times \text{powierzchnia obiektu lub składowania (r1)} \} + \{ \text{odległość od wód powierzchniowych r5} \} \times \text{odwrotność współczynnika filtracji (r2)}$ $Z_{pow} = \{r6 \times r3 \times r1\} + \{r5 \times 1/r2\}$	

5. Podsumowanie

Z uwagi na zaistniałe istotne opóźnienia legislacyjne, zarówno krajowe jak i będące w gestii Komisji Europejskiej, szczegółowe wartości parametrów punktowych oraz kryteria oceny przedstawiono pod kątem ryzyka wynikającego z funkcjonowania obiektu oraz wpływu obiektu na dwa komponenty środowiska, tzn. wody powierzchniowe i wody podziemne.

Pozostałe trzy elementy środowiska: gleba, powietrze oraz obszary i obiekty chronione wraz z aktualizacją i ewentualną weryfikacją opracowanej metodologii i kryteriów zostaną poddane analizie po zatwierdzeniu stosownych decyzji Komisji Europejskiej oraz wydaniu transponujących te decyzje do prawodawstwa polskiego rozporządzeń wykonawczych.

Zaproponowana metodyka wraz z punktowym systemem oceny ryzyka (rzeczywistego lub potencjalnego) pod kątem funkcjonowania oraz wpływu na środowisko obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (składowisk odpadów wydobywczych), stanowić może narzędzie pomocne przy:

- opracowywaniu list rankingowych obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych (np. w układzie: powiatowym, wojewódzkim) w celu po-

- dejmowania decyzji administracyjnych odnośnie kolejności i zakresu ich modernizacji lub zamykania i rekultywacji,
- sporządzaniu przez posiadaczy odpadów wydobywczych prowadzących obiekty ich unieszkodliwiania:
 - ocen ryzyka,
 - przeglądów ekologicznych,
 - programów gospodarki odpadami wydobywczymi,
 - wniosków o wydanie pozwoleń zintegrowanych,
 - koncepcji technicznych zamknięcia,
 - projektów rekultywacji.

Literatura

1. Assessing the Risk of Groundwater Contamination from Hazardous Waste Management (<http://efotg.nrcs.usda.gov>).
2. Rama Krishna V., Babu B.V.: Site selection Criteria for Hazardous Waste Treatment, Storage and Disposal Facility (<http://discovery.bits-pilani.ac.in>).
3. Javed A., Padey S.: Land use/land cover analysis for waste disposal. GIS@development June 2004 (www.gisdevelopment.net).
4. Sharifi M.A., Retsios V.: Site selection for waste disposal through Spatial Multiple Criteria Decision Analysis. III International Conference on Decision Support for Telecommunications and Information Society, Warszawa 2003.
5. National Hazardous Waste Management Plan - Hazardous waste disposal sites (www.epa.ie).
6. Moran S. and other: Methodology for Assessment of Hazardous Waste Disposal Sites. Synthesis Report. Environmental RTDI Programme 2000-2006. EPA Environmental Protection Agency, Ireland 2000.
7. Draft Guidance on a Framework for Risk Assessment for Landfill Sites – The Geological Barrier, Mineral Layer and the Leachate Sealing and Drainage System. SEPA Scottish Environment Protection Agency (www.sepa.org.uk).
8. Small Landfill Closure Criteria – Risk Assessment for Small Closed Landfills. Golder Associates, New Zealand 2002.
9. The Hazard Ranking System (HRS) (www.epa.gov).
10. Vrijheid M. and other: Hazard potential ranking of hazardous waste landfill sites and risk of congenital anomalies. Occupational and Environmental Medicine, 2002.

11. Van Vossen W.J., Marko C.: New european methodology for survey, inventory and classification of landfills, applied to 2667 landfills in Hungary (www.stortpagina.nl).
12. Classification of mining waste facilities. Final Report. EU DG Environment. DHI Water-Environment-Health in cooperation with SGI Swedish Geological Institute and AGH University of Science and Technology Krakow. December 2007.
13. Mieczkowska E. i inni: Ranking składowisk odpadów niebezpiecznych w układzie wojewódzkim oraz w kraju. Instytut Gospodarki Odpadami, Katowice 1994-1995.
14. Olańczuk-Neyman K., Quant B., Sobieralska A.: Zagrożenia środowiska gruntowo-wodnego i powietrza związane z odciekami ze składowisk odpadów. X Międzynarodowa Konferencja „Budowa i eksploatacja bezpiecznych składowisk odpadów”, Szczyrk 2000.
15. Projekt Badawczy Zamawiany PBZ 005-14: Metody i środki minimalizacji oddziaływania na środowisko składowisk odpadów niebezpiecznych. IMBiGS Warszawa, IGO Katowice, PIG Warszawa; Warszawa 2000.
16. Łączny J.M., Adamski M.: Model matematyczny oddziaływania składowisk odpadów energetycznych na środowisko. Instytut Podstaw Inżynierii Środowiska PAN. Wydawnictwo PAN, Wrocław-Warszawa-Kraków, 2002.
17. Wysokiński L.: Zagospodarowanie terenów zdegradowanych, badania, kryteria oceny, rekultywacja. Seminarium – nowoczesne metody badań gruntów. Warszawa 2003.
18. Barański A.: Studium możliwości uwolnień TZO ze składowisk odpadów przemysłowych. Cz. 2. Inne składowiska. Materiały robocze do sporządzenia programu wdrażania Konwencji Sztokholmskiej w Polsce. Faza IV projektu GEF w Polsce, 2003.
19. Duszyc Z., Waclawik B.: Program pilotowy – ranking składowisk odpadów. IMBiGS O/Katowice, Katowice 2003.
20. Wysokiński L.: Zagospodarowanie terenów zdegradowanych, badania, kryteria oceny, rekultywacja. Seminarium nt. „Nowoczesne metody badań gruntów”; Warszawa, maj 2003.
21. Mikołajczak J.: Szacowanie ryzyka ekologicznego na terenach zdegradowanych przez składowiska odpadów. Międzynarodowa Konferencja: „Zrównoważone zarządzanie obszarami poprzemysłowymi”, Kraków 2004.
22. Metoda inwentaryzacji stanu terenów poprzemysłowych dla określenia ich przydatności inwestycyjnej z wykorzystaniem nowoczesnych narzędzi wsparcia informatycznego; GIG, Katowice 2004.
23. Program rządowy dla terenów poprzemysłowych - przyjęty przez Radę Ministrów w dniu 27 kwietnia 2004 roku. Ministerstwo Środowiska, Warszawa 2004.

24. Duszyk Z. i inni : Metodyka i kryteria oceny składowisk odpadów; IMBiGS O/Katowice, Katowice 2005.
25. Blaschke W.: Określenie wartości mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. VII Ogólnopolska Konferencja Naukowa nt. „Kompleksowe i szczegółowe problemy inżynierii środowiska”; Koszalin – Ustronie Morskie 2005.
26. Łączny J.M.: Opracowanie kierunków i zakresu działań wraz z przeprowadzeniem inwentaryzacji terenów zdegradowanych przeznaczonych do rekultywacji; GIG, IMBiGS O/Katowice, Katowice 2005 (zamówienie Ministerstwa Środowiska).
27. Trząski L. i in.: Propozycja formularza wizualnej oceny zasobów przyrodniczo-kulturowych na terenach pogórnich i przemysłowych; Prace Naukowe GIG – Górnictwo i Środowisko Nr 1/2006.
28. Wytyczne do sporządzania przeglądów ekologicznych składowisk odpadów; MŚ i NFOŚiGW, Warszawa, maj 2007.
29. Materiały konferencyjne: II Międzynarodowa Konferencja „Innowacyjne rozwiązania rewitalizacji terenów zdegradowanych”; CBiDGP Sp. z o.o. w Łędzinach, IETU w Katowicach. Ustroń, czerwiec 2008.
30. Materiały konferencyjne nt. „Ustawa o odpadach wydobywczych”. WUG, Katowice, październik 2008.

Wybrane aspekty zgazowania odpadów

Sławomir Stelmach, Ryszard Wasielewski – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

Streszczenie. Zgazowanie jest procesem termochemicznej konwersji paliw stałych coraz częściej wykorzystywanym do przeróbki różnego rodzaju odpadów. Technologie zgazowania odpadów opracowywane są przede wszystkim w oparciu o doświadczenia zdobyte przy zgazowaniu węgla. Gaz wytwarzany podczas zgazowania odpadów wykorzystywany jest głównie do produkcji ciepła i energii elektrycznej. Może on również służyć, jako surowiec do produkcji gazu syntezowego dla wytwarzania paliw ciekłych. W publikacji przedstawiono podział technologii zgazowania. Zaprezentowano rodzaje odpadów nadających się do procesu zgazowania. Scharakteryzowano również cztery przykładowe, komercyjne technologie zgazowania odpadów.

1. Wprowadzenie

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.

Zgazowanie węgla jest znane już od ponad dwustu lat, a w skali przemysłowej proces ten realizowany jest praktycznie od ponad wieku [1]. W ponad swojej stuletniej historii zgazowanie węgla przechodziło okresy intensywnego rozwoju, ale także recesji, co związane było m.in. z szybkim wzrostem wykorzystania ropy naftowej i gazu ziemnego dla produkcji energii i produktów chemicznych, mniej więcej poczynając od lat 30. XX wieku. Jednak zasoby tych surowców zaczęły bardzo szybko się wyczerpywać, a technologia zgazowania węgla stała się ponownie w ostatnich latach bardzo interesującą alternatywą dla procesów petrochemicznych, zarówno w aspekcie produkcji energii, jak i wielu użytecznych związków chemicznych. Renesans technologii zgazowania węgla spowodował istotny rozwój techniki zgazowania w porównaniu z rozwiązaniami stosowanymi kilkadziesiąt lat temu. Obecne rozwiązania technologiczne procesu zgazowania umożliwiają uzyskiwanie znacznie wyższych wydajności procesu, przy zdecydowanie większym bezpieczeństwie ruchowym oraz ekologicznym. Rozwój technologii zgazowania węgla spowodował również w ostatnich latach zainteresowanie wykorzystaniem innych paliw stałych - biomasy i odpadów – dla produkcji gazu syntezowego i/lub palnego. Obecnie – przy zastosowaniu nowych rozwiązań procesowych i aparaturowych – gaz wytwarzany ze zgazowania biomasy i odpadów wykorzystywany jest głównie do produkcji ciepła i energii elektrycznej w blokach energetycznych. Gaz ten może służyć również jako surowiec do produkcji gazu syntezowego dla wytwarzania paliw ciekłych. Rozwój technologii zgazowania biomasy i odpadów osiągnął już punkt atrakcyjności rynkowej. Pierwsze instalacje zgazowania biomasy i odpa-

dów pracują w skali demonstracyjnej i przemysłowej, należy więc sądzić, że osiągną status komercyjnych technologii w ciągu kilku najbliższych lat. Jednak biomasa i odpady (np. komunalne) są wciąż marginalnymi surowcami dla wielkoskalowych procesów zgazowania [2, 3, 4], a technologie ich zgazowania wymagają ciągłego dopracowywania, zanim staną się ekonomicznie atrakcyjne.

Proces zgazowania paliw stałych może być realizowany z wykorzystaniem różnych czynników utleniających, jednak w praktyce przemysłowej stosuje się zwykle parę wodną z powietrzem lub tlenem. Wykorzystanie powietrza w charakterze czynnika zgazowującego powoduje, że azot wprowadzany z powietrzem do procesu „rozcieńcza” produkt gazowy, który w efekcie charakteryzuje się obniżoną wartością opałową (zwykle $\sim 4000\div 5000$ kJ/m³). Gaz taki musi być zużyty z pominięciem długich linii transportowych, zwykle jako paliwo (np. w produkcji energii, w procesach metalurgicznych, w przemyśle szklarskim, produkcji materiałów budowlanych itp.). Zgazowanie paliw stałych z wykorzystaniem czystego tlenu pozwala na uzyskanie gazu, który składa się przede wszystkim z wodoru, tlenku węgla, dwutlenku węgla i metanu. W wyniku zastosowania procesów przeróbczych takiego surowego gazu możliwe jest otrzymanie gazu oczyszczonego, który może być w dalszej kolejności wykorzystany jako surowiec dla rozlicznych syntez, np. syntezy amoniaku, metanu, metanolu czy płynnych paliw węglowodorowych. Procesy zgazowania węgla bazujące na wykorzystaniu tlenu i pary wodnej w charakterze czynników zgazowujących są aktualnie dominującymi rozwiązaniami technicznymi w skali przemysłowej.

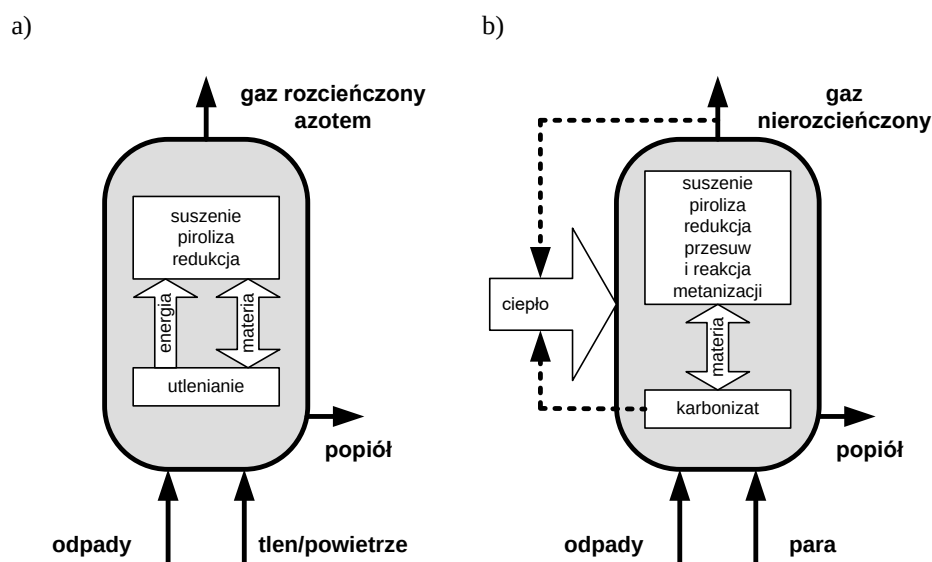
Można zadać sobie pytanie, skąd bierze się przewaga zgazowania paliw stałych nad ich bezpośrednim spalaniem? Przede wszystkim spalanie gazu (również gazu ze zgazowania) jest łatwiejsze do kontroli niż spalanie paliwa stałego, z powodu lepszego wymieszania gazu z utleniaczem. Dzięki temu można stosować mniejsze współczynniki nadmiaru powietrza, co pozwala na stosowanie komór spalania gazu o mniejszych rozmiarach, a także prowadzi do zmniejszenia strat ciepła unoszonego ze spalinami. Brak pozostałości stałej (popiołu) ze spalania gazu ułatwia organizację procesu spalania, upraszcza konstrukcję komory spalania, jak również układu doprowadzania paliwa do komory spalania. Wymienione przyczyny pozwalają przypuszczać, że konwersja paliw stałych w gazowe nośniki energii cieszyć się będzie w przyszłości niesłabnącym zainteresowaniem.

2. Podział technologii zgazowania

Procesy zgazowania można dzielić w różny sposób, w zależności od rodzaju przyjętych kryteriów. Biorąc pod uwagę sposób doprowadzenia ciepła do układu konwersji, technologie zgazowania paliw stałych można podzielić na bezpośrednie (autotermiczne) i pośrednie (allotermiczne – rysunek 1a i 1b). W zgazowaniu bezpośrednim ciepło niezbędne do realizacji procesu wytwarzane jest na skutek egzotermicznych reakcji paliwa z utleniaczem (powietrzem lub tlenem). Ilość wytworzonego ciepła jest wystarczająca dla podtrzymania

procesu, jednak w przypadku zgazowania powietrznego uzyskiwany gaz jest gazem słabym (zawierającym znaczne ilości azotu). W zgazowaniu pośrednim, czynnikiem zgazowującym jest para wodna, a z powodu przeważającego endotermicznego efektu zachodzących reakcji chemicznych, proces zgazowania wymaga doprowadzenia dodatkowego strumienia ciepła.

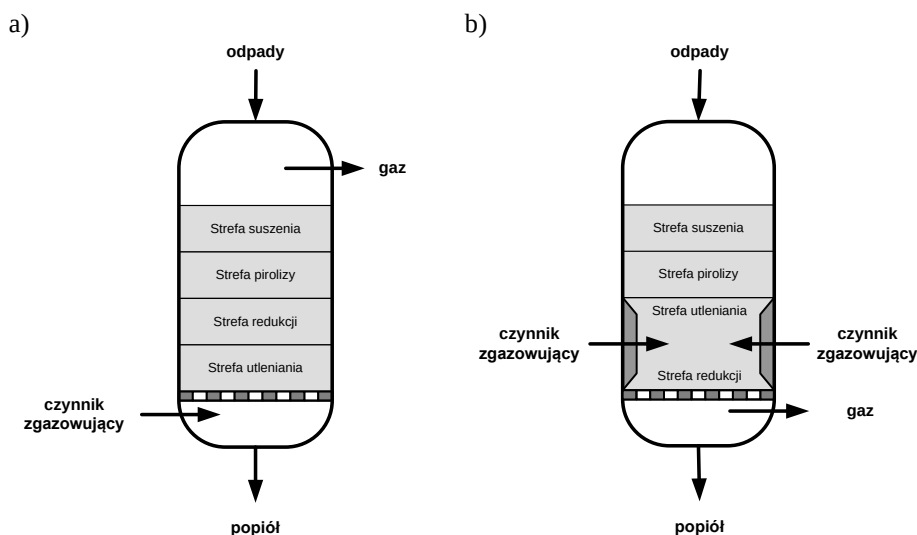
Biorąc pod uwagę rodzaj złoża przetwarzanego materiału, technologie zgazowania paliw można podzielić na procesy prowadzone w złożach stałych (nieruchomych lub przesuwnych), fluidalnych oraz dyspersyjnych (strumieniowych). Zgazowanie prowadzone w złożu stałym jest najstarszą i najbardziej dojrzałą technologią. W reaktorach ze złożem stałym zgazowuje się paliwa stałe o uziarnieniu mieszczącym się zwykle w przedziale $\sim 5\div 80$ mm. W komercyjnych rozwiązaniach stosowany jest przede wszystkim przeciwpływowy przepływ paliwa i czynnika zgazowującego (rys. 2a). W reaktorach ze złożem stałym paliwo spoczywa na ruszcie, pod który podaje się czynniki zgazowujące – powietrze i/lub parę wodną. Wytworzone gazy reagują również z powietrzem lub wodą – przeważnie z wytworzeniem tlenku węgla oraz wodoru – w procesie zwanym reformingiem. Przy przeciwpływowej realizacji procesu (gaz odbierany jest u góry, podczas gdy paliwo przesuwane się w dół złoża) wytworzony gaz jest chłodzony przez doprowadzane paliwo i jego temperatura na wyjściu z reaktora jest stosunkowo niska ($\sim 400\div 600^\circ\text{C}$).



Rys.1. Podział procesów zgazowania: a) zgazowanie bezpośrednie (autotermiczne),
b) zgazowanie pośrednie (allotermiczne)

W takim układzie paliwo podlega konwersji w następującej kolejności po sobie sekwencji procesów: suszenie, piroliza, redukcja (gazowych produktów spalania) i spalanie. W strefie spalania temperatura jest przeważnie wyższa niż

1200°C. Niskie temperatury w górnej części reaktora są niewystarczające dla efektywnego rozkładu zanieczyszczeń smołowych, fenoli, czy niskowrzących węglowodorów uwalnianych w strefie pirolizy i substancje te są transportowane wraz z gazem opuszczającym reaktor. Współprądowa realizacja procesu (powietrze lub para wodna podawane jest wraz z paliwem od góry, bądź też z boku, tuż nad rusztem, na którym spoczywa paliwo, a gazy reakcyjne odprowadzane są od dołu) powoduje uzyskiwanie wyższych temperatur wyprowadzanego z reaktora gazu (konieczność stosowania bardziej kosztownych układów chłodzenia gazu), jednak gaz charakteryzuje się niższym poziomem zawartości zanieczyszczeń (rys. 2b).

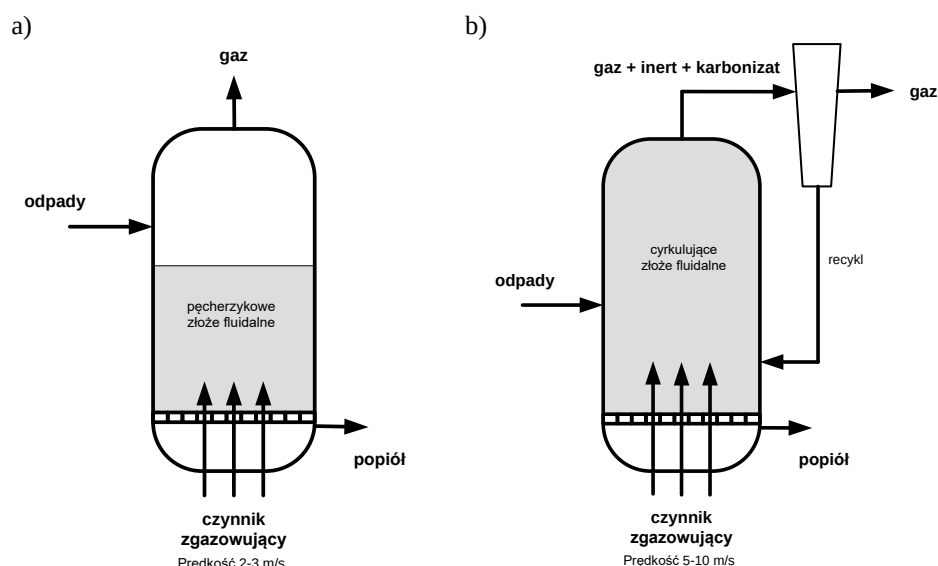


Rys.2. Schematy ideowe reaktorów zgazowania: a) reaktor przeciwpłądowy, b) reaktor współpłądowy

Zgazowanie w układach fluidalnych polega na wdmuchu powietrza i/lub pary wodnej od dołu rusztu pod ciśnieniem, umożliwiającym utrzymywanie cząstek paliwa w stanie zawieszonym nad rusztem. Często złoża fluidalne wytwarza się z materiału inertnego, np. piasku kwarcowego. Rozkład temperatury w złożu jest bardzo równomierny. Temperatury pracy mieszczą się najczęściej w przedziale 700÷900°C, ale spotykane są układy pracujące w temperaturach powyżej 1000°C. Zgazowarki pracujące w technice złoża stałego osiągają niskie zakresy wydajności (mocy). Zgazowanie fluidalne jest bardziej ekonomiczne, począwszy od zakresu mocy kilku MW. Karbonizat powstający w czasie procesu jest zgazowywany w tej samej instalacji, względnie odbierany i wykorzystywany w inny sposób, w zależności od zastosowanej technologii zgazowania. W zgazowarkach pracujących w temperaturach wyższych niż 1000°C w uzyskiwanych produktach gazowych zwykle nie występują zanieczyszczenia smołowe, gdyż ulegają one krakingowi termicznemu. Produkty gazowe odbierane ze zgazowarki są schładzane i oczyszczane w instalacjach o różnych konfiguracjach

technologicznych. Odpylanie gazu odbywa się zazwyczaj w elektrofiltrach. Oczyszczanie gazu przez wymywanie (quench) następuje albo przy użyciu wody, co prowadzi do powstawania zanieczyszczonych ścieków lub za pomocą rozpuszczalników organicznych, jednak wówczas konieczne jest szczególne podejście do usuwania powstałych odpadów. Gorący gaz można wykorzystać bezpośrednio włączając go do systemu gazu turbinowego lub w wysokotemperaturowych ogniwach paliwowych. W obecnie stosowanych lub testowanych technologiach zgazowania próbuje się przede wszystkim opanować problemy związane z powstawaniem i usuwaniem zanieczyszczeń smołowych oraz kondensatów.

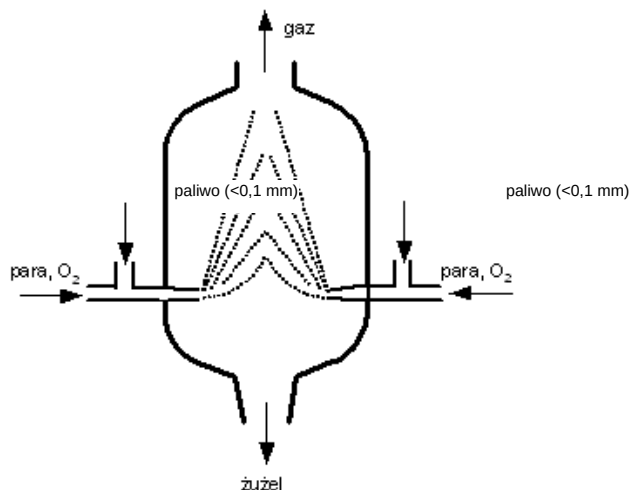
Na rysunku 3a przedstawiono schemat zgazowarki pracującej w reżimie złoża pęcherzykowego. W takim układzie – ze względu na umiarkowane natężenie przepływu i wynikające z niego nieduże liniowe szybkości gazu – cząsteczki inertnego złoża oraz karbonizatu zasadniczo nie opuszczają reaktora (wraz ze strumieniem gazu wynoszony jest jedynie popiół). W reaktorach pracujących w reżimie złoża cyrkulującego (rys. 3b) liniowe szybkości przepływu gazu są znacznie większe. Złoże (nazywane czasem złożem ekspandowanym) zajmuje praktycznie cały reaktor, a część inertnego materiału złoża oraz karbonizatu jest wynoszona z reaktora przez gaz i po wychwyceniu w układzie odpylającym, zwracana do procesu konwersji.



Rys.3. Schematy ideowe fluidalnych reaktorów zgazowania: a) reaktor ze złożem pęcherzykowym, b) reaktor ze złożem cyrkulującym

W reaktorach strumieniowych (dyspersyjnych) rozdrobnione paliwo wprowadzane jest do strefy reakcyjnej w strumieniu mieszaniny tlenu i pary wodnej (rys. 4). Reaktory te wymagają rozdrobnienia podawanego paliwa do wielkości ziarna poniżej 0,1 mm, które doprowadzane jest w stanie suchym lub w zawie-

sinie wodnej. Ze względu na konieczność bardzo subtelnego rozdrobnienia paliwa kierowanego do procesu nie są one jak dotychczas stosowane w procesach zgazowania biomasy i odpadów stałych, co ma związek z niejednorodnym składem tych paliw i ich nienajlepszymi właściwościami przemiałowymi. Reaktory strumieniowe bywają wykorzystywane do zgazowywania odpadów ciekłych. Przy stosowaniu węgla uzyskiwane temperatury procesowe mieszczą się w przedziale 1200÷1600°C, a reaktory pracują pod ciśnieniem 2÷8 MPa (najczęściej ~2,5 MPa). Krótki czas przebywania gazu w układzie reakcyjnym pozwala na osiągnięcie dużej przepustowości reaktora. Reaktory strumieniowe umożliwiają uzyskanie wysokiego stopnia konwersji paliwa i minimalizację zanieczyszczeń smolistych w wytwarzanym gazie.



Rys.4. Schemat ideowy strumieniowego reaktora zgazowania

3. Rodzaje odpadów nadających się do zgazowania

Proces spalania może być realizowany dla bardzo szerokiego spektrum odpadów, włącznie z odpadami niesegregowanymi. W przypadku zgazowania wachlarz możliwych do wykorzystania odpadów jest zdecydowanie węższy. Prowadzenie zgazowania jest zwykle ograniczone do odpadów o określonym składzie, odpowiedniej wilgotności, wartości opałowej, zawartości popiołu, a przede wszystkim o właściwym uziarnieniu. Do zgazowania nadają się przede wszystkim odpady o możliwie ustalonym składzie i wilgotności (zbyt duża zawartość wilgoci może być niekorzystna, mimo iż para wodna jest czynnikiem zgazowującym), wartości opałowej wystarczającej na pokrycie zapotrzebowania na energię reakcji endotermicznych oraz ziarnach o wielkości pozwalającej na przereagowanie paliwa w czasie przebywania w reaktorze i umożliwiającej swobodny przepływ czynnika zgazowującego i gazów procesowych.

Dla procesów zgazowania wykorzystywane są najczęściej odpady produkcyjne (przemysłowe). Można wśród nich wymienić przede wszystkim węgło-

wodorowe odpady z przemysłu rafineryjnego, odpadowe poprodukcyjne tworzywa sztuczne, ług czarny z przemysłu papierniczego oraz osady ściekowe z oczyszczalni ścieków przemysłowych.

Mimo opisanych wyżej ograniczeń do procesu zgazowania mogą być wykorzystane odpady komunalne (technologie zgazowania odpadów komunalnych stosowane są najczęściej w Japonii), choć bardziej nadaje się wyseparowana z nich frakcja palna, tzw. paliwo alternatywne, złożone w głównej mierze z papieru, tworzyw sztucznych, tekstyliów i drewna. Bardzo dobrze do procesu zgazowania nadają się zużyte opony samochodowe, a właściwie granulaty gumowy uzyskiwany w wyniku ich mechanicznej przeróbki. Granulaty takimi charakteryzuje się niską zawartością wilgoci i dobrze uśrednionym składem chemicznym w dużych partiach paliwa. Zgazowaniu mogą być również poddawane osady ściekowe pochodzące z komunalnych oczyszczalni ścieków. Charakteryzują się one jednak bardzo wysoką zawartością wilgoci, przez co ze względu na przebieg procesu zgazowania korzystniej poddać je wstępnemu procesowi poduszania, lub zgazowywać np. w mieszance z węglem.

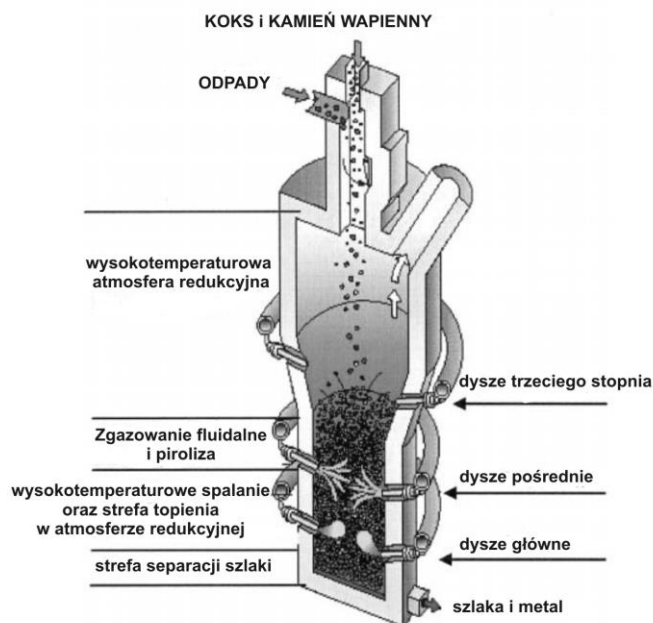
4. Wybrane technologie zgazowania odpadów

Obecnie na świecie oferuje się ponad 80 różnych technologii zgazowania odpadów. Niewiele z nich zostało wdrożone do praktyki przemysłowej. Aktualnie na całym świecie pracuje około 10 instalacji zgazowania odpadów o zdolności przerobowej powyżej 100 tys. Mg odpadów na rok. Bardziej popularne są technologie zgazowania odpadów w mniejszej skali. Poniżej zaprezentowano kilka technologii zgazowania odpadów realizowanych na skalę przemysłową.

4.1. Waste Melting Process - Nippon Steel (Japonia)

Technologia Nippon Steel „Waste Melting Process” (WMP) wywodzi się z procesów metalurgicznych. Instalacje stosujące tę technologię mogą być zasilane niesortowanymi stałymi odpadami komunalnymi, o ile posiadają one rozmiary zgodne z wymaganiami. Technologia WMP wykorzystuje reaktor zgazowania ze złożem stałym (rys. 5), z podmuchem powietrznym wzbogaconym w tlen w sekcji stapiania [1].

Do zgazowywanych stałych odpadów komunalnych dodawany jest koks w ilości do 5% wagowych. Dodatek koksu jest konieczny, aby wspomóc energetycznie proces topienia popiołu. Dodatkowo do reaktora podawany jest też kamień wapienny (również do 5% wagowych) dla korygowania odczynu pH stopionego żużla. Wytwarzany gaz jest spalany w konwencjonalnych kotłach parowych, co umożliwia zarówno produkcję ciepła, jak i energii elektrycznej. Stałymi produktami procesu są granulowana szlaka (może być wykorzystana jako kruszywo budowlane), metale (przeznaczone do recyklingu) oraz popiół lotny, który kierowany jest do składowania.

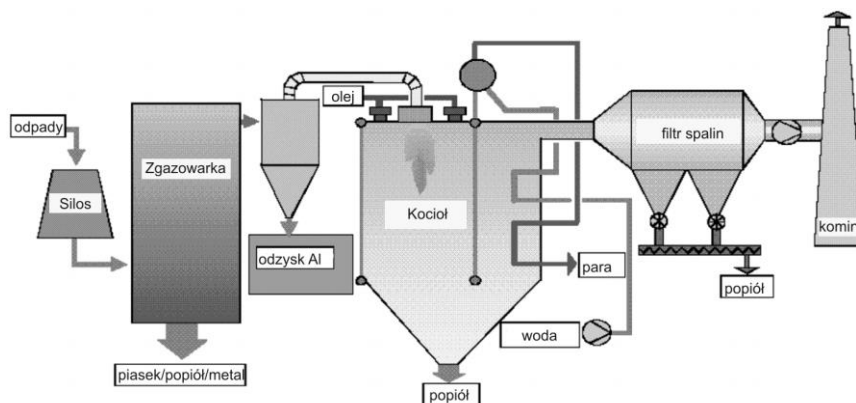


Rys.5. Technologia „Waste Melting Process” [5]

W Japonii technologię WMP wykorzystuje kilkanaście działających instalacji, m.in. zlokalizowanych w miastach Ibaraki, Kameyama, Narashino i Oita. Ich zdolność przerobowa waha się od 110 do 500 Mg odpadów/dobę.

4.2. Foster Wheeler Energia Oy (Finlandia)

Firma Corenso United Oy Ltd. w roku 2000 wybudowała nową instalację zgazowania odpadów (opakowań wielomateriałowych) według technologii firmy Foster Wheeler, wykorzystywaną dla produkcji energii i odzysku aluminium przy własnych zakładach utylizacji płyt wiórowych w Varkaus [5]. Instalacja – jej schemat prezentuje rysunek 6 – umożliwia utylizację zużytych opakowań wielomateriałowych, zawierających celulozę, tworzywa sztuczne i aluminium.

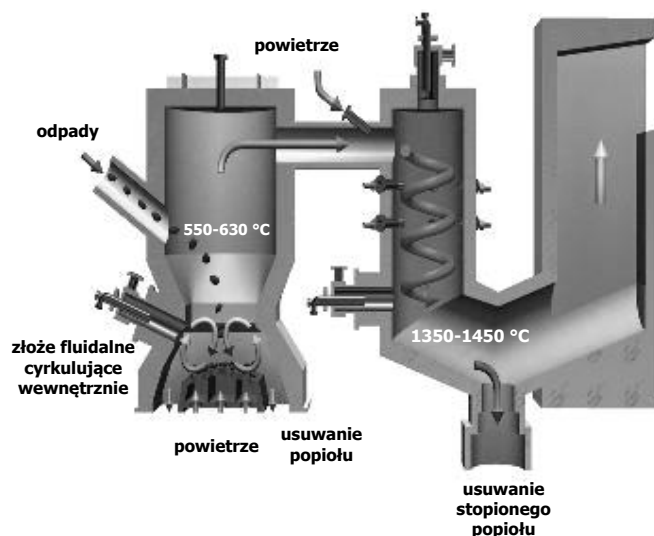


Rys.6. Schemat instalacji firmy Corenso United Oy Ltd. w Varkaus

Jest to pierwsza instalacja na świecie, w której można odzyskać aluminium z folii, znajdujących się w zużytych opakowaniach wielowarstwowych. Materiał włóknisty jest wykorzystywany do produkcji płyt stolarskich, a aluminium – jako surowiec do ponownej produkcji folii. Pozostałe tworzywa sztuczne zawarte w opakowaniach są zgazowywane w celu produkcji energii. Metale i metalowe opaski z opakowań zebranych surowców wtórnych są przesyłane do recyklingu w przemyśle metalowym.

4.3. Proces „TwinRec” - Alstom/Ebara (Japonia)

Proces TwinRec jest połączonym układem zgazowania i spalania, gdzie gaz powstający w reaktorze ze złożem fluidalnym jest spalany, a następnie kierowany przez kocioł odzysknicowy do instalacji oczyszczania [6]. Schemat procesu TwinRec zaprezentowany jest na rysunku 7.



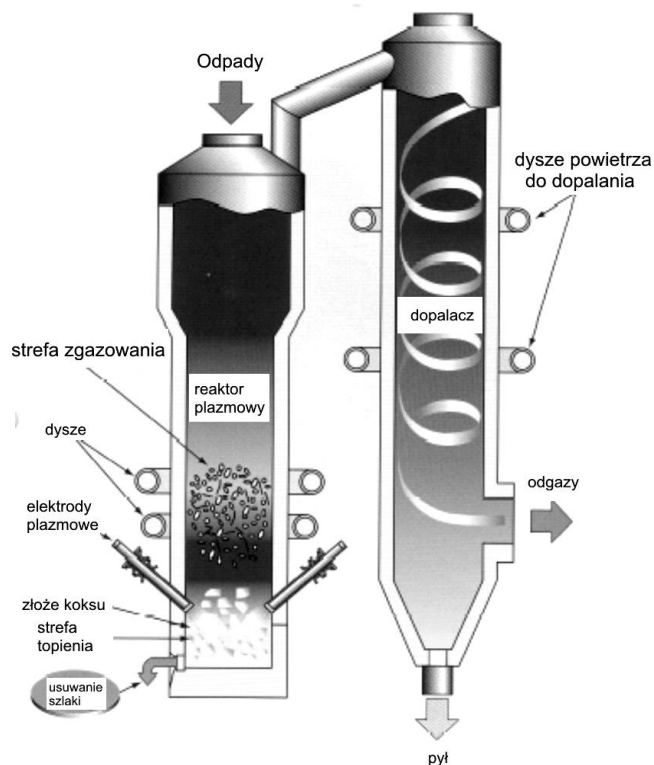
Rys.7. Schemat procesu TwinRec [6]

Zgazowanie odpadów ma miejsce w reaktorze fluidalnym ze złożem cyrkulującym wewnątrz. Pracuje on pod ciśnieniem atmosferycznym, w temperaturze 550÷600°C, przy około 30% ilości powietrza wymaganej dla zapewnienia spalania stechiometrycznego. Spalanie powstałego gazu z dodatkiem powietrza wtórnego ma miejsce w cyklonowej komorze topienia popiołu w temperaturach 1350÷1450°C. W tej temperaturze dioksyne i furany ulegają destrukcji, a materiał nieorganiczny przechodzi w stan stopionej szlaki, która jest schładzana wodą i w formie zwitryfikowanego granulatu usuwana z układu.

Pierwsza instalacja wykorzystująca system zgazowania w złożu fluidalnym połączony z przetapianiem, wyposażona w turbinę parową, rozpoczęła działalność w miejscowości Sakata (Japonia). Obecnie w Japonii pracuje już ponad dwadzieścia instalacji tego typu. Instalacja Asahi Clean Center w Kawaguchi (Japonia) przetwarza 420 Mg odpadów komunalnych w ciągu doby.

4.4. Technologia Hitachi Metals (Japonia)

W procesie technologicznym Hitachi Metals wykorzystano plazmowy reaktor Westinghouse do topienia odpadów stałych [7]. Schemat procesu przedstawiono na rysunku 8.



Rys.8. Schemat procesu Hitachi Metals [7]

W technologii Hitach Metals zastosowano reaktor z podmuchem powietrznym, ogrzewany plazmowo i zapewniający całkowite utlenienie węgla związanego w surowcu oraz przetopienie nieorganicznej pozostałości do szlaki. Gorący gaz syntezowy spalany jest w palniku, bezpośrednio poza reaktorem zgazowania. Ciepło wytworzone podczas spalania gazu jest wykorzystywane w kotle odzysknicowym do produkcji pary i wytwarzania energii elektrycznej.

W instalacji Yoshii (Japonia), działającej od 1999 roku, przerabia się stałe odpady komunalne w ilości 26 Mg/dobę. Gaz syntezowy jest wykorzystywany do generowania ciepła. W instalacji Mihama-Mikata (Japonia), działającej od 2002 roku, przerabia się 19 Mg/dobę stałych odpadów komunalnych i ponad 5 Mg/dobę osadów ściekowych. Gaz wykorzystuje się do generowania ciepła. W instalacji Utashinai przerabia się od 2003 roku 200 Mg/dobę stałych odpadów komunalnych i produkuje 7,9 MWe energii elektrycznej, z czego 4,3 MWe jest przeznaczone na sprzedaż.

5. Podsumowanie

Przedstawione informacje dotyczące zgazowania odpadów, a przede wszystkim zaprezentowane wybrane przemysłowe technologie, świadczą o prowadzeniu na całym świecie szerokich działań zmierzających do ciągłego rozwoju i popularyzacji tej znanej od dawna technologii.

Na podstawie zaprezentowanych informacji widać, iż doskonaleniu poddawane są zarówno technologie zgazowania odpadów w złożu stałym, jak i fluidalnym. Reaktory strumieniowe nie są dotychczas stosowane do zgazowywania odpadów stałych, chociaż stosuje się je do zgazowania odpadów ciekłych. Wprowadzane udoskonalenia techniczne mają na celu przede wszystkim optymalizowanie energetyczne całego układu technologicznego.

Jakkolwiek zgazowanie uznawane jest za bardzo obiecujący sposób termicznej utylizacji odpadów i opracowano już wiele różnych technologii ich zgazowania, to jednak wciąż znaczna ilość zagadnień związanych ze zgazowaniem odpadów wymaga rozwiązania a wiele przeszkód – przewyciężenia, dla większego upowszechnienia się tej technologii.

Technologie zgazowania odpadów najbardziej rozpowszechnione są jak dotychczas w Japonii. Z ekonomicznego punktu widzenia nie są one bardziej atrakcyjne od technologii bezpośredniego spalania. Biorąc pod uwagę obecny stan gospodarki odpadami w naszym kraju, a w szczególności praktycznie zupełny brak instalacji termicznej utylizacji odpadów, trudno liczyć na to, iż w najbliższej przyszłości ten sposób zagospodarowania opadów może zostać zastosowany na większą skalę w Polsce. Bardziej realne jest rozpowszechnienie małoskalowych układów zgazowania odpadów w złożu stałym, np. takich jak zgazowarka EKOD-1 firmy ZAMER w miejscowości Leszno Górne, zgazowująca odpady garbarskie i tekstylne.

Literatura

1. Van Heck K.H.: Technical status and new developments of coal gasification processes. Carbon and coal gasification. NATO ASI Series, Series E: Applied Sciences – No. 105, 403÷420.
2. A Current Perspective On the Gasification Industry – Robust Growth Forecast, Department of Energy USA, National Energy Technology Laboratory (www.netl.doe.gov/coal/gasification/index.html).
3. Gasification Database (7/2005) DOE, NETL (<http://www.netl.doe.gov/technologies/coalpower/gasification/database/GASIF2004.xls>).
4. Stiegel G.J., Der V., Clayton S.: Gasification Technologies Project Portfolio; U.S. Dept. of Energy, National Energy Technology Laboratory, June 2006.

5. Heermann C., Schwager F.J., et al.: Pyrolysis & Gasification of Waste: A worldwide technology and business review, Juniper Consultancy Services LTD, 2001.
6. Delgado C., Barruetabeña L., Salas O.: Assessment of the Environmental Advantages and Drawbacks of Existing and Emerging Polymers Recovery Processes, Report European Commission Joint Research Centre, 2007.
7. Evaluation of Conversion Technology Processes and Products, University of California. California, 2004.

Technologie termochemicznej konwersji zużytych opon samochodowych

Ryszard Wasielewski, Sławomir Stelmach – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

Streszczenie. Zużyte opony posiadają duży potencjał energetyczny. Spalanie opon, szczególnie w przemyśle cementowym, jest główną drogą odzysku zawartej w nich energii. Dla odzysku energii z tych odpadów stosowane są również procesy pirolizy i zgazowania. Szczególnie proces pirolizy, ze względu na znacznie mniejsze strumienie gazów do obróbki, a także potencjalnie użyteczne produkty, cieszy się dużym zainteresowaniem. W opracowaniu przedstawiono informacje dotyczące przebiegu tego procesu oraz możliwości zagospodarowania produktów pirolizy zużytych opon. Scharakteryzowano również najważniejsze przemysłowe technologie pirolizy oraz zgazowania zużytych opon.

1. Wprowadzenie

Zużyte opony są jednym z tych odpadów, które w największym stopniu obciąża środowisko naturalne. Konstrukcja opon sprawia, że są one trudne do recyklingu. Stanowią złożoną kompozycję wielu różnych materiałów, obejmującą kilka rodzajów gumy, sadzę węglową, kord stalowy oraz w mniejszym udziale inne składniki organiczne i nieorganiczne. Odpady te posiadają duży potencjał energetyczny. Charakteryzują się wysoką wartością opałową ($31\div 32$ MJ/kg), a dodatkową korzystną cechą są niewielkie wahania ich uśrednionego składu chemicznego. Spalanie opon, szczególnie w przemyśle cementowym, energetycznym i papierniczym, jest dotychczas praktycznie jedyną drogą odzysku zawartej w nich energii.

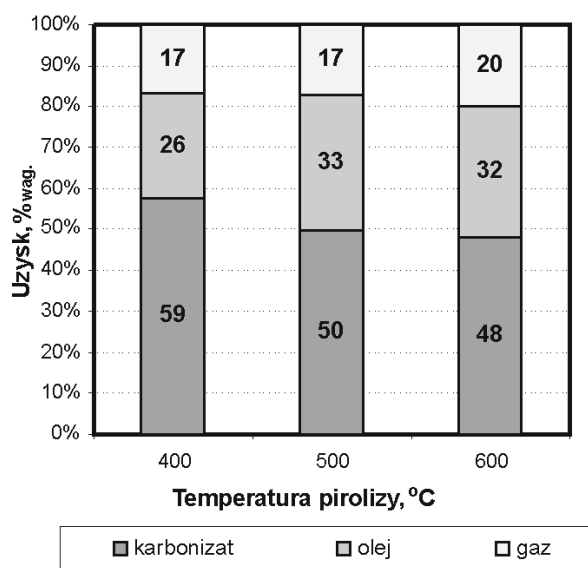
Należy jednak zauważyć, że bezpośrednie spalanie opon – zgodnie z danymi zaprezentowanymi w publikacji [1] – pozwala na odzysk do około 40% energii chemicznej zawartej w oponach. Przy zgazowaniu lub pirolizie zużytych opon efektywność odzysku energii może być znacznie wyższa – nawet do 70% [4]. Proces pirolizy, ze względu na znacznie mniejsze strumienie gazów do obróbki, a także potencjalnie użyteczne produkty, cieszy się coraz większym zainteresowaniem.

Piroliza to proces degradacji cząsteczki pod wpływem dostatecznie wysokiej temperatury w środowisku beztlenowym [2]. W zależności od wysokości temperatury procesu rozróżnia się pirolizę niskotemperaturową – zwaną potocznie wylewaniem (około $450\div 700^{\circ}\text{C}$) oraz wysokotemperaturową – nazywaną koksowaniem (około $900\text{--}1100^{\circ}\text{C}$). Pojęcia wylewania i koksowania stosowane są przede wszystkim w pirolitycznej konwersji paliw kopalnych, realizowanej przy niskich szybkościach nagrzewania wsadu, rzędu kilku stopni na minutę. Gdy proces pirolizy dotyczy rozkładu fazy stałej, nazywany jest wtedy odgazowaniem; w przypadku rozkładu fazy ciekłej bądź gazowej – krakingiem [3].

2. Charakterystyka procesu pirolizy zużytych opon oraz powstających produktów

W procesie pirolizy, duża część frakcji organicznej opon, w warunkach wysokiej temperatury i atmosferze pozbawionej tlenu, ulega rozkładowi do lekkich produktów małocząsteczkowych, ciekłych lub gazowych, które można wykorzystać jako paliwa lub surowce chemiczne. Również pozostałości stałe – karbonizat i stal – mogą być ponownie wykorzystane. Stal w procesach metalurgicznych, a karbonizat np. jako prekursor adsorbentów węglowych [1].

W Instytucie Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrzu przeprowadzono testy pirolizy granulatu gumowego ze zużytych opon samochodowych w temperaturach 400, 500 i 600°C w reaktorze ze złożem stałym w środowisku azotu [4]. Zastosowano w tym celu stanowisko doświadczalne wyposażone w piec elektryczny, stalową retortę oraz układ kondensacji produktów lotnych. Jako surowiec do badań wykorzystano handlowy granulak gumowy, który w wyniku przeróbki mechanicznej opon został rozdrobniony do wielkości cząstek poniżej 10 mm oraz pozbawiony frakcji metalowej i częściowo włókien kordu tekstylnego. W wyniku pirolizy granulatu z opon, uzyskano trzy produkty: karbonizat, olej i gaz. Na rysunku 1 przedstawiono zmiany uzysków produktów w funkcji zmian temperatury pirolizy.



Rys.1. Zmiany uzysku produktów pirolizy granulatu z opon

Z wykresu wynika, że wraz ze wzrostem temperatury pirolizy granulatu gumowego maleje uzysk karbonizatu, rośnie zaś uzysk oleju i gazu. Można zauważyć, że uzysk produktów ciekłych osiąga maksimum w temperaturze pirolizy wynoszącej 500°C, zaś z dalszym jej wzrostem – maleje, kosztem zwiększenia uzysku gazu. Przypisuje się to, między innymi, wtórnym reakcjom

krakingu termicznego produktów ciekłych, które pozostają stosunkowo długo w gorącej strefie reaktora. Należy przy tym zauważyć, że z reakcjami powodującymi ubytek karbonizatu, konkurują też reakcje karbonizacji oleju. Długie czasy przebywania wyższych węglowodorów zawartych w oleju w gorącej strefie reaktora mogą skutkować także powstawaniem karbonizatu.

Poniżej przedstawiono charakterystykę uzyskanych produktów pirolizy.

Karbonizat z opon jest lekkim i kruchym materiałem wysoko uwęglonym i wykazuje podobieństwo właściwości fizykochemicznych do sadzy. Posiada wysoką wartość opałową, która jest jednak niższa od surowca wyjściowego, ze względu na wyższą zawartość popiołu. Istotna, ze względu na możliwość energetycznego wykorzystania karbonizatu, jest znacząca zawartość siarki, przekraczająca często 2% wag., która może mieć niekorzystny wpływ na emisję tlenków siarki podczas jego spalania. Siarka zawarta w oponach pozostaje głównie w karbonizacie, przy czym jej zawartość zmniejsza się ze wzrostem temperatury pirolizy. Głównymi kierunkami zagospodarowania karbonizatu ze zużytych opon jest produkcja adsorbentów, których jakość obniża jednak wysoka zawartość popiołu. Wykazują one strukturę porowatą, którą stosunkowo łatwo jest rozbudować w procesie aktywacji. Karbonizaty z opon cechują się zwykle wysoką zawartością tlenku cynku i krzemionki w popiele, na skutek stosowania tych związków, jako dodatków w produkcji opon. Stwarza to możliwości wykorzystania karbonizatu, jako reduktora węglowego w metalurgii cynku, np. w procesie Waelz'a.

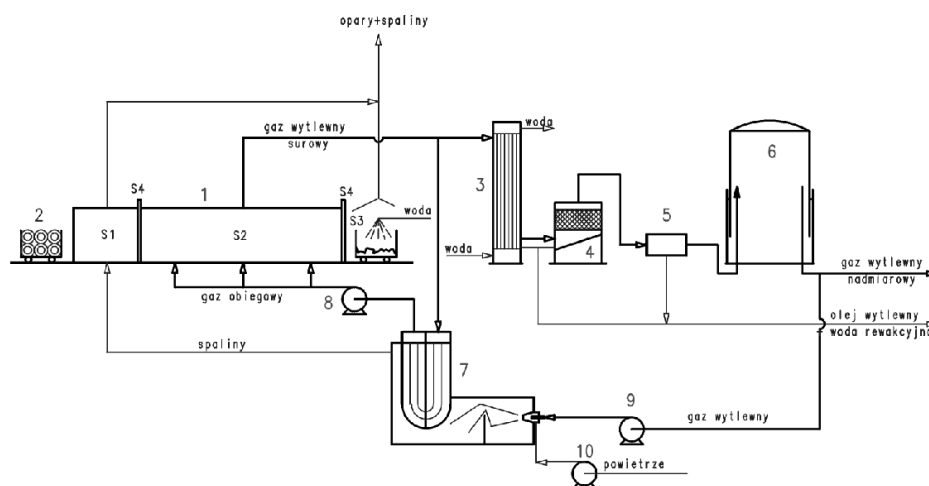
Produkt ciekły jest lekko zawodnionym, brązowym olejem pirolitycznym o intensywnym, ostrym zapachu. Olej pirolityczny, o gęstości mniejszej od wody, wykazuje charakter aromatyczny, intensywniejszy wraz ze wzrostem temperatury pirolizy. Stanowi on złożoną mieszaninę związków organicznych C_6 - C_{24} , ze znaczącą zawartością takich związków aromatycznych jak: benzen, toluen, ksylen, limonen, a także pochodne naftalenu, fenantrenu, fluorenu, dwufenylu i innych. Olej posiada wysoką wartość opałową, powyżej 40 MJ/kg. Jednak zawartość siarki w oleju często przekracza limit 1%, obowiązujący w Unii Europejskiej dla olejów komercyjnych. Dlatego, przed wykorzystaniem w charakterze paliwa, olej ten powinien być poddany dodatkowej obróbce, np. na drodze hydrowy rafinacji. Pomimo podobieństwa właściwości fizykochemicznych olejów z pirolizy opon do paliw pochodzących z przerobu ropy naftowej, występują jednak znaczące różnice właściwości fizykochemicznych tych produktów. Oleje z pirolizy opon mają niższą temperaturę zapłonu, wynoszącą około 15-18°C (dla porównania np. olej diesla 75°C), mniejszą zawartość związków alifatycznych, a dla poszczególnych frakcji destylacyjnych występuje szerszy zakres wielkości masy cząsteczkowej niż w olejach napędowych.

Gaz pirolityczny zawiera głównie wodór, węglowodory lekkie C_1 - C_4 oraz tlenek i dwutlenek węgla. Kauczuki wykorzystywane do produkcji opon charakteryzują się obecnością podwójnych wiązań węgiel-węgiel. Głównym gazem powstającym podczas termicznej degradacji polimeru kauczuku butadienowo-

styrenowego w niższych temperaturach jest butadien. Kraking termiczny w wyższych temperaturach powoduje rozrywanie łańcuchów węglowodorów oraz powstawanie wysoce reaktywnych wolnych rodników, które uczestniczą we wtórnych reakcjach aromatyzacji. W wyniku tych reakcji powstają także wodór i metan. Tak więc ze wzrostem temperatury pirolizy rośnie w gazie zawartość wodoru i metanu kosztem udziału węglowodorów wyższych. Gaz pirolityczny posiada wysoką wartość opałową, (często powyżej 35MJ/Nm^3) zwykle wystarczającą na zaspokojenie potrzeb energetycznych, związanych z podtrzymywaniem przebiegu procesu pirolizy przy wykorzystaniu go jako paliwa. Obecność w gazie pirolitycznym siarkowodoru, stwarza jednak zagrożenie emisyjne podczas spalania gazu. Wartość opałowa gazu pirolitycznego zmniejsza się ze wzrostem temperatury pirolizy, na skutek malejącej zawartości w gazie wyższych węglowodorów.

3. Przemysłowe technologie pirolizy zużytych opon samochodowych

Piroliza zużytych opon samochodowych cieszyła się zainteresowaniem już w latach siedemdziesiątych, szczególnie w Stanach Zjednoczonych i Japonii. Również w Instytucie Chemicznej Przeróbki Węgla uruchomiono wtedy prototypową, pilotową instalację pirolizy całych opon opartą o technologię pieca tunelowego (rys. 2) [5].



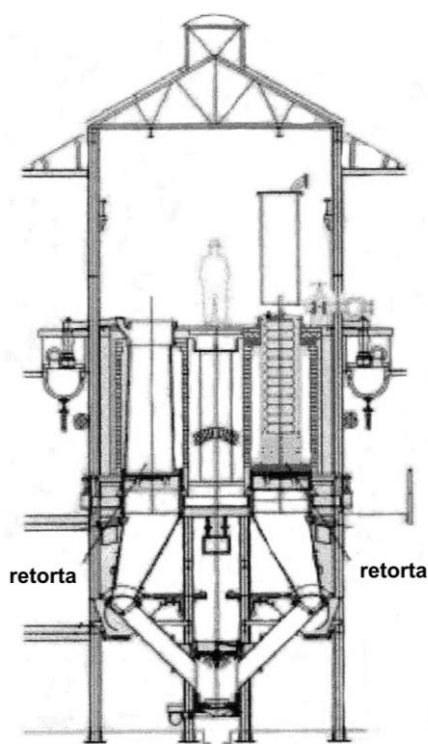
Rys.2. Schemat instalacji pirolizy z piecem tunelowym opracowanej w IChPW

1 – piec tunelowy, S1 – strefa podgrzewania (260°C), S2 – strefa pirolizy (500°C), S3 – strefa chłodzenia, S4 – śluza, 2 – wózek załadowniczy, 3 – chłodnica, 4 – demister, 5 – łapacz kropel, 6 – zbiornik gazu wylęwnego 7 – podgrzewacz gazu, 8 – wentylator gazu obiegowego, 9, 10 – wentylatory

Pomimo wielu badań prowadzonych w różnych krajach, wskazujących na duże możliwości i korzyści wynikające z zastosowania pirolizy dla przerobu opon, dotychczas proces ten jest jednak sporadycznie wykorzystywany w skali

komercyjnej. Nadal jednak ponad 40 firm na całym świecie promuje i rozwija różne warianty technologiczne procesu pirolizy dla przerobu zużytych opon samochodowych, z czego ponad połowa jest wyspecjalizowana wyłącznie dla tego surowca, podczas gdy pozostałe są przeznaczone również dla innych strumieni odpadów [6-8].

Aktualnie, tylko jedna instalacja przeznaczona wyłącznie dla pirolizy zużytych opon działa w Europie w skali komercyjnej. Zlokalizowana w Wielkiej Brytanii instalacja Anglo United Environmental (AUE) przerabia 15 tys. Mg opon/rok. Proces ten poprzednio znany był jako Coalite Tyre Pyrolysis (COALITE). Proces pirolizy bazuje na istniejącej technologii produkcji paliw bezdymnych. Istniejącą w Bolsover w hrabstwie Derbyshire (Wielka Brytania) instalację poddano niewielkim modyfikacjom, aby przystosować ją do pirolizy całych opon. W instalacji tej około 50 ułożonych w stos opon o łącznej wadze ~350 kg jest umieszczane w stalowej retorcie, która po zamknięciu opuszczana jest do komory pirolitycznej (rys. 3).



Rys.3. Instalacja pirolizy odpadów opon według technologii COALITE, Wlk. Brytania

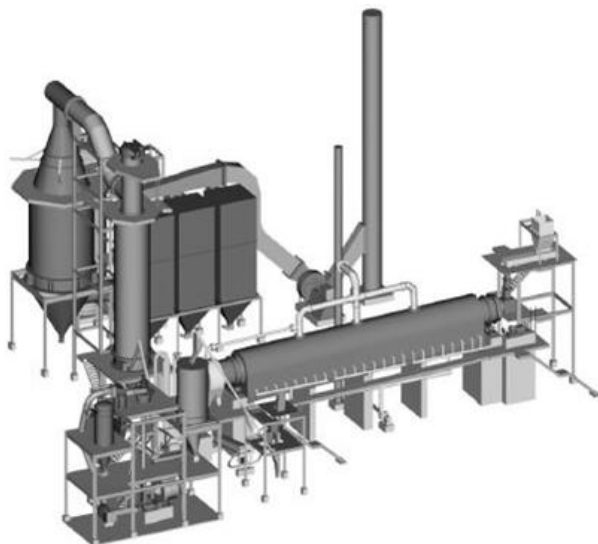
Gaz wytwarzany w procesie wykorzystywany jest do ogrzewania komory, a jego ilość jest wystarczająca dla zapewnienia potrzeb energetycznych procesu. Surowy gaz popirolityczny oczyszczany jest w elektrofiltrze, a następnie wykorzystywany w kolejnym cyklu procesowym. Piroliza opon trwa około 8 godzin, a każda bateria pieców jest zdolna do przetworzenia około 7,5 tys. Mg opon/rok. Docelowa zdolność przetwórcza zakładu ma wynieść 60 tys. Mg opon/rok.

Firmy Beven Recycling oraz United Kingdom Atomic Energy Authority uruchomiły instalację pirolizy zużytych opon samochodowych w Witney w hrabstwie Oxfordshire (Wielka Brytania). Całe opony (około 1 Mg, co stanowi 150-170 sztuk) umieszczane są w retortach stalowych zawieszonych nad piecami (podobnie, jak w procesie COALITE). Gazy pirolityczne poddawane są przeponowemu chłodzeniu w chłodnicach wodnych, gdzie oddzielona zostaje frakcja olejowa. Oczyszczony gaz (po przejściu przez skrubler) kierowany jest do palników i spalany,

w wyniku czego generowane jest ciepło niezbędne dla realizacji procesu. Kiedy proces pirolizy się kończy, retorty są chłodzone i przedmuchiwane azotem. Uzyskany olej jest pompowany do zbiorników magazynowych. Następny cykl pirolizy rozpoczyna się niemal natychmiast z wykorzystaniem drugiej baterii pieców i retort. Stała pozostałość poprocesowa jest rozdzielana na stal i karbonizat. Emisja na kominie instalacji jest kontrolowana w regularnych interwałach czasowych podczas każdego cyklu. Zakład zaprojektowano tak, aby mógł przetwarzać do 500 tys. sztuk opon rocznie. Z jednej tony opon uzyskuje się w tej instalacji około 230-275 kg oleju, 400-410 kg karbonizatu, 130-160 kg stali i 190-210 kg gazu. Instalacja firmy Beven działała na zasadach komercyjnych przez kilka lat, jednak ostatnio przerwała działalność.

Amerykańskie firmy Conrad Industries Inc. w Chehalis (stan Waszyngton) oraz Kleenair Products Company z siedzibą w Clackamas (stan Oregon) opracowały technologię pirolizy o nazwie handlowej „Advanced Recycling Technology” (ART). Technologia ta umożliwia przerób odpadów rozdrobnionych do poniżej 2 cali o zawartości wilgoci poniżej 15% wag. Do poziomego reaktora obrotowego podaje się rozdrobnione odpady wraz z wodorotlenkiem wapnia jako czynnikiem reagującym z kwaśnymi składnikami gazu pirolitycznego. Uzyskuje się około 36% wag. olejów pirolitycznych. Firma Conrad eksploatuje dwie instalacje pilotowe o zdolnościach przerobowych 3,5 i 24 Mg opon/dzień.

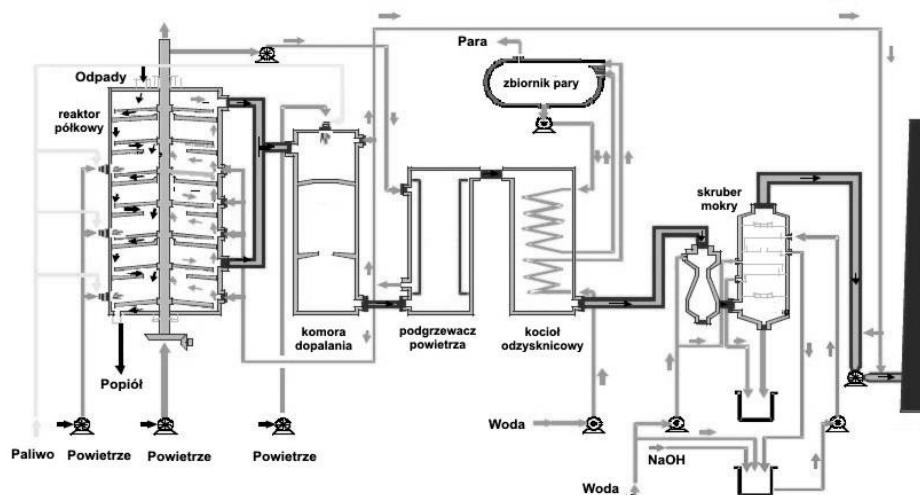
Koncern Metso Minerals Industries Inc. z siedzibą w Denville w stanie Pensylwania (USA) oferuje na rynku technologię pirolizy zużytych, rozdrobnionych opon samochodowych z wykorzystaniem pieca obrotowego ogrzewanego w sposób pośredni gazem ziemnym do temp. 450°C (rys. 4). Metso Minerals we współpracy z brytyjską firmą PYReco planują uruchomienie w najbliższych latach w Tees Valley w Wielkiej Brytanii instalacji pirolizy zużytych opon o zdolności przerobowej 60 tys. Mg opon/rok.



Rys.4. Schemat instalacji pirolizy zużytych opon firmy Metso Minerals Industries, USA

Francuska firma Nexus Technologies, z siedzibą w Chateaufrenard Cedex, opracowała proces pirolizy odpadów nazwany SOFTER, w którym wykorzystuje się metalowe kontenery do podawania surowca do tunelu pirolitycznego poprzez system śluzowy, dla wyeliminowania dostępu powietrza do strefy reakcji. Kontenery te są przesuwane wzdłuż tunelu i podgrzewane do 650°C. Czas przebywania kontenerów w reaktorze wynosi do 8 godzin. Po wyprowadzeniu kontenerów z reaktora karbonizat jest z nich wysypywany i chłodzony wodą. Firma Nexus zbudowała instalację demonstracyjną o wydajności 5,5 tys. Mg opon/rok w Digny w pobliżu Avignon we Francji, która została zatrzymana w roku 2001.

Belgijska firma NESA opracowała technologię pirolizy odpadów z wykorzystaniem reaktora półkowego z mieszadłem, ogrzewanego bezpośrednio spalaniem. Gazy pirolityczne odbierane są zarówno z górnej, jak i dolnej części reaktora, a następnie kierowane do komory spalania oraz kotła odzysknicowego dla produkcji pary. Piroliza zachodzi w temperaturze 500-600°C, natomiast spalanie gazów pirolitycznych w temperaturze powyżej 800°C. Dwie instalacje według tej technologii wybudowano w Niemczech w Zanders, a jedną we Francji w Ciments D'Origny. Instalacje te przeznaczone są do przerobu osadów ściekowych, jednak technologia NESA umożliwia również przerób rozdrobionych zużytych opon (rys. 5).

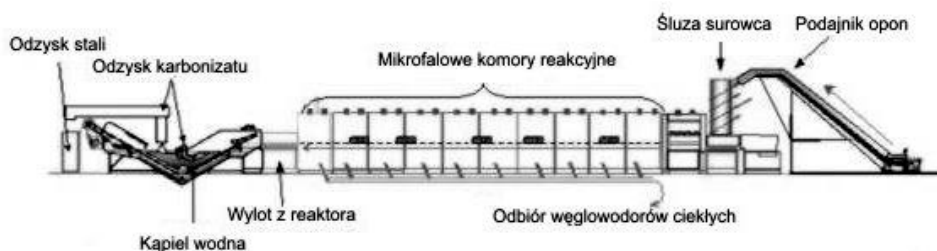


Rys.5. Technologia pirolizy odpadów opon firmy NESA, Belgia

W planach inwestycyjnych firm europejskich zajmujących się recyklingiem zużytych opon znajdowało się kilka innych projektów, takich jak instalacja pirolizy firmy LIG (Liegeschäfts – und Innovations GmbH) w Miltzow, w północno-wschodnich Niemczech oraz instalacja firmy Four Ashes w Wolverhampton, Wielka Brytania. Projekty te zostały jednak zatrzymane, z powodu braku opłacalności finansowej.

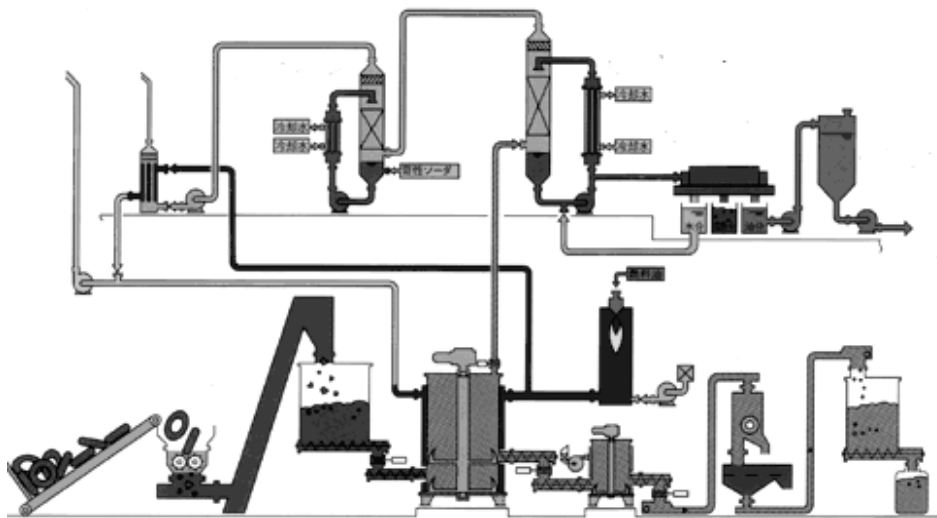
Instalacje do pirolizy zużytych opon działają w skali komercyjnej w Południowej Azji. Przedsiębiorstwo amerykańskie Products Carbon International posiada instalację referencyjną w Korei Południowej. Amerykański koncern Titan Technologies posiada trzy komercyjne instalacje w Taipei, na Tajwanie oraz w Chung-Ju i Taegu City, w Korei Południowej, chociaż pojawiają się doniesienia o przerwaniu ich pracy.

Oferowane na rynku są także inne niekonwencjonalne techniki pirolizy opon, takie jak procesy mikrofalowe, które oferują firmy AMAT (Advanced Molecular Technology Agitation) w Wielkiej Brytanii i EWI (Environmental Waste International) w Kanadzie (rys. 6), jak również technika pirolizy próżniowej z wykorzystaniem soli stopionych, która została opracowana przez firmę Pyrovac z Kanady.



Rys.6. Technologia pirolizy mikrofalowej EWI, instalacja Ajax, Ontario, Kanada

Ciekawe rozwiązania w zakresie pirolizy zużytych opon z wykorzystaniem przeponowo ogrzewanego spalinami reaktora z mieszadłem obrotowym oferuje także japońska firma OKADORA (rys. 7) [9].



Rys.7. Technologia pirolizy odpadów opon firmy OKADORA, Japonia

Szwajcarska firma Alcyon Engineering S.A. w roku 2000 uruchomiła instalację pirolizy zużytych opon samochodowych w Kaohsiung na Tajwanie.

Firma Alcyon oferuje dwie technologie pirolizy opon – wersję uproszczoną (technologia TiRec®FUEL), w której produktami końcowymi procesu są wyłącznie gaz, olej i karbonizat oraz wersję wzbogaconą o układ zgazowania karbonizatu i kogeneracji energii elektrycznej oraz ciepła (TiRec®COGEN). W technologiach tych opony, rozdrobnione na fragmenty o rozmiarach około 5x5 cm, poddawane są pirolizie próżniowej. Stała pozostałość poprocesowa (karbonizat) zawiera oprócz frakcji węglowej tlenek cynku, fragmenty kordów stalowych oraz krzemiany. Stal usuwana jest za pomocą separacji magnetycznej.

Prowadzone są również badania nad przemysłowym wykorzystaniem procesu pirolizy (koksowania) węgla do utylizacji zużytych opon. W koksowni Voestalpine Stahl GmbH w Linzu prowadzono testy współkoksowania tych odpadów ze wsadem węglowym. Około 500 Mg zużytych opon zostało rozdrobnionych do granulatu gumowego o średnicy < 16 mm. Podczas testu, trwającego 12 dni, stosowano dodatek granulatu do koksowniczej mieszanki węglowej w ilości 1% wag. Przeprowadzono szeroki zakres badań i analiz (przed, w trakcie oraz po zastosowaniu dodatku gumowego do wsadu). Stwierdzono, że wykorzystanie granulatu gumowego nie wpłynęło znacząco na przebieg koksovania [10].

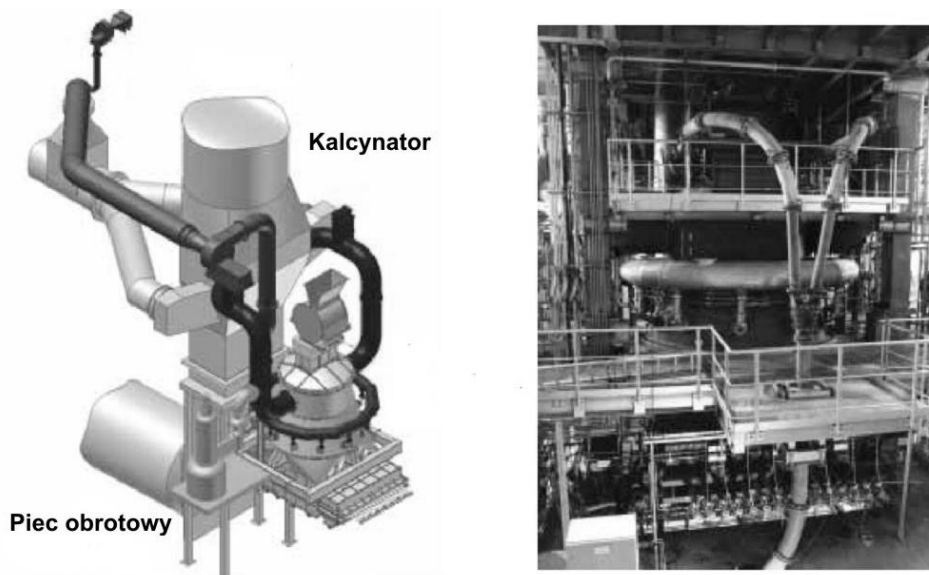
4. Zgazowanie zużytych opon

Zgazowanie różni się od pirolizy tym, że zamiast atmosfery beztlenowej, proces prowadzony jest w obecności kontrolowanej ilości powietrza, niewystarczającej dla pełnego spalania, przez co możliwe jest wytwarzanie jako głównego produktu – gazu palnego. Gaz ten może służyć zarówno jako paliwo, jak i surowiec do syntez chemicznych – po odpowiedniej przeróbce.

Rozkład związków organicznych występujących w oponach samochodowych do składników czystego gazu syntezowego (H_2 , CO) w warunkach procesu zgazowania powietrznego jest oceniany jako trudny do osiągnięcia. Niewiele technologii zgazowania odpadów oferowanych w skali komercyjnej jest dedykowanych zużyтым oponom samochodowym [6-8]. Jedną z najbardziej wyspecjalizowanych spośród nich jest niemiecka technologia firmy Krupp Polysius AG, gdzie proces zgazowania odpadów gumowych powiązany w jeden system z procesem wytwarzania cementu. Gaz syntezowy powstający w wyniku zgazowania odpadów jest spalany w sekcji kalcynacji pieca cementowego, a stałe pozostałości popiołowe dozowane są do pieca cementowego, gdzie wchodzi w skład klinkieru cementowego. Instalacja oparta o tę technologię działa w skali komercyjnej w Szwajcarii (rys. 8).

Zgazowanie i piroliza są czasami stosowane łącznie dla przerobu zużytych opon samochodowych. Przykładem takiej kombinacji jest brytyjska technologia Compact Power Process. Instalację o wydajności 7500 Mg rok, pracującą według tej technologii, uruchamia aktualnie firma Ethos Recycling w Avonmouth

koło Bristolu w Wielkiej Brytanii. Podane za pomocą podajnika ślimakowego rozdrobnione zużyte opony są przetwarzane w ogrzewanym przepływowo reaktorze rurowym z wytworzeniem koksiku, popiołu i gazu. Karbonizat i popiół są zgazowywane w reaktorze ze złożem stałym. Powstające gazy są następnie wspólnie spalane a wytworzone ciepło jest wykorzystywane do produkcji pary, przy czym część tej pary jest wykorzystywana do zgazowania koksu. Spaliny są głęboko oczyszczane w skruberach i układzie katalitycznej redukcji tlenków azotu przed wypuszczeniem do atmosfery.



Rys.8. Reaktor zgazowania zużytych opon Krupp Polysius AG, Niemcy/Szwajcaria

Amerykańska firma Thermogenics Gasification Process działająca w Albuquerque (stan Nowy Meksyk) opracowała współprądowy gazogenerator ogrzewany bezpośrednio z nadmuchem powietrznym i z ciągłym zasilaniem stałymi odpadami komunalnymi, który może pracować z wydajnością od 0,5 do 3 Mg odpadów/godz. Reaktor ten może być również wykorzystywany do zgazowywania rozdrobnionych zużytych opon samochodowych. Firma Thermogenics wybudowała trzy instalacje komercyjne. Celem strategicznym Thermogenics jest wytwarzanie paliwa alkoholowego z gazu syntezowego o nazwie handlowej ECALEN, we współpracy z firmą Power Energy Fuels Inc. Jest to mieszanka metanolu i nasyconych alkoholi C_2-C_5 .

Firma Vista International Technologies, Inc. (wcześniej znana jako Nathaniel Energy Corporation) działająca w Hutchins (stan Texas, USA) opatentowała dwuetapową technologię zgazowania zużytych opon samochodowych, prowadzoną w poziomym reaktorze o nazwie Thermal Gasifier, wyposażonym w podwójny ruszt taśmowy. W reaktorze tym zachodzą kolejno procesy suszenia i zgazowania odpadów w odrębnych strefach komory reakcyjnej, a końcowy proces spalania uzyskanych gazów ma miejsce w tunelu dopa-

lającym umieszczonym bezpośrednio przed kotłem. Proces kontrolowany jest przez dokładną regulację dopływu powietrza do poszczególnych stref reakcyjnych. W reaktorze wykorzystuje się odbite ciepło promieniowania (z reakcji częściowego utleniania gazu zachodzących w drugiej strefie przesuwającego się rusztu; temperatura gorących gazów wynosi od 1200 do 1650°C), dla podniesienia temperatury w pierwszej strefie reaktora do około 650-815°C i podtrzymania przebiegu procesu.

Kanadyjska firma Enerkem Technologies Inc. opracowała technologię zgazowania BIOSYN wykorzystującą reaktor z fluidalnym złożem pęcherzykowym z podmuchem powietrznym lub tlenowym, pracujący pod ciśnieniem około 16 MPa, do zgazowania różnego rodzaju odpadów stałych. W procesie tym prowadzony jest również katalityczny kraking smoły zawartej w wytwarzanym gazie procesowym. W 2002 roku w miejscowości Sherbrooke, w prowincji Quebec, uruchomiono instalację pilotową o zdolności przerobowej 2,8 Mg odpadów/dzień, w której przerabia się także rozdrobnione opony.

5. Podsumowanie

Piroliza jest jednym z bardziej obiecujących sposobów termicznego przetwarzania zużytych opon samochodowych. Proces pirolizy w odniesieniu do zużytych opon posiada szereg zalet, w tym między innymi:

- pozwala na wyższy poziom odzysku energii w porównaniu do ich bezpośredniego spalania,
- operuje się mniejszym strumieniem gazów, a więc gabaryty urządzeń służących do ich oczyszczania są mniejsze,
- wytworzony gaz pirolityczny zaspokaja potrzeby energetyczne dla podtrzymywania procesu pirolizy,
- oprócz odzysku energii w procesie spalania gazu pirolitycznego, uzyskuje się wartościowe produkty ciekłe oraz karbonizat, które po dodatkowej przeróbce mogą stanowić produkty komercyjne.

Istnieje wiele wariantów technologicznych prowadzenia procesu pirolizy opon samochodowych, sprawdzonych w skali pilotowej. Jednak koszty dodatkowego przerobu produktów pirolizy opon dla spełnienia wysokich wymagań jakościowych stawianych przez rynek, przy dużej konkurencji podobnych produktów, stanowią główną barierę opłacalności realizacji tego procesu [11].

W praktyce, niewiele instalacji zarówno pirolizy, jak i zgazowania zużytych opon samochodowych osiągnęło sukces komercyjny. Mimo to, zgazowanie i piroliza zużytych opon dla wytwarzania gazu syntezowego i/lub opałowego i jego konwersji w energię elektryczną, chociaż są dotychczas mało sprawdzonymi, lecz potencjalnie bardziej akceptowalnymi publicznie alternatywami dla spalania tych odpadów.

Literatura

1. Sharma V.R., Mincarini M., Fortuna F., Cognini F., Cornacchia G.: Disposal of waste tyres for energy recovery and safe environment – review. *Energy Conversion Management*, 1998, 5-6, s. 511-528.
2. Chodkowski J.: *Mały Słownik Chemiczny*. Wyd. III, Wiedza Powszechna, Warszawa, 1971.
3. Szpilewicz A.: *Półspalanie i zgazowanie paliw*. Wyd. Śląsk, Katowice, 1969.
4. Wasielewski R., Stelmach S., Sobolewski A.: Wybrane aspekty pirolizy zużytych opon samochodowych. *Inżynieria Chemiczna i Procesowa*, 26, 2001, s.801-816.
5. Zieliński H., Zbraniborski O., Kaczmarzyk G.: Piroliza złomu gumowego z zastosowaniem intensywnego bezprzeponowego ogrzewania. *Progress in Energy and Combustion Science*, 1999, 25, s. 55-59.
6. Wasielewski R., Sobolewski A.: Wybrane aspekty odzysku energii z odpadów gumowych. *Recykling i odzysk odpadów polimerowych*. Wyd. Instytut Chemii Przemysłowej, Warszawa, 2007, s. 181-184.
7. *Technology Evaluation and Economic Analysis of Waste Tire Pyrolysis, Gasification, and Liquefaction*. California Environmental Protection Agency, 2006.
8. Heermann C., Schwager, F.J., and Whiting K.J.: *Pyrolysis & Gasification of Waste: A worldwide technology and business review*. Juniper Consultancy Services, 2001.
9. Malkow T.: Novell and innovative pyrolysis and gasification technologies for energy efficient and environmentally sound MSW disposal. *Waste Management*, 24, 2004, s. 53-79.
10. Winter A., Pilz K., Gahleitner A., Woisetschlager G., Fiedl M.: Influence of rubber granulate in the coal blend on important process parameters of the coking plant. *Materiały 30 International Cokemaking Conference*, Malenowice, 2004, s. 51-53.
11. Archer E., Klein A., Whiting K.: The scrap tire dilemma - Can technology offer commercial solutions? *Waste Management World*, 2004, 17, s. 27-29.

Technologia zagospodarowania odpadów wielomateriałowych na płyty termoizolacyjne

Leszek Danecki – Ośrodek Badawczo-Rozwojowy Przemysłu Płyt Drewnopodobnych w Czarnej Wodzie, **Zbigniew Paluchiewicz** – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Centrum Gospodarki Odpadami w Katowicach

Streszczenie. Odzysk surowców wtórnych jest bardzo ważnym elementem gospodarki odpadami. Jego zadania to przede wszystkim: oszczędność zasobów naturalnych, zmniejszenie ilości odpadów oraz zmniejszenie ich negatywnego wpływu na środowisko. Odzysk, rozumiany jako wszelkie działania polegające na wykorzystaniu odpadów w całości lub w części, jest integralną częścią każdego systemu gospodarki odpadami. Aby funkcjonował prawidłowo niezbędne jest opracowywanie i wdrażanie nowych zaawansowanych technologii dla przetwarzania coraz trudniejszych do odzysku odpadów, a także stworzenie odpowiednich mechanizmów rynkowych warunkujących zbyt i zapotrzebowanie na surowce wtórne. Wszelkie działania preferujące odzysk materiałów odpadowych i większe wykorzystywanie w praktyce gospodarczej surowców wtórnych przyczynią się w konsekwencji do odchodzenia od metod zagospodarowania odpadów polegających głównie na ich unieszkodliwianiu (spalanie, składowanie), a tym sposobem również do ochrony zasobów naturalnych, ochrony środowiska i oszczędności energii.

1. Problemy odpadów wielomateriałowych

Większość materiałów, w szczególności na opakowania, jest produkowanych z modyfikowanych tworzyw sztucznych, tektury, papieru i drewna. Modyfikacja ta polega na wytwarzaniu kompozytu wielomateriałowego, między innymi poprzez wypełnianie materiału podstawowego tańszymi składnikami, warstwowym spajaniu kilku różnych rodzajów materiałów, sieciowaniu, zbrojeniu, lakierowaniu i stosowaniu innych podobnych zabiegów w celu wywołania zmiany struktury i własności pierwotnych. Tak przekształcone materiały o specjalnie ukierunkowanych właściwościach powodują, że wykonane z nich wyroby mają szereg zalet i lepiej spełniają wymagania użytkowe. Wadą wyrobów wykonanych z materiałów kompozytowych jest to, że niejednokrotnie po krótkotrwałym użyciu, stanowią odpad uciążliwy dla środowiska, trudny do wtórnego przetworzenia i wykorzystania. Stąd są one najczęściej składowane lub spalane i w ten sposób beżytecznie tracone.

Odzysk materiałowy odpadów wielomateriałowych jest jednak możliwy, ale wymaga bardziej zaawansowanych technologii przetwarzania. W celu wspólnego rozwiązywania podobnych problemów Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Oddział Zamiejscowy „Centrum Gospodarki Odpadami” w Katowicach i Ośrodek Badawczo-Rozwojowy Przemysłu Płyt Drewnopochodnych w Czarnej Wodzie nawiązały współpracę w obszarze tematyce pn. „Rozwój nowoczesnych metod zagospodarowania odpadów”. Podjęcie współpracy wynika z potrzeby połączenia doświadczeń i możliwości badawczych w interdyscyplinarnej tematyce gospodarki odpadami i produkcji płyt drewnopochodnych z surowców odpadowych. W ramach podjętej współ-

pracy zrealizowano ze środków Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego projekt badawczo-rozwojowy PBR R14 026 03 „Opracowanie technologii przetwarzania i odzysku uciążliwych dla środowiska odpadów opakowaniowych na materiały budowlane i wyroby użytkowe”, którego wyniki omówiono poniżej.

2. Możliwości ponownego przerobu odpadów wielomateriałowych

W badaniach nad opracowaniem procesu produkcji płyt zostały wykorzystane uciążliwe odpady wielomateriałowe powstające w dużych ilościach, jak:

- odpady etykiet z mycia butelek po piwie (fot. 1) – odpady użytkowe papieru, którego szkielet stanowią włókna celulozy wypełnione minerałami, jak: tlenki wapnia CaO (około 7,0%), tlenki krzemu (6,8%), tlenki glinu (około 5,7%) i inne minerały (około 5,5%) oraz zawierające pigmenty nieorganiczne i kleje,
- odpady pianki poliuretanowej sztywnej – odpady użytkowe z izolacji ociepleń rurociągów ciepłowniczych i produkcyjne powstające podczas procesu piankowania (wtrysku pianki poliuretanowej w formy rur i innych elementów armatury ciepłowniczej) (fot. 2) oraz odpady polistyrenu ekspandowanego z opakowań użytkowych,
- odpady folii LDPE z powłoką aluminiową (fot. 3) – ścinki folii wielomateriałowej wytwarzanej przez termiczne zespalanie folii polietylenowej i folii aluminiowej,
- odpady papieru powlekane folią LDPE (fot. 4) – ścinki folii wielomateriałowej wytwarzanej przez termiczne zespolenie pasma papieru z folią polietylenową,
- odpady folii PVB (fot. 5) i folii PVC zbrojone włóknem poliestrowym (fot. 6).



Fot.1. Etykiety z mycia butelek



Fot.2. Pianka poliuretanowa



Fot.3. Folia LDPE-Al



Fot.4. Folia LDPE z papierem



Fot.5. Folia PVB



Fot.6. Folia PVC

Ponadto do wytworzenia płyt zostały wykorzystywane handlowe komponenty, takie jak: żywica mocznikowa, środek przeciwdhezyjny, środek zmniejszający palność i tkanina polipropylenowa (fizelina). Dodatki te ułatwiają wstępne formowanie arkuszy płytowych oraz nadają wymagane właściwości użytkowe płyt gotowych.

3. Technologia produkcji płyt termoizolacyjnych z odpadów

Proces wytwarzania płyt termoizolacyjnych z wyselekcjonowanych odpadów wielomateriałowych sprowadza się do następujących operacji technologicznych:

- rozdrabniania i rozwłókniania poszczególnych odpadów,
- mieszania i ujednordniania składników mieszanki surowcowej,
- formowania i zagęszczania płyt na zimno,
- formowania i zagęszczania płyt na gorąco,
- obcinania gotowych płyt na wymiar oraz pakowania.

Przygotowane do prób odpady rozdrabniano oddzielnie na surowce wtórne z nadaniem im cech jakościowych odpowiednich do potrzeb oraz funkcji, jaką poszczególne składniki surowcowe miały do spełnienia w procesie produkcji i gotowym wyrobie. Do procesu przygotowano poszczególne składniki surowcowe zgodnie z opracowaną recepturą.

Przez wstępne wymieszanie odważonych składników oraz mechaniczne mieszanie w mieszarce z mieszadłem poziomym uzyskano jednorodną mieszaninę surowcową (fot. 7). W trakcie procesu mieszania równocześnie dozowano dodatkowe komponenty technologiczne.

Porcje mieszanek surowcowych o ustalonej masie, formowano ręcznie w formie drewnianej w tzw. „kobirzec”, który był zagęszczany na zimno na prasie hydraulicznej, aż do uzyskania spójnego „arkusza płytowego” (fot. 8). Wstępnie zaformowane „arkusze płytowe” w następnej operacji prasowano na gorąco na prasie hydraulicznej półkowej uzyskując „płyty surowe” (fot. 9).

Surowe płyty były poddawane stabilizacji wymiarowej (w stosach) przez okres około 2 dni, po czym płyty obcinano na pile dwutarczowej na wymiar gotowy (fot. 10).



Fot.7. Mieszanka surowcowa



Fot.8. Wstępnie uformowany arkusz płytowy



Fot.9. Seria płyt prototypowych



Fot.10. Próbki płyt do badań

Z przedstawionej w zarysie technologii wytwarzania płyt termoizolacyjnych wynika, że jest ona zbliżona do sposobu wytwarzania płyt drewnopochodnych. W prowadzonych badaniach i próbach doświadczalnych surowcem wyjściowym do produkcji płyt była mieszanina włóknisto-płatkowa, wykonana z wybranych rodzajów odpadów, poddanych procesowi rozdrobnienia i wymieszania w ustalonych recepturą proporcjach. Taki surowiec wymieszany z niewielkim dodatkiem spoiwa stanowi mieszankę surowcową, która po wstępnym uformowaniu w formach skrzynkowych, była prasowana na zimno i na gorąco. Dzięki odpowiedniemu doborowi ciśnienia i temperatury na prasie gorącej niskotopliwe składniki mieszanki surowcowej ulegają uplastycznieniu, stając się spoiwem dla pozostałych składników. Płyty surowe po stabilizacji formatowano na gotowe płyty termoizolacyjne o wymiarach 1000x600x30 mm.

4. Właściwości płyt jako materiału budowlanego

W trakcie realizacji projektu wykonano kilka różnych partii prototypowych płyt termoizolacyjnych. W tabeli 1 przedstawiono uśrednione wartości oznaczeń istotnych w budownictwie parametrów określających właściwości wytworzonych prototypowych płyt termoizolacyjnych.

Nazwa parametru	Jednostka	Wartość
Grubość	mm	30
Ciężar powierzchni	kg/m ²	15
Gęstość	kg/m ³	500
Speężnienie po 2 h	%	0,5
Speężnienie po 24 h	%	do 1,0
Nasiękliwość po 2 h	%	16
Nasiękliwość po 24 h	%	42
Maksymalna siła zginania	N	490
Zginanie statyczne	MPa	3,4
Moduł sprężystości	MPa	330
Przewodnictwo ciepłne	W/m*K	0,09
Pojemność ciepłna	J/m ³ *K	0,600 *10 ⁶
Przewodność temperatury	m ² /s	0,200 *10 ⁻⁶

W trakcie realizacji projektu wykonano płyty o:

- zwiększonej odporności na ogień klasa E,
- zmniejszonej gęstości właściwej około 300 kg/m³,
- zmniejszonej przewodności ciepłej około 0,6 W/m*K,
- zwiększonej odporności na wilgoć:
 - spęcznienie po 2/24 h 0,2%/0,5%
 - nasiąkliwość po 2/24 h 2,0%/10%
- powierzchniach laminowanych dekoracyjnych i technicznych (folia Al, papier, tapeta, sklejka, fornir, itp.).

Wykonane w ramach projektu rozwojowego próby przetwarzania wybranych rodzajów odpadów wykazały możliwość wyprodukowania z nich interesujących płyt o cechach konstrukcyjno-izolacyjnych, które mogą znaleźć praktyczne zastosowanie w budownictwie, jako zamiennik lub uzupełnienie asortymentu stosowanych powszechnie płyt: wiórowych, pilśniowych lub w niektórych przypadkach płyt ze styropianu czy pianki poliuretanowej.

117

Sporządzona ocena opłacalności realizacji przedsięwzięcia wskazuje, że produkowane tą technologią płyty mogą być konkurencyjne cenowo w stosunku do innych rodzajów płyt oferowanych na rynku krajowym. Opracowana technologia została zgłoszona w Urzędzie Patentowym RP, jako projekt wynalazczy P-384271 pn. „Sposób wytwarzania płyt termoizolacyjnych”.

6. Podsumowanie

Opracowana w ramach PBR R14 026 03 nowa, innowacyjna technologia przetwarzania uciążliwych dla środowiska odpadów wielomateriałowych na wyroby użytkowe w postaci płyt termoizolacyjnych, wychodzi naprzeciw potrzebom ochrony środowiska, producentów opakowań, firm budowlanych i firm działających w sektorze odpadowym.

Wdrożenie przedstawionej technologii w skali przemysłowej powinno przyczynić się w krótkiej perspektywie czasowej do zwiększenia stopnia odzysku uciążliwych odpadów wielomateriałowych powstających w coraz większych ilościach i rodzajach, ochrony zasobów naturalnych, ochrony środowiska, a także do rozwoju istniejących lub powstania nowych przedsiębiorstw działających w sektorze gospodarki odpadami.

Paliwo alternatywne z wysegregowanej frakcji odpadów komunalnych

Barbara Tora, Stanisław Budzyń, Wiesław A. Żmuda – Akademia Górniczo-Hutnicza, **Peter Fečko, Barbora Lyčková** – Uniwersytet Techniczny w Ostrawie

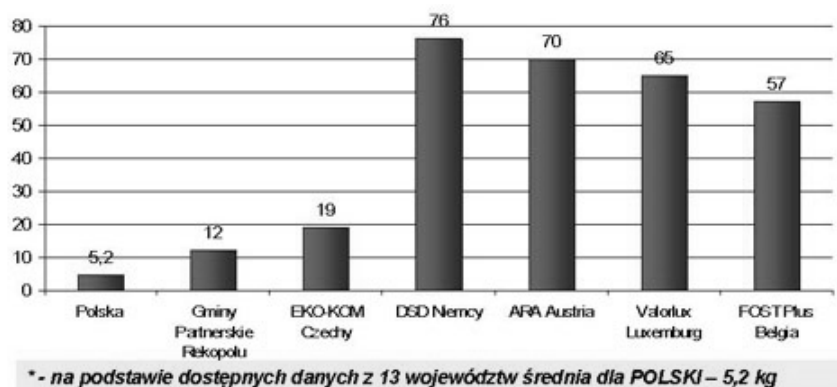
Streszczenie. W opracowaniu przedstawiono morfologię odpadów komunalnych depozytowanych na składowisku. Zaproponowano układ segregacji odpadów. Przedstawiono wyniki badania możliwości wykorzystania wydzielonej frakcji odpadów do produkcji paliwa alternatywnego.

1. Wprowadzenie

Odpady komunalne są to odpady powstające w gospodarstwach domowych, a także odpady niezawierające odpadów niebezpiecznych pochodzące od innych wytwórców odpadów, które ze względu na swój charakter lub skład są podobne do odpadów powstających w gospodarstwach domowych. Średnie ilości wytwarzanych odpadów komunalnych w Polsce, podane w krajowym planie gospodarki odpadami, są następujące:

- miasta/obszary miejskie: 426 kg/osobę /rok,
- wsie/obszary wiejskie: 224 kg/osobę /rok.

Poprzez system zbiórki selektywnej odzyskano i poddano recyklingowi zaledwie 4% całej masy produkowanych śmieci. Reszta prawie w całości trafia na wysypiska. Niska świadomość społeczna sprawia, że w Polsce w wyniku selektywnej zbiórki na ogół nie uzyskuje się materiału o odpowiedniej czystości. Tak niska ilość i jakość odzyskiwanych opakowań świadczą, iż cały system selektywnej zbiórki w naszym kraju znajduje się nadal w początkowym stadium rozwoju. A już w 2014 roku Polska ma odzyskiwać aż 60% wszystkich opakowań wprowadzonych na rynek. Na rysunku 1 przedstawiono porównanie wyników selektywnej zbiórki odpadów opakowaniowych w Polsce oraz w wybranych krajach europejskich.



Rys.1. Wyniki systemów europejskich. Porównanie wyników zbiórki selektywnej odpadów opakowaniowych w wybranych krajach europejskich (w kg na osobę)

Na rysunku zamieszczono dane dla 13 gmin w Polsce, obsługiwanych przez *Recopol Organizację Odzysku S.A.* [3], stanowiące wzorcowe rozwiązanie w zakresie segregacji odpadów. *Recopol* współpracuje z samorządami miast i gmin, związków gmin oraz firmami komunalnymi działającymi w ich imieniu, aktywnie promując system zbiórki selektywnej pośród lokalnej społeczności.

W tabeli 1 przedstawiono morfologię odpadów komunalnych, wytwarzanych w Polsce, według ich przeciętnego składu [2].

Tabela 1

Fracje odpadów komunalnych według przeciętnego składu [kg/M/rok]

Fracja	Obszary miejskie		Obszary wiejskie	
	%	kg/osoba/ rok	%	kg/osoba/ rok
Odpady kuchenne ulegające biodegradacji	21,4	91	9,8	22
Odpady zielone	2,3	10	1,8	4
Papier i tektura (nieopakowaniowe)	6,8	29	4,9	11
Opakowania z papieru i tektury	9,9	42	6,7	15
Opakowania wielomateriałowe	1,2	5	0,9	2
Tworzywa sztuczne (nieopakowaniowe)	11,3	48	9,4	21
Opakowania z tworzyw sztucznych	3,7	16	3,1	7
Odpady tekstylne	2,8	12	2,2	5
Szkło(nieopakowaniowe)	0,5	2	0,5	1
Opakowania ze szkła	6,6	28	8,5	19
Metale	3,0	13	2,2	5
Opakowania z blachy stalowej	1,2	5	0,9	2
Opakowania z aluminium	0,2	1	0	0
Mineralne (niepalne)	3,3	14	5,8	13
Fracja drobna popiołowa	11,0	47	17,8	40
Odpady wielkogabarytowe	4,7	20	6,7	15
Budowlane, rozbiórkowe	9,4	40	17,9	40
Niebezpieczne	0,7	3	0,9	2
Razem	100	426	100	224

2. Badania własne

Celem badań było wyprodukowanie paliwa alternatywnego z wydzielonych frakcji odpadów komunalnych. Badania zostały przeprowadzone w oparciu o składowisko odpadów komunalnych w Gorzowie Wielkopolskim [2]. W 1994 r. Zakład Utylizacji Odpadów sp. z o.o. oddał do eksploatacji kwaterę składowiska odpadów w Gorzowie-Chróstku, w obrębie której w 1998 roku powstał Regionalny Zakład Utylizacji Odpadów (RZUO) o powierzchni 1 ha, spełniający wymogi ochrony środowiska. RZUO jest w pełni nowoczesną i dostosowaną do potrzeb regionu jednostką utylizacji odpadów komunalnych. Do realizacji inwestycji została wyznaczona w ramach konkursu firma Arka Konsorcjum z Poznania, która zrealizowała ją w oparciu o technologię firmy ACMB

z Paryża. O wyborze technologii zadecydowała głównie możliwość wysortowania surowców wtórnych ze zmieszanych odpadów komunalnych, gwarantująca wyższy stopień ich odzysku w ramach selektywnej zbiórki odpadów oraz możliwość modułowego uzupełniania instalacji.

Dostarczane do zakładu odpady poddawane są następującym procesom technologicznym:

- rozdział strumienia odpadów komunalnych na odpady organiczne, surowcowe, niebezpieczne i balast,
- kompostowanie biofrakcji w pryzmach napowietrzanych,
- uszlachetnianie kompostu,
- belowanie odpadów balastowych.

Odpady zmieszane, po zważeniu i ewidencji, rozładowywane są bezpośrednio do zasobni, skąd transportowane są na bieżąco poprzez przenośniki – kanałowy i wznoszący – do trójdzielnego sita bębnowego. Odpady mineralne o frakcji poniżej 20 mm (frakcja drobna) kierowane są na składowisko. Frakcja gruba, powyżej 80 mm, kierowana jest na linię sortowniczą, w celu wydzielenia z niej papieru i surowców wtórnych (metali, szkła, tworzyw sztucznych). Pozostałe odpady są prasowane i belowane. Sortowaniu poddawana jest również frakcja średnia, od 20 do 80 mm, przeznaczona do kompostowania. Wydziela się z nich składniki niepożądane w kompoście; szkło, metale i odpady niebezpieczne.

Oczyszczona biofrakcja oraz papier wydzielony z frakcji grubej są rozdzielane. Istnieje również możliwość mieszania wysegregowanych odpadów organicznych z osadami ściekowymi, jednak ta metoda nie jest obecnie stosowana w zakładzie. Uzyskana masa organiczna jest kompostowana metodą pryzm napowietrznych, pod wiatą, przez okres 4-6 tygodni. Uzyskany kompost uszlachetnia się przez sortowanie w sicie bębnowym, oczyszczanie mechaniczne na stole wibracyjnym ze szkła kamieni i ceramiki oraz oczyszczanie pneumatyczne celem oddzielenia frakcji lekkich. Oczyszczony kompost składowany jest na placu magazynowym w celu dojrzewania i dystrybucji. Jest on całkowicie bezpieczny pod względem sanitarnym.

Końcowymi produktami utylizacji odpadów komunalnych są:

- surowce wtórne,
- uszlachetniony kompost,
- odpady nieorganiczne przeznaczone do składowania.

Badania nad możliwością wykorzystania odpadów z wysypiska w Gorzowie Wielkopolskim rozpoczęto na Akademii Górniczo-Hutniczej w 2005 r. [2]. W pierwszym etapie zbadano pozostałość po segregacji odpadów – frakcję pozostałą po odsianiu klasy ziarnowej -10 mm (w tabeli 2 – nazwaną resztą). Zbadano wartość energetyczną i skład chemiczny *reszty (balastu)*.

Badania będące tematem niniejszego opracowania, obejmowały zbadanie paliwa alternatywnego z wysegregowanej frakcji palnej odpadów – makulatury

(papier i tektura) i plastików (tworzywa miękkie i twarde). Wydzieloną frakcję palną poddano rozdrabnianiu do uziarnienia poniżej 20 mm.

Uzyskano w miarę jednorodny, suchy materiał, którego właściwości podano w tabeli 3. Zgodnie z klasyfikacją odpadów paliwo alternatywne wytworzone z odpadów innych niż niebezpieczne ma kod 12.19.10.

Tabela 2

Skład morfologiczny pozostałości po segregacji odpadów komunalnych [1]

Frakcja	Numer próby, udział poszczególnych frakcji [%]										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	śr
Tworzywa miękkie	15,3	13,4	12,2	12,1	8,7	4,5	9,9	6,6	18,9	11,5	11,3
Tworzywa twarde	11,3	9,6	7,8	7,4	9,7	6,4	8,0	6,4	7,6	4,4	7,9
Papier i tektura	21,2	27,1	30,0	28,2	28,4	38,7	19,9	34,1	24,0	37,3	28,8
Tkaniny	9,0	6,6	2,6	9,6	13,3	7,2	9,6	7,5	8,9	3,2	7,8
Reszta	43,2	43,3	47,4	42,7	39,9	43,2	52,6	45,4	40,6	43,6	44,2

W tabeli 3 przedstawiono właściwości badanego paliwa alternatywnego, nazwanego AGH 19.12.10.

Tabela 3

Właściwości paliwa AGH -19.12.10

Parametr	Wartość
Wartość opałowa [MJ/kg]	14,40–16
Wilgotność [%]	5,6
Części lotne [%]	9,80

W tabeli 4 przedstawiono skład paliwa alternatywnego o kodzie 19.12.10.

Tabela 4

Skład chemiczny paliwa alternatywnego 19.12.10

Parametr	Wartość
Cl %	0,90
S % mg/kg	0,10
N całkowity %	5,90
Sb [mg/kg]	0,00
As [mg/kg]	0,40
Pb [mg/kg]	15,90

Cd [mg/kg]	1,40
Cr [mg/kg]	22,60
Co [mg/kg]	0,60
Cu [mg/kg]	22,20
Mn [mg/kg]	43,80
Mo [mg/kg]	0,20
Ni [mg/kg]	4,90
Hg [mg/kg]	0,30
Tl [mg/kg]	0,00
V [mg/kg]	1,00
Zn [mg/kg]	209,00
Sn [mg/kg]	27,90
PCB [mg/kg]	0,07

Paliwo AGH 19.12.10 należy do grupy stałych paliw alternatywnych zdefiniowanych przez Europejski Komitet Normalizacyjny w normie CEN 343, jako **SRF** (*Solid Recovered Fuels*).

SRF – jest pojęciem funkcjonującym w Unii Europejskiej, wprowadzone przez normę CEN 343 [4], są to odpady palne o zdefiniowanych właściwościach użytkowych i fizykochemicznych, spełniające wymagania sformułowane w *Specyfikacji Technicznej CE/TS 15359*. System klasyfikacji paliw z odpadów został opracowany przez CEN – Europejską Komisję Normalizacyjną. System CEN obejmuje szereg Specyfikacji Technicznych określających nazewnictwo, zasady klasyfikacji, wymagania dla systemu zarządzania jakością podczas procesu produkcji paliw z odpadów, a także metody poboru i przygotowania próbek do badań oraz metodykę wykonywania poszczególnych oznaczeń.

Większość specyfikacji technicznych została wydana w 2006 roku. Po trzech latach, w czasie których członkowie CEN mogą wносить poprawki, zostaną one przekształcone w normy europejskie obowiązujące na obszarze Unii Europejskiej.

Opracowany przez CEN system klasyfikacji (CEN/TS 15359) paliw stałych wtórnych pozwala na jednoznaczne zakwalifikowanie paliwa do konkretnej klasy oraz bardzo szczegółowe wyspecyfikowanie jego właściwości fizykochemicznych.

Zgodnie ze Specyfikacją techniczną CEN/TS 15359 stałe paliwo wtórne może być wytworzone wyłącznie z odpadów innych niż niebezpieczne i spalone w instalacjach spełniających standardy emisyjne wynikające z Dyrektywy 2000/76/EC, dotyczącej spalania odpadów.

3. Specyfikacja Paliwa alternatywnego AGH 19.12.10

Zgodnie ze Specyfikacją Techniczną CE/TS 15359.

Tabela 5

Klasyfikacja SRF i jego pochodzenie				
Klasyfikacja	NCV 3 Cl 3 Hg 5			
Pochodzenie				
Parametry fizyczne				
Forma paliwa	Faza stała			
Uziarnienie	1-2 0 mm			
Oznaczenie	Jednostka	Wartość		Metoda oznaczenia
		Typowa	Limit	
Zawartość popiołu w stanie suchym	%	18,76	<20	
Zawartość wilgoci w stanie roboczym	%	5,6	<25	
Wartość opałowa w stanie roboczym	MJ/kg	15,6	>15	
Parametry chemiczne				
Oznaczenie	Jednostka	Wartość		Metoda oznaczenia
		Typowa	Limit	
Chlor (Cl)	% sm	0,9	<0,9	
Siarka (S)	% sm	0,1	<0,5	
Antymon Sb	mg/kg sm	0	< 2	
Arsen As	mg/kg sm	0,40	< 5	
Kadm Cd	mg/kg sm	1,40	< 5	
Chrom Cr	mg/kg sm	22,6	< 50	
Kobalt Co	mg/kg sm	0,60	< 1	
Miedź Cu	mg/kg sm	22,2	< 30	
Ołów Pb	mg/kg sm	15,90	< 100	
Mangan Mn	mg/kg sm	43,80	< 100	
Rtęć Hg	mg/kg sm	0,30	< 0,5	
Nikiel Ni	mg/kg sm	4,90	< 100	
Tal Tl	mg/kg sm	0,00	< 3	
Wanad V	mg/kg sm	1,00	< 5	
Suma metali ciężkich*)	mg/kg sm	111,4	< 200	
*) suma metali ciężkich oznacza sumę metali: (Sb, As, Cr, Co, Cu, Pb, Mn, Ni, V), dla których określono standard emisyjny w przepisach dyrektywy dotyczącej spalania odpadów.				

Paliwo ma konsystencję stałą, o niewielkiej wilgotności nie przekraczającej 6%. Charakteryzuje się stabilnym uziarnieniem 5-20 mm.

4. Wnioski

Właściwości paliwa alternatywnego mogą być monitorowane, co pozwala na utrzymywanie stałych wartości parametrów fizykochemicznych i wartości użytkowych. Paliwo alternatywne AGH 19.12.10 ma wartość opałową około 16 MJ/kg, co odpowiada wartości opałowej mieszanek węglowych spalanych w energetyce. Zawartość popiołu w paliwie wynosi około 19%, co można porównać z węglem, w którym zawartość popiołu waha się od 10 do 30%.

Paliwo posiada tę zaletę, że zawartość siarki jest w nim mniejsza od najlepszych pod tym względem gatunków węgla i wynosi 0,1%, podczas gdy w węglu energetycznym wynosi około 0,8%.

Literatura

1. Budzyń S., Żmuda W.A., Tora B.: Analiza możliwości utylizacji termicznej pozostałości po segregacji odpadów komunalnych. Zeszyty Naukowe, Politechnika Śląska nr 1689. Górnictwo 2005 z. 266, s. 7–18.
2. Krajowy Plan Gospodarki Odpadami do 2010 dostępny na: www.mos.gov.pl
3. Rekopol Organizacja Odzysku S.A. - www.rekopol.pl
4. Przewodnik metodyczny. Procedury bilansowania i rozliczania energii wytwarzanej w procesach współspalania. Red. Ściążko M., Zuwała J., Sobolewski A. Wydawnictwo IChPW, Zabrze 2007.
5. Ustawa z dnia 24 lutego 2006 r. o zmianie ustawy – Prawo Ochrony Środowiska oraz niektórych innych ustaw.
6. Ustawa z dnia 29 lipca 2005 r. o zmianie ustawy o odpadach oraz o zmianie niektórych innych ustaw Dz.U. Nr 175, poz. 1458 z 2005 r.
7. Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 10 maja 2007 roku w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy o obowiązkach przedsiębiorców w zakresie gospodarowania niektórymi odpadami oraz o opłacie produktowej i opłacie depozytowej.

Artykuł został opracowany w ramach pracy statutowej AGH, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii oraz Wydział Energii i Paliw.

Proces projektowania paliwa alternatywnego – aspekty prawne i technologiczne

Jolanta Robak, Katarzyna Matuszek – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

Streszczenie. Efektem zmian w polskim prawodawstwie dotyczącym gospodarowania odpadami jest rosnące zainteresowanie wytwórców i posiadaczy odpadów technologiami, umożliwiającymi ich bezpieczne unieszkodliwienie, a jeszcze lepiej zużytkowanie gospodarcze. Jedną z metod gospodarczego zużytkowania odpadów palnych jest wykorzystanie ich jako paliwa. Wykorzystanie to uwarunkowane jest jednakże z jednej strony obowiązującymi przepisami prawnymi, z drugiej strony właściwościami odpadów i potencjalnymi możliwościami techniczno-technologicznymi wytworzenia z nich paliwa o formie i właściwościach odpowiadających kierunkowi i metodzie ich termicznej utylizacji. W pracy, na przykładzie paliwa alternatywnego przeznaczonego dla przemysłu cementowego, przedstawiono proces jego projektowania od zdefiniowania celu do określenia receptury i procedury jego wytwarzania. Zaprezentowano wyniki badań wytworzonego według opracowanej metody paliwa, dotyczące jego oceny pod względem jego właściwości użytkowych: wartości opałowej, wytrzymałości mechanicznej i, przede wszystkim, pod kątem jego oceny energetyczno-emisyjnej. Wyniki pomiarów emisyjnych skonfrontowano z wynikami uzyskanymi podczas porównawczych testów spalania węgla kamiennego o zdefiniowanych właściwościach.

1. Wprowadzenie

Gospodarka odpadami regulowana jest Ustawą o odpadach z dnia 27 kwietnia 2001 r. [1]. Zgodnie z nią podstawowymi kierunkami postępowania z odpadami są kolejno: 1) zapobieganie lub ograniczenie ilości odpadów i ich uciążliwości dla środowiska, 2) odzysk materiałów z odpadów przez ich powtórne wykorzystanie, 3) unieszkodliwianie odpadów.

Ujęte w Ustawie „termiczne przekształcanie odpadów w celu odzyskania energii” jest jedną z metod pozwalających na wykorzystanie użytecznych walorów odpadów. Dotyczy to oczywiście odpadów zawierających palne substancje organiczne. Paliwa wytwarzane z udziałem odpadów nazywane są paliwami alternatywnymi.

W kręgu zainteresowania potencjalnych wytwórców i użytkowników paliw alternatywnych znajdują się odpady o różnych właściwościach fizykochemicznych, co wynika z różnych źródeł ich pochodzenia. Są to zarówno odpady stałe drobnoziarniste i kawałkowe, jak również mokre osady i szlasy pochodzenia komunalnego i przemysłowego. Niekorzystna z punktu widzenia użytkownika forma fizyczna odpadów, utrudniająca transport, składowanie i aplikację, a także niejednorodność właściwości fizykochemicznych powodują, że termiczne ich zużytkowanie w formie nieprzetworzonej nastęrcza wielu problemów. Metodą na zwiększenie użytecznych walorów odpadów i tym samym zwiększenie ich odzysku energetycznego jest przetwarzanie w paliwa kwalifikowane o zdefiniowanych właściwościach. W tym celu wykorzystywane są między innymi procesy suszenia, rozdrabniania lub aglomeracji różnymi metodami.

Problematyka przygotowywania odpowiednich jakościowo paliw dla różnego rodzaju urządzeń grzewczych jest jedną z dziedzin działalności Instytutu Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrze. Przewijający się stale problem zagospodarowania różnego rodzaju odpadów oraz rosnące zainteresowanie paliwami odnawialnymi znalazły swoje odzwierciedlenie w badaniach Instytutu poświęconych ich energetycznemu zużyciu [2÷4].

2. Paliwo z odpadów – problem technologiczny

Opracowanie metod wytwarzania paliw zawierających odpady wymaga rozwiązania szeregu problemów, do których należą przede wszystkim:

- wybór komponentów palnych paliwa korzystnie wpływających na wartość kaloryczną produktu, a jednocześnie możliwych do wykorzystania w świetle zapisów prawnych dotyczących ochrony środowiska i gospodarki odpadami;
- wybór metody kompaktowania, uzależniony przede wszystkim od wymagań stawianych formie fizycznej wytwarzanego paliwa oraz właściwości składników;
- dobór spoiwa wspomagającego z jednej strony wytwarzanie spójnej struktury otrzymywanych produktów, a z drugiej – nie wywierającego negatywnego wpływu na walory energetyczne i ekologiczne produktu;
- wybór metody wstępnego przygotowania surowców (odwadnianie lub suszenie ciepłem fizycznym, dodatkiem suchych komponentów lub reagentów wiążących nadmiar wody; rozdrabnianie; homogenizacja itp.);
- wybór metody końcowej obróbki paliwa (sezonowanie w warunkach naturalnych, kondycjonowanie w podwyższonej temperaturze itp.).

Kierunki rozwiązywania przedstawionych problemów uzależnione są przede wszystkim od postawionego na wstępie prac celu, odpowiadającego nie tylko na pytanie, co chcemy otrzymać w wyniku realizacji opracowanej metody, ale także jakiej jakości i do jakich zastosowań ma być przeznaczony produkt oraz jakim kosztem otrzymany. W przypadku paliw alternatywnych istotną cechą jakościową jest emisyjność w procesie termicznego zużycia, spełniająca odpowiednie wymagania prawne.

Efektem tak postawionej funkcji celu jest wytyczenie kilku, czasami wykluczających się, kierunków optymalizacji opracowywanej metody technologicznej.

3. Projektowanie paliwa z odpadów

Proces projektowania granulowanego paliwa z odpadów przedstawiono na przykładzie paliwa alternatywnego dla cementowni, w którego skład powinny wchodzić osady ze ścieków komunalnych. Założeniem pracy było otrzymanie paliwa mogącego stanowić częściowy zamiennik miazgi węglowej, standardowo stosowanej do opalania pieca obrotowego.

3.1. Uwarunkowania prawne

Projektowane paliwo alternatywne musi odpowiadać krajowym zapisom legislacyjnym, te z kolei odmiennie regulują możliwość energetycznego zużycia odpadów sklasyfikowanych jako niebezpieczne lub inne niż niebezpieczne.

W opracowywanej technologii otrzymywania paliwa alternatywnego surowcami podstawowymi – składnikami palnymi paliwa były osady ściekowe ze ścieków komunalnych oraz drobne sortymenty węgla. Zgodnie z obowiązującym Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 27 września 2001 r. w sprawie katalogu odpadów z późniejszymi zmianami [5], komunalne osady ściekowe są odpadem innym niż niebezpieczny o kodzie 19 08 05.

Do podstawowych aktów prawnych, dotyczących spalania i współspalania odpadów innych niż niebezpieczne, należą Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska [6] i wspomniana już Ustawa o odpadach [1] oraz stosowne do nich rozporządzenia wykonawcze, w tym przede wszystkim:

- Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 21 marca 2002 r. z późn. zm. w sprawie wymagań dotyczących prowadzenia procesu termicznego przekształcania odpadów [7],
- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 20 grudnia 2005 r. z późn. zm. w sprawie standardów emisyjnych z instalacji [8],
- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 23 grudnia 2004 r. z późn. zm. w sprawie wymagań w zakresie prowadzenia pomiarów emisji [9].

Docelowym urządzeniem, w którym wykorzystywane byłoby projektowane paliwo, jest piec obrotowy, stosowany w przemyśle cementowym w produkcji klinkieru. Dzięki warunkom pracy pieca (między innymi wysokiej temperaturze przekraczającej 1473°K, czasowi przebywania gazów w piecu około 10 s, możliwości utrzymywania odpowiednio wysokiej zawartości tlenu w gazach) urządzenie to umożliwia spalanie różnego rodzaju odpadów – w tym niebezpiecznych – w warunkach odpowiadających wymaganiom związanym z ochroną środowiska [10].

3.2. Wymagane właściwości paliwa

Właściwości paliwa uzależnione są bezpośrednio od ich przeznaczenia – procesu i rodzaju urządzenia, w którym proces termicznego przekształcania będzie prowadzony.

Względy technologiczne procesu wytwarzania klinkieru w przemyśle cementowym są podstawą zdefiniowania wymagań stawianych wykorzystywanym w nich paliwom, w tym paliwom alternatywnym. Forma fizyczna paliwa powinna umożliwiać jego aplikację do miejsca zużycia, a wartość opałowa powinna zapewniać uzyskanie odpowiedniej temperatury procesu. Ponieważ popiół z paliwa wchodzi w skład wytwarzanego z jego udziałem klinkieru cementowego, powinno ono charakteryzować się również odpowiednim

składem chemicznym, który nie pogarszałby właściwości klinkieru. Zakresy wymaganych parametrów paliw alternatywnych stosowanych w przemyśle cementowym przedstawiono w tabeli 1 [10, 11].

Tabela 1

Zakresy wymaganych parametrów paliw alternatywnych dla przemysłu cementowego [10, 11]

Parametr	Jednostka miary	Zakres
Średnia wartość opałowa	MJ/kg	nie niższa, niż 13–14
Zawartość wilgoci	% wag.	nie wyższa, niż 30
Zawartość chloru	% wag.	nie wyższa, niż 0,2–0,3
Zawartość siarki	% wag.	nie wyższa, niż 2,5
Zawartość PCB+PCT*)	ppm	nie wyższa, niż 50
Zawartość metali ciężkich	ppm	nie wyższa, niż 2500
Zawartość rtęci	ppm	nie wyższa, niż 10
Zawartość Cd+Th+Hg**)	ppm	nie wyższa, niż 100
*) PCB + PCT – polichlorowe bi- i trifenyleny		
**) Cd+Th+Hg – kadm + tor + rtęć		

Przygotowanie paliwa do zasilania pieca obrotowego polega na operacjach mielenia i ewentualnie suszenia. W związku z tym nie ma konkretnych wymagań w stosunku do uziarnienia paliwa, również paliwa alternatywnego. Założono, że wielkość ziaren paliwa alternatywnego powinna być porównywalna z wielkością ziaren standardowo stosowanego mialu węglowego. Częstki takie można uzyskać metodą granulowania. Dobrane spoiwo powinno zapewniać wytrzymałość mechaniczną paliwa na poziomie umożliwiającym jego transport i magazynowanie.

Projektowane paliwo alternatywne stanowić powinno częściowy substytut paliwa standardowo stosowanego do opalania pieca obrotowego. Przyjęto założenie, że jego wartość opałowa nie musi spełniać podawanych w literaturze przedmiotu wymagań – paliwem u użytkownika będzie bowiem mieszanka standardowo wykorzystywanego mialu węglowego i granulatu w proporcjach zapewniających uzyskanie wymaganych walorów energetycznych.

3.3. Badania technologiczne

Badania nad opracowaniem technologii otrzymywania paliwa alternatywnego z komunalnych osadów ściekowych i drobnych produktów przemysłu węglowego realizowano w dwóch etapach. Etap pierwszy obejmował próby wstępne, zmierzające do określenia składników mieszanki do granulowania oraz sposobu ich przygotowania do procesu. W etapie drugim skoncentrowano się na pracach optymalizujących recepturę i procedurę wytwarzania paliwa.

Surowce palne

Potencjalnymi składnikami palnymi projektowanego paliwa był osad ze ścieków komunalnych oraz mial węglowy i flotokoncentrat węglowy. Rolą

drobnych frakcji węglowych było wzbogacenie walorów energetycznych produktu. Właściwości wymienionych surowców przedstawiono w tabelach 2 i 3.

Tabela 2

Właściwości fizykochemiczne i zawartość metali ciężkich w składnikach palnych paliwa

Oznaczenie	Jednostka miary	Osad ściekowy	Miał węglowy	Flotokonzentrat węglowy
Zawartość wody całkowitej W_t^r	% wag.	79,18	3,50	18,7
Zawartość wody analitycznej W^a	% wag.	3,62	0,84	0,9
Zawartość popiołu A^a	% wag.	37,42	3,54	11,3
Zawartość części lotnych V^a	% wag.	48,44	32,15	29,48
Zawartość siarki całkowitej S_t^a	% wag.	0,97	0,32	0,56
Zawartość siarki palnej S_c^a	% wag.	0,19	0,21	0,16
Zawartość chloru Cl^a	% wag.	0,089	0,119	0,53
Zawartość metali ciężkich: - Cynk, Zn - Miedź, Cu - Ołów, Pb - Nikiel, Ni - Kadm, Cd - Chrom, Cr - Mangan, Mn	ppm s. masy	3 164 234,5 277,2 39,6 13,9 118,0 533,1	32,79 22,30 12,33 12,95 0,66 5,11 n.o.	57 31,2 70,3 12,7 1,0 4,9 n.o.
Wartość opałowa Q_i^a	kJ/kg	11 564	34 076	29 316
Ciepło spalania Q_s^a	kJ/kg	12 704	34 311	30 374

Osad ściekowy charakteryzował się uwodnieniem na poziomie około 80%. Stosunkowo niska zawartość popiołu (37,42%), jak również nieprzyjemny zapach i występowanie organizmów żywych świadczyły o jego niepełnym przefermentowaniu. Fakt ten miał wpływ na wartość opałową surowca ($Q_i^a = 11564$ kJ/kg), ale przede wszystkim musiał być uwzględniony w procedurze wytwarzania paliwa, zapewniającej bezpieczeństwo jego producentom i użytkownikom.

Zawartość chloru w osadzie na poziomie 0,089% nie przekraczała dopuszczalnej zawartości tego pierwiastka w paliwach alternatywnych. Całkowita zawartość metali ciężkich w osadzie, wynosząca 4380,3 ppm s. masy była wyższa, niż ich dopuszczalna zawartość w paliwach alternatywnych.

Składniki węglowe charakteryzowały się wartością opałową Q_i^a na poziomie 30000 do 34000 kJ/kg, a zawartość chloru, wynosząca 0,119 do 0,53% była na poziomie zawartości tego pierwiastka w przeciętnych węglach energetycznych. Relatywnie w stosunku do osadu ściekowego, zawartość metali ciężkich w wytypowanych do badań węglach była bardzo niska.

Tabela 3

Skład chemiczny popiołów z palnych składników paliwa, % wag.

Składnik popiołu	Osad ściekowy	Miał węglowy	Flotokoncentrat węglowy
SiO ₂	36,53	28,67	44,41
Al ₂ O ₃	9,62	20,20	23,76
Fe ₂ O ₃	14,86	14,37	7,18
CaO	10,98	12,16	6,52
MgO	2,44	4,46	2,46
P ₂ O ₅	18,55	0,48	0,99
SO ₃	1,26	15,06	n.o.
Mn ₃ O ₄	0,12	0,22	0,10
TiO ₂	0,22	0,63	1,36
Na ₂ O	0,89	2,83	4,96
K ₂ O	3,51	0,88	2,45

W chemicznych składnikach popiołu z badanego osadu ściekowego zawarte były komponenty wchodzące w skład klinkieru portlandzkiego. Wykorzystanie badanego osadu do skomponowania paliwa stosowanego w produkcji klinkieru nie powinno w zasadniczy sposób wpłynąć na jakość produktu.

Spoiva i dodatki modyfikujące

Uzyskanie produktu o odpowiednich właściwościach mechanicznych (w przypadku paliw – wytrzymałości mechanicznej i wodoodporności) wymaga często stosowania dodatków w postaci spoiw i lepiszczy. Na bazie wcześniejszych doświadczeń [12, 13] do prób technologicznych z tej grupy materiałów wytypowano: wapno hydratyzowane, cement portlandzki, cement glinowy, karboksymetylocelulozę (KMC) i popiół lotny z węgla kamiennego. Jednym z czynników decydujących o wyborze wymienionych spoiw była możliwość usunięcia wody zawartej w osadzie ściekowym w wyniku ich hydratacji w procesie wiązania (spoiwa mineralne) lub uwodnienia karboksymetylocelulozy, która w procesie suszenia stopniowo oddaje związaną wcześniej wodę. Spoiva te mogą również spełniać rolę dodatku modyfikującego: akceptora siarki uwalnianej w procesie spalania organicznego składnika paliwa oraz czynnika higienizującego osad (spoiwa mineralne i popiół lotny) [14] lub czynnika błonotwórczego na powierzchni wytworzonych produktów, poprawiającego wytrzymałość mechaniczną i wodoodporność (karboksymetyloceluloza).

Próby wstępne i prace optymalizacyjne

Próby wstępne polegały na wytwarzaniu partii granulatów oraz ocenie i porównaniu ich wytrzymałości mechanicznej i wodoodporności. W próbach tych stosowano osad ściekowy o zróżnicowanej wilgotności całkowitej, miał węglowy o uziarnieniu poniżej 5 mm i zawartości wilgoci całkowitej 3,5%, flotokoncentrat węglowy o zmiennej zawartości wilgoci całkowitej, a także wymienione wyżej spoiva i składniki wiążące. Z surowców tych sporządzano mieszanki, które następnie granulowano na granulatorze talerzowym, a uzyskane produkty sezonowano w czasie 7 dni.

W wyniku prób wstępnych wytypowano cztery potencjalnie możliwe do wykorzystania kompozycje składników paliwa alternatywnego, stanowiące podstawę dalszych prac optymalizacyjnych (tabela 4).

Tabela 4

Składniki mieszanek wytypowanych do optymalizacyjnych prób technologicznych

	Mieszanka 1	Mieszanka 2	Mieszanka 3	Mieszanka 4
Składniki	Miał węglowy Flotokoncentrat węglowy Osad ściekowy Wapno hydratyzowane	Miał węglowy Flotokoncentrat węglowy Osad ściekowy Wapno hydratyzowane KMC	Miał węglowy Flotokoncentrat węglowy Osad ściekowy Wapno hydratyzowane Popiół lotny	Flotokoncentrat węglowy Osad ściekowy Wapno hydratyzowane Popiół lotny

W dalszych pracach technologicznych, wykorzystujących obserwacje poczynione w próbach wstępnych, a polegających na obliczeniach optymalizacyjnych, przyjęto następujące kierunki optymalizacji receptury i procedury wytwarzania paliwa alternatywnego:

- zminimalizowanie kosztu wytwarzania,
- uzyskanie produktu o jak najwyższej wartości opałowej,
- uzyskanie produktu z mieszanki o jak najwyższym udziale osadów ściekowych,
- uzyskanie mieszanki do granulowania o walorach technologicznych (wilgotność i sypkość) umożliwiających przeprowadzenie procesu granulacji bez komplikowania technologii.

Wstępna kalkulacja kosztu wytwarzania paliwa wykazała, że najistotniejszym czynnikiem kosztotwórczym są nakłady na materiały. Biorąc pod uwagę minimalizację kosztu, w pierwszym etapie zrezygnowano z mieszanek zawierających w swoim składzie miał węglowy. Cena tego surowca oraz konieczność jego wstępnego przygotowania (mielenie poniżej 5 mm), byłyby przyczyną znacznego wzrostu kosztów wytwarzania paliwa.

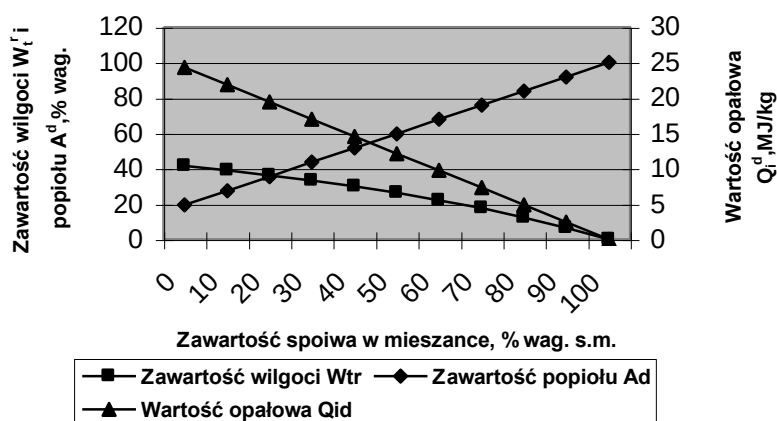
W dalszych obliczeniach optymalizacyjnych przyjęto następujące założenia:

- zawartość wilgoci w osadzie ściekowym wynosi od 65 do 85%,
- średnia zawartość wilgoci w flotokoncentracie węglowym wynosi 18%,
- pozostałe właściwości osadu ściekowego i flotokoncentratu są takie, jak właściwości surowców dostarczonych do badań.

Osiągnięcie najkorzystniejszej wilgotności końcowej mieszanki do granulowania (w próbach wstępnych określonej na poziomie 26%) odbywać się może poprzez dodawanie składników o niższej zawartości wilgoci (flotokoncentrat, spoiwa). Pozwala to z jednej strony na wyeliminowanie energochłonnego pro-

cesu suszenia osadu ściekowego, zwiększenie wartości opałowej produktu w przypadku większego udziału w mieszance flotokonzentratu węglowego, z drugiej zaś strony zmniejsza udział osadów ściekowych oraz może obniżyć kaloryczność produktu w przypadku zastosowania zwiększonej ilości spoiwa mineralnego.

W efekcie kolejnych przybliżeń ustalono docelową recepturę i procedurę otrzymywania paliwa alternatywnego. Paliwo to składa się z komunalnego osadu ściekowego i flotokonzentratu węglowego w proporcjach wagowych 3:7 oraz mieszaniny popiołu lotnego z węgla kamiennego i wapna hydratyzowanego. Spodziewane właściwości paliwa wytworzonego na bazie tej kompozycji w zależności od ilości dodanego spoiwa przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Obliczenia optymalizacyjne. Spodziewane właściwości paliwa na bazie mieszanki flotokonzentrat – osad (70:30) w zależności od ilości dodanego spoiwa

4. Ocena właściwości informacyjnej partii paliwa alternatywnego

Na podstawie opracowanej receptury wytworzono informacyjną partię paliwa alternatywnego, którą po okresie 7 dni sezonowania poddano ocenie obejmującej podstawowe właściwości fizykochemiczne (tabela 5) i wytrzymałościowe (tabela 6) oraz właściwości energetyczno-emisyjne.

Granulat charakteryzował się wysoką zawartością popiołu ($A^a = 57,6\%$), co w znaczący sposób wpłynęło na jego wartość opałową ($Q_i^a = 9908 \text{ kJ/kg}$).

Oszacowana na podstawie zawartości metali ciężkich w surowcach podstawowych sumaryczna zawartość metali ciężkich w paliwie wynosi 830,78 ppm, co przy wymaganiu mówiącym o zawartości poniżej 2500 ppm stwarza jeszcze margines bezpieczeństwa na uwzględnienie ilości metali nie oznaczonych w przeprowadzonych badaniach oraz wzrost ich zawartości wynikający ze zmiany pochodzenia surowców.

Tabela 5

Właściwości fizykochemiczne granulowanego paliwa alternatywnego

Oznaczenie	Jednostka miary	Wartość
Zawartość wody całkowitej W_t^r	% wag.	11,10
Zawartość wody analitycznej W^a	% wag.	1,2
Zawartość popiołu A^a	% wag.	57,6
Zawartość części lotnych V^a	% wag.	24,07
Zawartość siarki całkowitej S_t^a	% wag.	0,91
Zawartość siarki palnej S_c^a	% wag.	0,01
Zawartość chloru Cl^a	% wag.	0,27
Wartość opałowa Q_i^a	kJ/kg	9 908
Ciepło spalania Q_s^a	kJ/kg	10 383

Tabela 6

Właściwości mechaniczne granulowanego paliwa alternatywnego

Oznaczenie	Jednostka miary	Wartość
Wytrzymałość mechaniczna na ściskanie ^{*)}	kG/cm ²	2,66
Wytrzymałość mechaniczna na ścieranie metodą bębnową ^{**) W₁₀₀}	%	98
^{W₅₀₀}		91,8
Nasiąkliwość wodna, N ^{***)}	%	20,1
Wodoodporność, W ₀ ^{***)}	%	48
^{*)} według zaadaptowanej normy PN-93/G-11010 ^{**)} według zaadaptowanej normy PN-G-04650 ^{***)} według zaadaptowanej normy PN-G-04652		

Oceniane paliwo charakteryzowało się wysoką wytrzymałością mechaniczną na ściskanie oraz na ścieranie metodą bębnową. Parametry te, jak również parametr nasiąkliwości wodnej i wodoodporności, gwarantują możliwość realizacji operacji technologicznych, transportu i składowania bez znaczących strat. Wytworzony granulat był produktem o lekkim zapachu kompostu, nie ulegającym procesom gnilnym lub pleśnieniu.

Właściwości energetyczno-emisyjne paliwa alternatywnego

Ocenę energetyczno-emisyjną wytworzonego paliwa alternatywnego przeprowadzono na podstawie testów spalania w piecu CELUS, które były prowadzone zgodnie z obowiązującymi procedurami na stanowisku badawczym akredytowanego Laboratorium Spalania IChPW. Oznaczonych wielkości nie należy porównywać ze standardami emisyjnymi, zamieszczonymi w Rozporządzeniu MŚ [8], które zgodnie z nim nie dotyczą „instalacji doświadczalnych wykorzystywanych do prac badawczo-rozwojowych, prac naukowych [...], przerabiających mniej niż 50 Mg odpadów rocznie”.

Testom poddano mieszankę składającą się z 30% wagowych wytworzonego paliwa granulowanego i 70% miału węglowego o wartości opałowej

Q_i^a równej 34076 kJ/kg oraz – porównawczo – sam miał węglowy. Wyznaczono efektywność spalania metodą pośrednią oraz obliczono wskaźniki emisji podstawowych zanieczyszczeń: CO, SO₂, NO_x (w przeliczeniu na NO₂), pyłu i zanieczyszczeń organicznych, 16 wielopierścieniowych węglowodorów aromatycznych (WWA) według EPA, w tym benzo(α)pirenu.

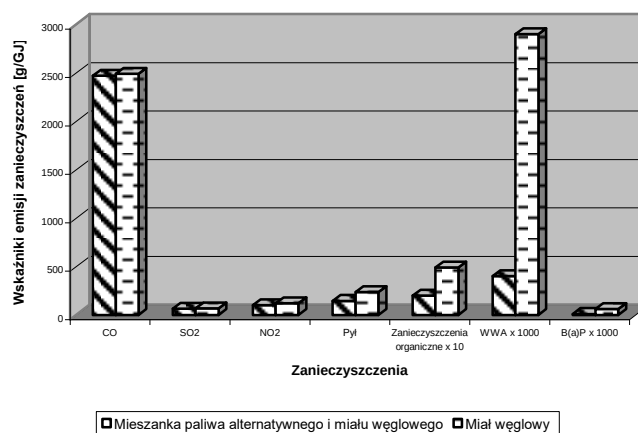
Wyniki obliczeń z badań energetyczno-emisyjnych, dotyczące wielkości cieplnych przedstawiono w tabeli 7. Na sprawność cieplną procesu spalania mieszanki z udziałem paliwa alternatywnego wynoszącą 44,6%, wpływ miała przede wszystkim wysoka strata kominowa (50,3%) oraz straty niecałkowitego i niezupełnego spalania, wynoszące odpowiednio 2,4 i 2,6%.

Tabela 7

Wyniki badań energetyczno-emisyjnych spalania paliwa alternatywnego i mialu węglowego

Wielkości cieplne	Symbol	Jednostka miary	Mieszanka	Miał węglowy
Moc cieplna	Q_k	kW	3,3	4,3
Strumień masy paliwa	B_p	kg/h	1,1	0,8
Współczynnik nadmiaru powietrza	λ	-	6,2	4,1
Strata kominowa	S_k	%	50,3	38,4
Strata niecałkowitego spalania	S_p	%	2,4	0,7
Strata niezupełnego spalania	S_{CO}	%	2,6	2,7
Sprawność cieplna	η_k	%	44,6	58,3

Na rysunku 2 zaprezentowano porównanie wskaźników emisji zanieczyszczeń uzyskanych w testach spalania mieszanki paliwa alternatywnego z miałem węglowym i samego mialu węglowego.



Rys.2. Wskaźniki emisji zanieczyszczeń uzyskane w testach spalania paliw

Spalanie odpadów w instalacjach ich termicznej utylizacji prowadzi się w piecach obrotowych o długości około 10 m, w temperaturze 980–1150°C [16]. Zakres ten uważa się za optymalny, pozwalający na sprawne niszczenie

związków organicznych. Przeciętny czas przebywania gazów w piecu wynosi około 2 s. Wytwarzanie cementu w piecach obrotowych wymaga temperatur surowców na poziomie 1425–1485°C. Proces charakteryzuje się naturalną zasadowością, środowiskiem utleniającym oraz długimi czasami przebywania gazów w piecu [10, 11]. Wymienione czynniki są powodem, dla którego piece cementowe traktowane są jako urządzenia do bezpiecznej eliminacji odpadów.

Uzyskane w przeprowadzonych testach energetyczno-emisyjnych wyniki wskazują, że (pomimo nie zapewnienia w stosowanym urządzeniu grzewczym warunków uważanych za idealne dla utylizacji odpadów) spalanie wytworzonego paliwa alternatywnego w mieszance z miałem węglowym wywołuje emisję zanieczyszczeń niższą od emisji wynikającej ze spalania samego mialu węglowego. Zjawisko to spowodowane może być sygnalizowanym w literaturze przedmiotu [5, 15] efektem synergetycznym, występującym w trakcie współspalania węgla i substancji o charakterze biomasy w złożu stacjonarnym. Należy domniemywać, że spalanie takiej samej mieszanki w piecu cementowym spowoduje obniżenie emisji związków szkodliwych, szczególnie w zakresie zanieczyszczeń organicznych i wielopierścieniowych węglowodorów aromatycznych.

5. Podsumowanie

Wytwarzanie paliw alternatywnych z odpadów jest szansą na poprawę wskaźnika ich gospodarczego wykorzystania, a tym samym obniżenia kosztów produkcji energii oraz racjonalnego i oszczędnego gospodarowania paliwami nieodnawialnymi. Warunkiem koniecznym jest jednakże spełnienie wymagań związanych zarówno z formalnymi, jak i technicznymi uwarunkowaniami ich wytwarzania i stosowania, które zdefiniowane są w odpowiednich Ustawach i przepisach wykonawczych. Należy zwrócić uwagę, że – zgodnie z Rozporządzeniem MŚ [2] – każde paliwo zawierające w swoim składzie odpad nadal jest odpadem mieszczącym się w kategorii „Odpady palne (paliwo alternatywne)” o kodzie 19 12 10 i nadal obowiązują wobec niego wszystkie przepisy dotyczące gospodarowania odpadami, w tym termicznego zużytkowania.

Projektowanie paliwa alternatywnego to przede wszystkim wyznaczenie sobie jasno sprecyzowanej funkcji celu, do którego dążymy, a ten z kolei determinowany jest docelowym urządzeniem grzewczym dla projektowanego paliwa (warunkującym pożądane właściwości produktu), dostępnością i wielkością podaży potencjalnych surowców, w tym odpadów oraz możliwościami technicznymi.

Ze względu na różnorodność odpadów, które – formalnie biorąc – mogą być wykorzystane do produkcji paliw alternatywnych, konieczne jest przetworzenie ich do postaci, umożliwiającej transport i magazynowanie, a przede wszystkim sprawną aplikację oraz bezawaryjną i stabilną pracę urządzenia grzewczego. W tym celu z powodzeniem wykorzystywane są metody takie, jak: rozdrabnianie, mieszanie i wszelkie sposoby aglomeracji. Na szczególną uwagę zasługują metody aglomeracji (granulowanie, prasowanie, brykietowanie itp.). Metody te umożliwiają nie tylko nadawanie paliwom odpowiedniej formy fizycznej, ale także – poprzez stosowanie różnego rodzaju dodatków – pozwalają na uzyskanie produktów o założonych właściwościach fizykochemicznych i mechanicznych.

Literatura

1. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 roku O odpadach, Dz.U. nr 62, poz. 628.
2. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 września 2001 w sprawie katalogu odpadów, Dz.U. nr 112, poz. 1206.
3. Wasielewski R., Sobolewski A.: Gospodarka Paliwami i Energią, 1999, 9, s. 22-25.
4. Wasielewski R., Sobolewski A.: Środowisko i Rozwój, 2003, 8, s. 119–128.
5. Kubica K., Robak J.: Formowane paliwa stałe z udziałem osadów ze ścieków komunalnych – otrzymywanie i własności. Paliwa z odpadów t. III, pr. zbiorowa, Wydawnictwo HELION, Gliwice, 2001, s. 125-135.
6. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 roku Prawo ochrony środowiska, Dz.U. nr 62, poz. 627.
7. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 21 marca 2002 w sprawie wymagań dotyczących prowadzenia procesu termicznego przekształcania odpadów, Dz.U. nr 37, poz. 339.
8. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 20 grudnia 2005 roku w sprawie standardów emisyjnych z instalacji, Dz.U. nr 260, poz. 2181.
9. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 23 grudnia 2004 r. z późn. zm. W sprawie wymagań w zakresie prowadzenia pomiarów emisji, Dz.U. nr 110, poz. 1057.
10. Duda J.: Piec cementowy jako agregat do współspalania paliw alternatywnych. Materiały z Konferencji nt. „Spalanie paliw alternatywnych w energetyce i przemyśle cementowym”, Opole, luty 2003, s. 137-147.
11. Mokrzycki E., Uliasz-Bocheńczyk A.: Paliwa alternatywne z odpadów dla cementowni – ograniczenia w stosowaniu. Materiały z Konferencji nt. „Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej”, Zakopane, październik 2001.
12. Kubica K., Robak J.: Formowane paliwa stałe z udziałem osadów ze ścieków komunalnych – otrzymywanie i właściwości. Materiały z Konferencji „Paliwa z odpadów’2001”, Wisła, październik 2001.
13. Kubica K., Robak J.: Opracowanie koncepcji przygotowania paliwa do kotła OR32 z miazgu węglowego i osadów ściekowych Rafinerii Czechowice SA oraz wykonanie próbnej partii 2 ton tegoż paliwa. Dokumentacja IChPW, 2002.
14. Rosik-Dulewska Cz., Karwaczyńska U.: Higienizacja osadów ściekowych mineralnymi surowcami odpadowymi, VI Ogólnopolskie Sympozjum Naukowo-Techniczne „Biotechnologia Środowiskowa”, Wrocław, wrzesień 1999, s. 203-212.
15. Hławiczka S., Kubica K., Zielonka U., Wilkosz K: Właściwości emisji pyłu i metali ciężkich w procesie spalania węgla w paleniskach domowych. Archiwum Ochrony Środowiska, 2001, 27, s. 29-45.
16. Benoit M. R.: Wykorzystanie odpadów jako paliwa w piecach cementowych. Materiały z Sympozjum „Termiczna utylizacja odpadów”, Międzyzdroje, maj 1996.

Możliwości utylizacji węgla o dużej zawartości siarki w celu uzyskania paliwa ekologicznego

Peter Fečko – VSB – Technical University of Ostrava, **Josef Valeš** - Brown Coal Research Institute, **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza, **Nikolas Mucha** – VSB – Technical University of Ostrava, **Jaroslav Kusý** – Brown Coal Research Institute, **Iva Janáková** – VSB – Technical University of Ostrava

Streszczenie. Celem niniejszej pracy było wyznaczenie techniczno-technologicznych procedur pozwalających na przetworzenie węgla brunatnego o dużej zawartości siarki na węgiel nadający się do sprzedaży na rynku paliwowym oraz umożliwiających produkcję odpowiedniego nieodsiarczonego paliwa dla urządzeń grzewczych o niskiej i średniej wydajności. W pracy zajęto się również biologiczną obróbką wstępną węgla brunatnego o dużej zawartości siarki, stosując bakterię *Acidithiobacillus ferrooxidans* oraz rozważono możliwość jego ponownej przeróbki do postaci paliwa mieszanego – ekologicznych brykietów, które spełniałoby obowiązujące regulacje prawne odnośnie do paliw stałych i ochrony powietrza. Na podstawie wyników stwierdzono, że biologiczna obróbka wstępna pozwala usunąć 50% siarki z węgla, a spalane brykiety wytwarzane z węgla są paliwem, które spełnia niemal wszystkie obowiązujące normy.

1. Introduction

The issue of utilization of high sulphur content types of coal is still topical despite the fact that currently coal is extracted on a selective basis in the North-Bohemian Brown Coal Basin, which means that only coal is extracted that, having been sink-float separated, may be combusted in power plants without any problems. This project tested high-sulphur coal from Mostecká uhelná company (MUS). Most in order to make ecological fuel through biological pretreatment and briquetting.

The main activity of Mostecká uhelná company (MUS) is extraction and preparation of brown coal. The company continues in the half-millennium tradition of brown coal extraction in North-West Bohemia. Coal has been used in the surroundings of Most since 1594. At present, Mostecká uhelná company is active on over 9.3 thousand hectares. Coal extraction is executed in opencast quarries in the localities of Československá armáda (CSA) and Vrsany, where the sales extraction in 2006 reached 15,274,000 tons. Fig 1 presents a current map of the brown coal reserves in the Mostecká uhelná company main localities.

The coal mass sample with high sulphur content was taken in April 2008 as requested by Brown Coal Research Institute (VUHU). The sample was taken on the 3rd coal section in CSA Mine. The coal seams in this deposit part are in three-bench development with non-balance bottom bench due to higher sulphur contents. The macroscopic description implies that the coal is predominantly enriched with Fe disulphides that prevail over sulphates. Pyrite crystals occur both in the form of fissure coatings or layer positions or are bound onto rather clay coal measures (measures richer in ash). There they form thin green-grey

positions. Sulphates are formed by weathering of those pyrite rich parts. Decomposition of disulphides in the period of high precipitation mainly shows by increased acidity of mine water.



Fig.1. Brown coal reserves in the Mostecka uhelna company main localities, December 2006

2. Characteristics of the sampled coal in terms of micropetrology

The micropetrographic analysis was carried out in the laboratories of the Institute of Geological Engineering at VSB-Technical University in Ostrava. All the coal petrologic analyses were done on a NU 2 microscope of Carl Zeiss Jena in oil immersion at the following conditions: $n_D = 1.515$, $\lambda = 546$ nm and temperature of 20° C.

In general, it can be stated that it is higher rank brown coal; rare grains were made up by vitrinite. A planimetric analysis determined the following maceral subgroups: the subgroup of telohuminite, detrohuminite and gelohuminite. Note that the percentage abundances of the individual macerals must be taken as reference only as the planimetric analysis was measured on the original (unwashed) sample. With regard to a high percentage of inorganic matter the values have been distorted.

The maceral subgroup of telohuminite was represented by textinite and ulminite (Fig. 2). Textinite was rarely mineralized by tiny pyrite concretions or clay minerals. Ulminite prevailed over textinite.

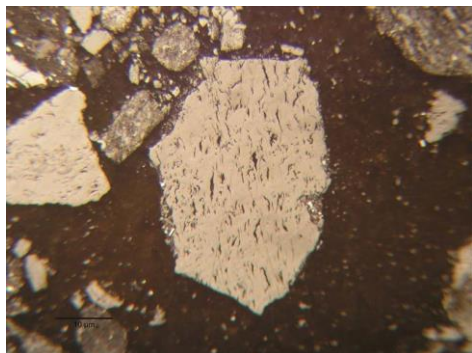


Fig.2. An ulminite grain

The percentage abundance of this subgroup was 35.6% (including inorganic matter) and 59.0% recalculated to ash-free dry mass.

The detrohuminite subgroup macerals were present in roughly identical amounts. Some grains contained more attrinite; others had more densinite. Detrohuminite frequently occurred in grains that were formed by clay minerals. Its percentage abundance was 8.7% (including inorganic matter) and 14.4% recalculated to ash-free dry mass.

The maceral subgroup of gelohuminite was formed by the corpohuminite and gelinite macerals. Some gelinite grains were broken by desiccation fissures (Fig. 3).

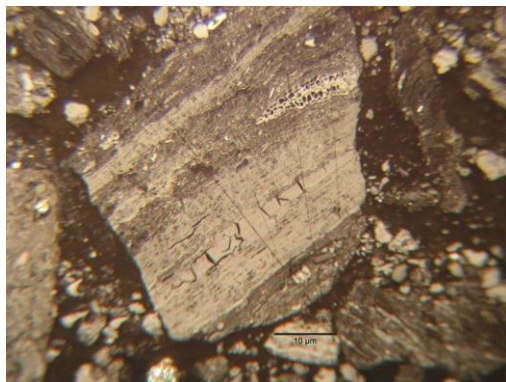


Fig.3. Textinite with gelinite and desiccation fissures

There were rare gelovitinite grains. The percentage abundance of this subgroup was 16.1% (including inorganic matter) and 26.6% recalculated to ash-free dry mass.

In the majority of cases, inorganic matter was made up by clay minerals that occurred either separately or made part of the individual macerals. Their total abundance was 36.3%.

Pyrite was represented by 3.3%. It often occurred as framboidal; less frequently as euhedral (Fig. 4). It formed individual grains or mineralized the coal mass (textinite, gelinite). It also frequently appeared with clay minerals.

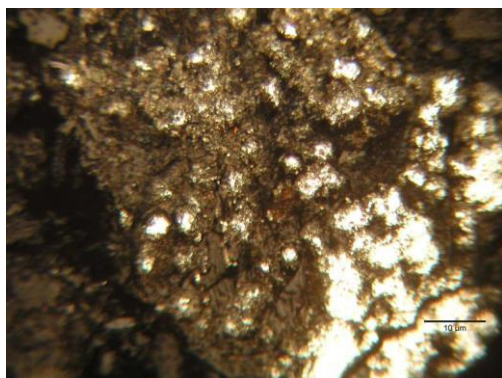


Fig.4. Framboidal pyrite

3. Methodology of bacterial leaching

A five-litre glass air-lift bioreactor was used for bacterial leaching, which was adapted according to the research by Deutsche Montan Technologie GmbH, Essen. After its sterilisation it was supplied with coal samples and 9K medium free of FeSO_4 . After one-hour stirring and homogenization of the suspension, 500 ml of *Acidithiobacillus ferrooxidans* bacterial culture was introduced into the reactor. A pre-propagated *Acidithiobacillus ferrooxidans* culture was used from the Institute of Microbiology in Brno. The concentration of the supplied bacteria that participated in the bacterial oxidation process was 10^9 in 1 ml of bacterial solution. Stirring and parallel aeration of the suspension was ensured by an aquarium pump connected to the air-lift bioreactor. The samples were maintained at ambient temperature and were not heated in any way. The pH value of the environment was measured by a laboratory pH meter WTW pH 330 and was kept at an optimal value of 1.8–2.2 throughout the whole experiment, i.e. 28 days in total. To adjust the pH value we used 10 N $\text{H}_2\text{SO}_4 = 5 \text{ mol.l}^{-1} \text{H}_2\text{SO}_4$.

The samples were taken for analyses before and after leaching. The suspension was filtered and the filter cake was washed by 100 ml of 1 N HCl and 200 ml of distilled water. Next, the samples were dried at 60°C and underwent a mineralogical-petrographic analysis in order to observe the character of coal after bacterial leaching. The coal samples further underwent a chemical analysis at Brown Coal Research Institute in Most.

4. Bacterial leaching results and sample's character after bacterial leaching

Table 1 gives the results of bacterial leaching of the CSA brown coal sample. The results imply that after one-month leaching it is possible to remove about 50% of total sulphur, 66% of pyritic sulphur and 55% of sulphate sulphur from the coal. The removal of the organic form of sulphur ranges about 7%. The experiment results clearly demonstrate that *Acidithiobacillus ferrooxidans* is not suitable for the desulphurisation of organic sulphur.

Table 1

Bacterial leaching results

Sulphur	Before leaching	Post leaching	Degree of desulphurisation
	(%)	(%)	(%)
S _t	3,09	1,56	49,51
S _{pyritic}	1,67	0,57	65,87
S _{organic}	0,73	0,68	6,85
S _{sulphate}	0,69	0,31	55,07

In case of the brown coal sample after bacterial leaching the maceral subgroup of telohuminite was represented by textinite and ulminite. Ulminite slightly prevailed. Some grains represent the transition between both macerals. Figure 5 shows a textoulminite grain. The percentage abundance of this subgroup was 39.4% (including inorganic matter) and 60.8% recalculated to ash-free dry mass.

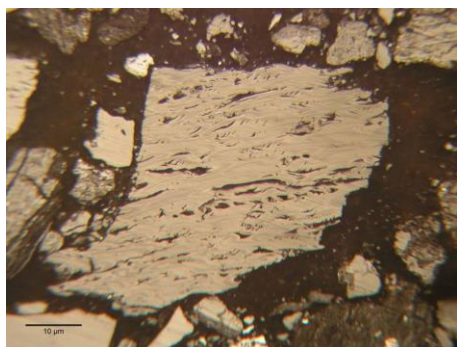


Fig.5. A textoulminite grain

The subgroup of detrohuminite was evenly made up by attrinite and densinite. These macerals often made part of grains with mineral matter, mainly clay minerals. The percentage abundance of this subgroup was 10.1% (including inorganic matter) and 15.7% recalculated to ash-free dry mass.

It was corpohuminte and gelinite that participated in the maceral composition of this subgroup. Some grains were more jellified, i.e. a transition up to vitrinite. The percentage abundance of this subgroup was 15.2% (including inorganic matter) and 25.5% recalculated to ash-free dry mass. The occurrence of liptinite macerals was combined with the macerals of this subgroup, namely microsporinite and less of cutinite. In isolated cases their agglomeration was so intense so that they were identified as liptite.

The inorganic matter was predominantly represented by clay minerals that formed separate grains or mineralized the individual maceral subgroups. Their abundance was 30.7%. Thus, the results of the planimetric analysis must be taken as reference only as this made them distorted. Pyrite was also quite frequent; its framboidal form prevailed (Fig. 6). Certain grains carried the manifestations of leaching. The quantity of such grains reached about 2.1%.

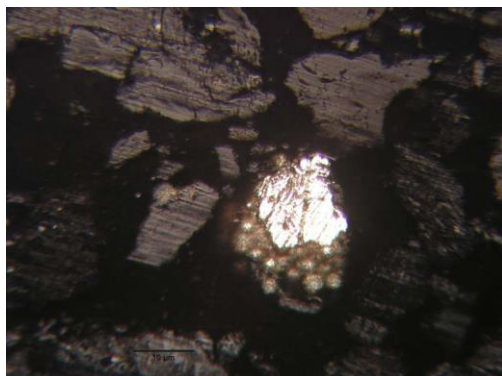


Fig.6. Framboidal pyrite remains post leaching

Qualitative parameters and an elementary analysis of the trace element content within the extent of the valid Ministry Decree MZP CR No. 357/2002 Coll. were determined for the sample before and after leaching.

Table 2

BTA and elementary analysis of the specially taken sample of high-sulphur-content coal before and after biodegradation treatment of the sample

sample designation	W ^a %	A ^d %	daf ^d MJ/kg	Q _s ^d MJ/kg	Q _i ^d MJ/kg	S ^{daf} %	C ^{daf} %	H ^{daf} %	N ^{daf} %	O ^{daf} %	S ^d %	H ^d %	CO ₂ ^a %
1	7,89	15,85-	84,15	24,23	23,14	4,24	65,74	5,92	0,82	23,28	3,09	4,98	<0,01-
2	11,87	14,85	85,15	24,78	23,76	1,91	67,29	5,51	0,88	24,41	1,56	4,69	<0,01

1 – sample of raw coal, feed into the biodegradation process
2 – coal mass sample after the biodegradation process

Table 3

Trace element contents in untreated and biodegradation treated coal sample

element	unit	untreated coal 55 319	treated coal 55 133	trace element content difference (55319 – 55133)
As	mg/kg	54 ± 8	7,4 ± 1,1	- 46,6
Pb	mg/kg	8,7 ± 1,7	13,9 ± 2,8	+ 5,2
Cd	mg/kg	0,141 ± 0,019	<0,1	slight decrease
Cr total	mg/kg	53 ± 6	71 ± 8	+ 18
Cu	mg/kg	18,6 ± 3,8	20,5 ± 4,2	+ 1,9
Ni	mg/kg	21,5 ± 3,9	16,5 ± 3,0	-5
Hg	mg/kg	0,345 ± 0,025	0,253 ± 0,018	- 0,092
Zn	mg/kg	23,7 ± 2,3	12,8 ± 1,2	- 10,9
chlorine	mg/kg	0,0036 ± 0,0004	224 ± 22	+ 223,9

Biodegradation processes helped to decrease the sulphur content in the raw material from the original content $S^d = 3.09\%$ to the level of 1.56% , i.e. of about 50%. This sample treatment method is further accompanied by a pronounced drop in As content from the original 54 mg.kg^{-1} dry mass to the level of 7.4 mg.kg^{-1} .

5. Coal briquetting and combustion tests

The biologically pretreated coal was further briquetted. The briquette production was carried out on a laboratory briquetting press with a fixed, flat compacting pressing matrix Kahl 14–175. Single-row matrix was used with compacting pressing channel diameter of 8–12 mm and varying channel lengths.

The results of the analytical determination and analyses mediated the calculations of the necessary data (S^r and Q_i^r) to determine the expected concentration of SO_2 in the combustion products. The following formula was used: 5 kg of coal was added with 0.3 kg of lime hydrate and 1.8 kg of water. Pressing of briquettes from this mixture went fine and there was no excessive heating of the material in the compacting pressing space. The made pellets had convenient properties; there were solid and bright. The appearance of the briquettes from the given mixture is in Figure 7.



Fig.7. Pellets from Most coal treated by bacterial leaching

According to this formula we pressed about 50 kg of pellets necessary to make standard, measured combustion tests. Immediately after pressing the pellets were spread into thin layers and dried at a laboratory temperature to cool them and so that the surplus technological water could volatilize and the balance of the moisture in the pellets with the surroundings could be stabilized. The pellets show good mechanical properties; they are bright, hard and they do tend to self-disintegrate.

6. Pilot combustion tests with desulphurized, doped brown coal

Combustion tests were carried in the Research Energy Centre at the Mining College – Technical University Ostrava using a low-output appliance Viadrus Pelling 27 shown in Figure 8. This appliance was technologically modified so that fuels from renewable sources could be combusted there in the future.

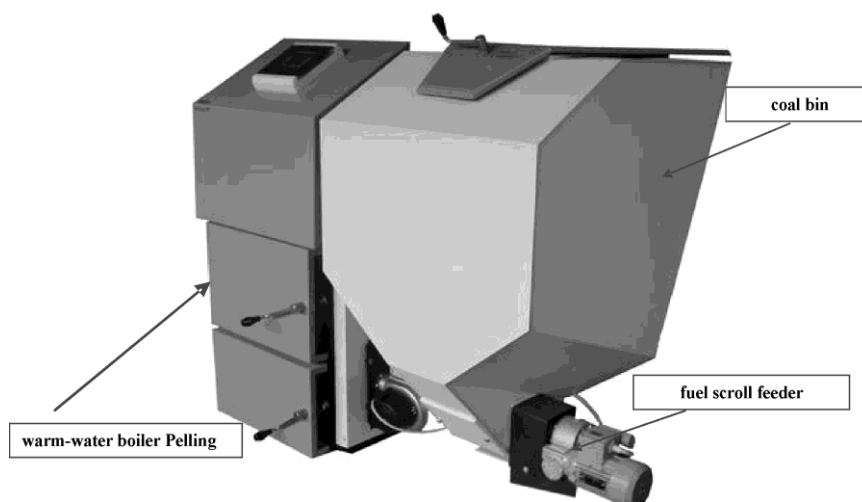


Fig.8. Boiler Benekov Pelling 27

7. Combustion tests course

At this stage of research no combustion of the brown coal ps3 as reference fuel was executed. The combustion tests results of this fuel type were obtained earlier and are available for comparison.

During combustion of a briquette sample made from the bacteriologically desulphurized high-sulphur, treated raw coal specially taken for this research with a follow-up doping by calcium hydrate, good inflammation occurred and then no problem combustion of the fuel was observed. At worm feeding of the fuel via a supply bend to the grate there was no mechanical breaking of the fuel (crushing or disintegration). The fuel supply to the grate where its combustion occurs was fluent and without any problems. The results of the combustion tests are in Table 4.

Table 4

Results of combustion tests (10% O₂)

Date of measuring		2.12. 2008	2.12. 2008	2.12. 2008	2.12. 2008	2.12. 2008
Mode number		1	2	3	4	5
Time of beginning and end of measuring	h:min	10:00	11:00	12:10	13:00	14:20
	h:min	10:50	12:00	12:54	14:10	15:00

Atmospheric pressure	mbar	977	976	976	977	977
Air temperature	°C	18,2	21,0	21,8	22,0	21,9
Relative water content	%	35,6	32,9	31,3	30,3	29,7
Boiler designation		Ling 25	Ling 25	Ling 25	Ling 25	Ling 25
Measured output of the boiler	kW	24,6	26,5	27,2	27,4	26,6
Heating water output temperature	°C	72,8	75,5	76,7	77,1	75,9
Heating water input temperature	°C	54,7	56,0	56,7	56,9	56,4
Feeder on	s	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0
Feeder off	s	20,0	20,0	20,0	20,0	20,0
Fan settings	%	90	95	100	80	85
Fuel sample designation	-	VZ 1310/08	VZ 1310/08	VZ 1310/08	VZ 1310/08	VZ 1310/08
Ash sample designation	-	VZ 1383/08	VZ 1310/08	VZ 1310/08	VZ 1310/08	VZ 1310/08
Combustion product temperature taken behind the boiler	°C	259	263	268	267	262
Air surplus (only according to O ₂)	-	1,73	1,74	1,71	1,51	1,55
Content of O ₂ in the dry combustion products	vol. %	8,9	9,0	8,7	7,1	7,5
Concentration of gas emissions in the dry combustion products	CO	ppm	1679	1147	991	3779
	NO	ppm	141	141	149	147
	SO ₂	ppm	994	1009	1000	> 1061
	CO ₂	vol. %	10,7	10,7	10,9	12,2
	CO	mg/m ³ _N	2116	1446	1249	4761
	NO _x	mg/m ³ _N	289	289	305	300
	SO ₂	mg/m ³ _N	2913	2955	2930	> 3108
Concentration of gas emissions in the dry combustion products at reference oxygen content	CO ₂	g/m ³ _N	212	212	216	242
	CO	mg/m ³ _N	1922	1321	1120	3771
	NO _x	mg/m ³ _N	263	264	274	238
	SO ₂	mg/m ³ _N	2647	2700	2628	> 2462
	CO ₂	g/m ³ _N	193	193	194	192

Table 4 gives the results of the taken emission values arising during different operation modes of the boiler. Table 5 offers average taken emission values from all five tested operation modes of the low-output solid fuel boiler Pelling 27.

Table 5

Average values of taken emissions from burned desulphurized briquettes

fuel	CO [mg.m ⁻³ _n]	CO ₂ [g.m ⁻³ _n]	SO ₂ [mg.m ⁻³ _n]	NO _x [mg.m ⁻³ _n]
standard BC	1 186	251	3 531	432
briquettes from DSF coal	2 384	193	2 592	257

It is apparent from Table 5 that during the combustion of the own brown coal the emissions of SO₂ range around 3,500 mg.m⁻³. In case of combustion of the briquette sample made from desulphurized brown coal the emissions of SO₂ reached about 2,600 mg.m⁻³, which is 100 mg . m⁻³ over the emission limit for boilers with dry-bottom, wet-bottom and stoker-fired furnace at the output of > 0.2 MW and < 50 MW. The cause for this was insufficient doping (insufficient amount of the used calcium hydrate) of the briquetting mixture.

8. Conclusion

The objective of the project was a laboratory verification of the production of ecological fuel from high-sulphur coal using technologies of biological pretreatment and briquetting. The experimental work results imply that after one-month leaching of the high-sulphur coal applying the bacteria of *Acidithiobacillus ferrooxidans* it is possible to remove about 50 % of sulphur from the coal. Briquettes were made from such pretreated coal that underwent combustion tests for emissions. It is apparent from the experiment results that the made briquettes produce lower emissions than the standard brown coal and from the point of view of strict ecological standards they exceed them only slightly. Better results could be reached increasing the amount of the added agent. Based on the results it may be stated that this way it is possible use also so far unmined high-sulphur coal.

References

1. Beyer M.: Mikrobielle Entschwefelung von Kohlen. Bergbau-Forschung GmbH Essen, 1987.
2. Fečko P.: Netradiční způsoby úpravy černouhelných kalů, ES VŠB-TU Ostrava, 2001.
3. Fečko P., Kušnierová M., Čablík V., Pečtová I.: Environmetální biotechnologie, ES VŠB-TU Ostrava, 2004.
4. Kušnierová M., Fečko P.: Minerálne biotechnológie I v ťažbe a úprave sulfidických ložísk, VŠB-TU Ostrava, 2001.
5. Špaldon F.: Úprava nerastných surovín, Alfa Bratislava, 1986.

Acknowledgement

The paper was supported by the Ministry of the Environment of the Czech Republic within the Grant Project No. SP 2f2/98/07 and by the the Ministry of Education, Youth and Sports within the Project No. 1M06007.

Symulacja procesu współspalania węgla kamiennego z gumą z wykorzystaniem programu typu CFD

Joachim Koziol – Politechnika Śląska, **Piotr Matusiak, Wojciech Chuchnowski**
– Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie. W opracowaniu przedstawiono przykładowe zastosowanie oprogramowania numerycznego (pakietu CFD) do symulacji kinetyki procesu współspalania węgla kamiennego z gumą. Ze względu na przyjęte daleko idące założenia upraszczające celem badań była głównie ocena jakościowa analizowanego procesu.

1. Wstęp

Dotychczasowe badania procesu współspalania węgla kamiennego z gumą przeprowadzone były w skali laboratoryjnej w specjalnie w tym celu skonstruowanych i wybudowanych stanowiskach badawczych [2, 1, 9] lub w skali półtechnicznej w kotłach rusztowych [3] lub pyłowych [10]. Dotyczy to również wcześniejszych prac autorów niniejszego opracowania [1, 7, 9, 10].

Celem tych badań było określenie ilościowych zależności pomiędzy warunkami spalania:

- udział gumy w paliwie,
- całkowita ilość powietrza dostarczana do pieca,
- grubość warstwy paliwa na ruszcie,
- czas trwania procesu,
- rozkład strumienia dostarczonego powietrza – punkt osiągnięcia maksymalnej wartości,

a jego efektami energetycznymi (temperatura wylotowa spalin i ich egzergia) i ekologicznymi (procentowa zawartość SO_2 , CO_2 , CO , NO_x).

W przeprowadzonych badaniach obiekty traktowane były jako „czarne skrzynki”, zaś analizy miały charakter input-output, bez wnikania w istotę zjawisk występujących w trakcie spalania. Poszukiwane zależności określono metodami statycznymi w oparciu o rezultaty mniej [2, 3, 10] lub bardziej [1, 8, 6] planowanych eksperymentów. Dla właściwego zrozumienia istoty przebiegu procesu współspalania węgla kamiennego z gumą wskazane są badania dotyczące kinetyki procesu.

Analiza eksperymentalna tego zagadnienia nie była możliwa do przeprowadzenia w oparciu o dostępne autorom wyposażenie techniczno-pomiarowe. Dlatego do tego celu wykorzystano symulację numeryczną z zastosowaniem komercyjnego pakietu oprogramowania typu CFD. Analizy numeryczne opierają się o założenia, dotyczące zarówno przebiegu, jak również danych wejściowych. Dlatego uzyskane wyniki mają większe znaczenie w zrozumieniu jakościowym przebiegu zjawisk niż w ocenie ilościowej ich wyników.

Przedmiotem symulacji była jakościowa ocena kinetyki procesu realizowanego na przykładowym laboratoryjnym stanowisku badawczym [1].

2. Analiza stanu wiedzy

2.1. Numeryczna mechanika płynów

Na potrzeby modelowania tej symulacji zastosowana została metoda Eulera-Lagrange'a. Metoda ta zakłada, że powietrze jest traktowane jako kontinuum poprzez rozwiązywanie równania Navier'a-Stokes'a, natomiast cząsteczki węgla oraz gumy są symulowane przez śledzenie tych cząsteczek w obliczonym polu fazy ciągłej. Mimo iż nie jest możliwa do osiągnięcia stuprocentowa zgodność wyników modelowania numerycznego z danymi eksperymentalnymi, to jednak rozbieżności w przypadku porównania wyników dla przepływów jednofazowych i wielofazowych są niewielkie, a modele dość dobrze zweryfikowane doświadczalnie.

O powszechności używania oprogramowań numerycznych stanowi choćby duża liczba dostępnych na rynku pakietów CFD (Computational Fluid Dynamics). Oprogramowanie to umożliwia, poprzez wykorzystanie metod numerycznych (np. metody objętości skończonych), rozwiązanie układu równań różniczkowych cząstkowych, złożonych z równań ciągłości, Naviera-Stokes'a, Fouriera-Kirchhoffa i uzupełnionych innymi równaniami istotnymi dla rozpatrywanego zjawiska (np. modelami turbulencji), przekształcając je w równania algebraiczne lub równania różniczkowe zwyczajne. Podstawowymi zaletami oprogramowań CFD są skalowalność i uniwersalność.

Zastosowanie technik CFD może przyczyniać się do:

- skrócenia cyklu opracowania nowego produktu,
- optymalizacji i kontroli procesów w celu zwiększenia zysków oraz podniesienia sprawności energetycznej,
- efektywnego projektowania nowych produktów i procesów.

2.2. Oprogramowanie

Programy CFD pozwalają uzyskać niezbędne informacje na temat przepływu, rozkładu pola prędkości i pola ciśnienia, ruchu ciepła, pola temperatury, masy i zjawisk pokrewnych. Osiąga się to przez numeryczne rozwiązanie równań zachowania pędu, bilansu energii i masy.

2.3. Tworzenie siatki numerycznej modelu

Model geometrii można zaimportować z programu CAD, lub stworzyć. Istotnym problemem, w przypadku obliczeń numerycznych, jest dobór odpowiedniej siatki do rozpatrywanego zagadnienia, jej gęstości, kształtu komórek obliczeniowych oraz liczby węzłów. Parametry te często dobiera się eksperymentalnie tak, aby z jednej strony uzyskać dużą szybkość obliczeń, z drugiej zaś, dużą ich dokładność oraz niezależność uzyskanych wyników od parametrów siatki.

Parametrami, które opisują jakość komórek obliczeniowych są: „squish index” (skok między węzłami) i „equiangle skew” (kąt deformacji).

2.4. Definiowanie modelu obliczeniowego

Procesor (solver) programu CFD umożliwia wykonywanie precyzyjnych obliczeń dotyczących zjawisk cieplno przepływowych (przepływ powietrza, wymiana ciepła, spalanie, maszyny wirnikowe, przepływy wielofazowe) różnorodnych substancji. Użytkownik programów CFD w trakcie przeprowadzania badań numerycznych ma możliwość wyboru odpowiedniego typu przepływu tzn. laminarnego, lub turbulentnego. W trakcie obliczeń uwzględniane są właściwości i parametry fizyczne rodzaju materiału badanej substancji, a także stan najbliższego otoczenia badanego obiektu. Programy CFD, umożliwiają rozwiązanie zarówno pojedynczych, jak i złożonych stanów wymiany ciepła (konwekcja i promieniowanie). Dzięki dużym ilościom dostępnych opcji tego programu, wykonywane obliczenia odznaczają się dokładnością i akceptowalnym czasem obliczeń.

Użytkownik podczas obliczeń może przerwać wykonywanie kolejnych iteracji, dokonać zmiany siatki (zagęścić lub rozrzedzić w dowolnym miejscu), a następnie wznowić proces obliczeń. Wszystko to odbywa się bez konieczności wychodzenia z modułu solvera.

2.5. Równanie zachowania ciągłości przepływu

Jednym z podstawowych równań zachowania, na którym bazują programy CFD jest równanie ciągłości. Zgodnie z prawem zachowania masy w zamkniętym układzie fizycznym masa czynnika nie może ani powstawać, ani ulegać zanikowi. Założenie ciągłości płynu prowadzi do wniosku, że wypełnia on całkowicie przestrzeń objętą przepływem, czyli że nie występują tam przerwy, ani żadne inne nieciągłości (przepływ jednorodny). Na podstawie tych założeń można przeprowadzić bilans masy, w rezultacie, którego otrzymamy równanie ciągłości przepływu:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \cdot \vec{v}) = 0$$

gdzie:

- t - czas, s,
- v - prędkość płynu, m/s,
- ρ - gęstość płynu, kg/m³.

2.6. Modele turbulencji

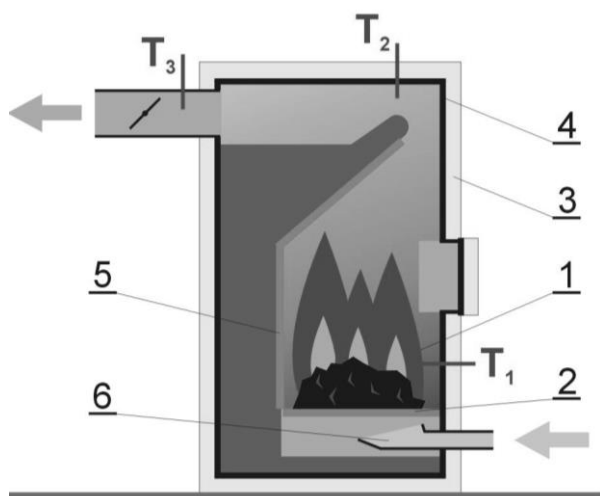
Przepływ turbulentny jest najbardziej rozpowszechnioną formą ruchu płynów w przyrodzie. Podstawowe parametry przepływu, takie jak prędkość, ciśnienie i gęstość w każdym punkcie ulegają szybkim, choć niewielkim zmianom o charakterze przypadkowym. Wielkości te są losowymi funkcjami położenia i czasu. Dlatego w programie możemy wybrać odpowiedni model przepływu dla badanego przypadku. Ponieważ nie ma żadnych przesłanek natury fizycznej, co do związku naprężeń turbulentnych z innymi wielkościami charakteryzującymi płyn, ustanowienie dodatkowych równań stanowi zasadniczy problem w teorii przepływów turbulentnych. Rozwiązaniem tego problemu są modele

turbulencji, które możemy podzielić na dwie główne grupy: modele analityczne i półempiryczne zawierające często dużą liczbę parametrów, których wartości wyznaczane są doświadczalnie.

Obecnie najczęściej wykorzystywane w inżynierskich obliczeniach CFD są modele z grupy $k-\varepsilon$ i $k-\omega$. Cechuje je wysoka wydajność oraz duża uniwersalność, przez co są stosowane przy symulacjach złożonych układów jedno i wielofazowych. Modele turbulencji należące do grupy $k-\varepsilon$ są, półempirycznymi modelami dwurównaniowymi, bazującymi na różniczkowych równaniach opisujących transport kinetycznej energii turbulencji k oraz jej dyssypację ε . Równania te zostały wyprowadzone przy założeniu izotropowości turbulencji. Założenie to eliminuje możliwość zastosowania ww. modeli, bez zastosowania dodatkowych zależności, dla przepływów przyściennych. Po raz pierwszy model tego typu został zaproponowany przez Laundera i Spaldinga w 1972 r.

3. Symulacja procesu spalania na stanowisku badawczym

Badania eksperymentalne przeprowadzane są na specjalnie wybudowanym do tego celu stanowisku badawczym, którego głównym elementem jest piec żeliwny typu „Żar” (wielkość powierzchni grzanej 60-90 m²). Piec ten (rys. 1) z zewnątrz został wyłożony wełną mineralną typu Rockwool odporną na temperaturę do 1000°C. Komora spalania została wyłożona ogniotrwałą cegłą szamotową w celu zaizolowania i podniesienia pojemności cieplnej. W komorze pieca umieszczono termoparę. Piec został uszczelniony za pomocą sznura ogniotrwałego, silikonu odpornego na temperaturę 350°C i szamotu.



Rys.1. Schemat numerycznie symulowanego stanowiska badawczego

1 - komora spalania, 2 - ruszt paleniska, 3 - izolacja termiczna, 4 - obudowa pieca, 5 - wymurówka ogniotrwała, 6 - zasilanie w tlen (sterowane), T_1 , T_2 , T_3 - termopary

Pod rusztem umieszczono króciec wyrównujący prędkość powietrza dostarczanego przez wentylator o regulowanych obrotach. Strumień dostarczanego powietrza jest mierzony poprzez anemometr AZ 8901. Układ ten pozwala na płynną zmianę stosunku nadmiaru powietrza λ .

W komorze spalania umieszczono jedną termoparę typu Czaki 802S Pt/Rh – 90/10%-Pt w osłonie ceramicznej. Drugą termoparę typu Czaki 203 K (termoelement NiCr-NiAl) zainstalowano poza wymurowaniem pieca. Trzeci termoelement typu Czaki 203K (termoelement NiCr-NiAl) umieszczono w kanale spalin. W kanale spalin umieszczono również przepustnice, oraz podpięto sondy analizatora spalin typu Testo 33. Charakterystykę materiału użytego do przygotowania mieszanek stanowiących przedmiot badań laboratoryjnych przedstawiono w tabeli 1. Do przygotowania mieszanek wykorzystano węgiel kamienny, gumę z opon samochodów ciężarowych.

Tabela 1

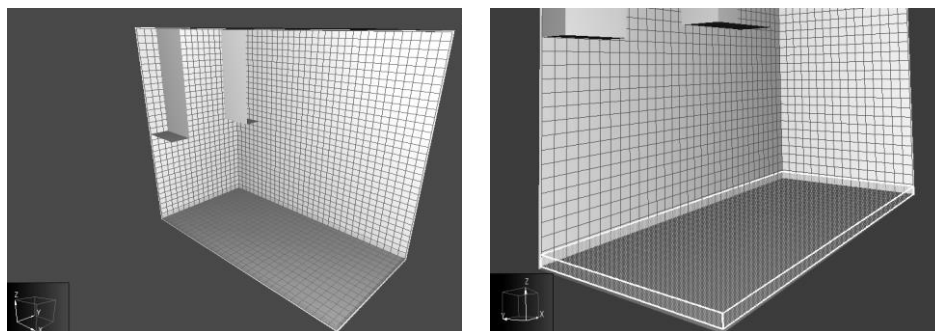
Charakterystyka materiału użytego do badań

Rodzaj materiału	Zawartość popiołu, A^a [%]	Zawartość części lotnych, V^{daf} [%]	Wartość opałowa, Q_i [J/g]	Wilgoć, W^a [%]	Zawartość siarki S_t [%]
Węgiel kamienny	16,42	24,27	27464	1,12	0,52
Guma z opon samochodów ciężarowych	9,75	60,20	36608	0,31	1,88

4. Numeryczna symulacja analizowanego procesu

Model numeryczny procesu spalania opracowano w programie PyroSim, który jest preprocesorem programu Fire Dynamics Simulator (FDS), Program PyroSim umożliwia wygodne definiowanie brył tworzących geometrię obiektu, definiowanie siatki obliczeniowej, a także nadawanie im określonych cech materiałowych. Program ten pozwala na wykonanie bardzo zaawansowanych symulacji pożarów i innych zdarzeń związanych ze zjawiskiem spalania. Obliczenia zostały przeprowadzone w układzie trójwymiarowym dla stanu nieustalonego. Założono występowanie przepływu turbulentnego typu $k-\varepsilon$.

Model geometryczny pieca laboratoryjnego opracowany został w programie AutoCAD, na podstawie wymiarów geometrycznych stanowiska badawczego. Następnie utworzony w programie AutoCAD, został zaimportowany do programu PyroSim, co pozwoliło na utworzenie siatki elementów skończonych. Siatka elementów składała się z 16348 elementów typu czworosiecznego (rys. 2).

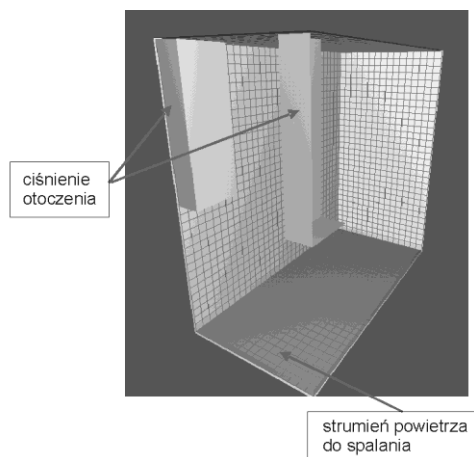


Rys.2. Siatka elementów skończonych modelu numerycznego pieca laboratoryjnego.
Model złoża węglowego z gumą

W modelu numerycznym procesu spalania w piecu laboratoryjnym zostały przyjęte następujące warunki brzegowe (rys. 3):

- strumień powietrza do spalania $0,006 \text{ m}^3/\text{s}$,
- kanały wylotowe – ciśnienie otoczenia.

Rzeczywiste wartości analizowanej mieszaniny węgla kamiennego z gumą wynosiły: udział gumy w paliwie 5%, grubość warstwy paliwa na ruszcie – 60 mm.

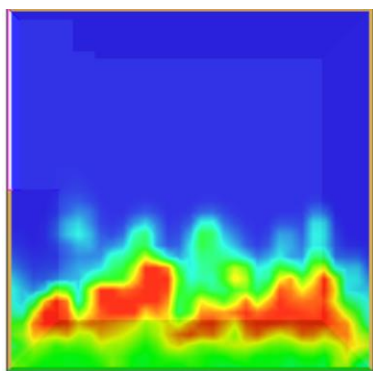


Rys.3. Warunki brzegowe przyjęte w analizie procesu spalania w piecu laboratoryjnym

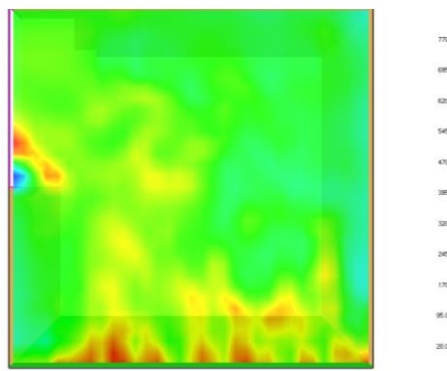
W przyjętym modelu numerycznym założono występowanie złoża cząstek węgla o granulacji 25-5 mm oraz cząstek gumy o granulacji 2,5-0,5 mm. Przyjęta grubość złoża wynosi 60 mm (rys. 3). Udział masowy węgla w złożu wynosi 95%, gumy z opoń pozostałe 5%.

5. Wyniki obliczeń dla strumienia doprowadzonego powietrza do spalania $0,006 \text{ m}^3/\text{s}$

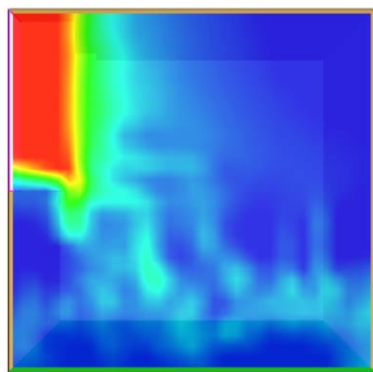
Na rysunkach 4 do 7 zostały przedstawione rozkłady temperatury oraz prędkości spalin w piecu dla stanu ustalonego oraz w chwili zapłonu. Natomiast na kolejnych rysunkach 8 do 11 przedstawiono rozkłady koncentracji CO , CO_2 , N_2 , SO_2 .



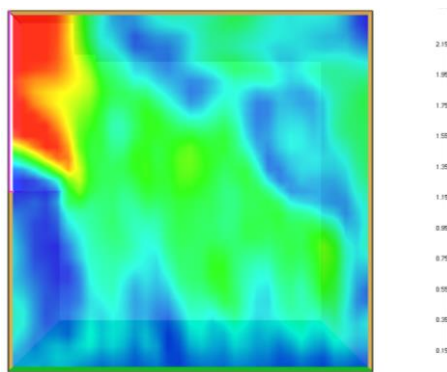
Rys.4. Rozkład temperatury w piecu w chwili zapłonu



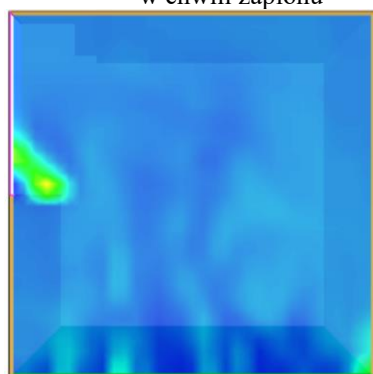
Rys.5. Rozkład temperatury w piecu w stanie ustalonym



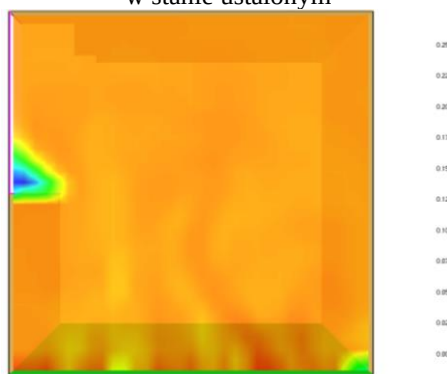
Rys.6. Rozkład prędkości spalin w piecu w chwili zapłonu



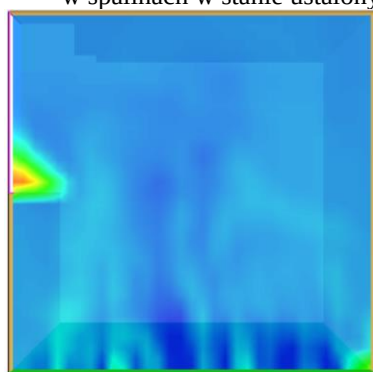
Rys.7. Rozkład prędkości spalin w piecu w stanie ustalonym



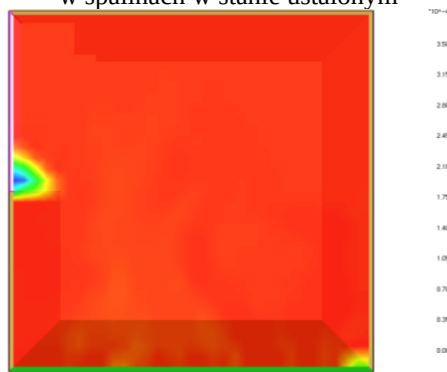
Rys.8. Rozkład koncentracji CO_2 w spalinach w stanie ustalonym



Rys.9. Rozkład koncentracji CO_2 w spalinach w stanie ustalonym



Rys.10. Rozkład koncentracji N_2 w spalinach w stanie ustalonym



Rys.11. Rozkład koncentracji SO_2 w spalinach w stanie ustalonym

6. Wnioski

W pracy przedstawiona została możliwość zastosowania programów typu CFD (Computational Fluid Dynamics) na przykładzie wykorzystania programów Fire Dynamics Simulator, do modelowania procesu współspalania węgla kamiennego z gumą.

Przedmiotem pracy jest analiza paleniska rusztowego. Przedstawiony model dobrze symuluje proces zapłonu. W modelu paliwo jest traktowane jako „świeże” i nie jest uwzględnione jego wypalenie.

Z przeprowadzonych obliczeń numerycznych wynikają następujące wnioski:

- metoda Eulera-Lagrange’a w sposób zadawalający ilustruje przepływ powietrza do spalania przez złożę,
- przeprowadzone symulacje wskazują potrzebę rozwoju modelu w kierunku odzwierciedlenia zjawiska wypalania paliwa (powstawania popiołu),
- opracowana metoda symulacji może posłużyć przedstawieniu efektów ekologicznych i energetycznych, pod warunkiem zweryfikowania opracowanego modelu matematycznego procesu spalania.

Literatura

1. Kozioł J., Matusiak P.: Method of assessment of coal and alternative fuel co-incineration conditions on ecological effects”, 10th International Scientific Conference “Energy Transformations in Industry”, Tatranska Strba, s. 180-188, czerwiec 2007.
2. Srogi K., Koszorek A.: Metody recyklingu odpadów gumowych. Gospodarka Paliwami i Energią nr 04/2004, s. 15-22.
3. Owczarek A.: Wpływ substancji mineralnej węgla kamiennych na współspalanie opon samochodowych z miazem węglowym w przemysłowych kotłach rusztowych. Gospodarka Paliwami i Energią nr 02/2004, s. 22-24.
4. Rudnicki Z.: Radiacyjny przepływ ciepła w piecach przemysłowych. Politechnika Śląska, Skrypty Uczelniane nr 1681, Gliwice 1992.
5. Szargut J.: Termodynamika Techniczna. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1997.
6. Kozioł M.: Energetyczne i ekologiczne efekty współspalania osadów ściekowych z węglem w paleniskach kotłów rusztowych. Praca doktorska, Politechnika Śląska, 2002.
7. Matusiak P.: Metoda planowania eksperymentu przy ocenie wpływu warunków współspalania na efekty ekologiczne. KOMEKO 2007 „Zarządzanie środowiskiem w aspekcie zrównoważonego rozwoju terenów uprzemysłowionych”, Szczyrk 20-22.03.2008, s. 323.
8. Polański Z.: Planowanie doświadczeń w technice. PWN, Warszawa 1984.
9. Matusiak P., Kozioł J.: Charakterystyka paliwowa mieszanki węgla i gumy. KOMEKO 2008 „Innowacyjne systemy przeróbcze materiałów”, Szczyrk, marzec 2008, s. 149-160.
10. Matusiak P., Pietrasik E., Szkudlarek .: Przykładowe koncepcje zasilania kotłów rusztowych i pyłowych mieszanką węgla kamiennego z odpadami o własnościach energetycznych. KOMEKO 2006 „Innowacyjne systemy przeróbcze materiałów”, Zakopane 21-23 marzec 2006, s. 125-136.

Praca naukowa finansowana jest ze środków na naukę w latach 2007-2009 w ramach projektu promotorskiego nr N N513 1204 33.

Metody wysoko skutecznego przesiewania materiałów trudno przesiewalnych w aspekcie zastosowania nowego typu przesiewacza

Jerzy Kuźmin – Ofama Vibra Opole sp. z o.o.

Streszczenie. Opracowanie obejmuje prezentację wibracyjnego przesiewacza hybrydowego typu VPH opracowanego i wdrożonego przez firmę Ofama Vibra Opole sp. z o.o. na bazie wieloletnich doświadczeń w zakresie projektowania, produkcji oraz wdrożeń klasycznych przesiewaczy wibracyjnych oraz wibracyjnych przesiewaczy z bezpośrednio podbijanymi sitami typu VPE i VPI. W opracowaniu przedstawiono wyniki badań porównawczych skuteczności procesów przesiewania różnego rodzaju materiałów o różnym stopniu wilgotności z wykorzystaniem przesiewacza z bezpośrednio podbijanym sitem, w porównaniu z klasycznym przesiewaczem wibracyjnym.

1. Wstęp

Procesami przesiewania od wielu lat zajmuje się szeroka rzesza naukowców i praktyków. Napisano na ten temat wiele artykułów, referatów i rozpraw, jednakże zagadnień związanych z przesiewaniem jest tak wiele, iż trudno jest je wszystkie zgłębić. Rosnące ceny energii oraz zagrożenie ograniczeniami możliwości jej pozyskania, ukierunkowało nas na poszukiwanie takich sposobów przesiewania, które pozwolą wyeliminować lub znacznie ograniczyć konieczność stosowania kosztownych w budowie i eksploatacji suszarni. Nasze prace rozpoczęliśmy od sformułowania wymogów, które musi spełnić przesiewacz do materiałów trudno przesiewalnych, przesiewacz, który przełamie bariery nieosiągalne dla przesiewaczy klasycznych.

Z wielu wymogów do najważniejszych zakwalifikowaliśmy dwa główne: po pierwsze przesiewacz musi realizować proces przesiewu z akceptowalną ze względów ekonomicznych skutecznością bez konieczności zmiany właściwości przesiewanego materiału w celu wspomoczenia procesu przesiewania, takich jak: suszenie, przesiewanie wstępne, prowadzenie procesu na mokro, czy wręcz stosowanie przesiewaczy o bardzo niskim stosunku wielkości powierzchni pokładu sitowego do zainstalowanej mocy w przeliczeniu na 1 m² sita. Po drugie przesiewacz samoistnie musi zapobiegać zjawisku zaklejania oczek sita, czy to z powodu kształtu ziaren przesiewanego materiału, czy jego stopnia zawilgocenia. Na tak zdefiniowane wymagania, przyjęto założenia, że przesiewacz musi dysponować większą w porównaniu do przesiewaczy klasycznych energią oraz zdolnością do jej przekazania przesiewanemu medium, dodatkowo przesiewacz musi mieć zdolność do skutecznego samooczyszczania sit.

2. Przesiewacze typu VPI oraz VPH – upraszczają procesy, obniżają koszty

Wymagania te spełniają przesiewacze z bezpośrednio podbijanymi sitami, które otrzymały u nas nazwę „Wibracyjnych Przesiewaczy Inercyjnych” ozna-

czonych w typoszeregu naszych produktów jako VPI. Przesiewacze z tej grupy bardzo szybko zdobyły uznanie wśród użytkowników. Bardzo dobre wyniki w przesiewaniu materiałów drobnoziarnistych (skuteczność przesiewu powyżej 92% na sitach o oczkach poniżej 1 mm), zdolność przesiewania hałdowanych żużli, popiołów, czy kamienia wapiennego o wilgotności nawet kilkunastu procent, zapewniły im doskonałe referencje dotychczasowych użytkowników. Do długiej listy zalet dochodzi jeszcze wręcz niewiarygodnie niskie zapotrzebowanie energetyczne rzędu 0,15 kW na 1 m² powierzchni pokładu sitowego.

Jedynym ograniczeniem, które powoduje, że przesiewacze typu VPI są mniej powszechnie stosowane niż na to zasługują jest ich duża wysokość. Wynika ona z faktu, że transport materiału na tego typu przesiewaczach odbywa się grawitacyjnie, stąd kąty nachylenia pokładów sitowych mieszczą się w granicach 32° do 41° do poziomu, co w efekcie przekłada się na wysokość rzędu 4000 mm lub więcej. To ograniczenie skłoniło nas do dalszych poszukiwań możliwości udoskonalenia posiadanej konstrukcji i poprawy jej funkcjonalności. W efekcie tych poszukiwań zrodził się pomysł połączenia klasycznego przesiewacza bezwładnościowego z przesiewaczem typu VPI. Tak powstał zupełnie nowy „Wibracyjny Przesiewacz Hybrydowy” oznaczony w typoszeregu naszych produktów jako VPH. Jest to niespotykane dotąd, nowatorskie rozwiązanie, w którym połączyliśmy nasze wieloletnie i bardzo bogate doświadczenia w zakresie budowy i eksploatacji klasycznych przesiewaczy wibracyjnych, przesiewaczy z bezpośrednio podbijanymi sitami typu VPE oraz z ponad dwuletnimi doświadczeniami zdobytymi podczas prób i eksploatacji wdrożonych u naszych klientów przesiewaczy z bezpośrednio podbijanymi sitami typu VPI.

W przesiewaczach hybrydowych typu VPH proces przesiewania oraz samooczyszczania pokładu sitowego odbywa się na skutek podbijania sita bijakami napędzanymi elektrowibratorami. Pozwala to w zależności od potrzeb (wielkość i kształt ziaren, wilgotność i spoistość nadawy) stosować różne częstotliwości i amplitudy, a przejścia przez częstotliwość własną bijaka bardzo skutecznie oczyszcza sito, czy to z zaklinowanych w jego oczkach ziaren, czy oklejonych wilgotnym materiałem. Dla materiałów o wielkości przesiewanych ziaren powyżej 3-4 mm i materiałów o bardzo spoistej nadawie najlepsze efekty daje stosowanie napędów o prędkości obrotowej 1500 obr/min, co przy dwulistwowym bijaku powoduje podbijanie sita 3000 razy na minutę przez każdy bijak. Dla materiałów przesiewanych na oczkach poniżej 3 mm i nadawie mniej spoistej stosujemy napędy o prędkości obrotowej 3000 obr/min, co przy dwulistwowym bijaku powoduje podbijanie sita 6000 razy na minutę przez każdy bijak.

Stosując przytoczone powyżej parametry podczas przesiewu osiągamy na powierzchni sita przyspieszenia rzędu 10 do 15 g, jest to co najmniej czterokrotnie więcej w porównaniu z klasycznymi przesiewaczami. Wibracyjny Przesiewacz Hybrydowy typu VPH jest urządzeniem stosunkowo płaskim, co skutkuje małą wysokością (około 1500 mm). Przesiewacz tego typu charakteryzuje się kątem pochylenia pokładu sitowego do 11° i kątem pochylenia dna do ponad

20° do poziomu. To zróżnicowanie gwarantuje szybki odbiór materiału spod sita, nawet przy niewielkiej sile wymuszającej ustawionej na elektrowibratorach transportujących. Jest to o tyle ważne, że nastawami sił tych elektrowibratorów regulujemy prędkość przemieszczania się materiału po sicie, a co za tym idzie, regulując czas przebywania materiału na sicie wpływamy bezpośrednio na skuteczność (ostrość) przesiewu oraz wydajność.

Podsumowując, Wibracyjny Przesiewacz Hybrydowy typu VPH jest urządzeniem wyposażonym w dwa niezależne, wibracyjne zespoły napędowe z których jeden realizuje procesy przesiewania i samooczyszczania pokładu sitowego, a drugi transport materiału. Dzięki takiej konfiguracji można niezależnie i w szerokim zakresie optymalizować wszystkie parametry mające wpływ na proces przesiewania.

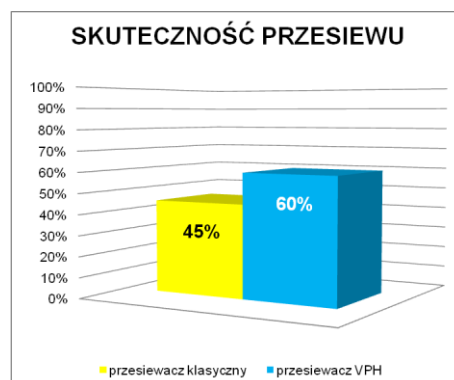
3. Badania porównawcze

Wykorzystując wyprodukowany przez naszą firmę pełnowymiarowy przesiewacz hybrydowy typu VPH wykonaliśmy szereg prób porównawczych sprawdzających działanie urządzenia i osiągnięte parametry przesiewu w porównaniu z klasycznym przesiewaczem bezwładnościowym. Przyjęta do badań metodyka narzucała wykonanie testów porównawczych w identycznych, trudnych warunkach. Próby wykonano na sicie ze stali nierdzewnej o oczku kwadratowym o boku 1 mm, powierzchni 1,5 m² i kącie pochylenia 10°, w temperaturze otoczenia ~10°C.

Celem prób było porównanie skuteczności przesiewu danego materiału jako ilości odsianej frakcji poniżej 1mm w stosunku do jej całkowitej ilości w nadawie w przypadku klasycznego przesiewacza bezwładnościowego oraz przesiewacza hybrydowego typu VPH, a także ocena zdolności do samooczyszczania pokładu sitowego przez przesiewacz hybrydowy.

Próba 1 – MAGNEZYT

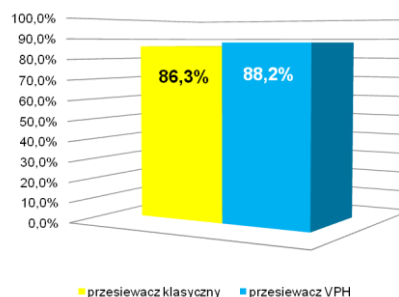
- wilgotność:.....5%
- zawartość frakcji 0-1 mm:.....10%



Próba 2 – MAGNEZYT

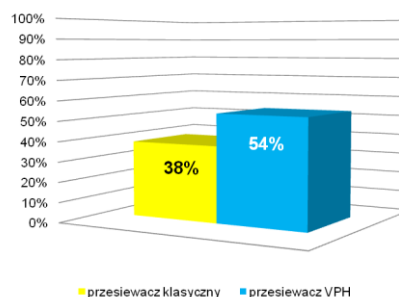
- wilgotność:.....1,5%
- zawartość frakcji 0-1 mm:.....14%

SKUTECZNOŚĆ PRZESIEWU

Próba 3 – KRUSZYWO
BAZALTOWE

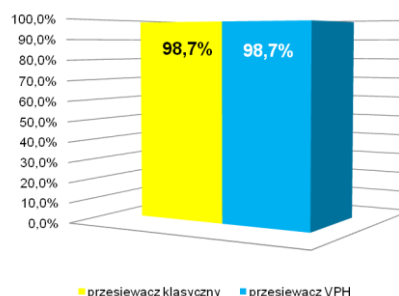
- wilgotność:.....6%
- zawartość frakcji 0-1 mm:.....60%

SKUTECZNOŚĆ PRZESIEWU

Próba 4 – KRUSZYWO
BAZALTOWE

- wilgotność:.....1,5%
- zawartość frakcji 0-1 mm:.....60%

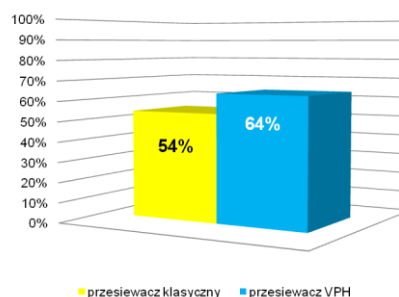
SKUTECZNOŚĆ PRZESIEWU



Próba 5 – WĘGLAN WAPNIA

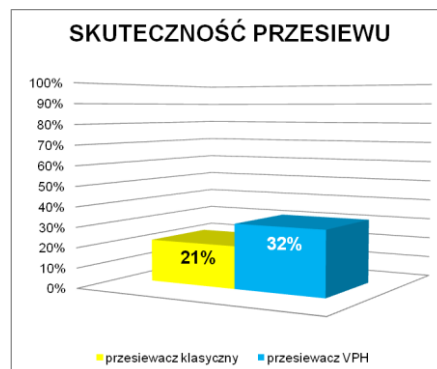
- wilgotność:.....0,5%
- zawartość frakcji 0-1 mm:.....55%

SKUTECZNOŚĆ PRZESIEWU



Próba 6 – MIAŁ WĘGLOWY

- wilgotność:.....14,5%
- zawartość frakcji 0-1 mm:....70%



Podsumowując wyniki przeprowadzonych prób porównawczych stwierdzono, że w danych warunkach w każdym przypadku skuteczność przesiewu przy zastosowaniu przesiewacza hybrydowego typu VPH jest wyższa od skuteczności uzyskanej na klasycznym przesiewaczu bezwładnościowym w granicach od 10% do 16%. Dodatkowo, co jest niezmiernie istotne, we wszystkich próbach z użyciem przesiewacza hybrydowego uzyskano doskonałe wyniki w zakresie samooczyszczania pokładu sitowego. Nie można tego stwierdzić w przypadku przesiewacza klasycznego, gdzie przy przesiewaniu wilgotnego magnezytu (próba 1) zaobserwowaliśmy częściowe oklejanie sita materiałem ilastym zawartym w nadawie. W przypadku kruszywa bazaltowego (próba 3 i 4) następowało blokowanie ziaren o stożkowatym kształcie w oczkach sita, a w przypadku przesiewania węglanu wapnia (próba 5), gdzie w skrajnym przypadku w warunkach podwyższonej wilgotności otoczenia mającej wpływ na początkowy stan sita, po przesianiu próbki o masie 50 kg w znacznym stopniu następowało zaklejenie pokładu sitowego (przy braku wpływu warunków zewnętrznych proces przesiewu przebiegał bez efektu zaklejania sita) oraz przy przesiewaniu mialu węglowego (próba 6) następowało oklejanie wilgotnym materiałem powierzchni sita.

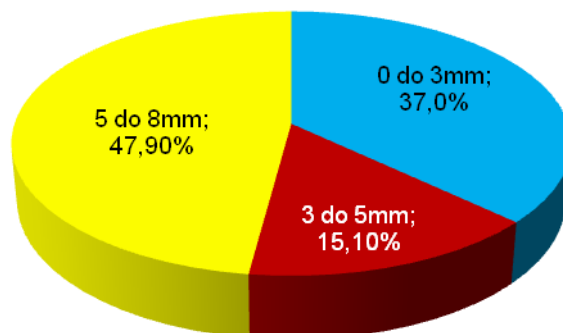
4. „Eko-Groszek” - nowe wyzwania

Zarówno na podstawie doświadczeń firm zajmujących się przesiewaniem oraz handlem węglem, jak i naszych własnych doświadczeń wiadomo, że przesiewanie mialu węglowego o wilgotności 12% i większej, w przypadku klasycznych przesiewaczy nie ma uzasadnienia na sitach o oczkach mniejszych niż 8 mm.

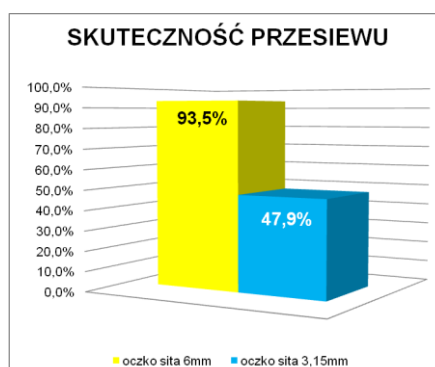
Na zlecenie naszego klienta podjęliśmy się przeprowadzenia szeregu prób mających na celu określenie, przy jakiej wilgotności i na jakiej wielkości oczka sita można skutecznie przesiewać mial węglowy na przesiewaczu hybrydowym typu VPH. W założeniu do badań przyjęto wspólnie z klientem, że minimalny, akceptowalny poziom skuteczności przesiewu nie może być mniejszy niż 92% zawartości danej frakcji w nadawie. Badania przeprowadzono w warunkach

rzeczywistych (na wolnym powietrzu) na dostarczonym klientowi pełnowymiarowym egzemplarzu testowym przesiewacza hybrydowego typu VPH na materiale o następującym składzie ziarnowym:

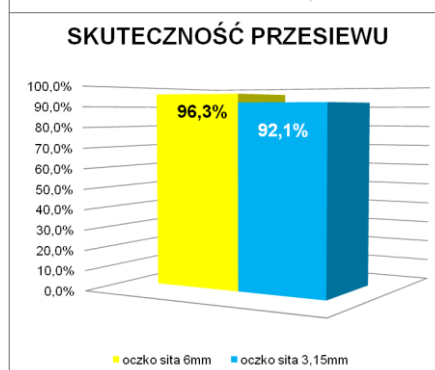
- 0 do 3 mm.....37,0%
- 3 do 5 mm.....15,1%
- 5 do 8 mm.....47,9%



Próba 1 – wilgotność mialu 16,85%



Próba 2 – wilgotność mialu 14,22%



Przeprowadzone w warunkach rzeczywistych próby dały rewelacyjne rezultaty (nieosiągalne dla innego typu przesiewaczy), potwierdzające przyjęte wcześniej założenia, co zaowocowało natychmiastowym zamówieniem na Wibracyjny Przesiewacz Hybrydowy typu VPH, który pozwolił naszemu klien-

towi (po odsianiu z nadawy węglowej o granulacji od 0 do 8 mm frakcji 0 do 3 mm) na wprowadzenie na rynek nowego typu produktu pod nazwą „mikro-groszek”, który po kilku miesiącach sprzedaży zdobywa coraz większe uznanie wśród użytkowników kotłów przydomowych. W związku z realizacją tego zamówienia, nasza firma otrzymała doskonały list referencyjny potwierdzający zadowolenie naszego klienta i trafność jego wyboru.

5. Wnioski końcowe

Wzrost kosztów nośników energii wynikający z konieczności ograniczenia emisji gazów cieplarnianych, jak i wysoki stopień konkurencyjności na światowych rynkach, skłaniają lub wręcz zmuszają użytkowników do inwestowania w środki produkcji ukierunkowane na ochronę środowiska, co najmniej bez szkody dla efektywności realizowanych procesów.

Zarówno nasze badania oraz testy, jak i opinie użytkowników, potwierdzają niewątpliwe zalety przesiewaczy z bezpośrednio podbijanymi sitami. Cechy, które wyróżniają te urządzenia, względem innych z szerokiej rodziny przesiewaczy klasycznych, to przede wszystkim:

- większa wydajność z 1 m² pokładu sitowego,
- zdecydowanie wyższa skuteczność przesiewu (porównywana różnica skuteczności jest wprost proporcjonalna do stopnia trudności przesiewania badanego medium),
- wysoka zdolność do samooczyszczania pokładów sitowych (przesiewacze z bezpośrednio podbijanymi sitami z racji zastosowanych rozwiązań technicznych, poza zwykłym trybem pracy, standardowo wyposażone są w możliwość sekwencyjnej realizacji dodatkowego trybu czyszczenia sit),
- rewelacyjnie (nawet 10-krotnie) mniejsze zużycie energii przez przesiewacze typu VPI na 1 m² pokładu sitowego,
- zdolność przesiewaczy typu VPH do rozdrabniania (do pewnego stopnia) lekko zwartych konglomeratów (bryłek) przesiewanego materiału.

Niekwestionowaną przewagą przesiewaczy z bezpośrednio podbijanym sitem nad przesiewaczami klasycznymi jest fakt, że stosowanie przesiewaczy typu VPI oraz VPH w wielu przypadkach pozwala na skuteczne prowadzenie procesu przesiewania bez kosztownej w budowie i energochłonnej w eksploatacji infrastruktury związanej z suszeniem materiałów do przesiewania. Należy jednak pamiętać, że istnieje granica, powyżej której nie ma możliwości przesiewania materiału bez zmiany jego właściwości. Granica ta przebiega różnie dla poszczególnych materiałów.

Przesiewacze wibracyjne z bezpośrednio podbijanymi sitami typu VPI oraz VPH są innowacyjnymi produktami naszej firmy, które w wysokim stopniu realizują narzucane przez rynek postulaty energetyczne, przy jednoczesnym

poszerzeniu zakresu możliwej i opłacalnej realizacji niektórych procesów przesiewania.

Fakt, że na chwilę obecną dysponujemy nowymi rozwiązaniami w tej dziedzinie nie oznacza, że nie poszukujemy udoskonaleń naszych produktów oraz nowych rozwiązań – wręcz przeciwnie – dzięki szerokiej współpracy z ośrodkami naukowo-badawczymi, naszymi klientami oraz konsekwentnie prowadzonymi pracami badawczymi, kładziemy stały nacisk na rozwój i postęp techniczny, które otwierają przed nami nowe obszary działalności.

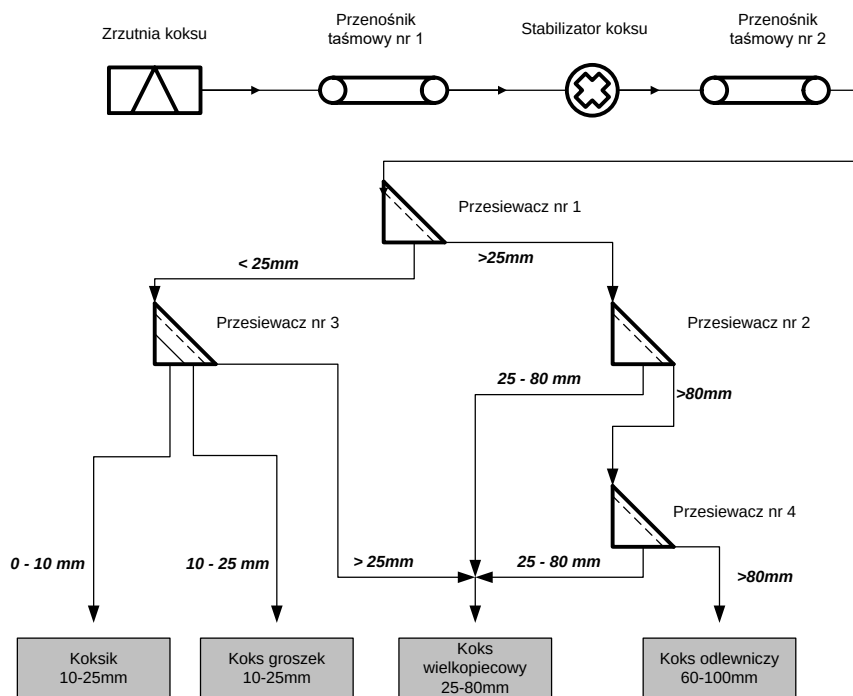
Modernizacja układów przesiewania w Koksowni Radlin

Kazimierz Majka – ZARMEN, **Jan Pasz** – Kombinat Koksochemiczny „Zabrze” Koksownia „Radlin”, **Piotr Pasiowiec** – Progress Technika, **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie. Modernizacja przesiewania koksu została zrealizowana w latach 2007-08, obejmowała wymianę przesiewaczy koksu na przesiewacze firmy Progress Technika. Zastosowano przesiewacze o trajektorii kołowej typu WK1 do przesiewania grubego oraz przesiewacze o trajektorii eliptycznej typu PWE1 do sortowania koksu drobnego.

1. Opis ciągu technologicznego przed modernizacją

Kombinat Koksochemiczny „Zabrze” Koksownia „Radlin” posiada aktualnie dwie pracujące baterie typu PTU-57 systemu ubijanego o 56 komorach każda. Objętość użyteczna komory wynosi 21,9 m³. Aktualny czas koksowania wynosi 21 godzin. Koks otrzymywany z dwóch pracujących baterii był do dnia 27.02.2008 r. sortowany w starej sortowni pracującej według schematu technologicznego (rys. 1).



Rys.1. Schemat technologiczny „starej” sortowni koksu

Stara sortownia pracowała zgodnie z ideą technologiczną polegającą na wstępnym oddzieleniu ziarna powyżej 25 mm i dalszym jego rozdziale na koks wielkopiecowy (25-80 mm) i koks odlewniczy.

Zastosowanie sit stalowych #90 i #80 mm powodowało uzyskiwanie pożądanego zakresu uziarnienia koksu odlewniczego 60-100 mm. Proces technologiczny sortowania koksu w starej sortowni przebiegał w następujący sposób: koks wypchnięty z komór koksoowniczych i zgaszony pod wieżą gaszenia zrzućany był z wozu gaszenia na zrzutnię koksu. Po odparowaniu nadmiaru wilgoci, koks ze zrzutni, przenośnikiem taśmowym nr 1 podawany był do stabilizatora koksu, w którym (w sposób okresowy) następowała stabilizacja wytrzymałości koksu.

Zasadniczym elementem stabilizatora koksu jest wirujący wał z rozmieszczonymi wokół prętami metalowymi. Koks po kontakcie z prętami zostawał odrzucony na ścianę tylną i następnie spadał do przesypu. Stabilizacja koksu w stabilizatorze prowadzona była tylko w tym momencie, kiedy wymagały tego warunki jakościowe stawiane przez odbiorcę koksu. Po stabilizacji koks, przenośnikiem nr 2, podawany był na jednopokładowy przesiewacz wibracyjny nr 1 z zamontowanym zestawem sit #20 i #25 mm (parametry sit przesiewacza przedstawiono w tabeli 1). Po przesianiu wstępnym, nadziarno >25 mm podawane było na przesiewacz wibracyjny nr 2 z zestawem sit #90 mm i #80 mm. Podziarno z przesiewacza nr 1 (<25 mm) podawane było na przesiewacz wibracyjny dwupokładowy nr 3 z zamontowanym zestawem sit.

Pokład górny to sita #25 stalowe i gumowe, pokład dolny to po kolei: sito #10 mm, gumowe; #13 mm, gumowe; #10 mm, gumowe; #10 mm, drut (patrz tabela 1). Nadziarno z pokładu górnego (>25 mm) łączone było ze strumieniem koksu wielkopiecowego. Frakcja 10-25 mm (groszek) odsiewana była na pokładzie dolnym tego przesiewacza. Podziarno z pokładu dolnego to koksik handlowy o uziarnieniu 0-10 mm.

2. Opis sortowni po modernizacji

Zadaniem układu sortowania koksu jest klasyfikacja koksu grubego realizowana na przesiewaczach WK oraz koksu drobnego przy użyciu maszyn typu PWE. W sortowni koksu zlokalizowano urządzenia technologiczne, które służą do rozdziału wyprodukowanego koksu na sortymenty (ziarna: 0-10 mm, 10-25 mm, 25-40 mm, 40-80 mm, ponad 80 mm), do magazynowania (zbiorniki o pojemności 60 t) i ekspedycji.

Charakterystyka materiału:

- koks wielkopiecowy/odlewniczy,
- gęstość około 500 kg/m³,
- zawartość wody 4–6%,
- temperatura 40–80°C (na przenośnikach 101 i 102 do 170°C),
- wytrzymałość Micum M₄₀ około 75–80%,
- ścieralność M₁₀ około 6–8%.

Tabela 1
Skład ziarnowy nadawy do przesiewania

0–10 mm	43,95%
10–20 mm	19,60%
20–25 mm	10,75%
25–30 mm	13,80%
30–40 mm	11,05%
> 40 mm	0,85%

3. Dane techniczno produkcyjne

Obiekt sortowni koksu jest wspólny dla grubego i drobnego sortowania koksu. Składa się z dwóch linii przesiewania ze zbiornikami koksu oraz załadunkiem rozdzielonego koksu na dwa tory kolejowe, jednym punktem załadunkowym na samochody i transportu na składowisko koksu. W sortowni przewidziano również możliwość przesiewania koksu z istniejącej baterii koksowniczej.

Układ technologiczny przesiewania obejmuje dwa ciągi klasyfikacji koksu o wydajności do 200 t/h w nadawie. Pokłady sitowe przesiewaczy są gumowe, modułowe o oczkach kwadratowych. Urządzenia wykonane w wersji otwartej. Projekt modernizacji zrealizowany został przez firmę Biuro Projektowe KOKSO-PROJEKT z Zabrze przy współudziale czeskiej firmy projektowej HUTNI PROJEKT. Generalnym wykonawcą budowy jest ZARMEN z Chorzowa.

Nowoczesna sortownia oparta jest na przesiewaczach o trajektorii kołowej typu WK1 do sortowania koksu grubego oraz na przesiewaczach o trajektorii eliptycznej typu PWE1 do sortowania koksu drobnego.

Zainstalowano następujące maszyny

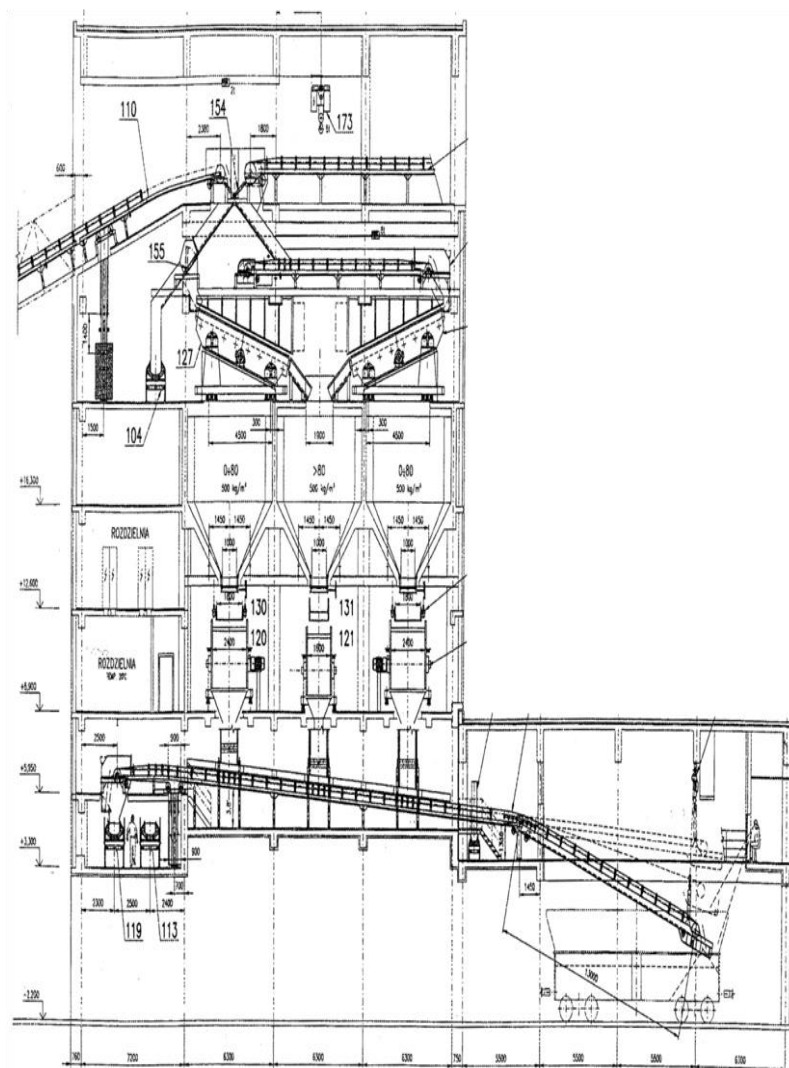
- WK1–2,4x6,3 (127 i 128) zabudowane na poziomie +20,3 m. Przesiewacze są wyposażone w pokłady sit gumowych modułowych o oczku #80 i przystosowane do wyposażenia pokładu sitowego w sita blaszane, w zależności od temperatury klasyfikowanego koksu. Maszyny zasilane bezpośrednio z przenośników taśmowych.
- WK1–2,4x5,1 (120 i 122) zabudowane na poziomie +9,0 m. Przesiewacze są wyposażone w pokłady sit modułowych gumowych o oczku #25. Koks podawany jest podajnikiem wibracyjnym 1,8x2,0 m.
- WK1–1,5x5,1 (121) zabudowany na poziomie +9,0 m. Przesiewacz wyposażony jest w pokład sit gumowych modułowych o oczku #80. Koks podawany jest podajnikiem wibracyjnym 1,25x1,9 m.
- PWE1 2,4x6,3 oraz PEW1 2,4x5,1 (123, 124 i 125) o sitach #10, #25 i #40 mm zabudowane na poziomie +20,3 m, pracujące jako kaskada do klasyfikacji koksu drobnego. Maszyny zasilane bezpośrednio z przenośników taśmowych.

- WK1–2,4x6,3 (126) zabudowanym na poziomie +9,0 m. Przesiewacz wyposażony jest w pokład sit modułowych o oczku #10. Koks podawany jest podajnikiem wibracyjnym 1,8x2,2 m.

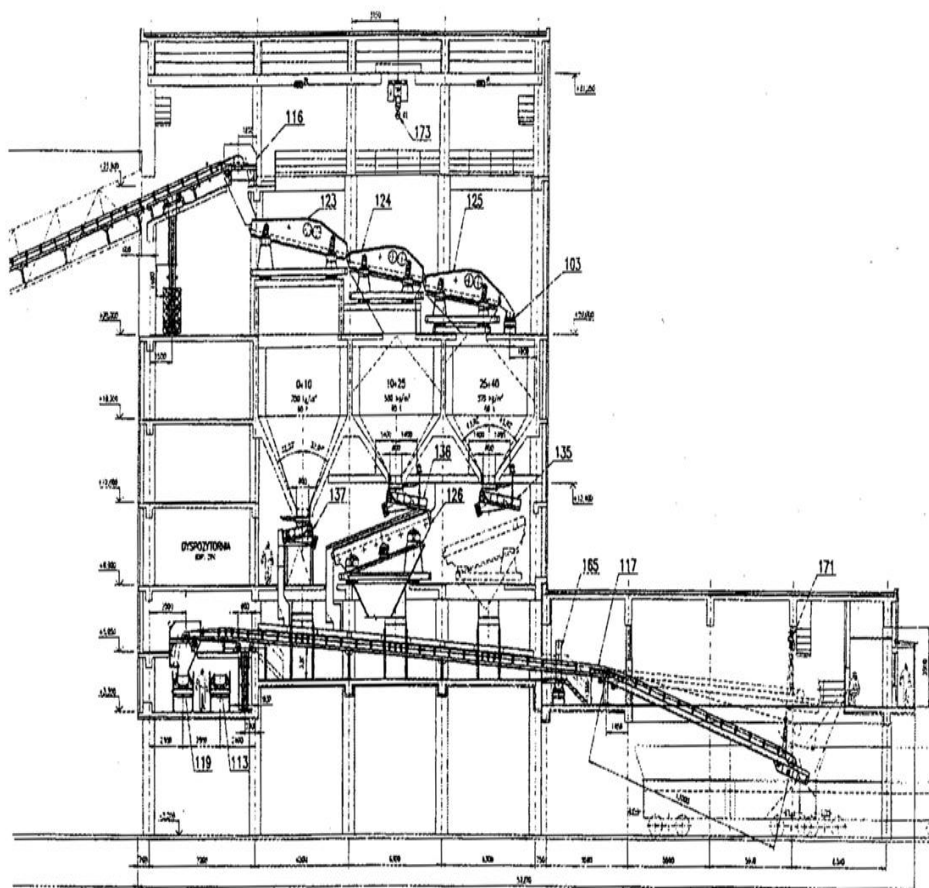
Do podawania koksu o granulacji 10 mm i 40 mm przesianego na kaskadzie przesiewaczy PWE na przenośniki taśmowe służą podajniki wibracyjne 1,0x1,5 m.

Wszystkie przesiewacze posadowione są na ramach antywibracyjnych, których zadaniem jest ograniczenie wpływu drgań na konstrukcję budynku.

Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono usytuowanie nowo zainstalowanych przesiewaczy w budynku sortowni koksu.



Rys.2. Usytuowanie przesiewaczy WK w instalacji sortowni koksu



Rys.3. Lokalizacja przesiewaczy PWE w sortowni koksu w Koksowni Radlin

4. Ocena zastosowanych rozwiązań technologicznych w nowej sortowni koksu

Na etapie wydawania założeń technologicznych postanowiono, że budowana sortownia będzie obiektem uniwersalnym dla spełnienia kilku zadań. Oprócz samego rozsortowania koksu na następujące frakcje handlowe: koks odlewniczy, koks wielkopiecowy, koks typu groszek, koksik, sortownia musiała spełnić jeszcze dodatkowe zadania:

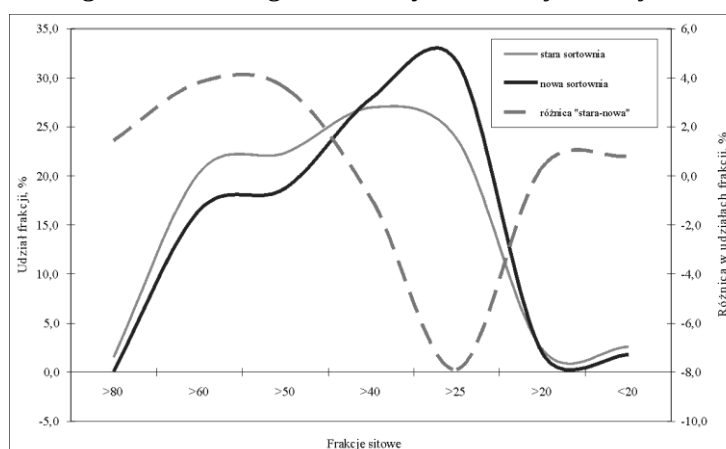
- we wstępnej fazie rozruchu przejąć bez przerywania produkcji, koks ze starych baterii,
- docelowo w przyszłości obsłużyć składowisko koksu,
- po uruchomieniu produkcji na baterii 1-bis przejąć dodatkowo całą produkcję z nowej baterii przy nominalnej zdolności produkcyjnej 750000 ton koksu na rok.

W założeniach wstępnych przyjęto jedną z możliwych wersji technologii sortowania polegającej na odsianiu w pierwszej kolejności koksu odlewniczego (o największym rozmiarze ziaren), a potem dalszej obróbce koksu wielkopiecowego i pozostałych sortymentów. W przypadku, kiedy koks odlewniczy traktowany jest priorytetowo a jego wytrzymałość mechaniczna nie jest najwyższa, taki wariant technologii jest poprawny. Jest to wariant zachowawczego sortowania koksu grubego (minimalna droga sortowania).

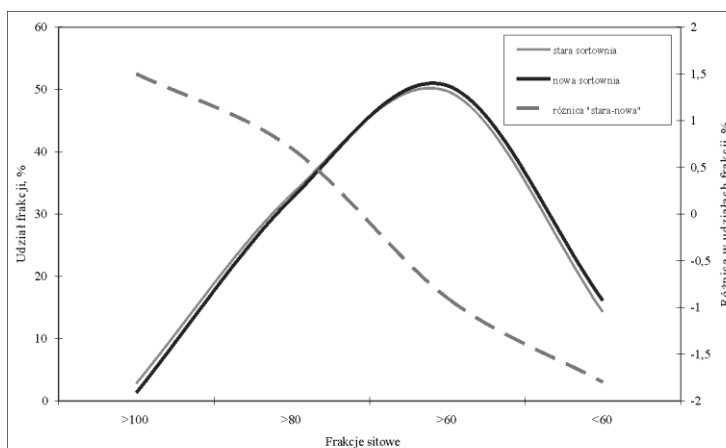
5. Ocena pracy sortowni

Ocena skuteczności pracy nowej sortowni koksu w Koksowni „Radlin” obejmowała okres jednego miesiąca, po wstępnym odbiorze, od 26.02. do 27.03.2008 r.

Na rysunkach 4 i 5 przedstawiono porównanie rozkładu ziarnowego koksu wielkopiecowego i odlewniczego sortowanych w starej i nowej sortowni.

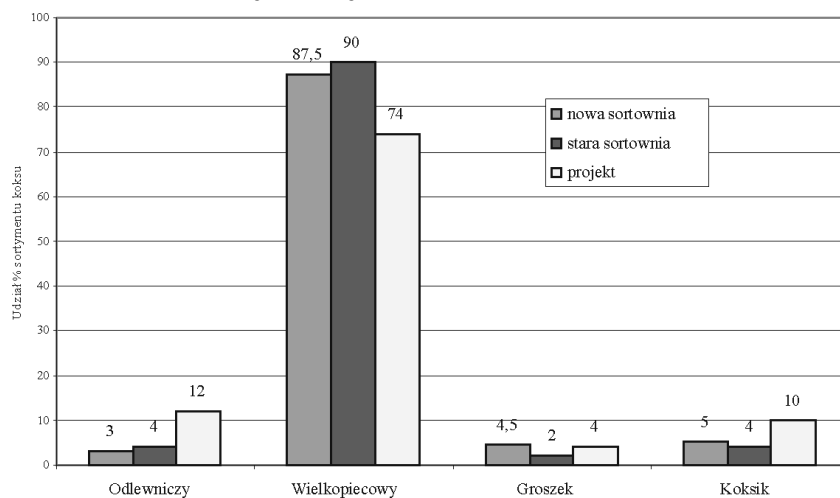


Rys.4. Skład ziarnowy koksu odlewniczego sortowanego w starej i nowej sortowni



Rys.5. Skład ziarnowy koksu odlewniczego sortowanego w starej i nowej sortowni

Na rysunku 6 przedstawiono uzyski różnych sortymentów koksu w czasie sortowania koksu w starej i nowej sortowni.



Rys.6. Uzyski handlowych sortymentów koksu w starej i nowej sortowni oraz projektowe dla nowej sortowni

Skuteczność pracy nowej sortowni porównano z Projektem Technicznym oraz wynikami pracy starej sortowni. Wyniki zestawiono w tabelach 2, 3, 4.

Tabela 2

Uzyski sortymentów koksu

Sortyment	Uzyski sortymentów koksu, %		
	Nowa sortownia	Stara sortownia	Projekt techniczny
Koks odlewniczy	3,0	4,0	12,0
Koks wielkopiecowy	87,5	90	74
Groszek	4,5	2,0	4,0
Koksik	5,0	4,0	10,0

Tabela 3

Średnie ziarno sortymentów koksu

Sortyment	Średnie ziarno, mm	
	Nowa sortownia	Stara sortownia
Koks odlewniczy	70,6	72,0
Koks wielkopiecowy	48,6	46,2

Tabela 4

Wytrzymałość mechaniczna sortymentów koksu

Sortyment	Wytrzymałość mechaniczna M40, %			
	Nowa sortownia		Stara sortownia	
	M ₄₀	M ₁₀	M ₄₀	M ₁₀
Koks odlewniczy	75,8	5,8	72,7	6,8
Koks wielkopiecowy	73,6	6,3	72,6	6,3

Z powyższych zestawień wynika, że w nowej sortowni w porównaniu z projektem uzyskuje się mniej koksu odlewniczego (różnica 9%) i koksiku (różnica 5%), znacznie więcej koksu wielkopieczowego (różnica 13,5%), natomiast uzyski groszku są zbliżone. Należy jednak podkreślić, iż założenia projektowe (w tym uzyski sortymentów) dotyczą koksu z nowej baterii o potencjalnie znacznie lepszych właściwościach wytrzymałościowych.

Literatura

1. Tora B., Pasiowiec P., Boryczko J.: Układ przesiewania koksu w Koksowni „Radlin”. Materiały konferencyjne: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych, KOMEKO, Gliwice, 2008.
2. Karcz A.: Koksownictwo. Skrypt uczelniany AGH nr 1266, AGH, 1991.

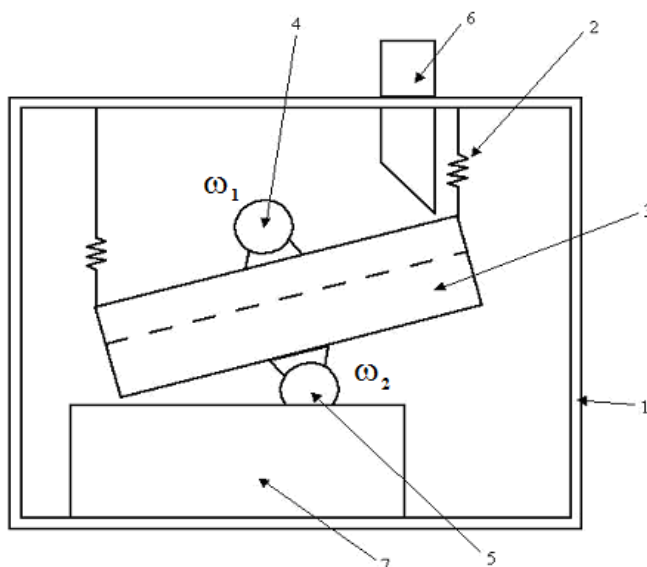
Przesiewacz dwuczęstościowy. Badania kinematyczne i procesowe

Remigiusz Modrzewski, Piotr Wodziński – Politechnika Łódzka

Streszczenie. Niniejsza praca prezentuje wstępne wyniki programu badawczego, jaki został rozpoczęty pod koniec 2007 r. w Katedrze Aparatury Procesowej Politechniki Łódzkiej, a poświęconego przesiewaczom dwuczęstościowym. Wiadomo, że kształt toru ruchu drgającego rzeszota przesiewacza, ma decydujące znaczenie dla uzyskania możliwie najlepszych właściwości procesowych maszyny. Dlatego od dawna poszukuje się takich torów ruchu drgającego przesiewaczy, które będą prowadzić do możliwie intensywnej segregacji ziaren w warstwie poruszającej się po sicie przesiewacza. Właśnie tory możliwe do uzyskania w przesiewaczu dwuczęstościowym są sprzyjające intensywnemu przebiegowi procesu przesiewania. Dlatego oczekuje się, iż przesiewacze dwuczęstościowe mieć będą znacznie wyższe wskaźniki procesowe, w porównaniu do klasycznych, obecnie używanych np. w przemyśle wydobywczym przesiewaczy jednopłaszczyznowych. Prace prowadzone obecnie w Politechnice Łódzkiej mają na celu przebadanie kinematycznie i procesowo przesiewacza doświadczalnego, którego wymiary sita wynoszą 1,5x0,5 m, a masa rzeszota ≈ 350 kg. Na podstawie wyników badań zostaną opracowane założenia projektowe, a na ich podstawie opracowany zostanie projekt wykonawczy maszyny przemysłowej. Przesiewacz ten będzie zamontowany w krajowym przemyśle wydobywczym i przewidziany do przesiewania drobno lub bardzo drobno ziarnowego materiału.

1. Doświadczalny przesiewacz dwuczęstościowy

Przesiewacz doświadczalny, którego dotyczy niniejsza praca został zbudowany w laboratorium Katedry Aparatury Procesowej, Politechniki Łódzkiej. Urządzenie to zostało zamontowane na stanowisku badawczym, którego schemat przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Schemat stanowiska badawczego

1 - konstrukcja nośna,
2 - zawieszenie przesiewacza złożone ze sprężyn i łańcuchów, 3 - rzeszot z siatą, 4, 5 - elektrowibratory, 6 - lej wysypowy z zasuwą, 7 - pojemnik na produkt podситowy

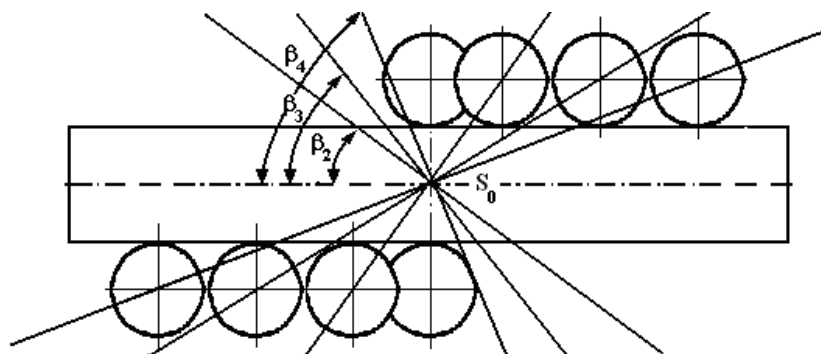
Konstrukcja przesiewacza umożliwia regulację (dla celów badawczych) wszystkich podstawowych parametrów pracy maszyny, w szczególności takich jak:

- nachylenie rzeszota względem poziomu,
- ustawienie silników względem środka rzeszota,
- siły wymuszające wytwarzane przez silniki,
- prędkości obrotowe silników.

Przebadanie pracy przesiewacza w szerokim zakresie zmienności wyżej wymienionych parametrów powinno pozwolić na znalezienie optymalnych rozwiązań konstrukcyjnych pełno wymiarowej maszyny przemysłowej.

Użyty do badań przesiewacz posiada prostopadłościennie rzeszoto zawieszone sprężysto, takie rozwiązanie umożliwia regulację kąta pochylenia sita w zakresie od 0 do 25 stopni. Konkretnie badania były przeprowadzane dla następujących kątów pochylenia rzeszota względem poziomu: 0, 10, 15, 20°.

Konstrukcja przesiewacza umożliwia zmianę ustawienia wibratorów. Badania były przeprowadzane dla czterech różnych ustawień silników tzn., gdy są one rozsunięte względem środka rzeszota: górny w kierunku podajnika, dolny w kierunku końca przesiewacza na odległość: 0, 110, 220, 380 mm. Zmiana rozstawienia wibratorów powoduje zmianę wartości kątów torów wahań sita β (rys. 2). W przypadku takich ustawień wibratorów jak na rysunku 2 – kąty torów wahań sita wynoszą odpowiednio: $\beta_1 = 0^\circ$, $\beta_2 = 27,5^\circ$, $\beta_3 = 42,2^\circ$, $\beta_4 = 61^\circ$.



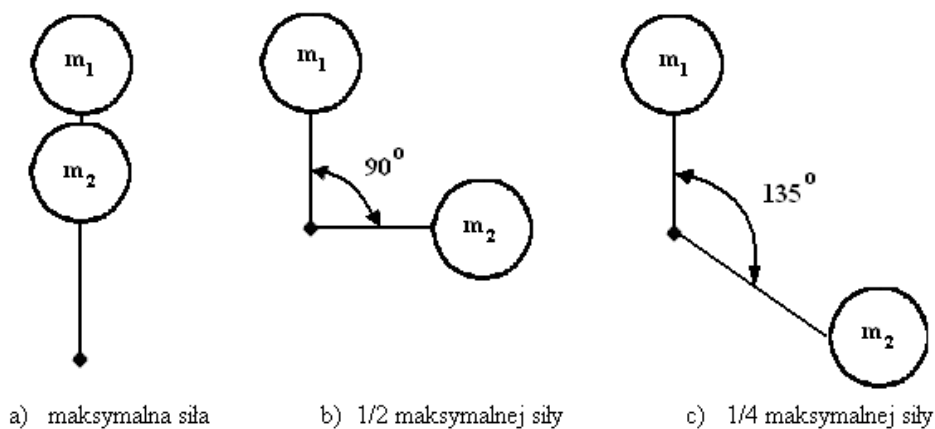
Rys.2. Kąty torów wahań sita

Przesiewacz posiada również możliwość regulacji siły wymuszającej poszczególnych wibratorów napędowych. Odbywa się to poprzez zmianę położenia mas niewyważonych, na wale danego wibratora. Na obu końcach wału wibratora znajdują się masy niewyważone. Na każdym z końców wału wibratora masa składa się z dwóch jednakowych części. Aby móc zmieniać siłę wymuszającą wystarczy rozsunąć jedną z mas względem drugiej o odpowiedni kąt. Badania były przeprowadzane dla trzech wariantów ustawień:

- a) maksymalna siła wymuszająca,

- b) 1/2 maksymalnej siły wymuszającej,
c) 1/4 maksymalnej siły wymuszającej.

Zasada tej regulacji została przedstawiona na rysunku 3.



Rys.3. Ustawienia mas niewyważonych

Maksymalna siła wymuszająca odczytana z tabliczki znamionowej silnika wynosi 2 kN. Należy zaznaczyć że siła wymuszająca zmniejszana była tylko na jednym z dwóch wibratorów napędowych, tzn. na tym, który obracał się z nominalną częstotliwością obrotową (1500 obr/min). Natomiast na drugim wibratorze, którego częstota obrotów była mniejsza od nominalnej, siła wymuszająca zawsze była maksymalna (2 kN).

Regulacji prędkości obrotowej silników dokonywano przy użyciu falowników. Badania były przeprowadzane dla kombinacji częstotliwości obrotowych obu wibratorów jak w tabeli 1.

Tabela 1

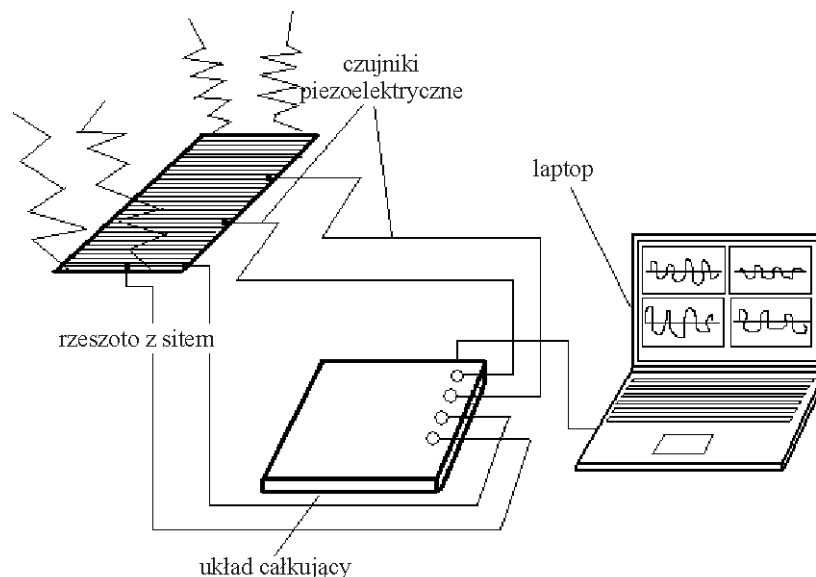
wibrator	wibrator	wibrator	wibrator	wibrator	wibrator	wibrator	wibrator
górny (ω_1)	dolny (ω_2)	górny (ω_1)	dolny (ω_2)	górny (ω_1)	dolny (ω_2)	górny (ω_1)	dolny (ω_2)
prawo (+)	prawo (+)	prawo (+)	lewo (-)	lewo (-)	prawo (+)	lewo (-)	lewo (-)
obr/min		obr/min		obr/min		obr/min	
1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500
750	1500	750	1500	750	1500	750	1500
1500	750	1500	750	1500	750	1500	750
1500	1000	1500	1000	1500	1000	1500	1000
1000	1500	1000	1500	1000	1500	1000	1500
1500	500	1500	500	1500	500	1500	500
500	1500	500	1500	500	1500	500	1500

Dla obu wibratorów górnego (ω_1) i dolnego (ω_2), jako dodatni kierunek obrotów przyjęto obrót w prawo, czyli zgodny z kierunkiem obrotów

wska- zówek zegara. W sumie możliwych było zatem 28 różnych kombinacji prę- dkości i kierunku obrotów.

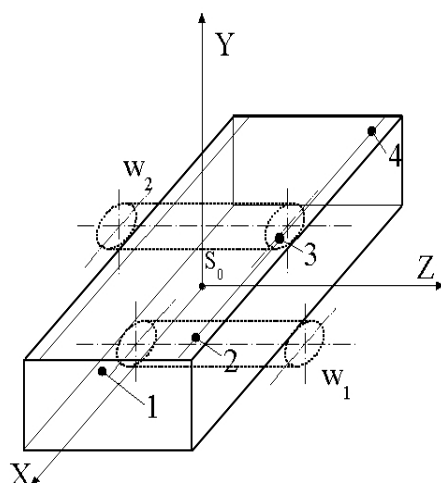
2. Badania kinematyczne przesiewacza

Pomiary amplitudy drgań rzeszota wykonano za pomocą układu, którego schemat przedstawiony jest na rysunku 4. Składa się on z: czujników piezoelektrycznych, układu całkującego i laptopa wyposażonego w kartę pomiarową, na którym gromadzone były wyniki pomiarów.



Rys.4. Układ do pomiaru torów drgań

Dzięki czterem czujnikom zamontowanym na rzeszocie zbierane były dane dotyczące wychYLENIA sita. Czujniki pomiarowe zamontowane były w rzeszocie w taki sposób, aby linie ich pomiaru przecinały się w obrębie środka ciężkości przesiewacza lub w punktach początkowych i końcowych sita (rys. 5).

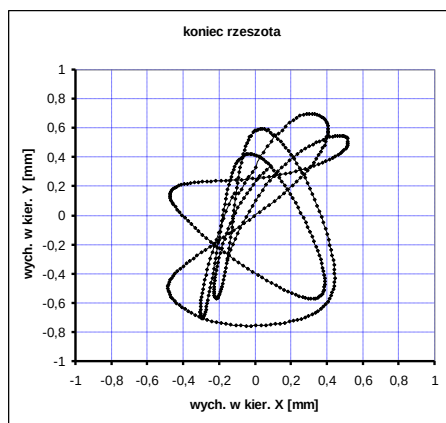
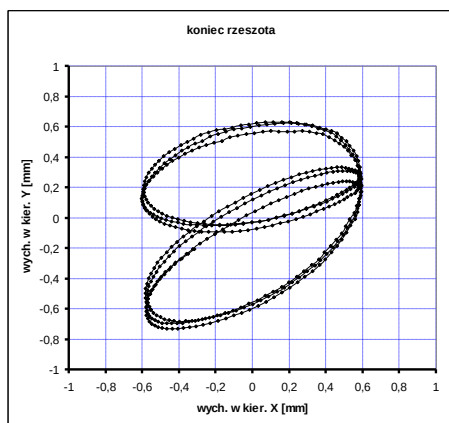
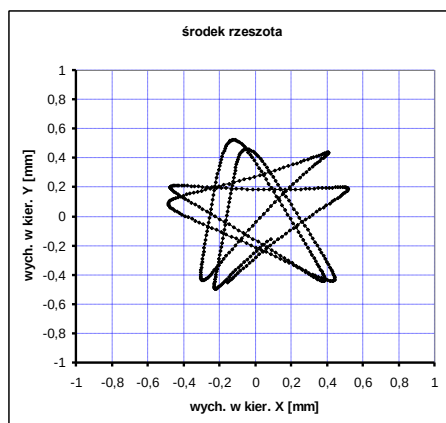
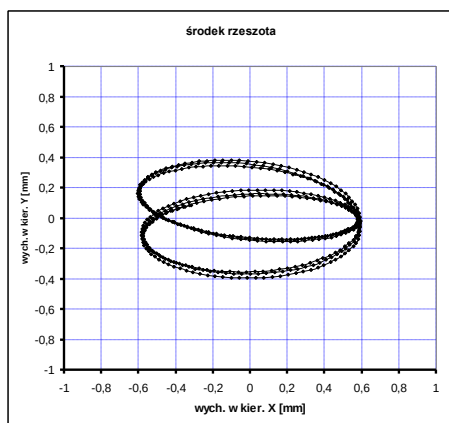
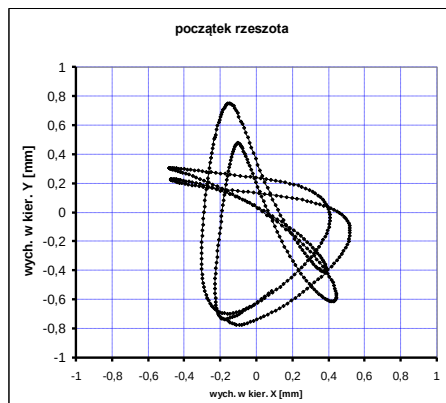
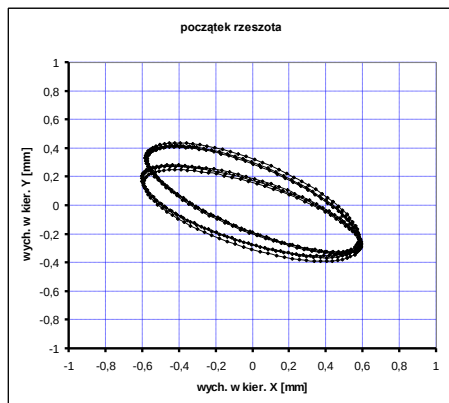


Rys.5. Punkty zamocowania czujników

Czujniki pod wpływem przyspieszenia wytwarzają sygnał napięciowy, który jest następnie przesyłany do układu całkującego. Tam sygnał napięciowy, wytworzony przez czujniki jest dwukrotnie całkowany, w wyniku czego otrzymujemy wartość wychYLENIA rzeszota. Sygnały te zbierane były przez kartę pomiarową

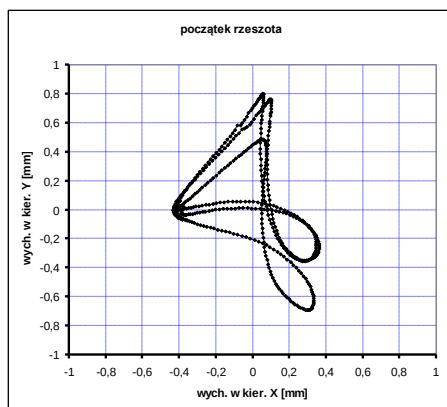
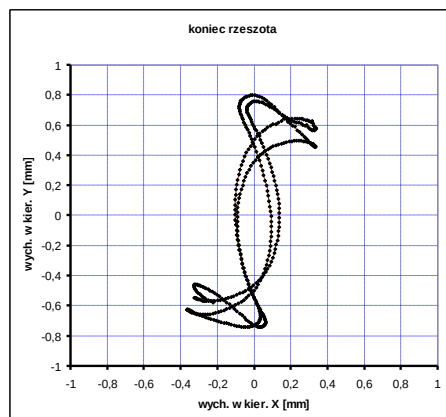
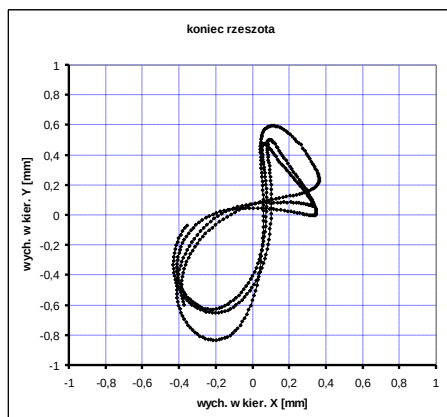
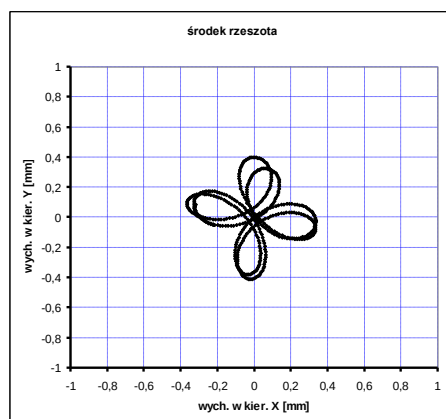
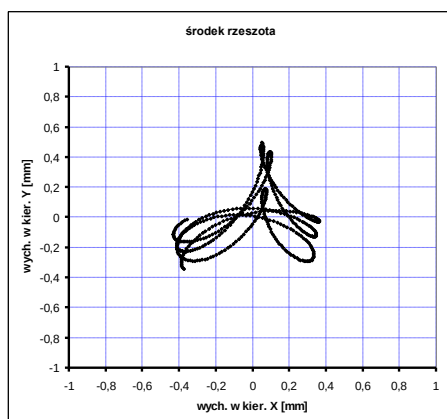
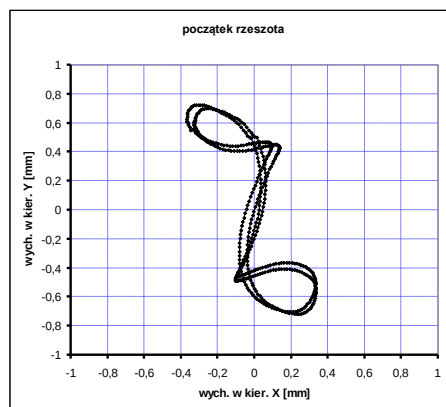
i zapisywane w pamięci komputera.

Na rysunkach 6 do 9 przedstawione zostały przykładowe tory ruchu początku, środka i końca rzeszota, dla wybranych konfiguracji napędowych przesiewacza.



Rys.6. Tor ruchu dla ustawień: $\beta = 0^\circ$,

Rys.7. Tor ruchu dla ustawień: $\beta = 0^\circ$,

$-\omega_1/\omega_2, \quad {}^1/4F_{\max}$

 $-\omega_1^{1/2}/3\omega_2, \quad {}^1/4F_{\max}$


Rys.8. Tor ruchu dla ustawień: $\beta = 0^\circ$,
 $-\omega_1^{1/2}/2\omega_2, \quad {}^1/4F_{\max}$

Rys.9. Tor ruchu dla ustawień: $\beta = 0^\circ$,
 $-\omega_1^{1/2}/3\omega_2, \quad {}^1/4F_{\max}$

3. Badania procesowe przesiewacza

Materiałem sypkim wykorzystywanym do badań był piasek (ziarna nie-regularne). Materiał został wcześniej odpowiednio przygotowany tzn. przesiany na wstrząsarkach laboratoryjnych tak, aby połowa masy nadawy stanowiła frakcję górną, czyli ziarna większe od 0,63 mm, a druga połowa frakcję dolną. Późniejsze badania procesowe wykonano właśnie na metalowym sicie tkanym o otworze kwadratowym i boku oczka sita $l = 0,63$ mm.

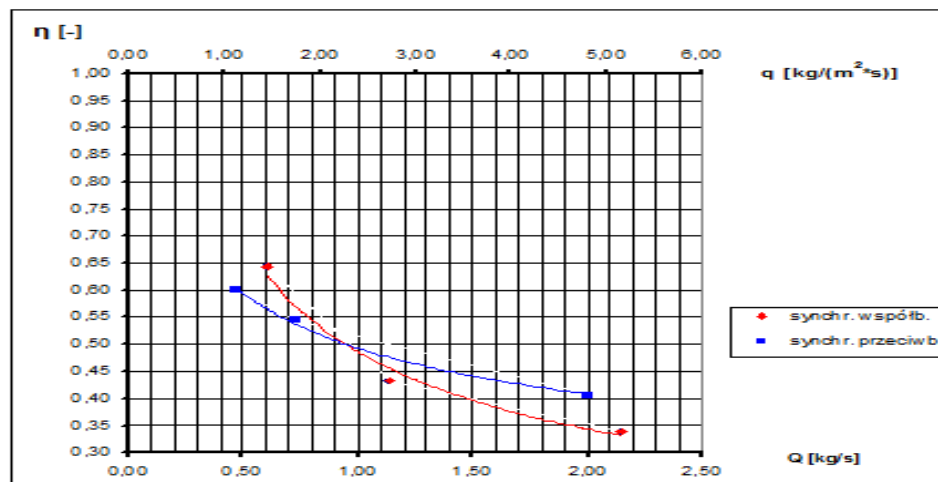
W czasie badań wykonanych zostało kilkadziesiąt cykli pomiarowych. Dla każdego cyklu ustawiane były parametry pracy przesiewacza, tak samo jak w przypadku badań kinematycznych:

- nachylenie rzeszota względem poziomu,
- ustawienie silników względem środka rzeszota,
- siły wymuszające wytwarzane przez silniki,
- prędkości obrotowe silników.

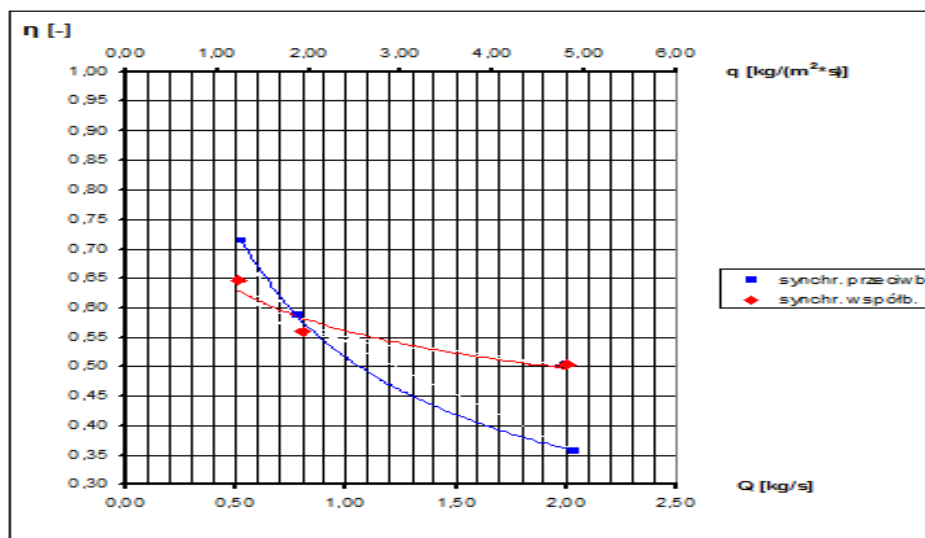
Dodatkowo regulowano wartość masowego natężenia wypływu nadawy – poprzez zwiększanie lub zmniejszanie szczeliny wysypowej w podajniku.

Wyniki badań przedstawione zostały w formie graficznej. Każdy z wykresów sporządzony został na podstawie 3 cykli pomiarowych, odpowiadających 3 różnym prędkościom podawania nadawy. Na dwóch osiach odciętych zaznaczona została wydajność przesiewacza. Dolna oś została wyskalowana w $[\text{kg/s}]$ (masowe natężenie dopływu nadawy), natomiast oś rzędnych przedstawia sprawność przesiewania.

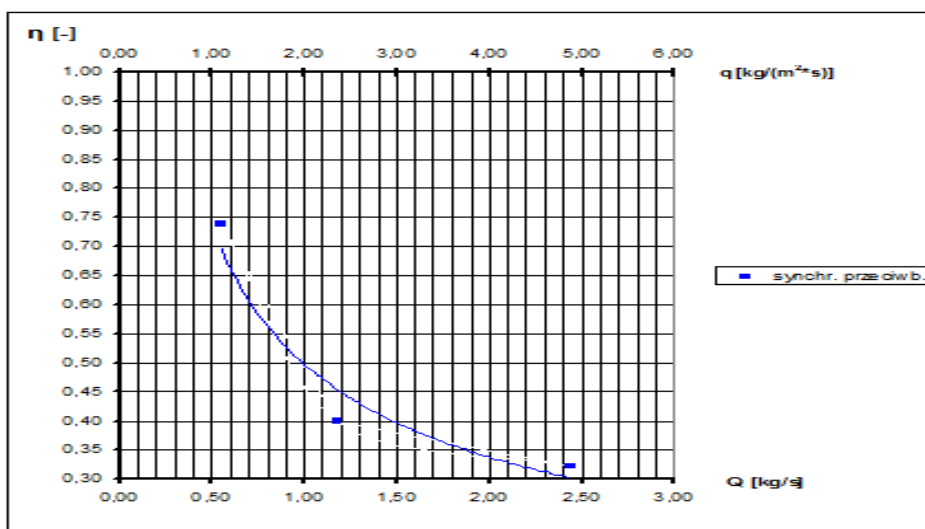
Na rysunkach 10 do 12 przedstawiono przebieg wybranych krzywych sprawnościowo-wydajnościowych dla różnych ustawień wibratorów napędowych.



Rys.10. Wyniki badań procesowych dla ustawień: $\alpha = 15^\circ$, $\beta = 0^\circ$, $F = 2$ kN, ω_1/ω_2



Rys.11. Wyniki badań procesowych dla ustawień: $\alpha = 15^\circ$, $\beta = 0^\circ$, $F = 2 \text{ kN}$, $\omega_1/\omega_2 = \frac{1}{3}$



Rys.12. Wyniki badań procesowych dla ustawień: $\alpha = 15^\circ$, $\beta = 42,2^\circ$, $F = 2 \text{ kN}$, $\omega_1/\omega_2 = 1$

Należy zaznaczyć, iż w niektórych przypadkach nie był zapewniony ruch materiału po sicie. Miało to miejsce przy synchronizacji współbieżnej, maksymalnej sile wymuszającej i stosunku częstości ω_1/ω_2 . Taka konfiguracja rzeszota powodowała powstawanie drgań skrętnych tzn. początek i koniec rzeszota poruszały się z maksymalnymi amplitudami, natomiast część środkowa była prawie nieruchoma. Efektem pojawienia się drgań skrętnych było zbieranie się materiału ziarnistego w centralnej części sita, co następnie prowadziło do zablokowania całego procesu przepływu nadawy. W ten sposób w utworzonej

warstwie materiału występowała cyrkulacja, podczas której materiał spływał bokami sita w dół przesiewacza do około $\frac{1}{4}$ jego długości, a następnie zawracał w kierunku środka rzeszota. Proces przesiewania zachodził, jednak nie był on dostatecznie efektywny.

4. Podsumowanie

Za główną cechę przesiewacza dwuczęstościowego należy uznać możliwość dowolnego konfigurowania napędu bezwładnościowego, a więc i możliwość jego dostosowania od wymagań stawianych przez proces przesiewania konkretnego materiału ziarnistego. Optymalizacja pracy napędu odbywa się poprzez regulację częstości obrotowej wibratorów, ich siły wymuszającej oraz wzajemnego położenia i kierunku obrotów.

Jako kryterium oceny jakości pracy urządzenia przyjęto sprawność przesiewania i wydajność masową, które to parametry mają decydujące znaczenie z punktu widzenia ekonomii procesu. Badania procesowe stanowią jedyną drogę osiągnięcia celu, jakim jest optymalizacja układu napędowego, ponieważ nawet poprawna praca układów mechanicznych nie oznacza jeszcze zapewnienia dostatecznie dobrych warunków przesiewania.

Na podstawie przeprowadzonych dotychczas wstępnych badań można stwierdzić, że:

- lepszą z procesowego punktu widzenia jest synchronizacja przeciwbieżna wibratorów,
- lepsze warunki przesiewania zapewnia mniejsze nachylenie sita,
- stosowanie wibratorów o dużej mocy nie jest ekonomicznie uzasadnione – należy obniżać koszty eksploatacyjne,
- rozmieszczenie wibratorów względem środka masy nie wpływa na proces.

Analiza wyników badań oraz rozważań teoretycznych dotyczących przesiewacza dwuczęstościowego, skłania ponadto do wyciągnięcia szeregu bardziej ogólnych wniosków:

- układ napędowy przesiewacza umożliwia otrzymanie złożonego ruchu rzeszota, co z kolei umożliwia osiągnięcie wysokich sprawności przesiewania;
- przesiewacz dwuczęstościowy powinien być przeznaczony do przesiewania materiałów drobnouziarnionych i trudno odsiewalnych, ponieważ maszyna ta daje intensywne rozluźnienie materiału na sicie;
- warunkiem prawidłowej pracy przesiewacza jest zapewnienie sztywności rzeszota w płaszczyźnie torów drgań rzeszota;
- zjawisko samosynchronizacji wibratorów napędowych umożliwia uproszczenie konstrukcji przesiewacza, gdyż nie trzeba stosować żadnych urządzeń które by synchronizację wymuszały; jak pokazały badania samosynchronizacja jest zjawiskiem trwałym, w trakcie pomiarów raz rozpoczęty ruch odbywał się po trajektoriach, które zależały wyłącznie od konfiguracji układu napędowego;

- konstrukcja przesiewacza umożliwia stosowania praktycznie wszystkich, znanych dotąd, elementów konstrukcyjnych maszyn przesiewających, co ułatwia w praktyce zastosowanie przemysłowe tego przesiewacza.

Literatura

1. Banaszewski T.: Przesiewacze. Wydawnictwo „Śląsk”, 1990.
2. Wodziński P.: Przesiewanie i przesiewacze. Wydawnictwo Politechniki Łódzkiej, 1997.
3. Wodziński P.: Odsiewanie materiałów ziarnistych. Zeszyty Naukowe PŁ, Rozprawy naukowe z. 40, 1981.
4. Meinel A., Schubert H.: „Zu den Grundlagen der Feinsiebung. Aufbereitungs – Technik” 1971, Nr 3.
5. Bock B., Kraemer T.: Siebung mit Gummisiebflächen unterschiedlicher Lochformen. Aufbereitungs – Technik 1984, Nr 7.
6. Turkiewicz W., Banaszewski T.: Wzrost amplitudy drgań podczas zatrzymywania przesiewaczy z napędami bezwładnościowymi. Archiwum Górnictwa 1982, z. 4.
7. Dunger E., Kuntzsch G., Unger K.: Untersuchungen über den Einsatz von Gummi und Polyurethanen als Siebböden bei Klassierungsgeräten. Neue Bergbautechnik 1975, Nr 3.
8. Szymoński J.: Wyniki badań i ocena efektywności technologicznej stosowania w przeróbce kruszyw sit gumowych i poliuretanowych. Warszawa 1980. Prace Centralnego Ośrodka Badawczo-Rozwojowego Przemysłu Kruszyw, nr 2.
9. Wolff K.: Systemsiebflächen aus Polyurethan für Siebmaschinen. Aufbereitungs – Technik 1979, Nr 7.
10. Wolff K.: Polyurethan – Systemsiebflächen – Bauformen und Anwendungserfahrungen. Aufbereitungs – Technik 1977, Nr 7.
11. Wodziński P.: Przesiewacze wieloczęściowe. Praca wykonana w ramach projektu badawczo-rozwojowego MNiSzW nr R 1401403.

Porównanie zapotrzebowania mocy w procesach granulacji przesypowej

Andrzej Obraniak, Andrzej Heim, Tadeusz Gluba – Politechnika Łódzka

Streszczenie. Celem pracy było porównanie zapotrzebowania mocy dla granulatorów talerzowych i bębnowych, pracujących, przy różnych parametrach aparaturowo-procesowych. Granulację prowadzono w sposób okresowy dla następujących zakresów zmian parametrów: kąt pochylenia osi talerza w stosunku do poziomu $\alpha = 45\text{--}53\%$, stopień wypełnienia aparatu materiałem $k = 3\text{--}7\%$, średnica talerza granulatora $D = 0,5; 0,7; 1\text{ m}$. Do badań jako materiał modelowy użyto drobnoziarnistego bentonitu odlewniczego o składzie granulometrycznym z zakresu $0\text{--}0,16\text{ mm}$. Badania granulacji przeprowadzono przy stałym natężeniu dopływu cieczy zwilżającej (woda) $Q = 0,7\text{ g/s}$ i ustalonej końcowej wilgotności granulowanego wsadu $w = 0,29$. Niezmiennymi parametrami były: względna prędkość obrotowa $n_w = 0,22$, definiowana jako iloraz prędkości obrotowej talerza n do prędkości krytycznej n_{kr} oraz stosunek wysokości obrzeża talerza do jego średnicy H/D . Podczas trwania procesu rejestrowano zmiany momentu obrotowego $M(t)$, którego wartości chwilowe mierzono momentomierzem, umieszczonym na wale granulatora. Uzyskane podczas eksperymentów wyniki zmian momentu obrotowego przeliczano na moc jednostkową N^* , (tzn. przeliczoną na jeden kilogram przetwarzanego złoża), niezbędną do zapewnienia przesypowego ruchu wsadu przy założonych parametrach pracy. Uzyskane wartości uzależniono od zmian wilgotności granulowanego złoża ziarnistego. Dokonano porównania zmian zapotrzebowania na moc dla szeregu granulatorów talerzowych różniących się średnicą talerza i kątem jego pochylenia, przy zmiennym stopniu wypełnienia surowcem z danymi literaturowymi dotyczącymi zapotrzebowania na moc dla analogicznych układów podczas granulacji bębnowej.

1. Wstęp

Granulacja przesypowa jest jednym z bardziej znanych i częściej stosowanych w przemyśle sposobów aglomeracji. Jest to metoda uniwersalna pozwalająca prowadzić proces w sposób okresowy lub ciągły oraz sterować poprzez dobór parametrów procesowych rozmiarem uzyskanego produktu. Proces ten ze względu na eliminację pylenia przetworzonych materiałów (surowce mają ziarna mniejsze od $200\text{ }\mu\text{m}$) ma duży wpływ na środowisko pracy oraz środowisko naturalne. Aglomeracja przesypowa polega na tworzeniu i wzroście cząstek w ruchomym złożu przesypującym się w granulatorze. Zjawiska te występują na powierzchni swobodnej warstwy złoża, dlatego też ruch ziaren i tworzonego przez nie złoża oraz siły ich oddziaływań mają decydujący wpływ na przebieg procesu, a zarazem na jego parametry energetyczne.

Problemy dynamiki przesypującego się złoża omówiono w literaturze najszerzej dla młynów kulowych. Zdecydowanie mniej jest prac dotyczących mieszania, granulacji oraz innych podobnych operacji jednostkowych. Historycznie, pierwsze prace dotyczyły toru ruchu kul w młynach kulowych. Późniejsze opisywały zachowanie się oraz oddziaływanie całego znajdującego się w bębnie złoża. Analizując wartość momentu obrotowego pochodzącego od skupionych

sił ciężkości złoża w młynie kulowym Dirge [1] wyprowadził wzór na moc, uzależniając jej wartość od wymiarów młyna i parametrów złoża. Rose i Sullivan [2] zastosowali do opisu dynamiki zjawiska analizę wymiarową, zaś Gao [3] zaproponował wzór pozwalający na obliczenie mocy mielenia. Zakładając, że wypełnienie młyna stanowi ośrodek pseudo-ciągły, który cyrkuluje ruchem kaskadowym, Hogg i Fuerstenau [4] obliczyli pracę potrzebną do podnoszenia kul podczas ich ruchu po okrężnych torach z dolnego do górnego punktu równowagi. W konsekwencji uzależnili moc potrzebną do napędu bębna od jego wymiarów, prędkości obrotowej, stopnia napełnienia materiałem oraz od masy tego wypełnienia. Podobne wyniki uzyskali Arbiter i Harris [5], równoważąc moment siły obwodowej (napędowej) z momentem siły hamującej ładunku.

Kapur [6] na podstawie eksperymentów otrzymał zależności momentu obrotowego młyna (traktowanego jako parametr energetyczny) od czasu. Cechą charakterystyczną tych zależności, opublikowanych w formie graficznej, jest występująca w pewnym zakresie stałość momentu obrotowego, który nie zmienia się wraz z czasem i postępowaniem rozdrabniania. Istnienie zakresu stałego momentu potwierdziły też badania procesu mieszania i granulacji przeprowadzone przez Heima i in. [7, 8]. Weidenbaum [9] wprowadził do swoich zależności liczbę Froude'a, jako parametr charakteryzujący dynamikę złoża. Liczbę Froude'a do opisu ruchu materiału podczas granulacji stosował również Gusjew [10], oraz Koroticz [11], którzy podali ją jako funkcję kolejnego parametru dynamicznego – kąta naturalnego usypu. Analizując oddziaływanie sił na ziarna złoża oraz ich prędkości (zarówno dla granulacji jak i mieszania) Heim i in. zastosowali do opisu dynamiki takie parametry, jak: kąt pochylenia złoża [12], moment na wale bębna [13, 14], moc dostarczoną [15], prędkości ziaren [16]. Obraniak [17] zaproponował, by dynamikę złoża w bębnach obrotowych opisać stosując zależności między liczbą mocy (Eulera), a liczbą Froude'a. Ponadto wykazał wpływ średnicy bębna granulatora, stopnia jego wypełnienia oraz prędkości obrotowej na wartość momentu obrotowego oraz na zapotrzebowanie mocy. Liczby kryterialne określone były analogicznie jak dla mieszania cieczy. Uzyskano również zależność między liczbą mocy, stopniem wypełnienia bębna materiałem ziarnistym, i liczbą Froude'a. Analogiczne zależności dla granulatora talerzowego zaproponował Heim [18, 19] i Kaźmierczak [20].

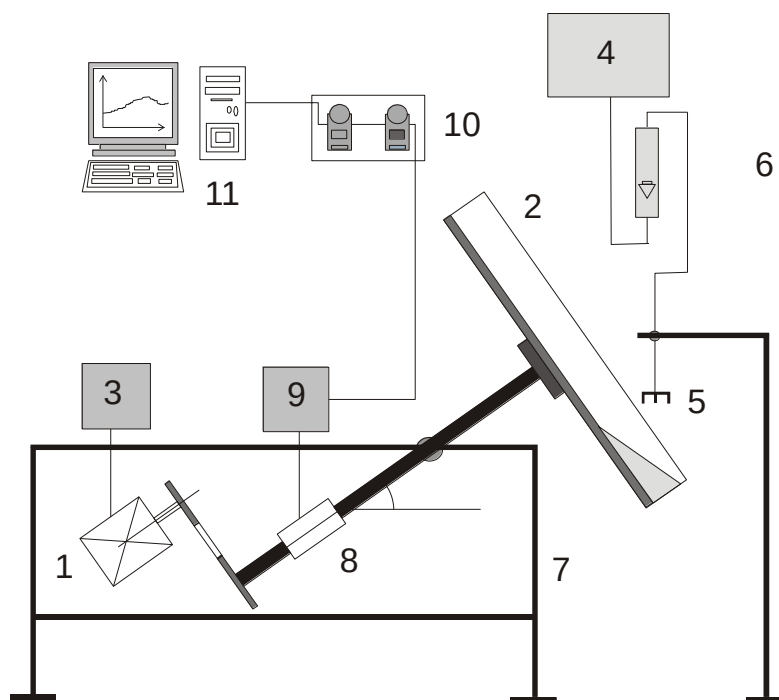
Zagadnienia oceny zapotrzebowania mocy w poszczególnych fazach procesu granulacji przesypowej oraz powiązanie jej z charakterem ruchu wsadu i zmieniającymi się w czasie właściwościami granulatu stanowi istotne zagadnienie zarówno poznawcze, jak i praktyczne. Wyniki dotychczasowych badań wykonanych dla materiałów modelowych lub jedynie w pewnym ograniczonym zakresie, tylko częściowo wyjaśniają zależność momentu obrotowego, a tym samym mocy granulacji od zachowania się złoża w granulatorze talerzowym. Potwierdzenie i pełniejsze wyjaśnienie tych zależności oraz zjawisk wymaga wykonania szerszych badań dla materiałów rzeczywistych i odmiennych warunków procesowo-aparaturowych.

2. Cel pracy

Celem pracy było określenie zapotrzebowania mocy podczas granulacji talerzowej przy różnych parametrach aparaturowo-procesowych i porównanie jego wartości z mocą konieczną do zapewnienia koniecznego ruchu aglomerowanego złoża dla analogicznych warunków pracy w poziomych granulatorach bębnowych.

2.1. Aparatura

Badania przeprowadzono na stanowisku badawczym, którego schemat przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Schemat aparatury do badań granulacji talerzowej (opis w tekście)

Motoreduktor (1) poprzez przekładnię pasową napędzał talerz granulatora (2). Stosując falownik (3) otrzymywano płynną zmianę prędkości obrotowej talerza, którą kontrolowano wykorzystując obrotomierz. Ciecz zwilżającą (wodę destylowaną) ze zbiornika (4) dostarczano kroplowo na przesypującą się w talerzu warstwę złoża ziarnistego (w dolnej części talerza) za pomocą zraszacza hydraulicznego (5) aż do otrzymania określonej wilgotności. Stałe natężenie dopływu cieczy ustalano każdorazowo za pomocą rotametr (6). Aby zapewnić stałe ciśnienie podawanej cieczy przez cały czas trwania próby utrzymywano stały poziom cieczy w zbiorniku (4). Zastosowanie ruchomej płyty nośnej (wchodzącej w skład podstawy 7), do której przymocowano łożyska wału

granulatora, dało możliwość zmian kąta pochylenia talerza α . Chwilowe wartości momentu obrotowego mierzono momentomierzem (8), z którego zmienne-napięciowy sygnał podawano do czytnika (9). Do przetwarzania danych wykorzystano analogowo-cyfrowy moduł kontrolno-pomiarowy ADAM (10) oraz komputer (11) (służył do zliczania i rejestrowania danych pomiarowych).

2.2. Materiały użyte do badań

Do prób granulacji użyto bentonitu odlewniczego, materiału często wykorzystywanego w pracach o charakterze modelowym. Bentonit jest materiałem polidispersyjnym. Jest to skała ilasta składająca się głównie z minerałów montmorillonitu i beidelitu. Charakteryzuje się warstwową budową sieci krystalicznej, zdolnością do pochłaniania wody i innych ciekłych związków organicznych oraz wymiany kationów. Gęstość właściwa bentonitu $\rho_b = 2420 \text{ kg/m}^3$.

Bentonit odlewniczy użyty do badań pochodził z Zakładów Górniczo-Metalowych ZĘBIEC w Zębciu. Posiada on następujące własności fizyczne:

- zakres zmian rozmiarów ziaren $0-0,16 \text{ mm}$,
- średni objętościowy rozmiar ziarna $d_s = 0,056 \text{ mm}$,
- gęstość nasypowa $\rho_p = 789,5 \text{ kg/m}^3$,
- tangens kąta naturalnego usypu $tg\beta_s = 1,15$.

2.3. Planowanie i zakres badań

Z analizy wyników otrzymanych podczas prób wstępnych [18-20] oraz w oparciu o wyniki badań literaturowych [20] stwierdzono, że zmiana względnej prędkości obrotowej n_w w wypadku granulacji talerzowej w małym stopniu wpływa na zmianę wartości momentu obrotowego mierzonego na wale granulatora. Dlatego założono, że przy badaniach podstawowych parametr ten będzie stały. Dla każdej z przeprowadzonych prób $n_w = 0,2$. Taka wartość względnej prędkości obrotowej pozwoliła zapewnić odpowiednią dynamikę ruchu złoża do realizacji procesu granulacji oraz zapobiec wypadaniu granulowanego materiału w trakcie przeprowadzanych eksperymentów. Posługiwanie się względną prędkością obrotową zdefiniowaną wzorem (1) dawało możliwość porównywania uzyskanych wyników dla wszystkich wielkości talerzy.

$$n_w = \frac{n}{n_{kr}} \quad (1)$$

gdzie:

n – prędkość obrotowa

n_{kr} – prędkość krytyczna talerza – tzn. prędkość graniczna, po przekroczeniu której złożo nie porusza się po powierzchni aparatu, lecz razem z nim wiruje.

Wszystkie próby granulacji przeprowadzono w sposób okresowy dla trzech wielkości talerzy, pięciu różnych wartości stopnia wypełnienia oraz

pięciu kątów pochylenia talerza. Stosowano następujące zakresy zmian tych parametrów:

- średnica talerza granulatora $D = 0,5; 0,7; 1 \text{ m}$,
- wypełnienie aparatu materiałem $k = 3\text{--}7\%$,
- kąt pochylenia osi talerza do poziomu $\alpha = 45\text{--}53^\circ$.

Zmiana wielkości talerza polegała na zmianie jego średnicy (D) i wysokości obrzeży (L), przy czym zachowywany był stały stosunek tych wielkości $L/D = 0,2$.

Zmiana kąta pochylenia osi talerza α oraz jego stopnia wypełnienia k są ze sobą w pewien sposób związane. Zmniejszenie kąta α w znaczny sposób ogranicza zmianę wypełnienia aparatu (przy większych wypełnieniach materiał wysypuje się z talerza w czasie eksperymentu, natomiast zbyt małe wypełnienie uniemożliwia prawidłowe nawilżenie złoża). W związku z powyższym badania podstawowe wykonano dla stopnia wypełnienia równego 3%, 4%, 5%, 6%, 7% oraz dla kąta pochylenia osi talerza w stosunku do poziomu równego 45°, 47°, 49°, 51°, 53°. Takie wartości tych parametrów zapewniały prawidłową realizację procesu granulacji oraz możliwość porównania wyników dla różnych średnic talerzy aparatu.

Granulowany materiał w czasie trwania procesu nawilżano kroplowo, przy ustalonym dobranym natężeniu dopływu cieczy 0,7 ml/s. Granulację prowadzono do momentu, gdy materiał złoża osiągnął wilgotność $w = 0,29 \text{ kg}$ cieczy/kg proszku, gdyż dalsze zwiększanie wilgotności powodowało oblepianie się granulatu na powierzchni talerza.

2.4. Wyniki badań

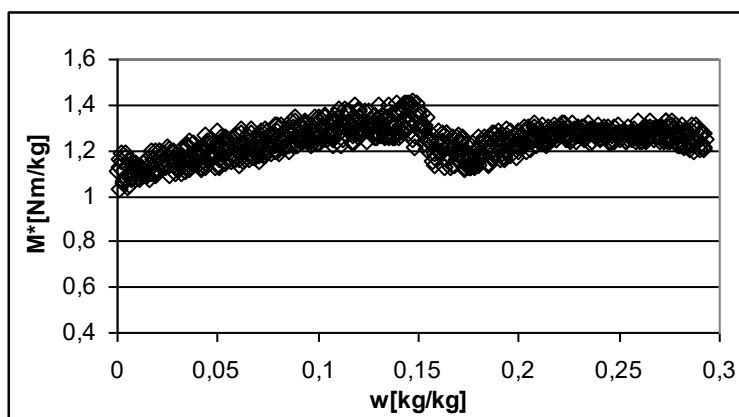
Podczas badań granulacji dla każdej przeprowadzonej próby mierzono w sposób ciągły wartości momentu obrotowego $M(t)$ na wale granulatora. Aby umożliwić porównanie mierzonych wartości momentu dla różnych parametrów pracy (D , k , α) wyniki pomiarów wartości bezwzględnych (mierzonych w odstępach czasowych 1 s) przeliczano na wartości momentu zredukowanego $M^*(t)$ według formuły (2).

$$M^*(t) = \frac{M(t) - M_j}{m_s + Q \cdot \rho_w \cdot t_n} \quad (2)$$

gdzie:

- t – czas granulacji (równy co do wartości czasowi nawilżania),
- m_s – masa przetwarzanego surowca,
- ρ_w – gęstość wody,
- M_j – moment biegu jałowego,
- Q – natężenie przepływu cieczy nawilżającej (woda).

Na rysunku 2 przedstawiono przykładowe zmiany momentu obrotowego przeliczonego na jednostkę masy złoża w funkcji jego wilgotności. Wyraźnie widać na nim pulsacje w wartościach momentu M^* w całym zakresie pomiarowym. Rezultaty otrzymane dla wszystkich prób wyglądają bardzo podobnie. Pulsacje te są spowodowane m.in. charakterem ruchu wsadu oraz jego nieregularnością bowiem obok regularnego przesypywania i zsuwania się materiału wynoszonego przez dno i obrzeże talerza jego część odrywa się od złoża w postaci różnej wielkości skupisk i równie regularnie ale odmiennym ruchem przemieszcza się grawitacyjnie w dół.



Rys.2. Zależność momentu zredukowanego od wilgotności materiału ($D = 0,7$ m; $k = 4\%$; $\alpha = 51^\circ$).

Z metodyki przeprowadzonych prób (w badaniach ciecz zwilżająca doprowadzana była metodą kropłową ze stałym natężeniem przepływu) wynika pełna analogia pomiędzy zmianą wartości momentu w czasie a zmianą momentu w funkcji średniej wilgotności złoża.

Wilgotność średnią wsadu dla danej chwili „ t ” obliczano z zależności:

$$w = \frac{m_w}{m_s} = \frac{Q \cdot t_n \cdot \rho_w}{m_s} \quad (3)$$

Z uwagi na spore wahania wartości momentu obrotowego i małą czytelność uzyskanych zmian ograniczono liczbę punktów przedstawianych na wykresach. W tym celu wyliczano średnie wartości arytmetyczne momentu z 10 kolejnych wartości chwilowych, w odstępach, co 1 min. Analizując otrzymane zależności zmian momentu zredukowanego od czasu granulacji lub wilgotności można wyszczególnić każdorazowo trzy kolejne etapy procesu, dla których otrzymano różne charakterystyki omawianej zależności.

W pierwszym etapie zależność momentu zredukowanego od wilgotności (czasu granulacji) ma w przybliżeniu postać funkcji kwadratowej, w drugim okresie, który następuje po osiągnięciu maksymalnej wartości momentu, obser-

wuje się spadek jego wartości. Natomiast trzeci, ostatni etap granulacji charakteryzuje się stałością momentu zredukowanego (jednostkowego). Na końcu tego okresu następuje oblepianie wewnętrznych powierzchni dna i obrzeża talerza materiałem – zjawisko przesypywania złoża zanika oraz gwałtownie spada z tego powodu wartość momentu obrotowego (na wykresach tego nie zaznaczono).

Występowanie różnych faz procesu o odmiennej dynamice tłumaczyć można zachodzącymi zmianami parametrów charakteryzujących granulowane złożo w czasie trwania procesu, czyli zmianie średnicy granulek, gęstości nasypowej, wilgotności złoża oraz współczynnika tarcia wsadu o powierzchnię talerza.

Z przedstawionych etapów zmian momentu podczas procesu na szczególną uwagę zasługują początkowy wzrost momentu oraz okres jego stałości. W początkowym okresie granulacji zmiana takich właściwości złoża jak gęstość nasypowa, czy współczynniki tarcia (wewnętrznego i materiału o ścianki aparatu) decydują o charakterze ruchu wsadu i wysokości jego unoszenia.

W trzecim etapie wartość jednostkowego momentu obrotowego ustalała się na pewnym poziomie, mimo, iż dalej doprowadzano ciecz zwilżającą z niezmiennym natężeniem przepływu, z czym były związane dalsze istotne zmiany właściwości granulowanego materiału. Stałość wartości momentu może być tu wynikiem wzajemnego kompensowania się wpływu poszczególnych właściwości.

Podczas dalszego opracowania wyników badań analizie poddano wpływ warunków granulacji na zmiany kolejnego, bardziej uniwersalnego parametru energetycznego tzn. jednostkowego zapotrzebowania mocy, które definiowano wzorem (4).

$$N^*(t) = M^*(t) \cdot \omega = \frac{M(t) - M_f}{m_s + Q \cdot \rho_w \cdot t} \cdot \omega \quad (4)$$

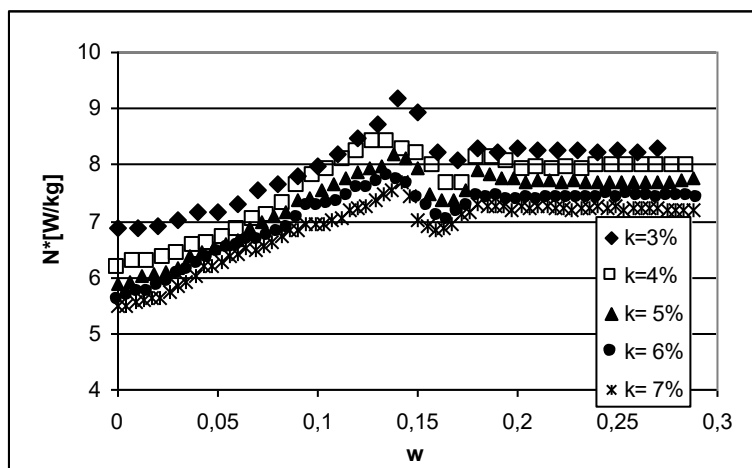
gdzie: ω - prędkość kątowna.

2.5. Wpływ parametrów pracy na zapotrzebowanie mocy jednostkowej (zredukowanej)

Analiza otrzymanych wyników badań pozwoliła stwierdzić, że istotny wpływ na wartość mocy jednostkowej mają zmieniane parametry aparaturowo-procesowe. Parametrami tymi są: stopień wypełnienia aparatu k , średnica talerza D oraz kąt pochylenia jego osi α .

Na rysunku 3 przedstawiono przykładowo porównanie zmiany zredukowanego (jednostkowego) zapotrzebowania mocy wraz ze wzrostem wilgotności (czyli w czasie granulacji) dla różnych wartości stopnia wypełnienia talerza k , przy stałej średnicy i kącie pochylenia talerza oraz stałej jego względnej prędkości obrotowej.

Na podstawie otrzymanych wyników można stwierdzić, że wartości zredukowanego zapotrzebowania mocy są niższe przy mniejszych stopniach wypełnienia talerza. Tendencja ta występuje w całym zakresie nawilżania; od punktu początkowego, poprzez etap wzrostu, aż do ustalenia się wartości mocy. Jest to związane przede wszystkim z malejącą (wraz ze zwiększaniem stopnia wypełnienia) odległością punktu przyłożenia wypadkowej siły tarcia (między złożem a powierzchnią talerza) od osi obrotu talerza. Ze względu na ramię działania siły ma wpływ na wartość momentu (a zarazem mocy) pochodzącego od wypadkowej siły tarcia. Uzyskane zależności ukazują, że dla prób wykonanych przy wszystkich stopniach wypełnienia k , maksimum mocy jednostkowej uzyskuje się dla zbliżonych wartości wilgotności złoża. Ustalenie się wartości mocy uzyskano także dla podobnych wilgotności.



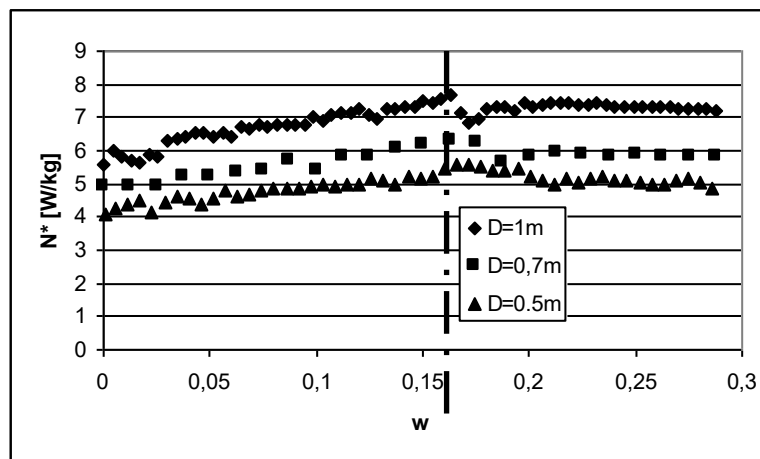
Rys.3. Przykładowe porównanie zmian wartości zapotrzebowania mocy jednostkowej w funkcji wilgotności złoża dla różnych wartości stopnia wypełnienia talerza k ($D = 1$ m; $\alpha = 47^\circ$).

Wpływ kolejnego parametru – wielkości średnicy talerza na wartość mocy jednostkowej w funkcji wilgotności obrazuje rysunek 4.

Przedstawienie wyżej wymienionej zależności jako funkcji zmiany wilgotności złoża uwiadamia, że niezależnie od wielkości talerza, a więc intensywności i czasu nawilżania, poszczególne etapy procesu występują dla podobnej względnej ilości cieczy doprowadzonej do złoża. Na rysunku linią pionową zaznaczono wartość wilgotności złoża, dla której występują maksymalne wartości mocy jednostkowej.

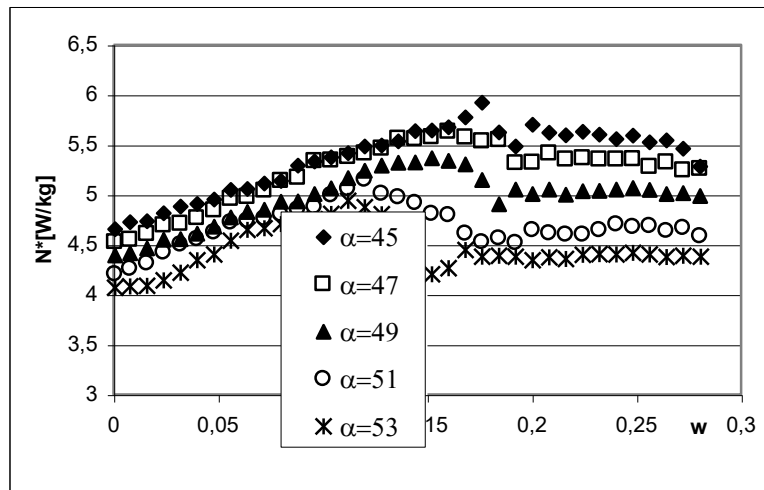
Uzyskane dla wszystkich przebadanych parametrów zależności pozwalają stwierdzić, że zapotrzebowanie mocy przeliczone na jednostkę masy przesypującego się w talerzu złoża zależy proporcjonalnie od średnicy aparatu i jest tym większe im granulador ma większy talerz. Ze względu na to, że definicja mocy zredukowanej eliminuje wpływ masy złoża związanej z wielkością aparatu,

uzyskaną tendencję należy tłumaczyć wzrostem odległości środka ciężkości masy złoża od osi obrotu przy zwiększaniu promienia talerza, co w konsekwencji prowadzi do wzrostu wartości momentu obrotowego, a zarazem mocy (rys. 4). Zatem zmiana tej odległości powoduje wzrost nakładów energii (przypadającej na jednostkę masy) doprowadzanej do złoża, koniecznej do realizacji ruchu przesypujących się warstw.



Rys.4. Przykładowe porównanie zmian wartości zapotrzebowania mocy jednostkowej wraz z wilgotnością złoża dla trzech średnic talerza granulatora ($k = 7\%$, $\alpha = 45^\circ$)

Przykładowy przebieg zmian mocy jednostkowej w funkcji wilgotności dla pięciu wartości kąta pochylenia osi talerza przedstawiono na rysunku 5.



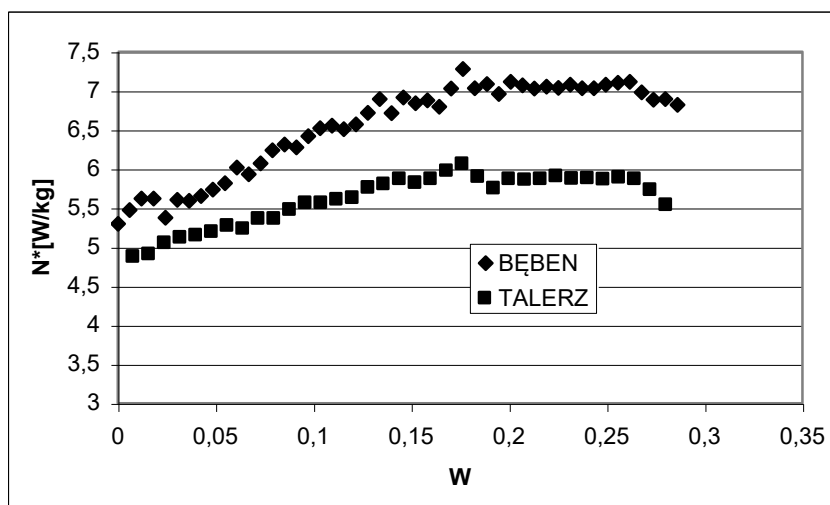
Rys.5. Porównanie zmian wartości zapotrzebowania mocy jednostkowej w funkcji wilgotności dla pięciu kątów pochylenia talerza ($D = 0,5$, $k = 5\%$)

Poddając analizie otrzymane graficzne zależności stwierdzono, iż w całym zakresie granulacji wartości mocy jednostkowej N^* są tym wyższe im niższe są wartości kąta α . Wpływ kąta pochylenia granulatora talerzowego na wartość mocy związany jest ze zmianą odległości środka ciężkości masy złoża od osi obrotu oraz z wartościami składowych sił nacisku złoża na dno i obrzeże talerza (ma to wpływ na wartość wypadkowej siły tarcia).

Można ponadto zauważyć, że od pochylenia talerza zależy czas trwania poszczególnych okresów granulacji, a tym samym szybkość powstawania aglomeratów (kinetyka procesu). Świadczą o tym różnice w czasie trwania poszczególnych zakresów granulacji przy zmianie kąta pochylenia osi talerza.

W celu porównania zmian zapotrzebowania mocy jednostkowej przy różnych metodach granulacji przesypowej porównano uzyskane rezultaty badań z wynikami wcześniej zrealizowanych prób granulacji bębnowej o podobnych parametrach aparaturowo-procesowych [17].

Na rysunku 6 przedstawiono porównanie zmian wartości mocy zredukowanej (jednostkowej) w funkcji wilgotności dla granulatora talerzowego i bębnowego, dla tych samych (z wyjątkiem kąta pochylenia osi aparatu) parametrów aparaturowo-procesowych. Na podstawie analizy wykresów można stwierdzić, że obydwa one wykazują podobny charakter przebiegu zmian wartości mocy. Wyraźnie jednak widać, że jednostkowe zapotrzebowanie mocy przy granulacji talerzowej jest mniejsze niż dla procesu realizowanego w aparacie bębnowym.



Rys.6. Porównanie zmian wartości mocy zredukowanej dla granulatora talerzowego i bębnowego ($D = 0,5$ m, $k = 5\%$, $n_w = 0,22$ oraz $\alpha = 51^\circ$ dla granulacji talerzowej)

3. Wnioski

1. Zapotrzebowanie mocy jednostkowej (przeliczonej na jednostkę masy granulowanego złoża) zależy od zmian wilgotności przetwarzanego wsadu ziarnistego tylko w początkowej fazie procesu granulacji, następnie jej wartość jest stała.
2. Wzrost wielkości średnicy talerza granulatora talerzowego powoduje wzrost zapotrzebowania mocy jednostkowej.
3. Wartość mocy jednostkowej maleje ze wzrostem wypełnienia talerza materiałem ziarnistym.
4. Ze wzrostem kąta pochylenia osi talerza (α) moc jednostkowa maleje.
5. Porównanie procesów granulacji talerzowej i bębnowej wskazuje na to, że większych nakładów energetycznych na jednostkę masy przetwarzanego złoża wymaga aglomeracja bębnowa.

Literatura

1. Dirge M., Sandvik K.L.: Mineralteknikk. NTH, Trondheim 1990 and earlier editions back to 1968. (In Norwegian).
2. Rose H.E., Sullivan R.M.E.: Treatise on the Internal Mechanics of Ball, Tube and Rod Mills. Chemical Publishing Co., New York, 1958.
3. Gao M.W.: Optimization scaleup and simulation of tumbling mills. Thesis. Luela University of Technology, April 1990.
4. Hogg R., Fuerstenau D.W.: Power relationships for tumbling mills. Trans. SME-AIME, 252: 418-423, 1972.
5. Arbiter N., Harris C.C.: Skale-up and dynamics of large grinding mills – a case study. In: A.L. Mular and G.V. Jergensen II (Editors) , Design and Installation of Comminution Circuits. AIME, New York, Ch. 26, pp. 491-508, 1982.
6. Kapur P.C., Ranjan S., Fuerstenau D.W.: A cascade-cataract charge flow model for power draft of tumbling mills. Int. J. Of Miner. Proc., 36: 9-29, 1992.
7. Heim A., Gluba T., Obraniak A.: Investigation of torque during drum granulation. Fizykochemiczne Problemy Mineralurgii 33, Wrocław 1999.
8. Heim A., Gluba T., Obraniak A.: The effect of the process and equipment parameters on the value of torque during the drum granulation. Zeszyty Naukowe PŁ, Nr28, 91-99, 2000 Łódź.
9. Weidenbaum S.S.: Mixing of Solids, Advances in Chemical Engineering, Vol. 2 Acad. Press Inc., New York 1958.

10. Gusiew J.I.: Dwiżenie materiała w granulatorach barabannowo typu. Chimičeskoe i neftanoe mashinostroenie. Nr 11, 1966.
11. Koroticz W.I.: Teoreticzeskije osnovy okomkowania železorydnykh materialow. Metallurgija 1966.
12. Heim A., Gluba T., Kochański B., Obraniak A., Załuga T.: Kształt przekroju poprzecznego warstwy ziarnistej w bębnie obrotowym. Inż. Chem. i Proc. 1, 95-116, 1995.
13. Heim A., Gluba T., Obraniak A.: Zapotrzebowanie mocy do napędu granulatora bębnowego. V Ogólnopolskie Sympozjum GRANULACJA, Puławy 1995.
14. Heim A., Gluba T., Kochański B., Obraniak A., Załuga T.: Warunki pracy bębna obrotowego z wypełnieniem ziarnistym. XIV Ogólnopolska Konferencja Teorii Maszyn i Mechanizmów 1994.
15. Gluba T., Heim A., Kochański B., Obraniak A., Załuga T.: Badania dynamiki wsadu ziarnistego w obrotowym bębnie. XV Ogólnopolska Konferencja Naukowa Inżynierii Chemicznej i Procesowej Gdańsk 1995, tom I.
16. Heim A., Gluba T., Obraniak A.: Prędkość ziaren wsadu w warstwie przyściennej bębna obrotowego. Inż. Chem. i Proc., 18, 1, 133-141 1997.
17. Obraniak A.: Dynamika złoża ziarnistego w bębnach obrotowych. Praca doktorska, Wydział Inżynierii Procesowej i Ochrony Środowisk PŁ, 2002.
18. Heim A., Kaźmierczak R., Obraniak A.: Model dynamiki złoża ziarnistego w granulatorze talerzowym, Inż. Chem. Proc., 25, 3/2, s. 993-998, 2004.
19. Heim A., Kaźmierczak R., Obraniak A.: The effect of equipment and process parameters on torque during disk granulation of bentonite. Physicochemical Problems of Mineral Processing, 38, s.157-166, 2004.
20. Kaźmierczak R.: Nakłady energetyczne w procesie granulacji talerzowej. Praca doktorska, Wydział Inżynierii Procesowej i Ochrony Środowiska Politechnika Łódzka, 2005.

Pracę wykonano w ramach Działalności Statutowej W-10/1/2009/Dz.St. finansowanej przez Wydział Inżynierii Procesowej i Ochrony Środowiska PŁ w roku 2009.

Kierunki modernizacji ZPMW KWK „Zofiówka” dla osiągnięcia zdolności produkcyjnej 17 tysięcy t/dobę

Henryk Giemza, Andrzej Pyc – Biuro Projektów PROREM sp. z o.o.

Streszczenie. Zasadniczym celem modernizacji ZPMW KWK „Zofiówka” jest przystosowanie jego obiektów do zwiększenia zdolności produkcyjnej do 17 tysięcy t/dobę, w ramach programu integracji kopalń „Jas-Mos”, „Borynia” i „Zofiówka”, należących do Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. Projekt modernizacji jest realizowany przez wyłonione w przetargu przez J.S.W. S.A. Konsorcjum: Biuro Projektów Separator-Projekt Spółka z o.o – jako lider, PROREM Spółka z o.o., Carbo-Projekt Spółka z o.o. Zakres rzeczowy projektu modernizacji obejmuje branże: budowlaną, mechaniczną, instalacyjną oraz elektryczną dla niżej wyszczególnionych obiektów: - stacja przygotowawcza węgla, - klasyfikacja węgla, - płuczka mialowa, - załadownia kamienia, - flotacja, - zwały węgla, - przebudowa obiektu po byłej suszarni flotokoncentratu.

1. Wprowadzenie

Niniejsze opracowanie opisuje w sposób ogólny zakres zmian modernizacyjnych przewidzianych do realizacji w ZPMW KWK „Zofiówka” w latach 2010-2012 do osiągnięcia zdolności produkcyjnej w wysokości 17 tysięcy ton węgla na dobę, przy założeniu, iż maksymalna ilość urobku nie powinna być wyższa niż 32 tysiące ton na dobę.

Planowany wzrost zdolności produkcyjnej zakładu wymaga zwiększenia zdolności przerobowej praktycznie każdego węzła oraz zastosowania nowoczesnych i wysoko efektywnych rozwiązań technicznych i technologicznych.

Celem niniejszej modernizacji, oprócz zwiększenia wydajności zakładu, jest:

- obniżenie wielkości maksymalnego ziarna nadawy do 150 mm,
- poprawa składu densymetrycznego nadawy,
- optymalizacja procesów wzbogacania węgla w osadzarkach i flotownikach,
- pełne zamknięcie obiegu wodnego,
- zagospodarowanie „sedymentu”,
- poprawa warunków pracy i warunków środowiskowych.

2. Zakres zmian przewidzianych do realizacji

2.1. Stacja przygotowania węgla:

- a) zabudowa kruszarek selektywnego kruszenia typu Bradford wraz z przynależną infrastrukturą, co ograniczy wielkość maksymalnego ziarna do 150 mm oraz zmniejszy zawartość kamienia w nadawie do procesów wzbogacania;
- b) zabudowa przesiewaczy wibracyjnych typu WK;
- c) zabudowa uławiaczy żelaza.

2.2. Zbiornik zapasowy z klasyfikacją wstępną:

- a) modernizacja zbiorników węgla surowego;
- b) dostosowanie istniejących maszyn i urządzeń do zwiększonych obciążeń.

2.3. Płuczka mialowa:

- a) zabudowa osadzarek mialowych, jednokorytowych wraz z przynależną infrastrukturą;
- b) zabudowa nowych przenośników taśmowych nadawy.

2.4. Załadownia kamienia:

- a) zabudowa kruszarki szczękowej do kruszenia kamienia z kruszarek selektywnego kruszenia na ziarno poniżej 150 mm.

2.5. Flotacja:

- a) zabudowa flotowników typu IZ 12K wraz z infrastrukturą;
- b) adaptacja istniejących zbiorników na rzapia mułów koncentratowych i sedymentu;
- c) zabudowa baterii hydrocyklonów i agregatów pompowych;
- d) zabudowa nowych przenośników taśmowych do transportu odwodnionego węgla ze stacji odwadniania węgla (obiekt 16.1) do zbiorników koncentratów węglowych;
- e) dostosowanie popłuczkowych zagęszczaczy DORRA do przyjęcia odpadów poflotacyjnych oraz odcieku z wirówek sedimentacyjno-sitowych, tzw. sedymentu.

2.6. Zwały węgla:

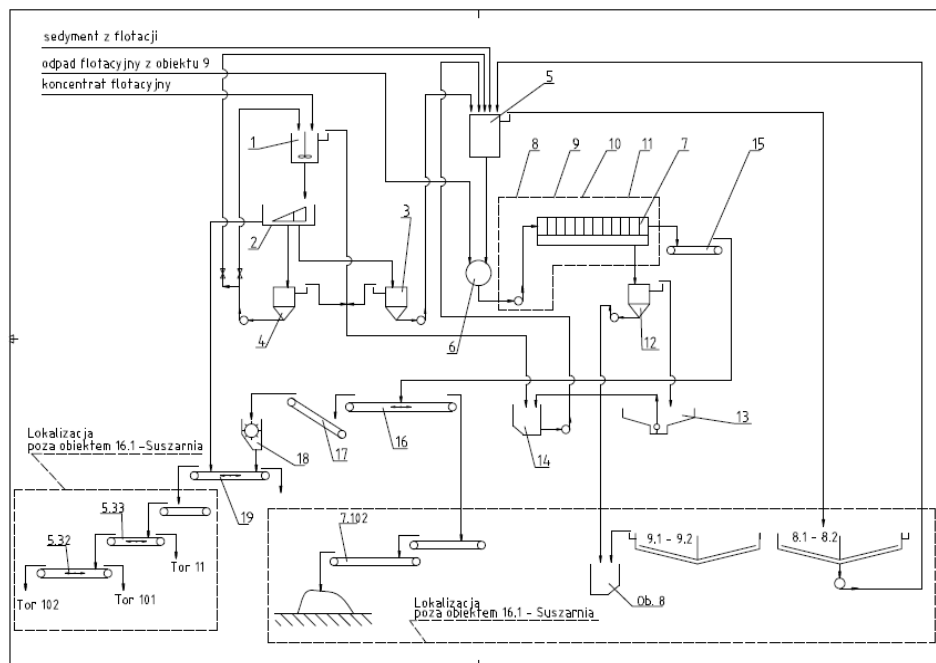
- a) zoptymalizowanie wydajności istniejących urządzeń do zwałowania węgla;
- b) budowa otwartego zbiornika węgla surowego o pojemności magazynowania około 10 tysięcy ton wraz z niezależną odstawą węgla surowego ze zwał do węzła klasyfikacji wstępnej.

2.7. Stacja odwadniania węgla (dawny obiekt suszarni):

- a) adaptacja budowlana całego obiektu 16.1 dawnej suszarni do układu technologicznego stacji odwadniania węgla;
- b) zabudowa wirówek sedimentacyjno-sitowych oraz pras ciśnieniowych z kompletną instalacją nadawczą oraz instalacją urządzeń współpracujących;
- c) zabudowa przenośników taśmowych odstawy odwodnionych produktów.

3. Zagospodarowanie „sedymentu”

Wdrożenie intensywnych metod odwaniania koncentratów flotacyjnych w wirówkach sedimentacyjno-sitowych, z jednej strony uprościło proces, obniżyło koszty odwadniania wyeliminowało emisję zanieczyszczeń pyłowych i gazowych do atmosfery oraz w istotny sposób poprawiło bezpieczeństwo pracy, z drugiej strony spowodowało powstawanie bardzo drobnych frakcji ziarnowych wydzielonych w odwirowanej wodzie z części sedimentacyjnej wirówek, tzw. „sedyment” [3]. W ramach modernizacji ZPMW KWK „Zofiówka” zaproponowano wydzielenie niezależnego obiegu wodno-mułowego oraz zagospodarowanie sedymentu, jako pełnowartościowego koncentratu węglowego w procesach koksowniczych [1].



Rys.1. Schemat technologiczny stacji odwadniania węgla – Obiekt 16.1

1 – wirówka SB 6400, 2 – zbiornik sedimentu, 3 – zbiornik obcieku podsitowego, 4 – zbiornik zbiorczy sedimentu, 5 – kolektor nadawy do pras filtracyjnych, 6 – komorowa membranowa prasa filtracyjna typu: GHT 1500.P12, 7 – pompa wysokociśnieniowego przemywania tkanin, 8 – odśrodkowa pompa, 9 – tłokowa sprężarka, 10 – sprężarka śrubowa z przekładnią bezpośrednią, 11 – zbiornik filtratu, 12 – rzępie podziemne obciekowe, 13 – rzępie betonowe obciekowe, 14, 16, 17, 19 – przenośniki taśmowe, 18 – walcowy rozdrabniacz mułu

3.1. Własności technologiczne „sedymentu” w ZPMW KWK „Zofiówka”

Obciek z części sedimentacyjnej wirówek SB-6400, zależnie od stanu technicznego wirówki oraz jej obciążenia nadawą, cechuje się zagęszczeniem średnio 30-90 g/l, zapopieleniem 8-14% oraz bardzo drobnym uziarnieniem.

Tabela 1

Skład ziarnowy substancji stałej – nadawa na prasy filtracyjne

Skład ziarnowy	Sedymet z wirówek SB 6400	
	Udział [%]	Zapopielenie A [%]
+0,1	0,4	8,4
0,1–0,045	0,5	
0,045–0,025	1,3	
-0,025	97,8	
	100,00	

3.2. Badania i analiza prób laboratoryjnych

W celu określenia parametrów niezbędnych do zaprojektowania instalacji odwadniania „sedymentu” z ZPMW KWK „Zofiówka” pobrano próby do badań laboratoryjnych. Analizy prób, przeprowadzone w specjalistycznym laboratorium miały na celu określenie parametrów filtracji testowanego materiału:

- a) optymalizacja cyklogramu fazy filtracji:
 - czas i ciśnienie filtracji;
 - wybór grubości komory;
 - wybór rodzaju płyt i tkanin filtracyjnych;
 - określenie parametrów przemywania i suszenia placków filtracyjnych.
- b) charakterystyka filtracji:
 - pomiar grubości, gęstości, wilgotności oraz odporności na łamanie placków filtracyjnych.

Tabela 2

Wyniki prób laboratoryjnych filtracji „sedymentu”

Typ prasy	Wymiar płyty [mm]	Głębokość komory [mm]	Ciśnienie filtracji [bar]	Wilgotność placka Wt [%]
Prasa komorowa				37
Prasa membranowa	1500x1500	30	15	34
Prasa membranowa z dosuszaniem				20

Wyniki przeprowadzonych prób filtracji pobranych prób sedymentu z ZPMW KWK „Zofiówka” na trzech różnych prasach filtracyjnych przedstawiono w tabeli 2. Osiągnięta wilgotność placka Wt 20% w wyniku filtracji „sedymentu” w prasie membranowej z zastosowanym dosuszaniem sprężonym powietrzem zapewnia wykorzystanie „sedymentu”, jako pełnowartościowego koncentratu węglowego [2].

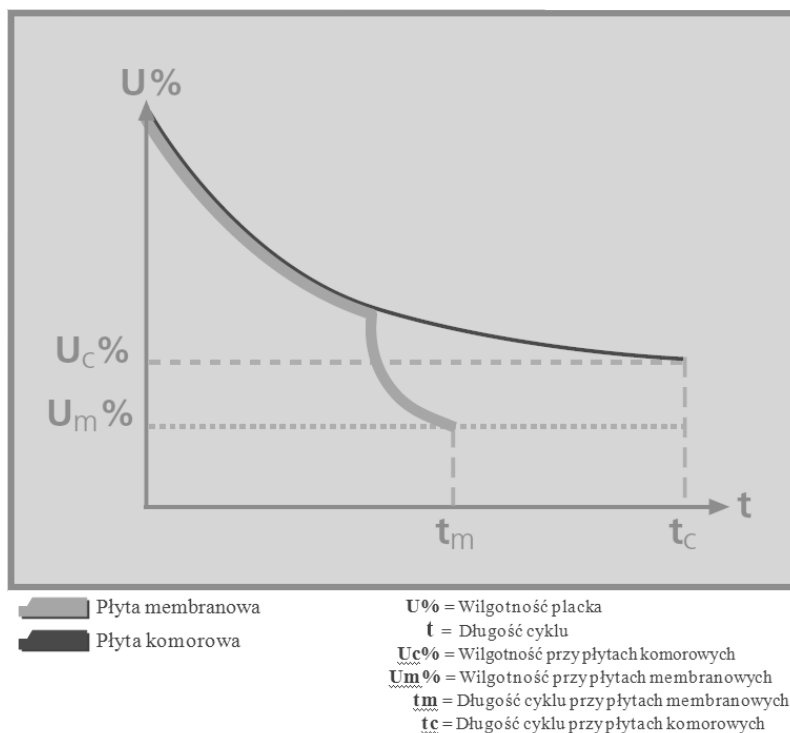
3.3. Technologia procesu filtracji „sedymentu” w prasach ciśnieniowych

Płyty membranowe

Technologia membranowa odnosi się do specjalnego rodzaju płyt zwanych „membranowymi” lub płytami o „zmiennej objętości”. Są one zdolne do zmiany objętości poprzez wtłoczenie do membrany sprężonej wody lub powietrza. Zwiększona objętość płyt bardzo szybko zwiększa ciśnienie wywierane na placki uformowane wewnątrz komór. W ten sposób długość cyklu filtracyjnego oraz wilgotność placka są niższe niż przy zastosowaniu tradycyjnych technologii z zastosowaniem płyt komorowych.

Poniżej przedstawiono wykres obrazujący zależność wilgotności placka od czasu filtracji przy zastosowaniu płyt komorowych oraz płyt komorowo-mem-

branowych. Z wykresu wynika, że zastosowanie w procesach filtracji ciśnieniowej dodatkowego czynnika, jakim jest membrana, powoduje skrócenie czasu filtracji oraz obniżenie wilgoci filtrowanego placka.



Rys.2. Porównanie filtracji przy zastosowaniu płyt membranowych oraz płyt komorowych

Dosuszanie placka

Placki uformowane wewnątrz zespołu płyt przedmuchiwane są za pomocą sprężonego powietrza, które kierowane jest z różnych stron (z prądem, pod prąd, krzyżująco). System ten pozwala na równomierne osuszanie placka, redukując w ten sposób wilgotność placka do minimum, przy jednoczesnym zmniejszonym zużyciu energii w porównaniu do tradycyjnych technologii suszenia.

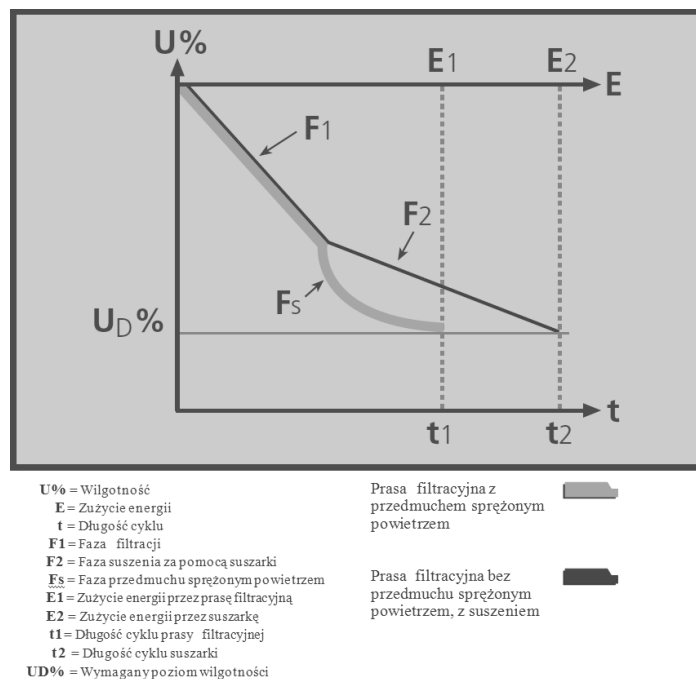
Poniższy wykres obrazuje różnice czasu filtracji i suszenia termicznego dla uzyskania żadanego poziomu zawilgocenia placka przy zastosowaniu:

- filtracji ciśnieniowej i suszenia termicznego,
- filtracji ciśnieniowej z przedmuchem sprężonym powietrzem,

oraz oszczędność energii potrzebnej na uzyskanie tego samego efektu końcowego.

Zastosowanie w prasach filtracyjnych opcji dosuszania placka sprężonym powietrzem umożliwia uzyskanie porównywalnych parametrów zawilgocenia

placka przy znacznie mniejszym zużyciu energii w stosunku do tradycyjnie dotąd stosowanych metod termicznego suszenia.



Rys.3. Porównanie filtracji w prasie filtracyjnej z przedmuchem sprężonym powietrzem z filtracją w prasie filtracyjnej bez przedmuchu sprężonym powietrzem z suszeniem

Automatyczne czyszczenie tkanin

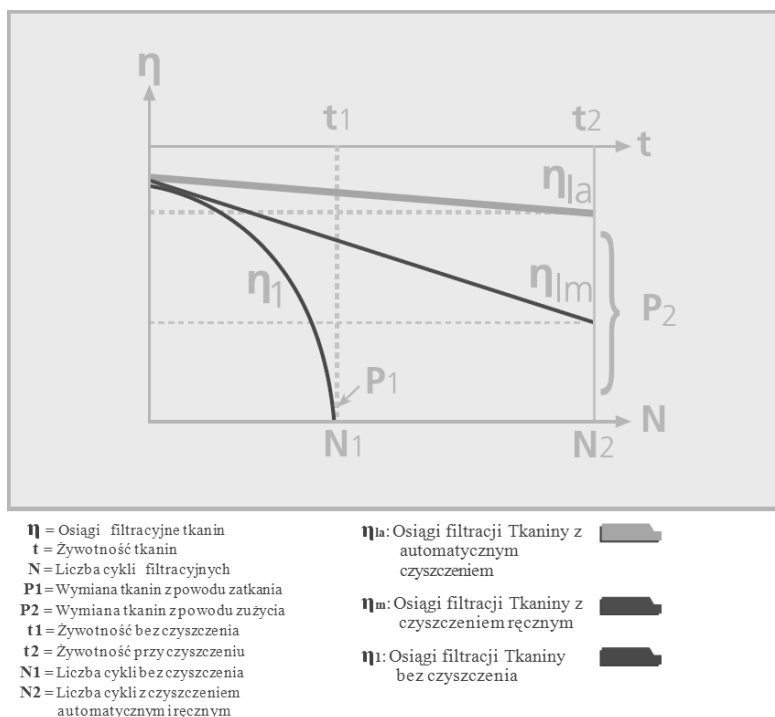
Tkaniny są podstawowym elementem filtrującym, od którego zależy funkcjonowanie całego procesu filtracji. Z tego powodu w proponowanych prasach filtracyjnych w ZPMW KWK „Zofiówka” istnieje automatyczny system czyszczenia tkanin w celu utrzymania optymalnych osiągnięć filtracji przez cały okres ich żywotności.

Automatyczne ramię wyposażone w dysze umieszczone prostopadle do powierzchni tkanin filtracyjnych czyści je wodą pod wysokim ciśnieniem. System ten gwarantuje dokładne czyszczenie tkanin, co z kolei pomaga utrzymać optymalne tempo filtracji.

Poniższy wykres obrazuje zależność sprawności procesu filtracji ciśnieniowej od procesu przemywania tkanin filtracyjnych różnymi metodami lub przy zaniechaniu ich przemywania.

Mycie tkanin filtracyjnych za pomocą wysokociśnieniowych dysz (około 50 bar) w określonych przedziałach czasowych pozwala na uzyskanie następujących efektów:

- skrócenie czasu filtracji,
- zwiększenie żywotności tkanin filtracyjnych.



Rys.4. Osiągi filtracji przy czyszczeniu tkanin: automatycznym, ręcznym oraz bez czyszczenia

4. Podsumowanie

Zakres prac projektowych i modernizacyjnych w ZPMW KWK „Zofiówka” zakłada zwiększenie produkcji węgla do wielkości 17 tysięcy t/dobę.

Zastosowanie kruszarek selektywnego kruszenia w sposób istotny wpłynie na poprawę parametrów technologicznych nadawy do wzbogacania.

Zastosowanie osadzarek miałowych jednokorytowych nowej generacji umożliwi poprawę parametrów jakościowych produktów wzbogacania i osiągnięcie założonych wydajności węzła.

Wydzielenie niezależnego obiegu dla obcieku z części sedymentacyjnej wirówek sedymentacyjno-sitowych, odwadniających koncentrat flotacyjny, oraz zastosowanie najnowszych technologii filtracyjnych w prasach ciśnieniowych umożliwia zagospodarowanie „sedymentu” jako pełnowartościowego koncentratu węglowego o wilgoci $W_t \sim 20\%$, oraz pełne zamknięcie obiegu wodno-mułowego zakładu.

Literatura

1. Pawlica M., Korcz Ł., Niemirowski J., Szeja W.: Filtracja wirowa zawiesiny zrzutowej po odwodnieniu flotokoncentratu na wirówkach BIRD'a. Karbo nr 1, 2007.
2. Hycnar J.J., Bugajczyk M.: Kierunki racjonalnego zagospodarowania drobnopiękistych odpadów węglowych. Polityka Energetyczna, Tom 7. Zeszyt specjalny, 2004.
3. Gienza H., Gruszka G., Kiermaszek K., Hycnar J.J., Józefiak T.: Optymalizacja zagospodarowania sedymentu węglowego. Technologia brykietowania sedymentu. Polityka energetyczna, Tom 10, Zeszyt specjalny 2, 2007.

Modernizacja węzłów technologicznych w zakładzie przeróbczym bez naruszania centralnego systemu sterowania

Janusz Babczyński – Kopalnia Węgla Kamiennego „Budryk”, **Wiesław Firczyk** – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie. W zakładach przeróbczych istnieją scentralizowane systemy sterowania. Poszczególne urządzenia podlegają sterowaniu nadrzędnemu. Utrudnia to lokalne wprowadzanie zmian związanych z modernizacją zachodzących procesów. Dlatego celem jest takie projektowanie zmian do układu regulacji, aby nie naruszać zadań centralnego systemu sterowania przy wprowadzaniu procesów modernizacyjnych.

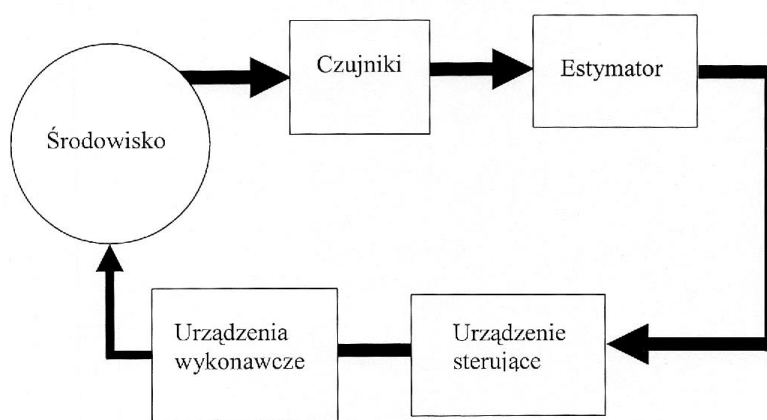
1. Synteza układu automatycznej regulacji

Zadaniem układu automatycznej regulacji jest takie oddziaływanie na środowisko, aby uzyskać zamierzoną jakość procesów dokonujących się w tym środowisku.

W celu sterowania środowiskiem musimy posiadać następujące trzy podstawowe elementy składowe:

- czujniki które zbierają informacje o stanie środowiska,
- estymator, który przetwarza pomiary czujników na estymatę stanu (lub pewną funkcję stanu) środowiska,
- urządzenie sterujące, które wykorzystuje estymatę stanu (lub pewną funkcję stanu) jako podstawę do decyzji i działań sterujących.

Zostało to przedstawione na rysunku 1.



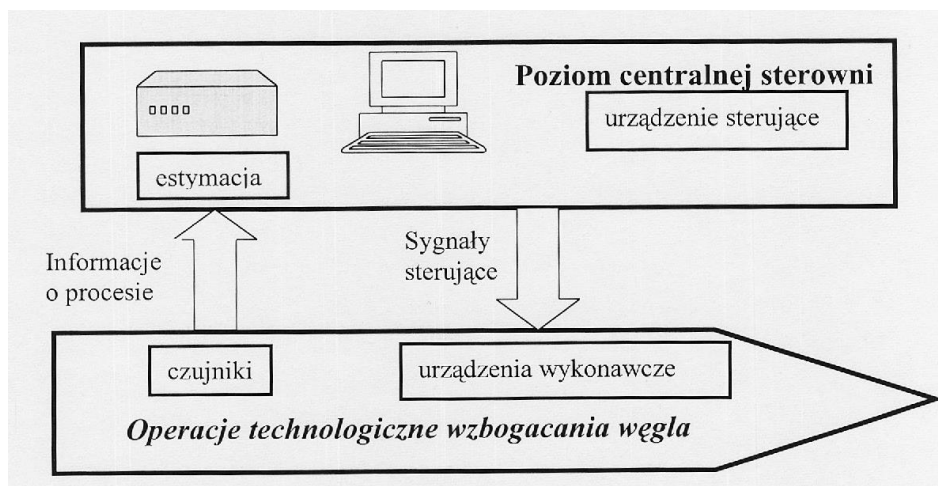
Rys.1. Schemat blokowy układu automatycznej regulacji

Decyzje urządzenia sterującego i jego efektywność zależą od niepewności na wejściu estymatora oraz od jakości estymatora, którego zadaniem jest realizacja założonego modelu.

Dodatkowym czynnikiem jest minimalizacja kosztów czujników i estymatora. W chwili obecnej mamy do dyspozycji nowoczesne cyfrowe układy pomiarowe realizowane softwarowo zgodnie z założonym modelem i schematem pomiarowym, tzw. wirtualne przyrządy pomiarowo-decyzyjne. Jednak korzystanie z bardzo rozbudowanych programów w celu tworzenia złożonych układów wirtualnych może nie przynosić efektów ekonomicznych, a ich złożoność może powodować zwiększenie niezawodności. Dlatego dla ich wykorzystania w systemach sterowania w zakładach przeróbczych musimy uwzględnić specyfikę centralnych systemów sterowania i tak zaprojektować modernizacje aby zminimalizować zmiany w tym centralnym systemie.

2. Systemy sterowania w zakładach przeróbczych

W układzie centralnej sterowni „środowisko” z rysunku 1 obejmuje np. znaczną część systemu technologicznego. Model sterowania zakładu przeróbczego oparty na założeniach z rysunku 1 przedstawiono na rysunku 2.



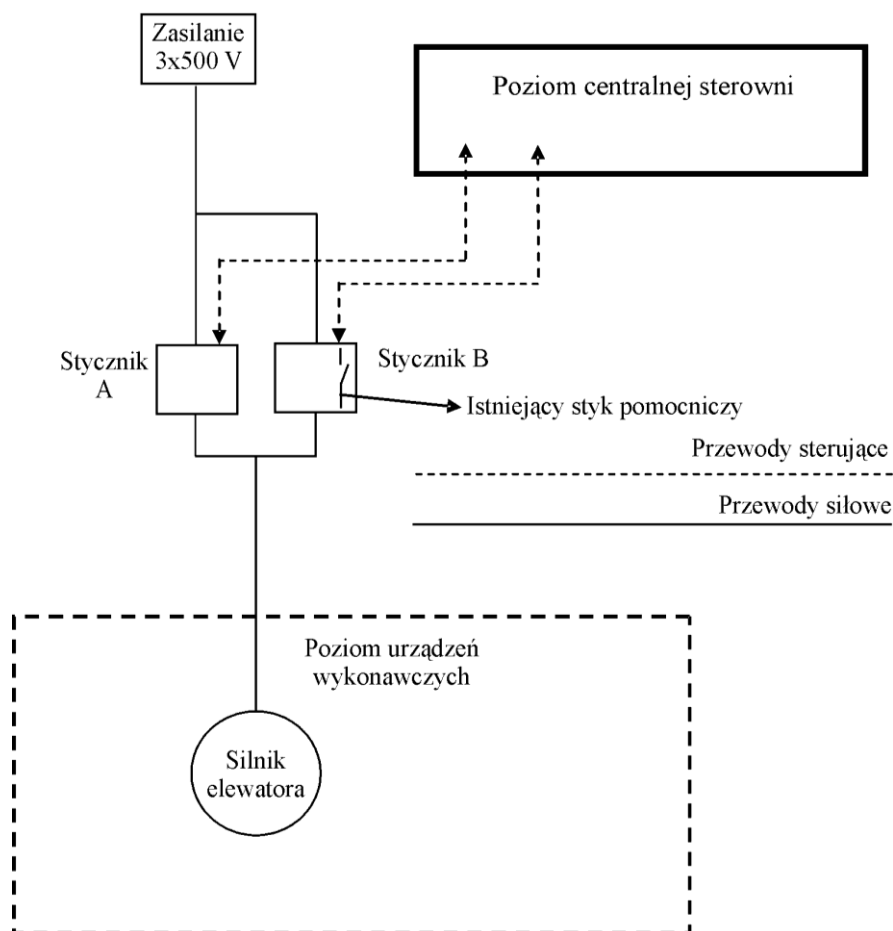
Rys.2. Podstawowy schemat sterowania zakładu przeróbczego

Wprowadzanie zmian na poziomie operacji technologicznych w takim systemie jak na rysunku 2 powoduje, że wymagane są zmiany w torze sygnałów sterujących i w torze sygnałów o procesie. Powoduje to konieczność ingerencji w program na poziomie centralnej sterowni.

2.1. Rozwiązanie modernizacyjne bez ingerencji w układ nadrzędny

Rozwiązanie modernizacji węzłów technologicznych bez konieczności wnikania w układ centralnego sterowania zostanie omówione na przykładzie napędu podajnika kubelkowego (elewatora) sprzężonego technologicznie z torem odpadów osadzarki OS36 D3 zainstalowanej w zakładzie przeróbczym.

W chwili obecnej silnik napędu głównego elewatora zasilany jest z sieci elektrycznej 3x500 V, 50 Hz +PE. Załączenie silnika elewatora następuje poprzez styczniki A i B. Załączenie stycznika A powoduje ruch „do przodu” kubełków elewatora, natomiast załączenie stycznika B powoduje ruch „do tyłu” kubełków elewatora (rys. 3). Ruch „do przodu” jest ruchem roboczym elewatora, natomiast ruch „do tyłu” jest wykorzystywany do odblokowania kubełków (zablokowania wynikają z przeciążenia elewatora).



Rys.3. System sterowania elewatora przed modernizacją

Projektowane zmiany polegają na wprowadzeniu do istniejącego układu, sterownika PLC, który nadrzędnie reaguje tylko na istniejące już sygnały sterujące: ruch „do przodu” i „do tyłu”. Sterownik jest sprzężony funkcjonalnie z falownikiem realizującym funkcje związane z napędem elewatora (rys. 4).

W momencie włączenia jest podane napięcie na falownik i sterownik oraz wejście I/O sterownika. Falownik wydaje sygnał gotowości do pracy na wyjście

Jeżeli w czasie trwania cyklu zwiększania prędkości nastąpi zanik momentu obciążenia m_p do akceptowanej wartości, urządzenie napędowe podajnika kubelkowego wróci do obrotów znamionowych. W ten sposób funkcję decyzyjną na tym poziomie pełni lokalny PLC. Jego zadaniem jest realizacja, przy wykorzystaniu istniejącego algorytmu, połączenia ze sterowaniem nadrzędnym, tak aby nie zakłócać tego sterowania w czasie realizacji zadań optymalizacji „problemu lokalnego”. Inaczej mówiąc układ sterowania centralnej dyspozytorni „nie widzi” jakby działania lokalnego PLC, natomiast efektem jest poprawa działania węzła technologicznego w ramach założonego dla tego węzła wskaźnika jakości, tak aby uzyskać maksymalną wartość tego wskaźnika.

W naszym przypadku proste sterowanie silnik-stycznik zostało zastąpione sterowaniem przy użyciu falownika, poszukującego optymalnej wydajności elewatora, bez naruszanie istniejącego nadrzędnego systemu sterowania.

3. Wnioski

W zakładach przeróbczych występują złożone zależności pomiędzy produktem wejściowym, a żądanymi jakościowymi i ilościowymi wskaźnikami produktów wyjściowych procesu wzbogacania. Ponadto cechy produktu wejściowego, w postaci nadawy, są zmienne w czasie, a sieci kontroli i sterowania są sieciami bardzo rozległymi. Dla takich obiektów, gdzie planuje się rozwój systemów automatycznej regulacji przydatne są rozwiązania o dużej uniwersalności. Rozwój oprogramowania kart pomiarowych i małych sterowników PLC daje w chwili obecnej użytkownikowi takie możliwości, poprzez tworzenie własnych rozwiązań opartych na doświadczeniu pionów inżynierskich i przy wykorzystaniu zaawansowanych rozwiązań matematycznych, takich jak np. prowadzenie analizy FFT w czasie rzeczywistym i przeliczanie sygnałów pomiarowych według własnych założeń estymacji modelu.

Jako podstawowe, doraźne efekty przewiduje się:

- eliminację „wąskich gardeł” procesów technologicznych,
- zmniejszenie zużycia energii poprzez optymalizację wydajności urządzeń,
- zmniejszenie zużycia mechanicznego urządzeń poprzez wprowadzenie biegów jałowych przy chwilowym braku przerabianego surowca,
- monitorowanie stanu mechanicznego istotnych elementów procesu przeróbki poprzez prowadzenie analizy widmowej w czasie rzeczywistym, przez co można przewidzieć z wyprzedzeniem zagrożenie awarią.

Wygodne jest takie tworzenie rozwiązań modernizacyjnych, aby zminimalizować przebudowę centralnego systemu sterowania, aby uniknąć konieczności zmian w okablowaniu i wyposażeniu nadrzędnym. W ten sposób możemy poprawić już istniejące systemy bez dodatkowych kosztów czy przerw w produkcji.

Literatura

1. Firczyk W., Korczyński J.: Wirtualne przyrządy pomiarowe dla celów węzłów technologicznych przeróbki węgla. KOMEKO, Szczyrk 2008, s. 121-125.
2. Firczyk W.: Model stanów dynamicznych w układzie napędowym podajników kubelkowych osadzarki pulsacyjnej w stanach przeciążenia. KOMEKO, Szczyrk 2008, s. 221-226.
3. Niederliński A.: Systemy cyfrowe automatyki przemysłowej. WNT, Warszawa 1977.
4. Firczyk W.: Model obciążeń momentem obrotowym w układach napędowych z falownikiem. XXI Konferencja Naukowa. Problemy Rozwoju Maszyn Roboczych, Zakopane 2008.
5. Firczyk W.: Dekompozycja w systemach sterowania zakładów przeróbki węgla kamiennego. Maszyny Górnicze 2/2008,

Badanie wpływu rozmywalności skały płonnej na wyniki flotacji węgla

Marian Kurzac – REAFLOT sp. z o.o., **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie. W opracowaniu przedstawiono wyniki badania flotacji węgla kamiennego z pokładów 501/3, 503/4 i 505 w KWK „Marcel”. Węgiel ten charakteryzuje się słabą flotowalnością, spowodowaną dużą zawartością rozmywanych minerałów ilastych. Określono flotowalność naturalną czystego węgla oraz flotowalność mieszaniny skały płonnej z węglem za pomocą odczynników flotacyjnych Montanol 551/125 oraz RF 55 produkowanych przez firmę REAFLOT sp. z o.o. Określono rozmywalność skały płonnej z pokładów 503, 504 i 505. Przedstawiono sposoby uniknięcia negatywnego wpływu rozmywanych skał płonnych na wyniki flotacji węgla.

1. Wprowadzenie

Badania aktywności flotacyjnej węgla i dobór odczynnika flotacyjnego do flotowania mułów węglowych prowadzone są według dwu, istotnie różniących się, procedur badawczych.

W pierwszej procedurze badany jest „czysty”, tzn. bez skał towarzyszących, węgiel, który po rozdrobnieniu ziarn poniżej 0,7 mm poddawany jest flotacji – najpierw w wodzie destylowanej, później w wodzie z dodatkiem reagenta flotacyjnego. Miarą naturalnej flotowalności węgla jest stosunek masy ziarn, które wyflotowały do masy ziarn poddanych próbie. Można to przedstawić w postaci wzoru:

$$F = \frac{m_K}{m_C} \cdot 100\%$$

gdzie:

F – miara flotowalności,

m_K – masa produktu wyniesionego do umownego koncentratu,

m_C – całkowita masa ziarn poddanych procesowi.

W drugiej procedurze bada się flotowalność próbek węgla pobranego z ciągu technologicznego.

Flotowalność naturalna węgla jest przedmiotem badań od kilkudziesięciu lat. Najogólniej można stwierdzić, że im bardziej zmetamorfizowany węgiel, tym mniej w nim tlenu, tym bardziej powierzchnia jego ziaren jest hydrofobowa (niskoenergetyczna). W niniejszej pracy przedstawione są wyniki badań praktycznych. Badania aktywności flotacyjnej węgla i doboru odczynnika flotacyjnego do flotowania mułów węglowych prowadzone były w laboratorium firmy REAFLOT sp. z o.o.

Badania flotowalności węgla w firmie REAFLOT prowadzone są od początku lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku.

Określono m.in. wartości flotowalności naturalnej F dla węgla pochodzących:

- z kopalni „Jankowice” – wynosiła w 1999 roku 37%, a w 2003 roku 44%,
- z kopalni „Moszczenica” – w 1994 roku 53%,
- z kopalni „Jas-Mos” – w 2003 roku 61%.

Po dodaniu reagentów flotacyjnych każdy badany węgiel poprawiał swoją flotowalność. W latach 90-tych badano tylko reagent Montanol 551, który firma REAFLOT dostarczała na polski rynek. Od 2000 roku badania rozszerzono na montanole, które REAFLOT produkuje na bazie koncentratu sprowadzanego z Niemiec oraz na reagenty grupy RF, których jest producentem. Reagenty flotacyjne zwiększają hydrofobowość powierzchni węgla. Badając te same węgle w analogicznych warunkach, ale z dodatkiem reagentów flotacyjnych (jest to badanie flotowalności wzbudzonej węgla) otrzymano następujące rezultaty:

- „Jankowice” 1994 rok $F = 57\%$, 2003 rok $F = 59\%$
- „Moszczenica” 1994 rok $F = 79\%$
- „Jas-Mos” 2003 rok $F = 79\%$

Opierając się na wynikach powyższych badań można jednak tylko orientacyjnie określić czy muł węglowy zawierający dobrze flotujący węgiel, również będzie dobrze flotował w warunkach zakładu przeróbczego. Posłużymy się przykładem kopalni „Marcel”, która eksploatuje pokłady 503/4, 505, 501/3, 502/2, 507 i 707. Od początku 2005 roku we flotacji występowały poważne problemy. Poniżej opisano badania, jakie zostały przeprowadzone i jakie wnioski wyciągnięto.

2. Badania laboratoryjne

Do badań laboratoryjnych pobrano węgiel surowy z pokładów 503/4, 505 i 501/3 w równych ilościach. Pokłady te wybrano, ponieważ w tym czasie były eksploatowane. Węgiel rozdrobniono na sucho do uziarnienia poniżej 0,5 mm.

Przeprowadzone próby flotowalności naturalnej dały następujące rezultaty:

- w miesiącu marcu $F = 61\%$,
- w miesiącu wrześniu $F = 63\%$.

Po dodaniu reagenta (Montanol 551/125) flotowalność wzbudzona wynosiła:

- w miesiącu marcu $F = 81\%$,
- w miesiącu wrześniu $F = 77\%$.

Badania laboratoryjne nadawy na flotację prowadzono według procedury wdrożonej w spółce z o.o. REAFLOT, zgodnej z normą PN-EN ISO 9001:2001 (firma REAFLOT posiada certyfikat ISO).

Powyższe procedury obejmują następujący zakres czynności:

1. pobranie próbek nadawy na flotację,

2. wykonanie badań laboratoryjnych,
3. opracowanie wyników badań.

ad 1. Próbkę nadawy na flotację pobiera się w obecności pracowników kopalni w miejscu, które gwarantuje brak w próbce odczynnika flotacyjnego.

ad 2. W ramach badań laboratoryjnych wykonuje się następujące czynności:

- wykonanie analizy granulometryczno-popiołowej mułu węglowego,
- wykonanie badań laboratoryjnych procesu flotacji w maszynie mechanicznej o pojemności komory 1 dm³,
- odwodnienie produktów flotacji i przygotowanie do analiz,
- oznaczenie zawartości popiołu w produktach flotacji.

Próbkę węgla pobrano 12.03.2005 roku. Analiza składu ziarnowego wykazała wyniki przedstawione w tabeli 1.

Tabela 1

Wyniki analizy składu ziarnowego nadawy do flotacji

Klasa ziarnowa mm	Wychód γ %	Zawartość popiołu w stanie analitycznym A ^a %
+0,5	0,0	
0,5÷0,315	0,7	5,76
0,315÷0,2	2,5	4,21
0,2÷0,1	13,4	8,03
0,1÷0,045	19,7	25,17
-0,045	63,7	44,68
Suma	100,0	34,64

Nadawa flotacyjna charakteryzuje się bardzo dużą, bo wynoszącą prawie 65% zawartością ziarn o wymiarach poniżej 0,045 mm. Jednocześnie ziarna te zawierają ponad 44% popiołu.

Laboratoryjne badania flotacyjne prowadzono w maszynie flotacyjnej typu subareacyjnego o pojemności komory 1 dm³, metodą flotacji frakcjonowanej. Odczynnik dozowano w dawkach w przedziale od 0,5 kg/Mg do 2,5 kg/Mg suchej nadawy. Na początku każdego doświadczenia dozowano około 60% zaplanowanej dawki, a pozostałą część po odebraniu pierwszej i drugiej frakcji koncentratu. Zagęszczenie nadawy wynosiło około 60 g/dm³. W tabeli 2 przedstawiono wyniki flotacji.

Wyniki flotacji są mierne. Otrzymany koncentrat, zawierający 14% popiołu, nie nadaje się do koksowni, a odpady zawierające tylko 45% popiołu nie nadają się na hałdę. Uzysk substancji palnej nie przekracza 35%. W tym samym czasie w oddziale flotacji zakładu przeróbczego KWK „Marcel” uzyskiwano następujące efekty:

- średni dobowy popiół w koncentracie 11,7%,
- średni dobowy popiół w odpadach 57%,
- uzysk substancji palnej 50,9%.

Tabela 2

Wyniki flotacji nadawy do flotacji z KWK „Marcel”

Lp.	Odczynnik	Dawka odczynnika kg/Mg	Czas flotacji s	Produkt	Wychód γ %	Zawartość popiołu A %	Uzysk substancji palnej %
1	Montanol 125P	2,5	35 33 38	Koncentrat I Koncentrat II Koncentrat III Odpady Razem	14,72 9,64 12,52 63,11 100,00	11,98 11,36 12,17 45,48	50,95
2	Montanol 125P	1,0	33 20 18	Koncentrat I Koncentrat II Koncentrat III Odpady Razem	10,39 6,81 8,01 74,79 100,00	13,28 13,16 12,68 40,99	34,83
3	Montanol 551	2,5	36 33 29	Koncentrat I Koncentrat II Koncentrat III Odpady Razem	18,71 14,63 19,22 47,45 100,00	12,69 10,99 10,34 57,36	73,22
4	Montanol 551	1,0	35 28 30	Koncentrat I Koncentrat II Koncentrat III Odpady Razem	14,64 9,05 10,20 66,12 100,00	12,37 11,51 10,04 44,12	47,04

Na podstawie analizy wyników badań laboratoryjnych stwierdzono, że złe wyniki flotacji w zakładzie przeróbczym i jeszcze gorsze w laboratorium mogą być wynikiem dużej zawartości ilów, o uziarnieniu poniżej 0,01 mm, w wodzie obiegowej.

Badania laboratoryjne były prowadzone najczęściej po 20÷30 godzinach od pobrania próbek nadawy na flotację. Przez ten czas ropy rozmywały się, przylepiając się do ziarn węgla, nie dopuszczając, albo przynajmniej utrudniając, dostęp odczynnika flotacyjnego.

Minerały ilaste pochodziły z pokładu 503/4. W 2005 roku zaniechano eksploatacji tego pokładu, jednak w perspektywie powrotu do wydobycia węgla z tego pokładu podjęto badania, których celem było poprawienie wyników flotacji węgla.

W pierwszym etapie zbadano rozmywalność skał płonnych sąsiadujących z pokładami 503 i 504. Wstępne oględziny próbek wykazały, że są one bardzo kruche i łatwo ulegają destrukcji pod wpływem nacisku z zewnątrz. Szczególnie łatwo kruszyła się skała płonna stanowiąca przekładkę pomiędzy pokładami 503 i 504. Wyniki badania podatności na rozmywanie próbek skał, wykonanego

zgodnie z normą PN-ISO10753:1997, przedstawiono w tabeli 3. Analiza danych zamieszczonych w tabeli 3 wykazuje, że wychód klas ziarnowych 0,5–0,01 mm, powstających w wyniku rozmywającego działania wody na materiał o uziarnieniu 6,3–3 mm, jest zbliżony i waha się w przedziale 4,5–6,4%. Wychód najdrobniejszej klasy ziarnowej poniżej 0,01 mm waha się w przedziale 2,5–4,1% i jest największy w przypadku skały płonnej pochodzącej z przekładki pomiędzy pokładami 503 i 504. Obliczone współczynniki rozmywania, będące stosunkiem wychodu klasy ziarnowej poniżej 0,01 mm do wychodu klasy ziarnowej 0,5–0,01 mm są stosunkowo duże i wahają się w przedziale 55,6–73,2%. Największy współczynnik rozmywania wynoszący 73,2% ma skała płonna pochodząca z przekładki pomiędzy 503 i 504.

Tabela 3

Wyniki oznaczenia rozmywania próbek skały płonnej

Wyszczególnienie	Wychód klasy ziarnowej +0,5 mm, $\gamma_{+0,5}$ %	Wychód klasy ziarnowej 0,5–0,01 mm, $\gamma_{0,5-0,01}$ %	Wychód klasy ziarnowej –0,1 mm, $\gamma_{-0,1}$ %	Współczynnik rozmywania $B = \frac{\gamma_{-0,01}}{\gamma_{0,5-0,01}}$ %
Skała płonna z pokładu 503/4, strop (I)	95,5	4,5	2,5	55,6
Skała płonna pomiędzy pokładami 503 i 504 (II)	94,4	5,6	4,1	73,2
Skała płonna z pokładu 505 uskok + strop (III)	93,6	6,4	3,6	56,3

W drugim etapie, zbadano w warunkach laboratoryjnych, wpływ rozmywania skały płonnej na flotację. W tym celu przeprowadzono kilka prób, w których stworzono warunki podobne jak w zakładzie przeróbczym, tzn.:

- zmielono węgiel < 0,3 mm,
- zmielono skałę płonną z przekładki pokładu 503 i 504 < 0,3 mm

i utworzono zawiesinę o średniej zawartości popiołu ~ 35% o koncentracji części stałych w zawiesinie 60 g/dm³ i zasoleniu ~ 12 g/dm³. W zawiesinie tej klasa ziarna poniżej 0,045 mm w ilości 50% zawierała 50% popiołu. Przeprowadzono flotację, otrzymane wyniki flotacji przedstawiono w tabeli 4.

Tabela 4

Wyniki flotacji mieszaniny skały płonnej z przekładki pokładu 503 i 504 i węgla

Odczynnik	Dawka odczynnika kg/Mg	Czas flotacji s	Produkt	Wychód %	Zawartość popiołu %	Uzysk substancji palnej %
Montanol 551/125	1,0	30	Koncentrat I	18,2	34,2	59,5
		45	Koncentrat II	27,8	25,7	
			Odpad	54,0	55,0	

	2,0	30 45	Koncentrat I Koncentrat II Odpad	28,3 17,9 55,8	35,9 20,7 51,8	55,7
Montanol 551	2,0	30 45	Koncentrat I Koncentrat II Odpad	12,7 25,0 62,3	21,2 20,7 54,9	52,9
RF 55	2,0	30 45	Koncentrat I Koncentrat II Odpad	19,0 32,7 48,3	28,0 26,9 58,1	66,5

Następne, analogiczne doświadczenie wykonano zastępując zmieloną skalę płonną z przekładki pokładu 503 i 504 skalą płonną z pokładu 505. Otrzymane wyniki flotacji przedstawiono w tabeli 5.

Tabela 5

Wyniki flotacji mieszaniny skały płonnej z pokładu 505 i węgla

Odczynnik	Dawka odczynnika kg/Mg sm	Czas flotacji s	Produkt	Wy- chód %	Zawar- tość popiołu %	Uzysk sub- stancji palnej %
Montanol 551/125	1,0	30 45	Koncentrat I Koncentrat II Odpad	37,1 19,1 43,8	12,6 10,9 57,4	73,2
	2,0	30 45	Koncentrat I Koncentrat II Odpad	45,3 17,3 37,4	15,1 17,0 73,9	85,4
Montanol 551	2,0	30 45	Koncentrat I Koncentrat II Odpad	23,0 12,1 64,9	12,7 11,0 44,1	50,9
RF 55	2,0	30 45	Koncentrat I Koncentrat II Odpad	45,0 21,9 33,1	15,8 17,4 75,6	90,5

3. Charakterystyka petrograficzna skały płonnej

Ogólnie podatność skał na rozmywanie zależy głównie od składu mineralnego skał, wielkości ziarn ich składników mineralnych oraz cech strukturalnych i mikrostrukturalnych. W badanych próbkach skały płonnej (tabela 3) iłowce stanowiły powyżej 70% objętości materiału. Pozostały udział w nich stanowiły piaskowce, mułowce, łupki węglowe i węgiel.

Skały ilaste charakteryzowały się średnią i słabą zwięzłością, teksturą łupkową i silnie łupkową, strukturą pelitową i morfologią minerałów ilastych typu blaszkowego, o bezładnym jak i kierunkowym ułożeniu minerałów ilastych. W skałach tych występowały liczne przewarstwienia w postaci lamin uwęglonej substancji organicznej, podkreślającej ich teksturę łupkową. Charak-

teryzowały się one też dużą porowatością. Wielkość przestrzeni między agregatowej wahała się w nich od 10 do 15 μm , a wewnątrz agregatowej od 1 do 3 μm . W składzie mineralnym w skałach tych stwierdzono przewagę illitu nad kaolinitem.

Głównymi związkami rozpuszczalnymi skał karbońskich są siarczany i chlorki oraz sód, wapń i magnez, w minimalnych ilościach stanowią je pierwiastki mikrośladowe: Cd, Pb, Fe, Cu, Ni, Cr i Mn.

4. Wnioski

1. Skały płonne zawierające łatwo rozmywane łupki powodują pogorszenie wyników flotacji.
2. Wyniki flotacji są tym gorsze, im kontakt z wodą łupków jest dłuższy.
3. W celu poprawy procesu flotacji węgla zawierającego dużą ilość rozmywanych łupków (np. węgiel z pokładu 503/4) należy:
 - ograniczyć do minimum flotowanie mułów z rekuperacji w czasie wybierania i przeróbki węgla z pokładu 503/4 (bo najdłużej przebywa w wodzie),
 - przyspieszyć dozowanie odczynnika flotacyjnego, odczynnik pokryje powierzchnię węgla zanim ona zostanie zalepiona przez ropy.

Literatura

1. Polska norma: PN-ISO 10753:1997: Oznaczanie podatności na rozmywanie w wodzie skał towarzyszących pokładom węgla.
2. Norma branżowa BN-70/0471-01: Oznaczanie ogólnego wskaźnika rozmywalności skał karbońskich metodą GIG – zastąpiona przez [3].
3. Polska norma ISO/NP 10753-2: Oznaczenie rozmywalności węgla surowego w wodzie poprzez mieszanie w bębnie.
4. Kurzac M.: Analysis of possibility of using waste as a coal flotation reagent. Ostrava 2008.
5. Kozielska-Sroka E.: Próba oceny i klasyfikacji podatności karbońskich skał ilastych na rozmakanie na podstawie badań modelowych i budowy petrograficznej. XXVII Zimowa Szkoła Mechaniki (2004).

6. Chmura K.: Własności fizykotermiczne skał niektórych polskich zagłębi górniczych. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1970.
7. Chodyniecka L., Gabzdyl W., Kapuściński W.: Mineralogia i petrografia dla górników. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.

Zasilanie pras filtracyjnych przy użyciu pompy KREBS millMAX na przykładzie KWK „Sośnica”

Michał Gładek – Kopalnia Węgla Kamiennego „Sośnica”, **Piotr Myszkowski** – PRO-INDUSTRY sp. z o.o.

Streszczenie. Praca opisuje sprawdzony, nowatorski sposób jednostopniowego zasilania pras filtracyjnych nadawą przy wykorzystaniu szlamowej, współśrodkowej pompy wirowej KREBS millMAX HH, na przykładzie KWK „Sośnica”. Pompa posiada specjalną konstrukcję przystosowaną do zasilania pras filtracyjnych. Dzięki zastosowaniu pomp millMAX HH w kopalni uproszczono układ pompowy, rurociągi oraz układ sterowania, a także skrócono cykl napełniania pras, a przede wszystkim wydłużono bezawaryjną pracę pompy.

1. Typowy układ pompowy dwustopniowego zasilania pras filtracyjnych

W KWK „Sośnica” prasy filtracyjne wykorzystywane są do odwadniania odpadów końcowych. Odpady zagęszczane są w zgęszczaczu promieniowym typu „DOOR” i uzyskują w wylewie 300-400 g/l. W dotychczasowym rozwiązaniu odpady były standardowo pompowane przez dwustopniowy zestaw agregatów pompowych w następującym układzie:

- Poziom 0 m pierwszy stopień: pompa PH150. Ze względu na szybkie zużycie tulei wału (po około 450-700 godz. pracy) oraz komory roboczej (głównie wykładzina ssania i wirnik) pompę tą wymieniono później na pompę Warman 6/4 z silnikiem 75 kW wyposażoną w falownik.
- Poziom 10 m drugi stopień: pompa PH-150 z silnikiem 75 kW.
- Poziom 24 m 3 szt. komorowe prasy filtracyjne typu PF-2000x1500 w ilości 175 płyt każda. Wymagane ciśnienie na wlocie do pras 9,0-9,3 bar. Czas napełniania wynosił około 1,5-2 godz.

Schemat napełniania pras wyglądał następująco:

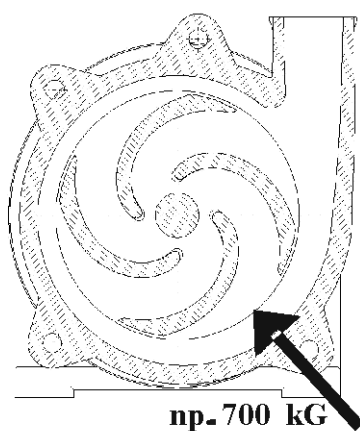
- Etap 1. Uruchomienie pompy na poziomie 0 m pompującą bezpośrednio do pras (bypass pompy drugiego stopnia).
- Etap 2. Po osiągnięciu ciśnienia 6 bar na prasie filtracyjnej, uruchamiano pompę drugiego stopnia – do ciśnienia 9,0-9,5 bar.

W roku 2006 podjęto próbę wyeliminowania pompy drugiego stopnia poprzez zastosowanie standardowego układu konwersji komory roboczej KREBS millMAX 6x4 zamontowanego na wale wraz z napędem pozostałym po pompie Warman. Okazało się, że pompa umożliwia normalną pracę pras filtracyjnych, jednak już po około 250 godz. stwierdzono zużycie tulei wału. Inne podzespoły komory roboczej nie wykazywały nadmiernego zużycia.

2. Analiza problemu zastosowania pomp wirowych do zasilania pras filtracyjnych

Biorąc pod uwagę zaobserwowane zjawiska występujące w przypadku układów dwu, jak i jednostopniowych sformułowano następujące wnioski:

1. Podczas zasilania pras filtracyjnych panują bardzo zmienne warunki przepływu. Startując od swobodnego napełniania pustych komór pras filtracyjnych (tylko statyczna różnica wysokości) do pracy przy bardzo wysokich obrotach wirnika pompy i prawie zerowym przepływie, prasa jest wówczas „dobijana” a pompa dławiona.
2. Szczególnie w drugim okresie, na szybko obracający się wirnik pompy działa znaczny moment pary sił, powodujący odchylenie wirnika i wygięcie wału. Rysunek 1 pokazuje kierunek działania siły powodującej wystąpienie momentu wyginającego wał, na którym zamontowany jest wirnik pompy o korpusie spiralnym.



Rys.1. Siły działające na wał pompy konwencjonalnej (korpus spiralny)



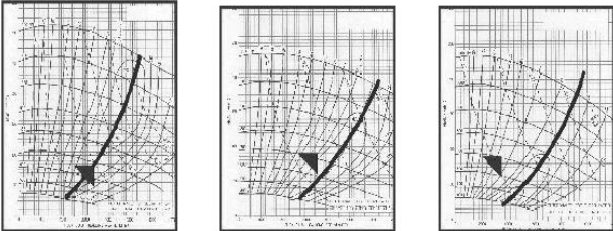
Rys.2. Typowe zużycie tulei wału w wyniku ugięcia wału

Ugięcie wału powoduje:

- nieszczelności na uszczelnieniu wału,
- nadmierne zużycie tulei wału; rysunek 2 przedstawia typowe zużycie tulei wału w wyniku ugięcia wału,
- szybkie zużycie łożysk; w tabeli na rysunku 3 przedstawiono żywotności łożysk, po obu stronach wału, wyrażone w godzinach pracy w zależności od stopnia wygięcia wału.

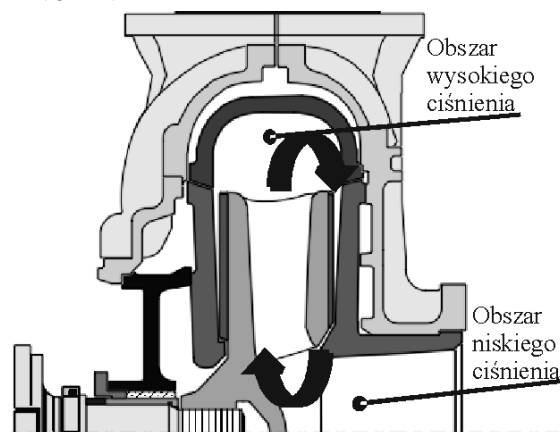
Generalnie można stwierdzić, że im dalej jest odsunięty punkt pracy pompy od punktu najwyższej spraw-

ności, tym na wirnik działają większe siły, które powodują wyginanie wału. Tabela na rysunku 3 obrazuje przykładowe zależności punktu pracy i nacisków promieniowych powodujących ugięcie wału i w efekcie skrócenie żywotności łożysk.

Przykładowe położenia punktu pracy pompy względem punktu najwyższej sprawności			
	Punkt pracy dobrany optymalnie	Punkt pracy około 80% optymalnego	Punkt pracy około 50% optymalnego
Nacisk promieniowy	29 KG	487 KG	1297 KG
Ugięcie wału	14 μm	75 μm	251 μm
Żywotność łożyska, strona napędu	1760000 godz.	626000 godz.	120000 godz.
Żywotność łożyska, strona wirnika	4541000 godz.	593000 godz.	49000 godz.

Rys.3. Wpływ położenia punktu pracy pompy na ugięcie wału i żywotność łożysk

- Występuje także zwiększona recyrkulacja szlamu w kierunku ssania. W obszarze na zewnątrz wirnika, wzdłuż wykładziny obwodowej, w wyniku działania siły odśrodkowej wytwarzanej przez obracający się wirnik, wytwarzane jest wysokie ciśnienie, podczas, gdy w króćcu ssawnym ciśnienie jest dużo niższe (rys. 4).



Rys.4. Zwiększona recyrkulacja w kierunku ssania

W sposób naturalny część pompowanego materiału przedostaje się z obszaru wysokiego ciśnienia do obszaru niskiego ciśnienia. W trakcie normalnej eksploatacji pompy wirowej występuje tzw. recyrkulacja wewnątrz-

na, która może wynosić nawet do 20-25% wielkości przepływu wytwarzanego przez pompę. Recyrkulacja szlamu powoduje następujące, niekorzystne zjawiska (rys. 5):

- nadmierne zużycie wykładziny po stronie ssania,
- nadmierne zużycie przedniej ścianki wirnika,
- nadmierne zużycie otworu wlotowego wirnika,
- nadmierne zużycie wykładziny obwodowej, szczególnie w rejonie szyjki króćca ssawnego (w rejonie minimalnej szczeliny pomiędzy wirnikiem a wykładziną).



Rys.5. Zużycie elementów podzespołów komory roboczej spowodowane recyrkulacją wewnętrzną

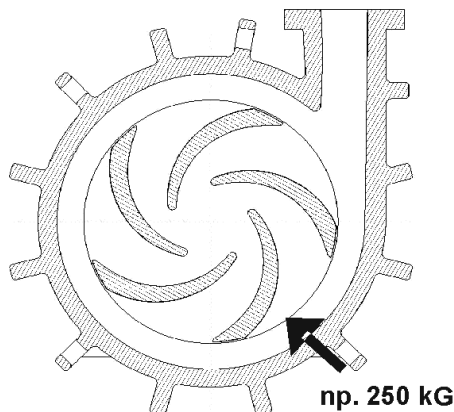
Biorąc pod uwagę fakt, że na pracującą pompę zasilającą prasy filtracyjne, wpływają praktycznie wszystkie opisane powyżej zjawiska fizyczne, żywotność podzespołów pompy jest stosunkowo krótka, a podzespoły te zużywają się nierównomiernie. Na przykład zwykle wymienia się 2 lub 3 wykładziny ssania i/lub wirniki na jedną wykładzinę obwodową. Zużyte wirniki, wykładziny, tuleje wału czy łożyska świadczą o występowaniu niepożądanych czynników wpływających wprost na okres bezobsługowej eksploatacji pompy. Ponieważ w przypadku KWK „Sośnica” stwierdzono większość opisanych wyżej czynników, zdecydowano o zastosowaniu pompy typu KREBS millMAX 6x4-21 w specjalnej wersji HH (High Head).

3. Rozwiązania konstrukcyjne sprzyjające zastosowaniu pompy KREBS millMAX 6X4-21HH do zasilania pras filtracyjnych

KREBS Engineers opracował specjalną pompę, która sprawdza się w opisanych powyżej, skrajnie niekorzystnych warunkach pracy. Jest to modyfikacja,

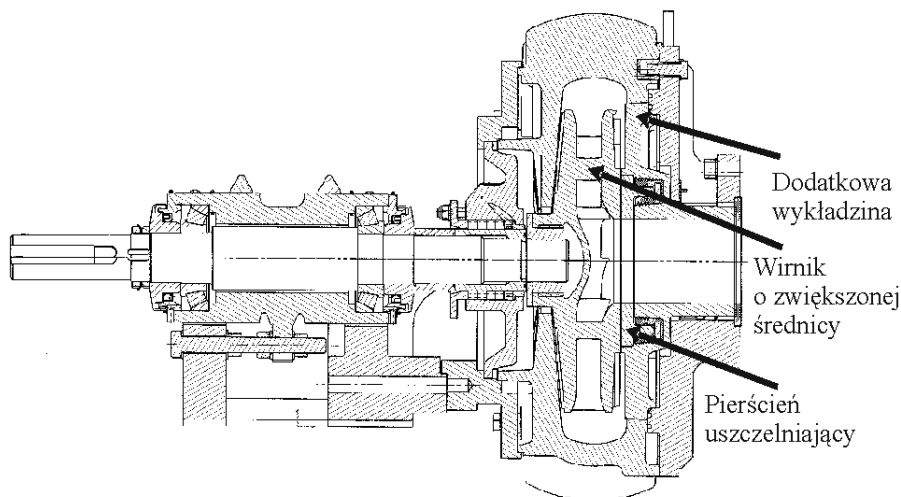
oznaczona symbolem „HH”, standardowej pompy typu millMAX przeznaczonej do bardzo ciężkich warunków pracy, polegająca na:

1. Przeniesieniu osi wirnika do osi komory korpusu – wyeliminowano w ten sposób problem powstawania znacznego momentu pary sił oraz wyginania wału i związanych z tym uszkodzeń tulei wału i łożysk – rysunek 6.



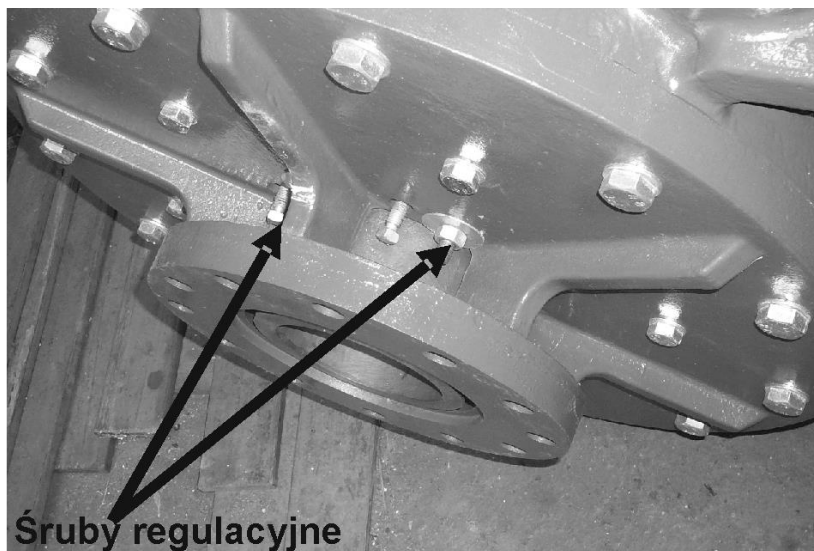
Rys.6. Korpus współśrodkowy pompy KREBS millMAX HH

2. Znacznie wzmocniono i pogrubiono ścianki korpusu pompy (standardowa pompa 6x4 wytrzymuje ciśnienie 19,5 bar podczas, gdy wersja HH wytrzymuje 38 bar) – otrzymano dzięki temu znaczne wydłużenie żywotności. Dla porównania masa pompy millMAX 6x4 HH wynosi 1177 kg podczas, gdy standardowa millMAX 6x4 waży 682 kg.
3. Zastosowano dodatkową wykładzinę po stronie ssania.
4. Zastosowano wirnik o zwiększonej średnicy z 410 mm na 535 mm, co umożliwia pracę z mniejszą prędkością obrotową, dzięki czemu występuje mniejsze zużycie ściernych elementów wewnętrznych.



Rys.7. Przekrój pompy KREBS millMAX HH

5. Pozostawiono pierścień uszczelniający po stronie ssania, co eliminuje recyrkulację wewnętrzną oraz nadmierne zużycie wirnika i wykładzin, a także zwiększa sprawność pompy. Pierścień uszczelnia przednią stronę wirnika, dzięki czemu recyrkulacja wewnętrzna jest drastycznie ograniczona. Wydłużono dzięki temu eksploatację podzespołów komory roboczej. Na rysunku 8 pokazano dostęp do śrub regulacyjnych pierścienia uszczelniającego. Regulacja polega na symetrycznym dokręcaniu czterech śrub do momentu usunięcia szczeliny wirnika. Regulacja musi odbywać się podczas normalnej eksploatacji pompy. Należy ją wykonywać nie częściej niż 6 do 8 razy w całym okresie eksploatacji (żywności komory roboczej).



Rys.8. Śruby regulacyjne pierścienia uszczelniającego wirnik

4. Efekty zastosowania pompy KREBS millMAX 6X4-21HH w KWK „Sośnica”

W KWK „Sośnica” pompę KREBS millMAX 6x4-21HH z silnikiem 75 kW – 1450 obr/min w układzie jednostopniowym uruchomiono w dniu 01.06.2008 r. Po kilkumiesięcznej eksploatacji stwierdzono następujące efekty wdrożenia:

- w trakcie pierwszego uruchomienia pompy ciśnienie na prasach wynosiło 11 bar przy 1450 obr/min, wystąpiła konieczność redukcji obrotów wirnika; obecnie falownik jest nastawiony na 65-67%, a osiągnięte ciśnienie na prasach wynosi 8,5-9 bar.
- zastosowano specjalny układ przygotowania wody dławnicowej utrzymujący ciśnienie wody wyższe niż ciśnienie na tłoczeniu pompy składający się z pompy Grundfos i zaworu regulacyjnego.



Rys.9. Pompa na stanowisku w KWK „Sośnica”



Rys.10. Układ przygotowania wody dławnicowej

- czas napełniania skrócił się do około 1,0-1,5 godz.,
- zainstalowana moc jest dwukrotnie mniejsza niż w układzie dwustopniowym,
- profilaktycznie dokonano na ruchu jednej regulacji pierścienia uszczelniającego na ssaniu – bez zatrzymywania pompy,
- do chwili obecnej pompa nie była rozmontowywana, ani nie był wymieniony żaden podzespół komory roboczej,
- brak konieczności zwiększenia obrotów wirnika od czasu uruchomienia pompy, co świadczy o dobrym stanie podzespołów wewnętrznych; przednia ścianka wirnika, ani wykładzina ssania nie są nadmiernie zużyte,
- uproszczono układ pompowy zasilania pras filtracyjnych,
- uproszczono układ rurociągów,
- uproszczono układ sterowania,
- pompa pracuje około 9 miesięcy bezawaryjnie, nie wymagała wydatkowania ani jednej roboczogodziny na obsługę, konserwację, serwis; regulacja pierścienia uszczelniającego trwała 10 minut i wykonano ją podczas normalnej eksploatacji pompy, bez jej zatrzymywania.

5. Podsumowanie

W KWK „Sośnica” po raz pierwszy zastosowano z powodzeniem pompę wirową, współśrodkową typu KREBS millMAX 6x4-21HH w układzie jedno-stopniowego zasilania pras filtracyjnych. Dzięki specjalnej konstrukcji okazało się, że wszystkie założenia dotyczące parametrów techniczno-technologicznych zostały spełnione z nadmiarem.

Na szczególne podkreślenie zasługuje fakt, że pompa wykazuje zdecydowanie dłuższą żywotność niż pompy innych producentów, porównując nawet z układem dwustopniowym. Ponadto, zastosowanie pompy millMAX HH uproszcilo układ pompowy, rurociągi nadawy oraz układ sterowania, a cykl napełniania pras został skrócony. Pompa od momentu uruchomienia praktycznie nie wymagała obsługi.

Literatura

1. Materiały marketingowe KREBS: Krebs millMAX Pumps, A new beginning in slurry pump design, 2005.
2. Prezentacja: John Frater, Excelling in Separation Solutions for Over 55 Years, 2008.
3. Operating manual of KREBS millMAX pumps.
4. Stepanoff R.J.: Centrifugal and Axial Flow Pumps.
5. www.krebs.com

Rozwiązania konstrukcyjne układów odbioru produktu dolnego w osadzarkach pulsacyjnych

Daniel Kowol, Marek Lenartowicz, Michał Łagódka – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie. Rozdział i odprowadzenie rozwarstwowanego materiału w osadzarkach pulsacyjnej realizowane przy wykorzystaniu układów odbioru produktu dolnego ma decydujący wpływ na parametry produktów wzbogacania. W opracowaniu zamieszczono przegląd wybranych rozwiązań konstrukcyjnych układów odbioru produktu dolnego stosowanych w osadzarkach pulsacyjnych polskiej i zagranicznej konstrukcji. Przedstawiono koncepcje nowych rozwiązań dedykowanych dla osadzarek typu KOMAG. Powyższe koncepcje opracowano na podstawie analizy skuteczności działania dotychczas stosowanych rozwiązań osadzarek typu KOMAG.

1. Wstęp

W zakładach przeróbczych węgla kamiennego powszechnie wykorzystywanym urządzeniem do wzbogacania jest wodna osadzarka pulsacyjna. Dzięki swej zdolności do dokładnego rozdziału osadzarki pulsacyjne znalazły zastosowanie we wzbogacaniu nadaw w szerokim zakresie ziarnowym. W zależności od wielkości materiału przeznaczonego do wzbogacania można wyróżnić:

- osadzarki miałowe przeznaczone do wzbogacania nadawy w klasie ziarnowej 20(30)–0,5(0) mm,
- osadzarki średnioziarnowe, w których wzbogaca się materiał o uziarnieniu 50(70)–0,5(0),
- osadzarki ziarnowe wykorzystywane do wzbogacania materiału w klasie ziarnowej 120–20(10) mm.

Jedną z podstawowych operacji technologicznych realizowaną przez osadzarki jest odprowadzanie, czyli oddzielenie frakcji ciężkich od uprzednio rozwarstwowanego łóża.

Przebieg operacji odprowadzania regulowany jest automatycznie przez układy przepustu produktu dolnego znajdujące się na końcu przedziałów większości osadzarek pulsacyjnych. Stopień otwarcia przepustu produktu ciężkiego jest bezpośrednio sterowany położeniem czujnika pływakowego, którego zadaniem jest pomiar wysokości warstwy oddzielającej produkt lekki (koncentrat) i ciężki (skała płonna, półprodukt).

Automatyczne działanie układów regulujących odprowadzanie produktu ciężkiego powinno zapewnić stabilną wysokość położenia warstwy rozdzielczej na zadanym poziomie, niezależnie od ilości i składu jakościowego nadawy.

Na skuteczność działania układów w osadzarkach decydujący wpływ ma m.in.:

- dokładność pomiaru położenia warstwy rozdzielczej przez czujnik pływakowy,
- stabilizacja odbioru produktu ciężkiego przez otwór szczeliny przepustu,

- sprawność działania mechanizmów wykonawczych układów odbiorczych i elektronicznego systemu ich sterowania.

Dokładność pomiaru położenia warstwy rozdzielczej przez pływak jest z kolei uzależniona od stopnia stabilizacji natężenia ruchu pulsacyjnego wody w przestrzeni odbiorczej osadzarki, gdzie następuje rozdział materiału łoża na produkty. Zakłócenia w przepływie wody i materiału powodują występowanie zmian gęstości pozornej ośrodka, który to parametr wpływa na wysokość położenia pływaka w warstwie łoża.

W przestrzeni odbiorczej, gdzie znajduje się czujnik pływakowy oraz szczelina przepustu produktu dolnego możliwe jest największe prawdopodobieństwo występowania zakłóceń w rozluźnianiu ziaren powodujących błąd pomiaru położenia warstwy zawierającej ziarna o zadanej gęstości.

Ruch pulsacyjny wody w obszarze odprowadzania oprócz zapewnienia odpowiednich warunków pomiarowych dla czujnika pływakowego powinien odtworzać strukturę łoża, w każdym pojedynczym cyklu pulsacji dla zabezpieczenia lekkich frakcji przed przepadem do frakcji ciężkich oraz stabilizacji parametrów produktów wzbogacania. W związku z powyższym, niektóre rozwiązania układów odbiorczych (w odróżnieniu od pracujących przy permanentnym otwarciu szczeliny przepustu) charakteryzują oscylacyjne, zgodne z ruchem pulsacyjnym wody, zmiany wielkości otwarcia otworu przepustowego.

Przegląd rozwiązań konstrukcyjnych układów odbiorczych i analiza skuteczności działania dotychczas stosowanych rozwiązań w osadzarkach typu KOMAG wykazała, że możliwe i konieczne jest wprowadzenie zmian, w aktualnie stosowanych układach odprowadzania produktów wzbogacania, mających na celu zwiększenie skuteczności rozdziału wzbogacanego materiału. W niniejszym opracowaniu przedstawiono propozycję rozwiązań konstrukcyjnych wyżej wymienionych układów, które mogą w przyszłości znaleźć zastosowanie w osadzarkach miałowych i średnioziarnowych typu KOMAG.

2. Rozwiązania konstrukcyjne odbiorów produktów dolnych stosowanych w osadzarkach pulsacyjnych

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.

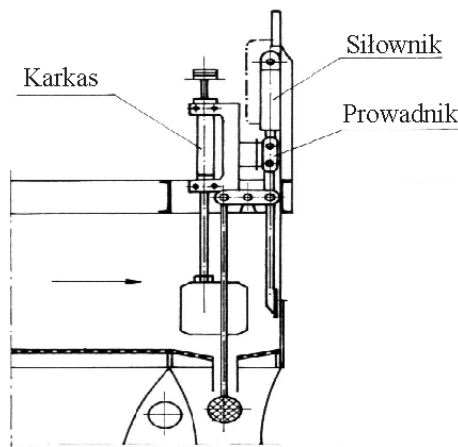
2.1. Odprowadzanie produktu dolnego w osadzarkach miałowych

Osadzarki OM typu KOMAG

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

typu „Z” [4]. Ich wspólną cechą jest posiadanie kanału odbiorczego, dzięki któremu zwiększono wysokość warstwy materiału nad szczeliną przepustu.

Przepusty rurowe (rys. 1) stosowane w osadzarkach miałowych, zazwyczaj starszej konstrukcji wyposażone są w sita symetrycznie nachylone w stronę kanału odbiorczego o przekroju prostokątnym. Elementem regulującym stopień otwarcia przepustu (wielkość szczeliny) jest rura lub kątownik podwieszany na ruchomych cięgnach układu napędu.

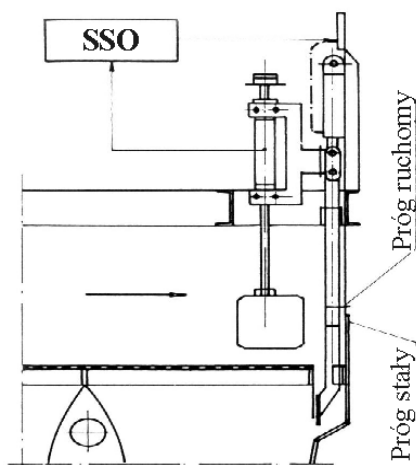


Rys.1. Przepust produktów typu „R” w osadzarkach miałowych typu KOMAG

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. Połączenie elementów wykonawczych przepustu typu „R” z progiem ruchomym wymagało zastosowania dźwigni dwustronnych do przekazywania napędu.

W nowszych rozwiązaniach osadzarek miałowych typu KOMAG stosowane są przepusty zasuwowe typu „Z”. Elementem wykonawczym tego typu przepustu jest pionowa zasuw tworząca tak samo usytuowany pojedynczy otwór szczelinowy. Ich wprowadzenie związane było z szeregiem zmian w konstrukcji osadzarek mialowych, które miały na celu m.in. poprawę stabilności rozluźniania 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 (rys. 2). Pierwsze z nich charakteryzuje ruch obrotowy części elementów zespołu, natomiast drugie – liniowe przemieszczanie się elementów ruchomych w pionie.

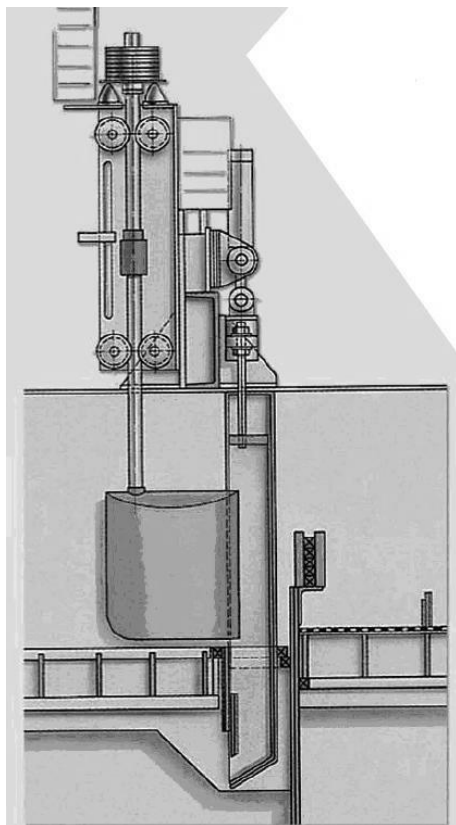


Rys.2. Przepust produktów typu „Z” w osadzarkach mialowych typu KOMAG

Konstrukcja przepustu, którego elementy wykonawcze począwszy od siłownika hydraulicznego, a kończąc na zasuwie wykonują podczas pracy jedynie ruch liniowy, cechuje prostota budowa oraz duża niezawodność mechaniczna w porównaniu do rozwiązań posiadających połączenia osiowe wymagające łożyskowania. Kierunek tworzenia pojedynczej szczeliny odbiorczej w przepuście zasuwowym, który jest zgodny z przemieszczaniem się progu ruchomego powoduje zmniejszanie wysokości materiału w kanale odbiorczym. W dotychczas stosowanych osadzarkach mialowych typu KOMAG, w których szerokość koryta roboczego wynosi od 2 do 3 metrów stosowane są dla każdego przedziału pojedyncze zespoły odbioru.

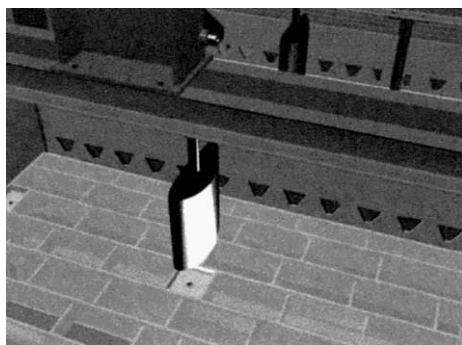
Osadzarki zagranicznych konstrukcji

W osadzarkach mialowych BATAC do odbioru produktów dolnych (produkt odpadowy, półprodukt) wykorzystywany jest przepust posiadający kanał odbiorczy oraz pionową zasuwę (rys. 3). Kanał odbiorczy posiada dużą głębokość, dzięki której zapewniany jest prawidłowy odbiór oddzielonego produktu poprzez redukcję prędkości przepływu wody przez odprowadzany materiał. Osadzarki BATAC charakteryzuje zabudowa niezależnie sterowanych hydraulicznych zespołów odbioru (o szerokości 1-2 m) na szerokości koryta, która może osiągać wartość 6 m. Taki układ odbioru ma na celu zapewnienie optymalnej jakości produktów rozdziału na całej szerokości koryta w przypadku nierównomiernego rozkładu wzbogacanego materiału w korycie roboczym osadzarki [8].



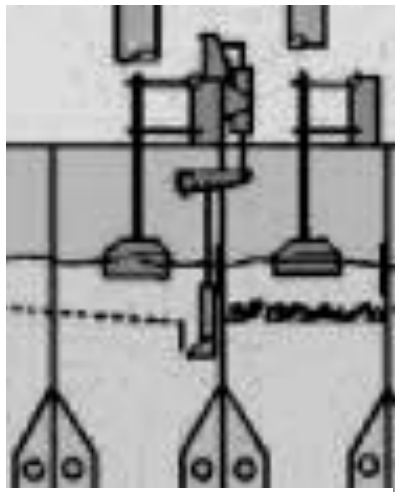
Rys.3. Przepust produktów w osadzarkach miałowych BATAc

produktów dolnych. Pierwszy z nich „Apic gate” posiada hydraulicznie sterowaną pionową zasuwę służącą do otwierania i zamykania prześwitu pionowych otworów w płaszczyźnie skrzyniowego progu, znajdującego się na końcu przedziału roboczego (rys. 4). Parametrem regulacyjnym jest czas otwarcia przepustu, a nie wielkość otwarcia [1]. Powyższy sposób odprowadzania produktu dolnego może być stosowany wraz z technologią sztucznego łoża.



Rys.4. Przepust produktów w osadzarkach miałowych APIC – „Apic gate”

Drugim rozwiązaniem jest przepust oscylacyjny typu FCB przylegający do płaszczyzny progu (rys. 5). Posiada on kanał odbiorczy z poziomą szczeliną wlotową oraz pojedynczą szczeliną wylotową. Element regulujący jej wielkość, a tym samym ilość odprowadzanego materiału podczas pracy wykonuje ruch oscylacyjny zgodny z częstotliwością pulsacji wody [1, 7].

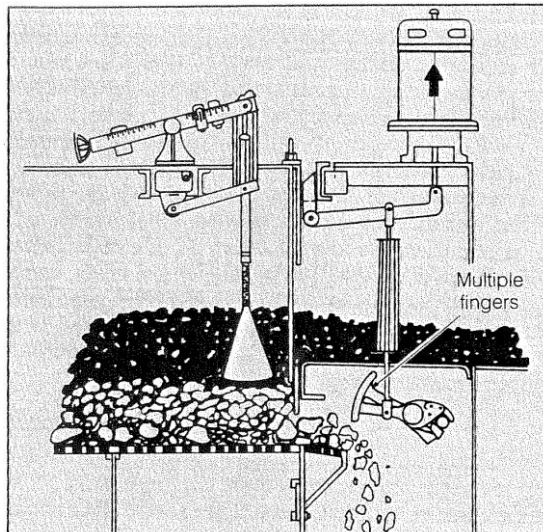


Rys.5. Przepust produktów w osadzarkach miałowych APIC - „FCB gate”

W odróżnieniu od większości przedstawionych rozwiązań układów przepustów, w których na odprowadzany materiał oddziałuje strumień pulsacyjny wody w osadzarkach starszej konstrukcji, posiadających oddzielne skrzynie odbiorcze, stosowano odmienne metody regulacji. Produkt dolny był transportowany z powierzchni roboczej poprzez pionową szczelinę wlotową do wnętrza skrzyń odbiorczych, w których zabudowane były urządzenia do regulacji ilości odprowadzanego materiału.

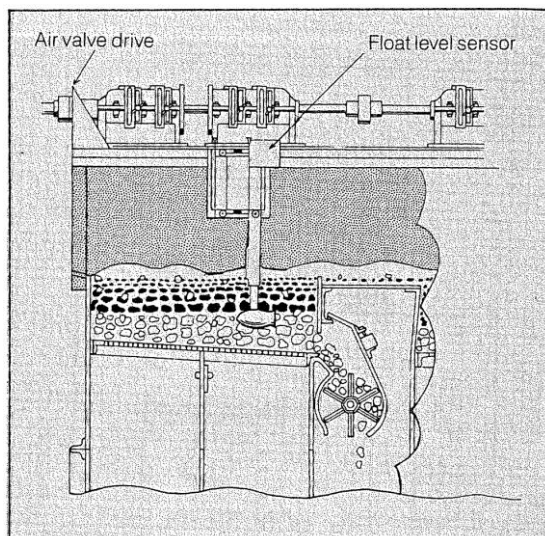
W osadzarkach McNally wykorzystywano układy odbiorcze, w których obrotowa przysłona szczeliny przepustowej składała się z szeregu wahliwych „młoteczków”, co miało zmniejszyć ryzyko zablokowania przepustu w stanie otwartym w przypadku obecności ponadwymiarowych ziaren. Przepusty

tego typu mogły być dzielone na trzy niezależnie sterowane układy odbiorcze (rys. 6) [3].



Rys.6. Przepust produktów w osadzarkach McNally

Z kolei osadzarki Jeffrey w skrzyni odbiorczej posiadały celkowy odbieralnik obrotowy (rys. 7). Regulacja ilości odprowadzanego produktu dolnego realizowana była poprzez sterowanie prędkością obrotową odbieralnika w oparciu o wskazania czujnika pływakowego [3].

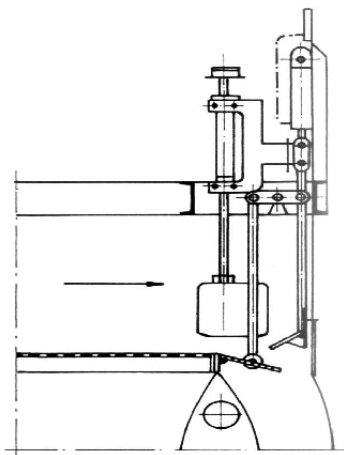


Rys.7. Przepust produktów w osadzarkach Jeffrey

2.2. Odprowadzanie produktu dolnego w osadzarkach ziarnowych

Osadzarki OZ (OS) typu KOMAG

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 typu „K” (rys. 8) [4].

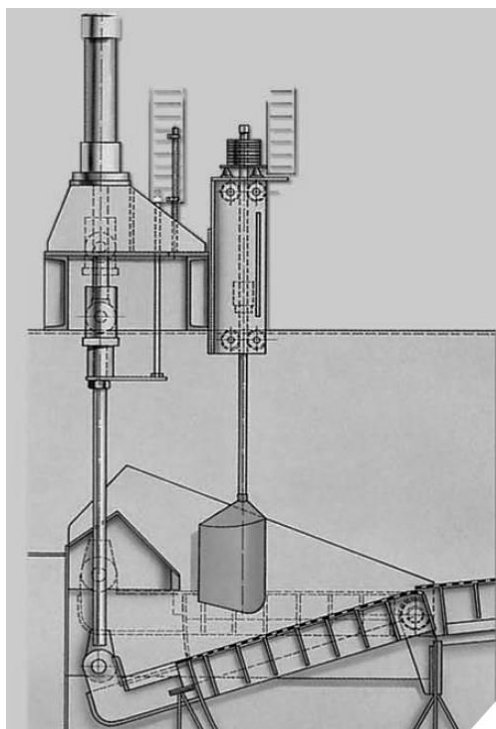


Rys.8. Przepust produktów typu „K” w osadzarkach średnioziarnowych typu KOMAG

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 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.

Osadzarki zagranicznych konstrukcji

W osadzarkach ziarnowych BATAC produkt dolny odprowadzany jest przez przepust z uchylnym pokładem sitowym umieszczonym nad oddzielnym układem generującym pulsacyjny przepływ wody w strefie odbiorczej (rys. 9). Produkt dolny po otwarciu przepustu transportowany jest do komory odbiorczej, w której nie występuje ruch pulsacyjny wody.

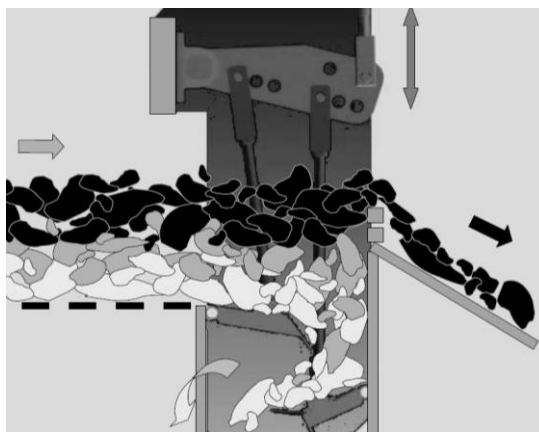


Rys.9. Przepust produktów w osadzarkach ziarnowych
BATAC

W zależności od ilości ziaren frakcji ciężkich, które są osadzone w strefie odbiorczej szczelina przepustu może się powiększać do wartości 350 mm, natomiast jej maksymalna szerokość wynosi 3 m. Poziomy otwór komory odbior-

czej jest przysłonięty od góry przez skrzynię progową, w której zarówno płaszczyzna napływowa, jak i spływowa jest pochylona [8]. Podobne rozwiązanie przepustu stosowane jest w osadzarkach ziarnowych ALLJIG [1].

W osadzarkach ziarnowych APIC stosowany jest przepust oscylujący „FCB” umożliwiający utrzymywanie procesu wzbogacania na całej długości przedziału roboczego (rys. 9). Odprowadzanie produktu dolnego odbywa się przez szczelinę tworzoną przez układ dwóch, pracujących oscylacyjnie zgodnie z częstotliwością pulsacji wody, kłap wahadłowych mocowanych osiowo do przeciwległych ścian kanału odbiorczego na różnych poziomach. Kłapy przepustu połączone są przez cięgna do dźwigni napędowych w ten sposób, że przy zachowaniu zgodności kierunku ruchu jego zakres jest różny. W trakcie odprowadzania kąt pochylenia kłapy położonej niżej (mocowanej od strony progu) jest zawsze większy niż mocowanej od strony napływu materiału. W skrzyni odbiorczej umiejscowionej pod przepustem znajduje się oddzielna komora pulsacyjna służąca do wywoływania ruchu pulsacyjnego wody w strefie odprowadzania produktu dolnego [1, 2, 7].



Rys.10. Przepust produktów ciężkich w osadzarkach ziarnowych Apic (przepust oscylacyjny – „FCB gate”)

3. Koncepcja nowych układów odbiorczych produktu dolnego

Na podstawie analizy skuteczności działania dotychczas stosowanych rozwiązań osadzarek typu KOMAG oraz w oparciu o przegląd rozwiązań konstrukcyjnych układów odbioru produktu dolnego stosowanych w osadzarkach pulsacyjnych polskiej i zagranicznej konstrukcji opracowano koncepcje nowych rozwiązań układów odbiorczych produktu ciężkiego [5].

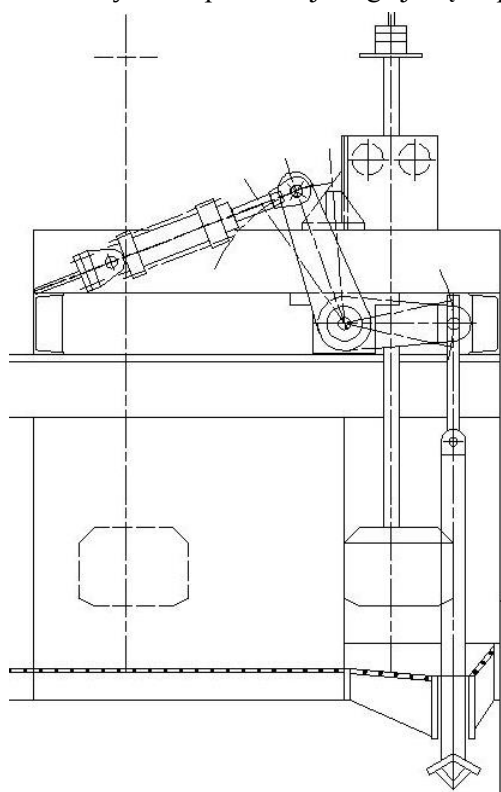
W proponowanych rozwiązaniach uwzględniono uwarunkowania eksploatacyjne wynikające z dotychczasowych przemysłowych zastosowań osadzarek typu KOMAG w polskim przemyśle węglowym. Często występującym zjawiskiem jest niestabilne obciążenie osadzarki nadawą, które powodują znaczne

zmiany w ilości odprowadzanego produktu dolnego. Uzyskanie prawidłowego przebiegu procesu wzbogacania podczas występowania powyższych zmian wymaga, aby układy osadzarki, w tym odprowadzania, zapewniały stały odbiór produktów, odpowiedni do ilości dostarczonej nadawy.

3.1. Układ odbiorczy produktu dolnego dla osadzarek mialowych (OM)

Opracowując koncepcję układu odbioru frakcji ciężkich o rozmiarze 20(30)-0 mm w postaci jak na rysunku 11, przyjęto następujące założenia projektowe:

- dla zapewnienia stałego odprowadzania ziaren przez przepust w sposób niezależny od ich ilości odbiór umożliwi oscylacyjne zmiany stopnia otwarcia szczeliny odbiorczej,
- ruch oscylacyjny elementu realizującego otwarcie przepustu w przypadku zgodności częstotliwości pracy z pulsacyjnym przepływem wody wykorzystany może być do regulacji jego natężenia przez szczelinę przepustu,
- w zależności od przewidywanego wychodu materiału przez przepust układ posiada jedno- lub dwuszczelinową konstrukcję,
- układ pomiarowy czujnika pływakowego warstwy jest mechanicznie oddzielony od mechanizmów regulujących przepust i może być przemieszczony w osi podłużnej drugiej części przedziału.

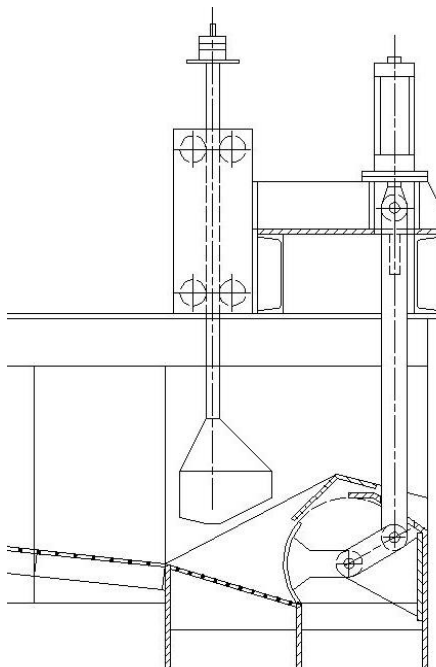


Rys.11. Koncepcja przepustu produktów dla osadzarek mialowych (KOMAG)

3.2. Układ odbiorczy produktu dolnego dla osadzarek średnioziarnowych (OS)

W opracowaniu koncepcji układu odbioru ziaren ciężkich o rozmiarze 60(80)-0 mm w postaci jak na rysunku 12, przyjęto następujące założenia:

- szczelina odbioru jest regulowana w płaszczyźnie pionowej przez pojedynczą lub wieloczęściową przysłonę,
- kanał odbiorczy produktu dolnego jest oddzielony od skrzyń osadzarki zasilanych przez komory pulsacyjne,
- część sitowa odbioru usytuowana od strony wlotu nadawy oddzielona od kanału odbiorczego osadzarki zasilana jest przez osobną komorę pulsacyjną posiadającą własny układ regulacji natężenia przepływu powietrza pulsacyjnego i dopływu wody dolnej sprzężony ze sterownikiem układu odbiorczego,
- w układzie sterowania odbiorem zaimplementowany jest mechanizm odblokowywania przepustu oraz ruchu oscylacyjnego przysłony,
- układ pomiarowy czujnika pływakowego warstwy jest mechanicznie oddzielony od elementów regulacyjnych przepustu.



Rys.12. Koncepcja przepustu produktów dla osadzarek średnioziarnowych (KOMAG)

4. Podsumowanie

Przegląd rozwiązań konstrukcyjnych układów odbiorczych w osadzarkach pulsacyjnych wzbogacających nadawy węglowe wykazał, że w zależności od rozmiaru ziaren stosowane są różne metody odprowadzania produktu dolnego.

W osadzarkach wzbogacających miał węglowy dla ograniczenia zakłóceń powodowanych nadmierną prędkością przepływu wody przez odprowadzany materiał stosowany jest kanał przepustu zwiększający wysokość warstwy materiału nad szczeliną odbiorczą.

Odprowadzanie produktu dolnego w osadzarkach wzbogacających nadawy ziarnowe i średnioziarnowe odbywa się poprzez układy posiadające szczelinę odbiorczą umieszczoną na poziomie zbliżonym do powierzchni sit w korycie roboczym.

Przedstawione koncepcje układów odprowadzania dla osadzarek miałowych i średnioziarnowych zostały opracowane w wyniku analiz skuteczności działania dotychczas stosowanych rozwiązań osadzarek konstrukcji CMG KOMAG oraz na podstawie technik wykorzystywanych do realizacji tej operacji w osadzarkach pulsacyjnych. W propozycji nowych rozwiązań uwzględniono negatywny wpływ zmian prędkości przepływu pulsacyjnego wody w przestrzeni odbiorczej osadzarki na skuteczność rozdziału łoża na produkty wzbogacania.

Zastosowanie przedstawionych propozycji rozwiązań konstrukcyjnych układów odprowadzania produktów ciężkich uwarunkowane jest dostosowaniem do nich pozostałych elementów systemu odprowadzania takich jak układu napędowego oraz elektronicznego układu sterowania.

Literatura

1. Coal preparation in South Africa, Compiled by the South African Coal Processing Society, 2002.
2. Loveday G., Jonkers A.: The APIC Jig and the JIGSCAN Controller take the Guesswork Out of Jigging. XIV International Coal Preparation Congress and Exhibition, South African Institute of Mining and Metallurgy, 2002.
3. Green P.: Designers improve jig efficiency. Coal Age 1/1984.
4. Osoba M., Jędo A.: Wpływ modernizacji osadzarek na uzyskiwane parametry jakościowe produktów wzbogacania. Materiały Konferencyjne KOMEKO 2000.
5. www.allmineral.com.
6. www.batemanengineering.com.
7. www.khdhw.com.

Symulacja numeryczna warunków hydraulicznych w komorze flotownika powietrzno-mechanicznego

Bogdan Gicala, Marek Lenartowicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie. W ostatnich latach numeryczna mechanika płynów (CFD) jest coraz szerzej stosowana do modelowania przepływów układów trójfazowych powietrze-woda-cząstki stałe w komorach flotowników mechanicznych. Konwencjonalne metody projektowania flotowników mechanicznych opierają się o wyznaczone eksperymentalnie zależności. Zastosowanie metody CFD pozwala na bardziej szczegółowe określenie warunków hydraulicznych w komorze flotownika, co stanowi podstawę do optymalizacji konstrukcji urządzeń flotacyjnych. W pracy przedstawiono wyniki symulacji numerycznej przepływu zawiesiny flotacyjnej przez komorę flotownika powietrzno-mechanicznego typu IZ-12 dla nominalnych parametrów pracy flotownika. Zawartość komory flotacyjnej potraktowano jako układ dwufazowy: zawiesina flotacyjna-powietrze. Założono występowanie przepływu turbulentnego. Symulację w przestrzeni trójwymiarowej przeprowadzono dla stanu nieustalonego. Przepływ dwufazowy modelowano, stosując metodę Euler-Euler. Wyznaczono pole prędkości zawiesiny, dyspersję pęcherzyków powietrza w komorze oraz stopień napowietrzenia. Określono także moc mieszania dla zainstalowanych w komorze mieszadeł turbinowych.

1. Wstęp

Flotacja pianowa jest ważnym procesem w przemyśle wydobywczym. Polega na transporcie ziaren koncentratowych z wnętrza zawiesiny na jej powierzchnię za pomocą pęcherzyków powietrza. Podczas separacji zachodzą złożone zjawiska chemiczne i fizyczne związane ze wzajemnym oddziaływaniem fazy stałej, ciekłej i gazowej. Zjawiska te w dalszym ciągu nie są w pełni poznane.

Wytworzenie w zawieszynie drobnych pęcherzyków powietrza można uzyskać przez wydzielenie rozpuszczonego powietrza w wodzie lub przez dyspersję powietrza zassanego lub wtłoczonego do zawiesiny. Napowietrzenie zawiesiny przez wydzielenie powietrza rozpuszczonego w wodzie można zrealizować w procesie flotacji próżniowej lub ciśnieniowej [1]. Sposoby te są rzadko stosowane. Najczęściej proces flotacji pianowej jest prowadzony w komorach o pojemności do 150 m³ [2], w których zassane przez maszyny flotacyjne lub wtłoczone do zawiesiny powietrze jest dyspergowane sposobem mechanicznym w układzie wirnik-stator (maszyny mechaniczne lub pneumomechaniczne), w aeratorach inżektorowych, cyklonowych lub różnego typu odmianach przegród porowatych (maszyny pneumatyczne).

Układ flotacyjny jest bardzo złożonym systemem i wyniki rozdziału (wzbogacania) flotacyjnego zależą od bardzo wielu czynników. Jednym z nich jest intensywność mieszania i napowietrzania zawiesiny flotacyjnej.

Ilość powietrza konieczna do zapewnienia prawidłowego przebiegu procesu flotacji zależy od koncentracji części stałych w zawieszynie, zawartości

substancji mineralnej rozpuszczalnej w wodzie oraz czynników typu mechanicznego.

Odpowiednio dobrane warunki hydrodynamiczne flotacji stanowią gwarancję mineralizacji pęcherzyka gazu. W tym celu, wymagane jest zapewnienie pęcherzykom powietrza i ziarnom niezbędnej, wysokiej energii kolizji. Warunki te może zapewnić odpowiednia charakterystyka ruchu zawiesiny flotacyjnej, wymuszonego obrotami wirnika maszyny flotacyjnej. Optymalne zaprojektowanie układu wirnik-stator oraz kształtu komory ma więc istotny wpływ na efektywność działania maszyny flotacyjnej.

Konwencjonalne zasady projektowania komór flotacyjnych w większości opierają się na zależnościach określonych empirycznie. Jednak w ostatnich latach numeryczna mechanika płynów (CFD) jest coraz szerzej stosowana do modelowania przepływów układów trójfazowych powietrze-woda-cząstki stałe w komorach flotowników mechanicznych [2, 3, 4, 5, 6]. Zastosowanie metody CFD pozwala na szczegółowe określenie warunków hydraulicznych w komorze flotownika, tzn. rozkładu prędkości, ciśnień, naprężeń ścinających oraz stężenia objętościowego faz. Pozwala także na określenie charakterystycznych parametrów pracy flotownika, takich jak: moc mieszania, czas mieszania, czas zatrzymania powietrza w komorze flotacyjnej, co stanowi podstawę do optymalizacji konstrukcji urządzeń flotacyjnych.

W pracy przedstawiono wyniki symulacji numerycznej procesu mieszania i napowietrzania zawiesiny w komorze flotownika typu IZ-12 dla określonego składu granulometrycznego i petrograficznego mułu węglowego. O wyborze typu maszyny zdecydowała jej powszechność zastosowania w zakładach przerobczych węgla kamiennego.

2. Model obliczeniowy

Proces flotacji można potraktować jako przepływ turbulentny mieszaniny dwóch faz: zawiesiny cząstek stałych w wodzie (stanowiącej fazę ciągłą) oraz pęcherzyków powietrza podawanego przez układ napowietrzający (stanowiących fazę rozproszoną). Określenie warunków hydraulicznych panujących w komorze flotownika wymaga zatem rozwiązania układu równań różniczkowych opisujących zasadę zachowania masy, pędu oraz wielkości charakteryzujących przepływ turbulentny dla mieszaniny dwóch faz. Dlatego też do symulacji przepływu wielofazowego we flotowniku zastosowano tzw. model ASM (Algebraic Slip Model). Model został zaimplementowany w komercyjnym pakiecie oprogramowania CFD Fluent 6.3 pod nazwą MIXTURE [7]. Model ten jest uproszczonym podejściem Eulera do modelowania przepływów n-fazowych. Rozwiązywane jest jedno równanie pędu dla mieszaniny faz (w równaniu pędu składowe prędkości są wartościami średnimi ważonymi udziałem masowym poszczególnych faz). Cząstkom fazy rozproszonej przypisana jest prędkość względna (poślizgu). Oddziaływania międzyfazowe zależą od pręd-

kości względnych i są sformułowane algebraicznie. Równania opisujące turbulencję i energię są również rozwiązywane w odniesieniu do mieszaniny faz. Model ten dla każdej z faz rozproszonych rozwiązuje równania transportu dla udziału objętościowego. Równania te można zapisać następująco:

Równanie ciągłości dla mieszaniny faz [7]:

$$\frac{\partial \rho_m}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho_m \vec{u}_m) = 0 \quad (1)$$

Równanie pędu dla mieszaniny [7]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial t} (\rho_m \vec{u}_m) + \nabla \cdot (\rho_m \vec{u}_m \vec{u}_m) = & -\nabla p + \nabla \cdot [\mu_m (\nabla \vec{u}_m + \nabla \vec{u}_m^T)] + \\ & + \rho_m \vec{g} + \vec{F} + \nabla \cdot \left(\sum_{k=1}^n \alpha_k \rho_k \vec{u}_{dr,k} \vec{u}_{dr,k} \right) \end{aligned} \quad (2)$$

Równanie transportu dla udziału objętościowego każdej z faz k [7]:

$$\frac{\partial (\alpha_k \rho_k)}{\partial t} + \nabla \cdot (\alpha_k \rho_k \vec{u}_m) = -\nabla \cdot (\alpha_k \rho_k \vec{u}_{dr,k}) \quad (3)$$

Właściwości mieszaniny zdefiniowano następująco [7]:

$$\rho_m = \sum_{k=1}^n \alpha_k \rho_k \quad \mu_m = \sum_{k=1}^n \alpha_k \mu_k \quad \vec{u}_m = \frac{1}{\rho_m} \sum_{k=1}^n \alpha_k \rho_k \vec{u}_k \quad (4)$$

W powyższych równaniach:

ρ_m – gęstość mieszaniny (średnia ważona udziałem objętościowym),

ρ_p – gęstość fazy ciągłej,

ρ_k – gęstość k-tej fazy rozproszonej,

α_p – udział objętościowy fazy ciągłej,

α_k – udział objętościowy k-tej fazy rozproszonej,

u_m – prędkość mieszaniny faz (średnia ważona udziałem masowym faz),

u_k – prędkość k-tej fazy rozproszonej,

u_p – prędkość fazy ciągłej,

$u_{dr,k}$ – prędkość unoszenia dla fazy rozproszonej k [7]:

$$\vec{u}_{dr,k} = \vec{u}_{pk} - \vec{u}_m \quad (5)$$

u_{pk} – prędkość względna (poślizgu) dla fazy rozproszonej względem prędkości fazy ciągłej [7]:

$$\vec{u}_{pk} = \vec{u}_k - \vec{u}_p \quad (6)$$

g – przyspieszenie ziemskie,

p – ciśnienie,

F – siły masowe.

Podstawowym założeniem modelu jest wyrażenie prędkości względnej (poślizgu) za pomocą równania algebraicznego. W pracy [8] Manninen i inni sformułował wyrażenie na prędkość względną w następujący sposób:

$$\vec{u}_{pk} = \frac{\tau_k(\rho_k - \rho_m)}{f_{drag}\rho_k} \vec{a}_k \quad (7)$$

gdzie:

a_k – oznacza przyspieszenie cząstki fazy rozproszonej (w tym przypadku dla pęcherzyka powietrza),

τ_k – jest czasem relaksacji dla cząstki i wynosi [7]:

$$\tau_k = \frac{\rho_p d_p^2}{18\mu_q} \quad (8)$$

gdzie:

ρ_p – gęstość powietrza,

d_p – średnica pęcherzyka powietrza,

μ_q – lepkość fazy ciągłej (nadawy).

Lepkość nadawy można w przybliżeniu obliczyć za [9] według formuły:

$$\mu_p = \mu_L(1 + 4.5\alpha_s) \quad (9)$$

gdzie:

μ_L – lepkość wody,

α_s – udział objętościowy cząstek stałych w zawiesinie.

Natomiast średnicę pęcherzyków powietrza można wyznaczyć na podstawie równania:

$$d_p = \left(\frac{\sigma We_{kryt}}{\rho_p \varepsilon^{2/3}} \right)^{3/5} \quad (10)$$

gdzie:

σ – napięcie powierzchniowe,

ε – współczynnik dyssypacji energii,

We_{kryt} – wartość krytyczna liczby Webera.

Formuła (10) zakłada, że dla pewnej wartości krytycznej liczby Webera (stosunek napięcia powierzchniowego do naprężeń ścinających wywołanych przez turbulencje), zjawiska koalescencji i rozpadu pęcherzyków powietrza są ze sobą w równowadze.

W wyrażeniu (7) istotne znaczenie ma opór hydrodynamiczny dla pęcherzyka powietrza f_{drag} . W modelu zastosowano formułę Schillera i Naumanna [10]:

$$f_{drag} = \begin{cases} 1 + 0.15 Re^{0.687} & \text{dla } Re < 1000 \\ 0.0183Re & \text{dla } Re > 1000 \end{cases} \quad (11)$$

gdzie: Re jest liczbą Reynoldsa.

W przypadku przepływu burzliwego należy wyrażenie (7) uzupełnić o człon uwzględniający turbulencje. Wyrażenie to przyjmie wówczas postać [7]:

$$\vec{u}_{pk} = \frac{\tau_k(\rho_k - \rho_m)}{f_{drag}\rho_k} \vec{a}_k - \frac{v_m}{\alpha_k \sigma_D} \nabla \alpha_p \quad (12)$$

gdzie:

ν_m – jest lepkością burzliwą dla mieszaniny obliczaną według standardowego modelu turbulencji $k-\epsilon$ (Launder i Spalding 1974) [11],

σ_D – jest współczynnikiem dyspersji Prandtla.

Przy takim podejściu przybliżenie stanowi fakt, że nadawę traktuje się jako fazę ciągłą, mimo, iż w rzeczywistości jest to układ wielofazowy zawierający zawieszone w wodzie cząstki stałe o określonym rozkładzie wielkości ziarna. Przybliżenie to jest jednak dopuszczalne ze względu na małe stężenie objętościowe cząstek stałych (typowe stężenie masowe fazy stałej to 80 kg/m^3 , co przy średniej gęstości 1300 kg/m^3 daje stężenie objętościowe na poziomie 6,2%). Niskie stężenie fazy stałej pozwala traktować nadawę jako ciecz w przybliżeniu newtonowską.

W modelu obliczeniowym założono tzw. sprzężenie jednokierunkowe pomiędzy fazą ciągłą i rozproszoną tzn. faza ciągła oddziałuje na fazę rozproszoną poprzez turbulencje i opór hydrodynamiczny, natomiast faza rozproszona nie wywiera istotnego wpływu na ruch fazy ciągłej. Warunkiem słuszności powyższego założenia jest, aby czas relaksacji dla cząstki był wystarczająco krótki.

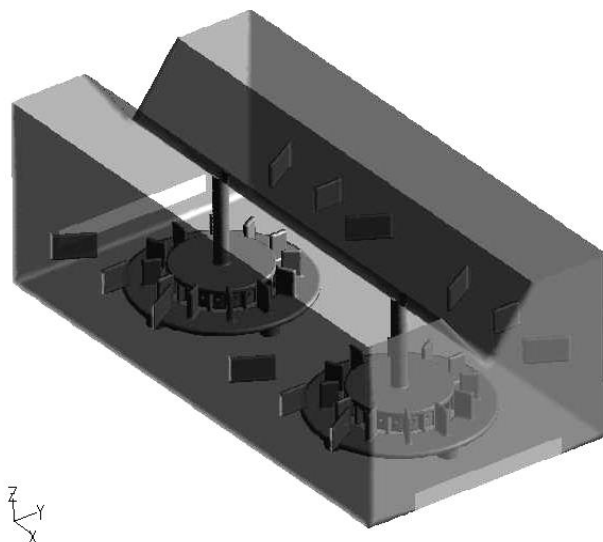
W pracy na podstawie wzorów (8-10) oszacowano czas relaksacji dla pęcherzyków powietrza. Na podstawie [12] przyjęto krytyczną wartość liczby Webera dla pęcherzyka powietrza w wodzie ($We = 2,48$), określono średnicę równowagową ($d_p = 0,002 \text{ m}$) oraz czas relaksacji ($\tau_k = 0,0003 \text{ s}$). Wartość współczynnika dyssypacji energii we wzorze (10) wyznaczono jako wartość uśrednioną po objętości na podstawie wstępnych obliczeń symulacyjnych przepływu turbulentnego dla czystej wody. Gęstość nadawy obliczono przy założeniu, że udział masowy cząstek stałych wynosi 80 kg/m^3 .

Czas relaksacji wskazuje, że pęcherzyki powietrza podążają za polem prędkości zawiesiny, zatem warunek stosowalności modelu ASM (Mixture) jest spełniony.

3. Maszyna flotacyjna IZ-12

Maszyny te buduje się w zespołach dwuwirnikowych typu korytowego z dwustronnym odbiorem zmineralizowanej piany flotacyjnej (rys. 1). W prze-

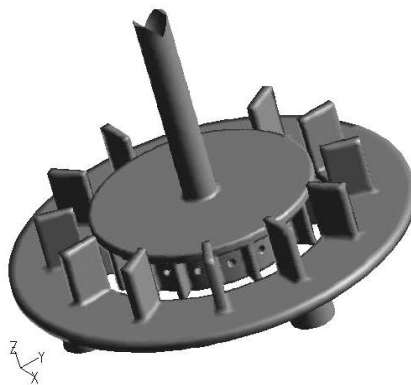
dziale roboczym, na pionowym wewnątrz wydrążonym wale osadzony jest wirnik pracujący wewnątrz statora. Łopatki statora umocowane są do poziomej płyty ustawionej powyżej dna przedziału roboczego. Tarcza statora wyposażona jest w centralnie umieszczony otwór, przez który wirnik zasysa zawieszinę flotacyjną. Do ściany przedniej i tylnej przedziału roboczego przytwierdzone są płaskie łopatki rozmieszczone promieniowo w stosunku do osi wału napędowego. Służą one do uspokojenia ruchu wirowego zawiesziny flotacyjnej. Powietrze sprężone dostarczane jest do kolektora powietrznego, z którego przewodami doprowadzane jest przez tuleje łożyskowe do wnętrza wydrążonych wałów napędowych. Zawieszinę flotacyjną doprowadza się do skrzynki nadawczej, z której przepływa ona dolną szczeliną przepływową do przedziału roboczego. W górnej części obu przedziałów roboczych zabudowane są (w ich podłużnej osi) nachylone ścianki służące do kierowania zmineralizowanej piany flotacyjnej w kierunku progów wyładowczych. Piana flotacyjna zgarniana jest z powierzchni zawiesziny zgarniaczami skrzydełkowymi do koryt odbiorczych zainstalowanych po obu stronach flotownika. Zespoły dwuwirnikowe łączone w pełny flotownik ustawia się kaskadowo, przy czym na jednym poziomie mogą pracować dwa zespoły (cztery przedziały robocze), następnie zespoły łączone są z poprzednimi skrzynką pośredniczącą, ustawiane są niżej przy różnicy poziomów dna przedziałów roboczych wynoszącej minimum 400 mm. Flotownik ten po ostatnim przedziale roboczym, wyposażony jest w skrzynkę odpadową [13, 14].



Rys.1. Model geometryczny flotownika IZ-12

Na rysunku 2 przedstawiono zespół wirnika i statora flotownika typu IZ-12. Tarcza wirnika stanowi całość z cylindrycznym pierścieniem. Po zewnętrznej stronie pierścienia rozmieszczone są, ułożone promieniowo, łopatki. Pomiędzy łopatkami, w pierścieniu cylindrycznym, nawiercone są otwory.

Zawiesina flotacyjna zasysana wirnikiem przez centralny otwór w tarczy statora miesza się z powietrzem dostarczany przez wydrążony wał, a następnie zostaje wyrzucana siłą odśrodkową pracującego wirnika w przestrzeń aeracyjno-dyspersyjną pomiędzy łopatkami wirnika i łopatkami statora. W obszarze tym następuje silna dyspersja powietrza i nasycanie zawiesiny flotacyjnej pęcherzykami powietrza.



Rys.2. Wirnik i stator maszyny flotacyjnej IZ-12

W tabeli 1 przedstawiono dane techniczne flotownika, dla którego przeprowadzono symulację.

Tabela 1

Dane techniczne flotownika IZ-12 [14]

Dopuszczalna liczba zespołów na jednym poziomie	szt.	2
Minimalna różnica poziomów pomiędzy zespołami	mm	400
Pojemność jednej komory roboczej	m ³	13
Masa zespołu dwukomorowego	kg	9500
Długość zespołu dwukomorowego	mm	5400
Szerokość zespołu dwukomorowego	mm	2700
Szerokość zespołu na wysokości progów odbiorczych	mm	3200
Wysokość zespołu do progów odbiorczych	mm	1900
Nominalne natężenie dopływu zawiesiny	m ³ /min	do 15,0
Nominalne natężenie dopływu powietrza z dmuchawy do jednego wirnika	m ³ /min	do 8,0
Ciśnienie powietrza sprężonego w kolektorze	at	0,3
Średnica wirnika	mm	1000
Prędkość obrotowa wirnika	obr/min	140
Moc silnika napędzającego wirnik	kW	22

4. Wyniki obliczeń symulacyjnych

W tabeli 2 zamieszczono podstawowe parametry charakteryzujące warunki hydrauliczne w zbiorniku, tj. moc mieszania, maksymalna, minimalna i średnia prędkość mieszanki w zbiorniku.

Tabela 2

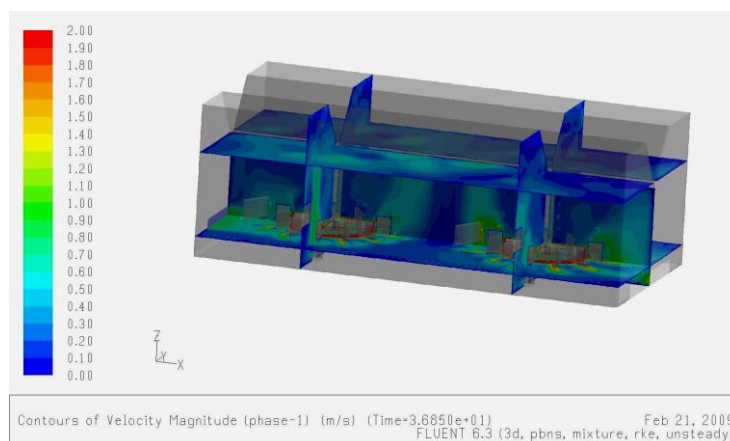
Wyniki obliczeń symulacyjnych parametrów pracy dla flotownika IZ-12 przy prędkości obrotowej wirników 140 obr/min

Parametr		Wartość
Moc na wale mieszadła 1 w stanie ustalonym	kW	9,6
Moc na wale mieszadła 2 w stanie ustalonym	kW	11,0
Moment na wale mieszadła 1 w stanie ustalonym	Nm	652
Moment na wale mieszadła 2 w stanie ustalonym	Nm	756
Średnia prędkość przepływu mieszanki zawiesiny i pęcherzyków powietrza	m/s	0,35
Średnia prędkość przepływu zawiesiny	m/s	0,35
Średnia prędkość pęcherzyków powietrza	m/s	0,32

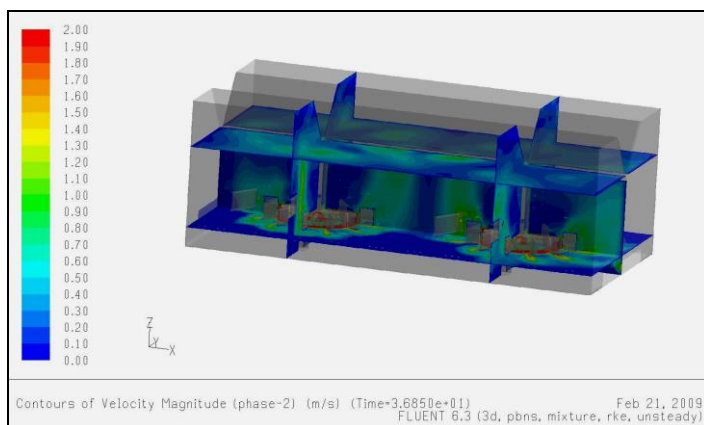
Moc mieszania dla wału mieszadła od strony wlotu nadawy jest nieco niższa od mocy na wale mieszadła od strony wylotu, co jest spowodowane prędkością napływową. Moc mieszania stanowi około 50% mocy zainstalowanej.

4.1. Rozkład prędkości przepływu

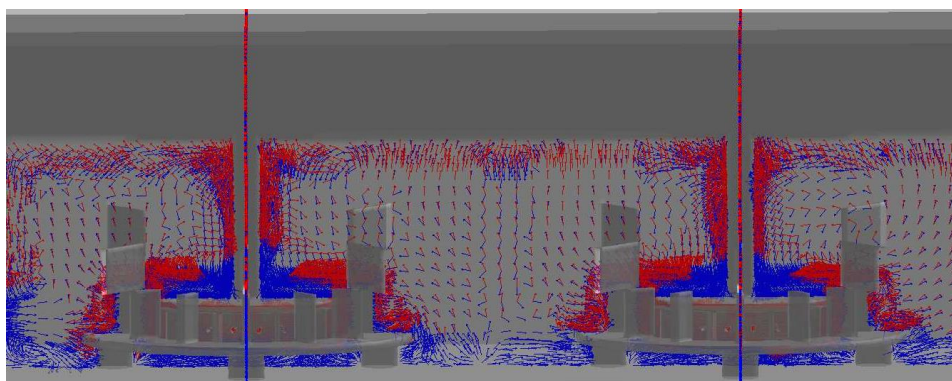
Charakterystykę pola prędkości przedstawiono na wykresach konturowych i wektorowych. Na rysunku 3 przedstawiono pole prędkości dla nadawy, natomiast na rysunku 4 pole prędkości dla pęcherzyków powietrza. Różnice wskazują na występowanie pola prędkości poślizgu pomiędzy fazą ciągłą i rozproszoną. Różnice te są również widoczne na wykresach wektorowych przedstawionych na rysunku 5.



Rys.3. Rozkład prędkości przepływu dla nadawy w wybranych przekrojach zbiornika



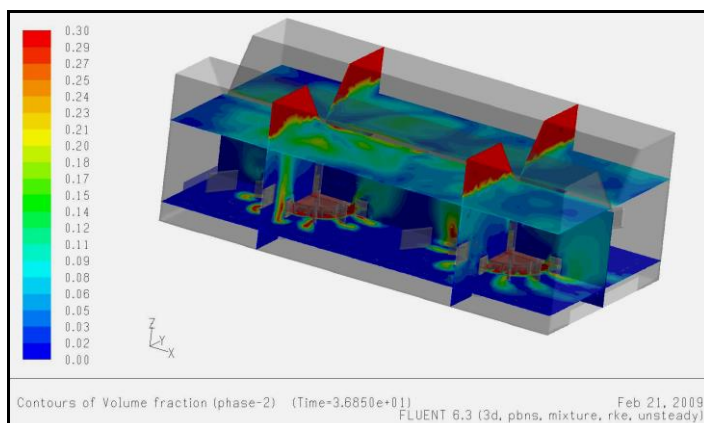
Rys.4. Pole prędkości dla fazy rozproszonej (pęcherzyków powietrza) w wybranych przekrojach zbiornika



Rys.5. Wykres wektorowy prędkości w przekroju pionowym dla nadawy (kolor niebieski) i pęcherzyków powietrza (kolor czerwony)

4.2. Rozkład stężenia pęcherzyków powietrza

Rozkład stężenia fazy rozproszonej (pęcherzyków powietrza) przedstawiono na wykresie konturowym (rys. 6).



Rys.6. Rozkład stężenia powietrza w zbiorniku w wybranych przekrojach

Na wykresie widoczna jest poduszka powietrzna formująca się pod wirnikami. Dyspersja powietrza następuje głównie przez otwory w wirnikach. Nasycanie powietrzem w strefach bezpośrednio nad wirnikami jest stosunkowo słabe. Sprzyjają temu małe prędkości przepływu w górnej strefie flotownika.

5. Podsumowanie

W przypadku zastosowań praktycznych metod numerycznych konieczne jest, aby model obliczeniowy nie wymagał ekstremalnie długich i kosztownych obliczeń, które wiążą się z bardzo dokładnymi siatkami elementów skończonych. W przypadku flotowników model musi być trójwymiarowy, ze względu na zwykle złożoną geometrię urządzenia.

W pracy do obliczeń zastosowano model ASM, który jest modelem uproszczonym. Dokładniejsze wyniki symulacji można otrzymać przy zastosowaniu pełnego modelu dwóch kontinuów Eulera, gdzie dla każdej z faz równania pędu są rozwiązywane oddzielnie. Metoda ta jednak wiąże się z większym kosztem obliczeniowym.

Otrzymane wyniki świadczą o praktycznych możliwościach zastosowania numerycznej mechaniki płynów do modelowania zjawiska flotacji.

Literatura

1. Klassen W.I.: Flotacja węgla. Katowice, Wydawnictwo „Śląsk”, 1966.
2. Koh P.T.L., Schwarz M.P.T., Zhu Y., Bourke P., Peaker R., Franzidis J.P.: Development of CFD Model of Mineral Flotation Cells. Third International Conference in the Minerals and Process Industries, CISRO, Melbourne, Australia, 10-12 December 2003.
3. Cuong M. Nguyen and Anh V. Nguyen: Computational Validation And Extension Of The Generalised Sutherland Equation For Bubble-Particle Encounter Efficiency In Flotation. Fifth International Conference on CFD in the Process Industries CSIRO, Melbourne, Australia 13-15 December 2006.
4. Koh P.T.L., Manickam M. and Schwarz M.P.: CFD simulation of bubble-particle collisions in mineral flotation cells. Minerals Engineering 13, 1455-1463, 2000.
5. Koh P.T.L., and Schwarz, M.P.: CFD modelling of bubble-particle collision rates and efficiencies in a flotation cell. Minerals Engineering 16, 1055-1059, 2003.
6. Koh P.T.L., and Schwarz, M.P.: CFD modelling of bubble-particle attachments in a flotation cell. Centenary of Flotation Symposium 2005, Brisbane, Australia, 2005.
7. Fluent 6.3 User's Guide, September 2006.

8. Manninen M., Taivassalo V., and Kallio S.: On the mixture model for multiphase flow. VTT Publications 288, Technical Research Centre of Finland, 1996.
9. Stręk F.: Mieszanie i mieszalniki. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa 1981.
10. Schiller L., and Z. Naumann Z. Ver. Deutsch. Ing., 77:318, 1935.
11. Launder B.E., Spalding B.D.: The numerical Computation of Turbulent Flows. Comp. Meths. Appl. Mech. Engng., 3, 269-289, 1974.
12. Advanced Multiphase Modelling Course, 2007, Fluent User's Service Centre (materiał internetowy).
13. Blaschke S., Blaschke W.: Maszyny i urządzenia do przeróbki kopalin. Kraków, AGH, 1990.
14. Brzezina R., Sablik J.: Zastosowanie maszyny flotacyjnej IZ-12 do wzbogacania mułów węglowych. Projekty – Problemy, Budownictwo Węglowe nr 3, 1978.