



Komeko 2008

Centrum Mechanizacji Górnictwa

**INNOWACYJNE I PRZYJAZNE
DLA ŚRODOWISKA
SYSTEMY PRZERÓBCZE
SUROWCÓW MINERALNYCH**

Gliwice 2008

ISBN 978-83-60708-18-7

Open Access (CC BY-NC 3.0. PL)



Komeko 2008



Centrum Mechanizacji Górnictwa

Praca zbiorowa

**INNOWACYJNE I PRZYJAZNE
DLA ŚRODOWISKA
SYSTEMY PRZERÓBCZE
SUROWCÓW MINERALNYCH**

Monografia

Gliwice 2008

Redaktorzy naczelní monografii:

Prof.dr hab.inż. Adam Klich, dr inż. Andrzej Meder

Komitety Naukowy:

Prof.dr hab.inż. Tadeusz Banaszczyński – Akademia Górniczo-Hutnicza
Prof.dr hab.inż. Wiesław Blaschke – Politechnika Śląska
Prof.dr hab.inż. Stanisław Cierpisz – Politechnika Śląska
Prof.dr hab.inż. Krystyna Czaplicka-Kolarz – Główny Instytut Górnictwa
Prof.dr hab.inż. Józef Dubiński – Główny Instytut Górnictwa
Prof.dr hab.inż. Andrzej Heim – Politechnika Łódzka
Prof.dr hab.inż. Adam Klich – KOMAG
Prof.dr hab.inż. Zdzisław Kłeczek – KOMAG
Dr inż. Antoni Kozioł – 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
Dr inż. Andrzej Meder – KOMAG
Prof.dr hab.inż. Jan Palarski – Politechnika Śląska
Prof.dr hab.inż. Andrzej Ślaczka – Politechnika Śląska
Prof.dr hab. Tadeusz Tumidajski – Akademia Górniczo-Hutnicza
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. Aleksander Lutyński
Prof.dr hab.inż. Piotr Wodziński
Dr inż. Wiesław A. Żmuda

Komitet Organizacyjny:

Mgr inż. Małgorzata Malec, mgr Anna Okulińska

Wydawca: Centrum Mechanizacji Górnictwa 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 978-83-60708-18-7

Nakład: 120 egz.

Copyright by Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Autorzy rozdziałów:

dr inż. Henryk Aleksa
mgr inż. Mariusz Bal
mgr inż. Anna Bednarek
mgr inż. Stanisław A. Blaschke
prof. dr hab. inż. Wiesław Blaschke
doc. dr inż. Stanisław Błaszczyński
mgr inż. Jan Boryczko
dipl. inż. Uwe Bruder
prof. dr hab. inż. Stanisław Cierpisz
dr inż. Danuta Domańska
mgr inż. Franciszek Dyduch
dr inż. Wiesław Firczyk
inż. Grzegorz Franke
mgr inż. Henryk Giemza
mgr inż. Grzegorz Gruszka
dr inż. Beata Gryniewicz-Bylina
mgr Bogna Gwoździwicz
dr inż. Jan J. Hycnar
mgr inż. Dariusz Jasiulek
inż. Tomasz Józefiak
dr inż. Stanisław Karuga
mgr inż. Krystyna Kiermaszek
dr inż. Jerzy Korczyński
dr Andrzej Kowal
mgr inż. Daniel Kowol
prof. dr hab.inż. Joachim Koziół
dr inż. Iwona Kuczyńska
dr inż. Marek Lenartowicz
mgr inż. Bogusław Lubieniecki
prof. dr hab.inż. Aleksander Lutyński
Michał Łagódka
mgr inż. Danuta Marcinkiewicz
mgr inż. Piotr Matusiak
mgr inż. Krzysztof Matuszewski
mgr inż. Błażej Mazelanik
dr inż. Mariusz Osoba
mgr inż. Tomasz Pająk
mgr inż. Piotr Pasiowiec
mgr inż. Andrzej Pyc
dr inż. Ireneusz Pyka
mgr inż. Bożena Rakwicz
mgr inż. Łukasz Skrzypiec
dr inż. Sławomir Stelmach
dr inż. Jerzy Tejszerski
dr hab. inż. Barbara Tora
mgr inż. Ryszard Wasielewski
mgr inż. Aneta Wawrzyczek
dr inż. Krzysztof Wierzchowski
dr Beata Witkowska-Kita
prof. dr hab. inż. Piotr Wodziński
dr inż. Tomasz Zacharz

Wprowadzenie

Niniejsza monografia przedstawia dorobek wspólnych badań wielu jednostek naukowych, badawczo-rozwojowych i przemysłowych, krajowych oraz zagranicznych z zakresu innowacyjnych i przyjaznych dla środowiska systemów przeróbczych surowców mineralnych.

Współczesne problemy technologii przeróbki surowców mineralnych wskazują na nowe zagadnienia, które mogą być skutecznie rozwiązywane jedynie w ścisłej koordynacji badań teoretycznych, doświadczalnych oraz przemysłowych, realizowanych przez zespoły naukowo-badawcze, złożone ze specjalistów o różnych specjalnościach.

Wspólne ukierunkowane działania pozwalają na zawiązanie ścisłej współpracy naukowo-badawczej, analizę i ujednolicenie procesów wspomagających badania prowadzone w różnych ośrodkach. Są one również szansą na nowe inicjatywy i kompleksowe rozwiązania interdyscyplinarnych problemów.

Ta idea przyświecała opracowaniu niniejszej monografii. Jej autorzy podjęli trud zgromadzenia w niej wiedzy, stanowiącej dorobek wielu specjalistów o ogromnym doświadczeniu w zakresie prac analitycznych, modelowania, projektowania, badań laboratoryjnych i przemysłowych oraz wdrażania innowacyjnych rozwiązań z obszaru technologii przeróbki surowców mineralnych.

Prezentowane w monografii prace badawcze obejmują takie obszary, jak:

- kierunki modernizacji zakładów przeróbczych kopalń węgla kamiennego i kruszyw,
- systemy sterowania, diagnostyki i wizualizacji procesów w zakładach przeróbczych,
- nowe rozwiązania, technologie i materiały stosowane w maszynach i urządzeniach do przeróbki surowców mineralnych,
- nowoczesne metody projektowania i konstruowania maszyn i systemów do przeróbki surowców mineralnych,
- badania stanowiskowe i eksploatacyjne maszyn i urządzeń przeróbczych,
- badania procesów przeróbczych,
- technologie klasyfikacji i wzbogacania surowców mineralnych, podnoszące ich jakość,
- doskonalenie technologii i techniki przeróbki węgla kamiennego w aspekcie ochrony środowiska,
- metody wytwarzania i wykorzystywania paliw alternatywnych,
- gospodarka odpadami i surowcami mineralnymi.

Dziękując współautorom monografii oraz wszystkim tym, którzy przyczynili się do jej wydania, mamy nadzieję, że publikacja ta będzie pomocna w rozwoju innowacyjnych technologii dla przeróbki surowców mineralnych.

Gliwice, luty 2008 r.

Redaktorzy naczelni monografii:
prof.dr hab.inż. Adam Klich
dr inż. Andrzej Meder

Spis treści

str.

Rozdziały:

1. Analiza kosztów przeróbki węgla energetycznego – Wiesław Blaschke, Błażej Mazelanik, Stanisław A. Blaschke	7
2. Budowa schematu ekonomicznego przeróbki węgla koksowego – Wiesław Blaschke, Aneta Wawrzyczek, Stanisław A. Blaschke	17
3. Zarządzanie środowiskowe w górnictwie węgla kamiennego w aspekcie minimalizacji odpadów – Iwona Kuczyńska, Anna Bednarek, Danuta Marcinkiewicz	29
4. Problem odpadów górniczych w świetle dokumentów stanowiących podstawę opracowania Planu gospodarki odpadami dla województwa śląskiego – Stanisław Karuga, Beata Witkowska-Kita, Bogna Gwoździewicz	41
5. Odwadnianie zawiesin węglowych z wykorzystaniem technologii kapilarnej – Stanisław Błaszczyszki, Bogusław Lubieniecki, Aleksander Lutyński, Łukasz Skrzypiec	47
6. Wpływ wybranych parametrów środowiskowych na wielkość migracji metali ciężkich z odpadów górniczych – Beata Gryniewicz-Bylina, Bożena Rakwicz	59
7. Termochemiczna konwersja stałych odpadów komunalnych z wykorzystaniem pirolizy – Ryszard Wasielewski, Sławomir Stelmach	73
8. Zmiany właściwości energetycznych komunalnych osadów ściekowych podczas ich suszenia i magazynowania – Sławomir Stelmach, Ryszard Wasielewski	85
9. Przesiewacze wieloczęstościowe – Piotr Wodziński	97
10. Efektywność energetyczna przesiewania drobnych frakcji na przesiewaczach z bezpośrednio wzbudzonym sitem typu VPI produkcji Ofama VIBRA Opole – Krzysztof Matuszewski	105
11. Wyniki badań przemysłowych kruszarki stożkowej zastosowanej do kruszenia odpadu z produkcji rudy cynkowo-ołowiowej – Ireneusz Pyka, Henryk Aleksa, Franciszek Dyduch, Krzysztof Wierzchowski	113
12. Wirtualne przyrządy pomiarowe dla celów węzłów technologicznych przeróbki węgla – Wiesław Firczyk, Jerzy Korczyński	121

13. Urządzenia do automatycznego pobierania próbek węgla – Mariusz Bal, Grzegorz Franke	127
14. Gospodarka biopaliwowa w Polsce – Danuta Domańska, Tomasz Zacharz	137
15. Charakterystyka paliwowa mieszanki węgla i gumy – Piotr Matusiak, Joachim Koziół	149
16. Rozwój nowoczesnych ogniw paliwowych – Andrzej Kowal	161
17. Innowacyjne kierunki optymalizacji obiegów wodnych dla wydzielenia i wykorzystania „sedyméntów” w ZPMW Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. – Henryk Giemza, Grzegorz Gruszka, Jan J.Hycnar, Tomasz Józefiak, Krystyna Kiermaszek, Andrzej Pyc	171
18. Nowe osadzarki wodne pulsacyjne KOMAG w instalacjach do przeróbki węgla kamiennego i kruszyw mineralnych – Mariusz Osoba	183
19. System sterowania osadzarką KOMAG – Jerzy Tejszerski, Dariusz Jasiulek, Tomasz Pająk, Mariusz Osoba	195
20. Przegląd rozwiązań konstrukcyjnych pokładów sitowych stosowanych w osadzarkach pulsacyjnych – Marek Lenartowicz, Daniel Kowol, Michał Łagódka	205
21. Charakterystyki pływaków jako elementu pomiarowego w osadzarce – Stanisław Cierpisz, Daniel Kowol	213
22. Model stanów dynamicznych w układzie napędowym przenośników kubelkowych osadzarki pulsacyjnej w stanach przeciążenia – Wiesław Firczyk	221
23. Układ przesiewania koksu w Koksowni „Radlin” – Barbara Tora, Piotr Pasiowiec, Jan Boryczko	227
24. Klasyfikacja drobnych ziaren minerałów, piasku i węgla na mokro i na sucho na przesiewaczach firmy Derrick – Uwe Bruder	237

Analiza kosztów przeróbki węgla energetycznego

Wiesław Blaschke – Instytut GSME PAN, Politechnika Śląska, **Błażej Mazelanik** – Politechnika Śląska, **Stanisław A. Blaschke** – IGSME PAN

Streszczenie. Analizy kosztów przeróbki węgla kamiennego prowadzić można na podstawie danych ekonomicznych gromadzonych w księgowości kopalni. Dane te zbierane są zgodnie z obowiązującym wykazem stanowisk kosztów. Na przykładzie jednej z kopalń węgla energetycznego pokazano rezultaty analizy kosztów posługując się danymi księgowymi. Przeprowadzono badania kosztów stanowiskowo-rodzajowych za dwa lata (2004 i 2005). Praca pokazuje nieprzydatność danych księgowych dla analiz ekonomicznych z punktu widzenia technologii. Porównano dwa schematy ekonomiczne: schemat przydatny w analizach ekonomicznych prowadzonych przez technologów i schemat jaki można otrzymać wg danych księgowych. Dane księgowe nie pozwalają na obliczanie kosztów wytworzenia poszczególnych produktów handlowych. Sugeruje się konieczność zmiany systemu dekretowania kosztów w zakładach przeróbki węgla energetycznego.

1. Wprowadzenie

Analizę kosztów przeróbki węgla prowadzić można na podstawie obowiązującego od kilkudziesięciu lat ogólnokopalnianego „Wykazu stanowisk kosztów”. System ten stworzony został dla potrzeb księgowości w celu ewidencji, planowania, sprawozdawczości, analizy i kalkulacji kosztów własnych. Koszty własne ujmuje się w układzie rodzajowym, kalkulacyjnym i stanowiskowym. Dla uproszczonej analizy stosuje się dekretowanie (kontowanie) kosztów w układzie stanowiskowo-rodzajowym. Analiza kosztów na podstawie danych księgowych sporządzanych zgodnie ze wzorem „Wykazu stanowisk kosztów” jest przydatna wyłącznie dla potrzeb analiz księgowych. Jest bardzo mało przydatna dla potrzeb analizy funkcjonowania zakładu górniczego. Spowodowane jest to tym, że wykaz stanowisk powstawania kosztów [1] nie był tworzony dla potrzeb analiz technologicznych. Zawiera on wykaz stanowisk kosztów oraz podaje jakie elementy kosztów muszą być uwzględnione w poszczególnych stanowiskach. Dla przejrzystości wprowadzono dwu-, trzy- i czterocyfrową symbolikę. Symbolika dwucyfrowa określa grupę stanowisk kosztów, trzycyfrowa stosowana jest dla potrzeb księgowych, a czterocyfrowa stosowana miała być dla techników i do analizy szczegółowej. Niestety dla układu stanowisk kosztów według symboliki czterocyfrowej nie prowadzi się dekretacji kosztów.

Poważne zastrzeżenia, co do podziału kopalni na stanowiska powstawania kosztów wnoszone są praktycznie już od 1964 roku [2]. Zgłoszono szereg propozycji, ale nie zostały, wskutek sprzeciwu ówczesnego Ministerstwa Górnictwa i Energetyki, wprowadzone do praktyki dekretowania kosztów [3]. Propozycje zmian stanowisk powstawania kosztów w zakładach przerobczych zgłoszono już w 1976 roku [4, 5]. Nie znalazły one zainteresowania wśród ówczesnych decydentów.

Po zmianach w funkcjonowaniu gospodarki narodowej (po 1990 roku) sprawa dekretoowania kosztów ponownie została poddana pod dyskusję specjalistów [6, 7, 8, 9, 10]. W 1992 roku w Przeglądzie Górniczym (zeszyt nr 11) zamieszczono artykuły [11, 12, 13, 14] dotyczące propozycji podziału zakładu przerobczego na stanowiska powstawania kosztów, umożliwiającej analizę obliczenia kosztów wzbogacania węgla kamiennego wraz z kosztami pozyskania poszczególnych produktów handlowych. W 1996 roku Sekcja Ekonomiki i Organizacji Górnictwa Komitetu Górnictwa PAN zorganizowała Sympozjum na temat „Problemy identyfikacji zaszłości gospodarczych w górnictwie w aspekcie proefektywnościowych wymagań gospodarki narodowej”. Wygłoszono pięć referatów dotyczących górnictwa węgla kamiennego [3, 6, 7, 8, 9]. Uzasadniały one konieczność zmiany instrukcji ewidencji kosztów i wykazu stanowisk kosztów.

W pracy [7] w podsumowaniu zawarto, między innymi, dwa fundamentalne stwierdzenia:

- „Bez gruntownej modernizacji zakładowego rachunku kosztów nie uda się zrestrukturyzować górnictwa węgla kamiennego i zapewnić mu warunków dla jego dalszego rozwoju”.
- „Górnictwo węgla kamiennego chcąc wyjść z zapaści ekonomiczno-finansowej musi zmodernizować, między innymi zakładowy rachunek kosztów oraz opracować i wprowadzić do stosowania racjonalne procedury planowania techniczno-ekonomicznego i finansowego, spójne z tym rachunkiem”.

Niestety mimo upływu jedenastu lat od zorganizowania Sympozjum niewiele w rachunku kosztów zakładu górniczego się zmieniło. Nie zmieniło się dekretoowanie kosztów w zakładach przerobczych.

W niniejszej pracy przedstawiono wyniki analizy kosztów zakładu przerobczego węgla energetycznego za lata 2004–2005 na podstawie aktualnych danych księgowości. Praca ma ukazać niedoskonałości stosowanego sposobu dekretoowania kosztów.

2. Analiza kosztów zakładu przerobczego

Badany [15] zakład przerobczy ma złożony układ technologiczny wzbogacania węgla. Surowy urobek kierowany jest na klasyfikację przedwstępną, w której wydziela się ziarna +200 mm, które następnie są kruszone poniżej 200 mm. Uzyskana w ten sposób łączna klasa ziarnowa 200–0 mm poddawana jest klasyfikacji wstępnej, podczas której wydzielane są klasy 200–20 mm i 20–0 mm. Klasa 200–20 mm wzbogacana jest we wzbogacalniku cieczy ciężkiej DISA, otrzymuje się dwa produkty koncentrat i odpad. Koncentrat, po odwodnieniu, jest produktem finalnym. Klasa 20–0 mm sprzedawana jest jako węgiel surowy lub stanowi surowiec do produkcji mieszanek energetycznych. Z części tej klasy, wydzielane są ziarna poniżej 4 mm, które wzbogacane są w osadzarce. Koncentrat z osadzarek sprzedawany jest jako miał wzbogacony lub dodawany jest do mieszanek energetycznych. W układzie gospodarki wodno-mułowej

drobne ziarna podawane są procesowi flotacji. Ma ona na celu odzysk z produktów odwodnienia ziaren węgla. Koncentrat flotacyjny, po filtracji sprzedawany jest jako produkt handlowy – flotokoncentrat. W zakładzie prowadzona jest gospodarka odpadami powstającymi w kolejnych procesach wzbogacania. Blokowy schemat zakładu pokazano na rysunku 1.

Analizując schemat technologiczno-maszynowy zakładu przerobczego pod kątem stworzenia możliwości obliczenia kosztów pozyskania końcowych produktów handlowych należałoby wydzielić następujące stanowiska powstawania kosztów: 1) stacja przygotowania węgla; 2) klasyfikacja wstępna; 3) wzbogacanie grubych klas ziarnowych; 4) wzbogacanie drobnych klas ziarnowych; 5) przygotowanie mieszanek energetycznych; 6) flotacja z filtracją i suszeniem koncentratu; 7) gospodarka wodno-mułowa; 8) gospodarka odpadami; 9) inne procesy prowadzone w zakładzie. Można też wydzielić więcej bloków, ale to zależałoby od szczegółowości prowadzonych analiz ekonomicznych.

Analiza kosztów według proponowanych powyżej stanowisk powstawania kosztów byłaby możliwa, gdyby wszystkie dokumenty finansowe były dekretowane na powyżej opisane stanowiska. Niestety na podstawie danych księgowości nie jest możliwe przypisanie gromadzonych tam informacji do wydzielonych powyżej bloków technologicznych.

W badanym zakładzie przerobczym w księgowości uwzględnia się siedem stanowisk powstawania kosztów:

- 1) sortownia i przygotowanie węgla,
- 2) płuczka mączowa i ziarnowa,
- 3) gospodarka wodno-mułowa,
- 4) flotacja,
- 5) zwały węgla,
- 6) załadunek węgla i odpadów do wagonów i samochodów,
- 7) brygady naprawcze urządzeń przeróbki mechanicznej.

Podział powyższy odpowiada wykazowi stanowisk powstawania kosztów w zakresie technologii przeróbki stosowanej w badanym zakładzie.

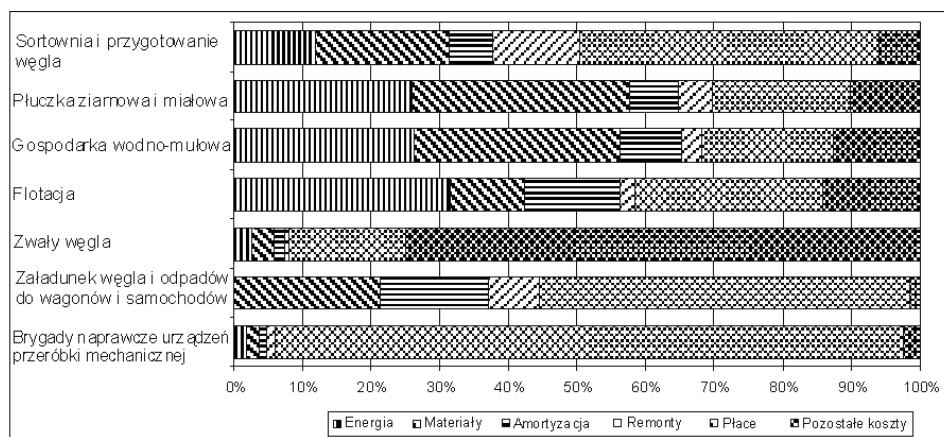
Dla tak wydzielonych bloków technologiczno-maszynowych zebrano z księgowości koszty roczne w układzie rodzajowym: energia, materiały, amortyzacja, remonty, płace i pozostałe koszty. Uzyskane dane przeliczono na procenty odnosząc je do 100,0% kosztów w poszczególnych blokach, a także przeliczając łączne koszty bloku do 100,0% kosztów ponoszonych w zakładzie przerobczym.

W tabeli 1 i na wykresie 1 pokazano koszty roku 2004, a w tabeli 2 i na wykresie 2 pokazano koszty roku 2005.

**Procentowa struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2004)
w przykładowym zakładzie przeróbki węgla energetycznego**

Tabela 1

Numer bloku	Nazwa bloku	Udział rodzaju kosztów [%]							Razem koszty bloków [%]
		Energia	Materiały	Amortyzacja	Remonty	Płace	Pozostałe koszty	Suma kosztów w bloku	
1	Sortownia i przygotowanie węgla	19,01	6,58	8,45	2,58	57,65	5,73	100,00	3,55
2	Płuczka ziarnowa i miałowa	30,84	28,80	7,03	4,88	21,05	7,40	100,00	47,26
3	Gospodarka wodno-mułowa	27,06	31,32	7,94	9,60	16,05	8,03	100,00	5,83
4	Flotacja	36,24	7,05	13,99	1,39	29,05	12,28	100,00	6,06
5	Zwały węgla	3,65	1,04	1,55	nie wykazano	20,80	72,96	100,00	11,11
6	Załadunek węgla i odpadów do wagonów i samochodów	nie wykazano	19,38	17,66	2,62	59,32	1,02	100,00	9,84
7	Brygady naprawcze urządzeń przeróbki mechanicznej	2,46	1,24	1,15	0,89	91,78	2,48	100,00	16,35
1-7	Udział kosztów [%]	19,83	18,33	7,03	3,45	37,83	13,53	100,00	100,00

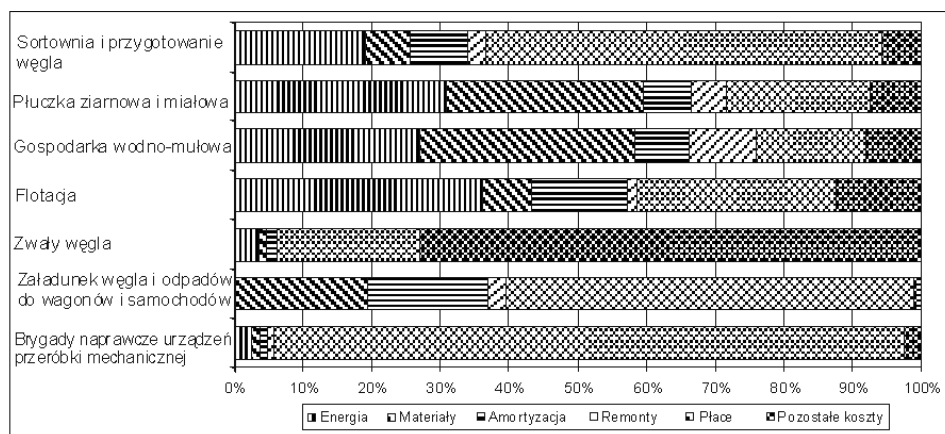


Wykres 1. Struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2004) według danych tabeli 1

**Procentowa struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2005)
w przykładowym zakładzie przeróbki węgla energetycznego**

Tabela 2

Numer bloku	Nazwa bloku	Udział rodzaju kosztów [%]							Razem koszty bloków [%]
		Energia	Materiały	Amortyzacja	Remonty	Płace	Pozostałe koszty	Suma kosztów w bloku	
1	Sortownia i przygotowanie węgla	11,89	19,36	6,43	12,86	43,58	5,88	100,00	4,52
2	Pluczka ziarnowa i miałowa	25,99	31,58	7,18	5,07	19,99	10,19	100,00	46,11
3	Gospodarka wodno-mulowa	26,29	29,99	9,02	2,89	19,19	12,62	100,00	4,99
4	Flotacja	31,46	10,96	13,82	2,24	27,29	14,23	100,00	5,96
5	Zwały węgla	2,62	3,35	1,47	0,65	16,96	74,95	100,00	11,42
6	Załadunek węgla i odpadów do wagonów i samochodów	nie wykazano	21,28	15,78	7,44	53,87	1,63	100,00	10,88
7	Brygady naprawcze urządzeń przeróbki mechanicznej	1,88	1,81	1,15	1,23	91,47	2,46	100,00	16,12
1-7	Udział kosztów [%]	16,31	20,58	6,95	4,28	36,32	15,56	100,00	100,00



Wykres 2. Struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2005) według danych tabeli 2

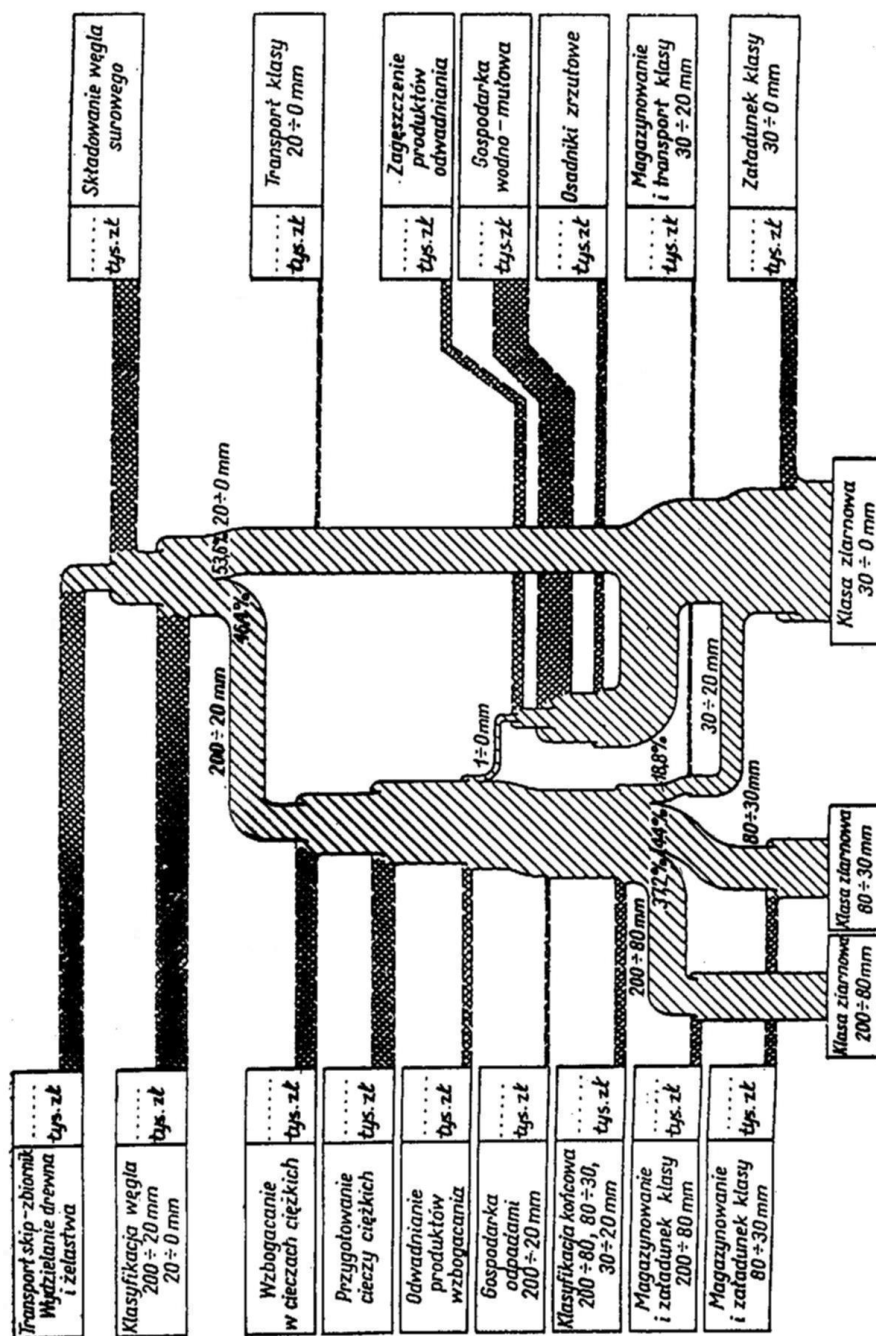
stawie stanowisk powstawania kosztów stosowanych do celów księgowych) pokazano na rysunku 3 [4, 9]. Badania te przeprowadzono w ubiegłych latach po ponownym zadekretowaniu dokumentów finansowych według stanowisk opisanych na rysunku 2. Koszty operacji wspólnych podzielono proporcjonalnie do ilości materiału przepływającego w danej nitce technologicznej. Szerokość poszczególnych wstęp końcowych produktów handlowych pokazuje nam koszty ich pozyskania.

Na podstawie wydzielonych, dla celów księgowości, w badanym zakładzie przeróbczym stanowisk powstawania kosztów można również narysować schemat ekonomiczny. Pokazany on jest na rys. 3. Jak łatwo zauważyć schemat taki nie daje odpowiedzi na pytanie: ile kosztuje wytworzenie każdego produktu handlowego w zakładzie przeróbczym. Możliwe jest tylko uzyskanie odpowiedzi ile kosztują wszystkie (połączone) produkty handlowe. Aby uzyskać taką odpowiedź nie jest konieczne budowanie schematu ekonomicznego. Te koszty, całkowite a także przeliczone na koszty jednostkowe, można wprost uzyskać z danych księgowości.

Należy jednak zwrócić uwagę, że informacja o średnich kosztach pozyskania łącznych produktów handlowych jest w zasadzie nieprzydatna. Według danych księgowych koszt wytworzenia węgla surowego (niewzbogaconego), koszt wytworzenia wzbogaconych miałów, koszt wytworzenia przerostów, wytworzenia grubych sortymentów itd. jest identyczny. W rzeczywistości nie jest to prawda, gdyż poszczególne klasy ziarnowe (sortymenty) wytwarzane są w mniej lub bardziej złożonych układach technologicznych. Różny jest też zakres gospodarki wodno-mułowej. Wzbogacanie drobnych sortymentów jest dużo droższe od wzbogacania sortymentów grubych. Itd. itp.

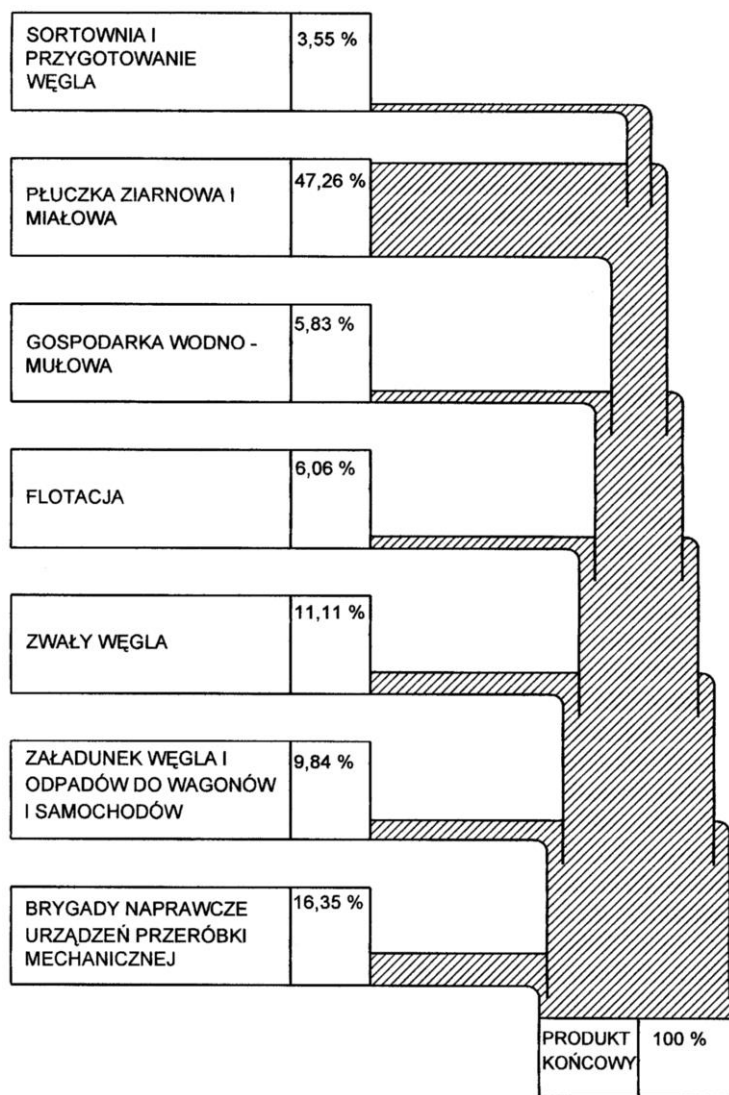
4. Podsumowanie

1. Obecny system dekretowania kosztów na stanowiska ich powstawania jest całkowicie nieprzydatny dla technologów oraz ekonomistów zajmujących się rachunkiem kosztów w zakładach przeróbczych.
2. Na podstawie obecnego systemu nie ma możliwości obliczenia kosztów wytwarzanych w zakładzie przeróbczym poszczególnych produktów handlowych.
3. Brak rzetelnej informacji o kosztach pozyskania różnych produktów handlowych uniemożliwia określenie ceny zbytu gwarantującej rentowność sprzedaży węgla.
4. Negocjacje cenowe pomiędzy producentami a użytkownikami pozbawione są uzasadnienia ekonomicznego, a przecież jednostkowe ceny zbytu pokrywać muszą jednostkowe koszty pozyskania sprzedawanego produktu.
5. Niewłaściwy podział zakładu przeróbczego na stanowiska powstawania kosztów uniemożliwia, w efekcie końcowym, prowadzenie racjonalnej gospodarki finansowej nie tylko zakładu przeróbczego, ale także całego zakładu górniczego.



Rys.2. Schemat ekonomiczny zakładu przeróbczego węgla energetycznego

6. Opór decydentów przed zmianami wykazu stanowisk powstawania kosztów jest niezrozumiały i wydaje się, że podobnie jak w czasach PRL-u, niedouczenie ekonomiczne nie pozwala zauważać konieczności innego spojrzenia na rachunek kosztów; nie zauważa się też wpływu prawidłowego (z punktu widzenia technologów) rachunku kosztów na wzrost efektywności zakładów górniczych.
7. Wydaje się zadaniem niezwykle pilnym, wznowienie i doprowadzenie do sensownego finału, dyskusji i decyzji w sprawie dekretowania kosztów powstających w zakładach górniczych.



Rys.3. Schemat ekonomiczny badanego zakładu wykreślony na podstawie danych tabeli 1

Literatura

1. Wykaz stanowisk kosztów dla kopalni węgla kamiennego. Ministerstwo Górnictwa i Energetyki. Katowice 1971; oraz wcześniejsze opracowania od 1950 r.
2. Lisowski A. i zespół: Projekt wstępny zindywidualizowanej statystyki techniczno-ekonomicznej dla kopalń węgla kamiennego. Dokumentacja GIG. Katowice, 1964.
3. Lisowski A.: „Wojna 30-letnia” o usprawnienie systemu identyfikacji elementarnych zaszczości gospodarczych w kopalniach węgla kamiennego. Materiały Sympozjum Sekcji Ekonomiki i Organizacji Górnictwa. Komitet Górnictwa PAN, w Prace COIG z. 36, 1996.
4. Blaschke W.: Ekonomia wzbogacania węgla. Poradnik Górnika. Tom V. Wydawnictwo Śląsk, Katowice, 1976, ss. 940–968.
5. Blaschke W.: Propozycja podziału zakładów przeróbki mechanicznej węgla na stanowiska powstawania kosztów. Zesz. nauk. AGH nr 589, Górnictwo 90, 1978.
6. Syrkiewicz J., Misiórska L.: Rozwiązania w zakresie dekretacji zaszczości gospodarczych przyjęte w skomputeryzowanym systemie zarządzania w kopalniach węgla kamiennego. System. Szyk. Materiały Sympozjum KG PAN. Prace COIG z. 36, 1996.
7. Mastej R., Właszczuk Z.: Modernizacja zakładowego rachunku kosztów w kopalniach węgla kamiennego – zasady identyfikacji i kierunki dalszych prac. Materiały Sympozjum KG PAN. Prace COIG z. 36, 1996.
8. Misiórska L.: Kierunki modernizacji rachunku kosztów w kopalniach węgla kamiennego. Materiały Sympozjum KG PAN. Prace COIG. z. 36, 1996.
9. Blaschke W., Blaschke S.A., Mokrzycki E.: Identyfikacja kosztów w zakładach przeróbki mechanicznej węgla. Materiały Sympozjum KG PAN. Prace COIG z. 36, 1996.
10. Mokrzycki E., Blaschke S.A.: Metodyka liczenia kosztów wzbogacania węgla kamiennego. Studia i Rozprawy nr 16. Wydawnictwo Centrum PPGSMiE PAN, 1991, ss. 5-47.
11. Blaschke W., Mokrzycki E., Blaschke S.A.: Propozycja rachunku kosztów wydobywania i przeróbki węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 11, 1992, ss. 1-6.
12. Blaschke W., Mokrzycki E., Blaschke S.A.: Koncepcja podziału zakładu przerobczego na stanowiska powstawania kosztów. Przegląd Górniczy nr 11, 1992, ss. 7-15.
13. Blaschke W., Mokrzycki E., Blaschke S.A., Grudziński Z.: Propozycja metody obliczania kosztów pozyskania produktów handlowych zakładu przerobczego. Przegląd Górniczy nr 11, 1992, ss. 16-21.
14. Blaschke W., Mokrzycki E., Blaschke S.A., Grudziński Z., Lorenz U.: Analiza kosztów wzbogacania węgla kamiennego w zależności od stopnia złożoności układu technologicznego. Przegląd Górniczy nr 11, 1992, ss. 21-35.
15. Mazelanik B.: Opracowanie schematu ekonomicznego wzbogacania węgla energetycznego na przykładzie KWK X. Praca magisterska. Katedra Przeróbki Kopalni i Utylizacji Odpadów, Wydział Górnictwa i Geologii, Politechnika Śląska, Gliwice, 2007.

Budowa schematu ekonomicznego przeróbki węgla koksowego

Wiesław Blaschke – Instytut GSME PAN, Politechnika Śląska, **Aneta Wawrzyczek** – Politechnika Śląska, **Stanisław A. Blaschke** – Instytut GSME PAN

Streszczenie. Analizy ekonomiczne funkcjonowania zakładów przeróbki węgla kamiennego najwygodniej można prowadzić na podstawie budowanych schematów ekonomicznych. W pracy omówiono problem identyfikacji kosztów oraz tworzenia na ich podstawie schematów ekonomicznych. Podano ideę budowy schematu według ciągów technologicznych wzbogacanych klas ziarnowych. Na przykładzie jednej z kopalń węgla koksowego przeprowadzono analizę kształtowania się kosztów w oparciu o obecnie stosowany system dekretowania zaszłości ekonomicznych. Na tej podstawie wykreślono schematy ekonomiczne (za lata 2004–2006). Schematy te porównano ze wzorcowym schematem pokazując małą przydatność danych księgowych dla potrzeb analiz technologiczno-ekonomicznych. Na podstawie informacji pokazanych w pracy uzasadniono celowość zmiany wykazu stanowisk kosztów, tak aby były one przydatne również technologom.

1. Wprowadzenie

Koszty przeróbki węgla kamiennego dekretowane są w księgowości zgodnie z obowiązującym wykazem stanowisk powstawania kosztów. Wykaz ten funkcjonuje praktycznie od 1950 roku, i od tego czasu niewiele się zmienił. W poprzednim systemie funkcjonowania gospodarki sprawy związane z analizami kosztów były drugorzędne. Najważniejsza była produkcja ilościowa, sprawy jakości węgla rozpatrywano sporadycznie, a informacja o kosztach wytworzenia sprzedawanych sortymentów węgla była w zasadzie nieistotna. Węgiel sprzedawany był przez Centralę Zbytu Węgla, która równocześnie prowadziła rachunek wyrównawczy całości ponoszonych przez kopalnie kosztów. Księgowość dekretowała koszty, ale ich analiza sprowadzała się praktycznie do porównywania planowanych kosztów do kosztów wykonanych. System taki powodował nieprawidłowości opisywania rachunków, gdyż aby nie tłumaczyć się z różnic planowanych i wykonanych kosztów dekretowano najczęściej tak rachunki, aby różnice te nie występowały. W zasadzie nikt nie badał kosztów wytwarzania sprzedawanych produktów, gdyż informacje te nie były potem wykorzystywane.

Od wielu lat trwa dyskusja na temat sposobów dekretowania kosztów w zakładach górniczych. W pracy [1] przedstawiono syntetyczną informację o podejmowanych krokach i opracowaniach mających na celu wprowadzenie niezbędnych zmian w „Wykazie stanowisk kosztów”, tak aby na ich podstawie można było analizować zaszłości gospodarcze w kopalniach z punktu widzenia inżynierskiej kadry zarządzającej. Przytoczono też ważniejsze publikacje z tego zakresu.

W niniejszej pracy przypomniano problemy związane z analizą kosztów wzbogacania węgla w zakładach przeróbczych pokazując nieprzydatność informacji ekonomicznych zbieranych w księgowości na podstawie obowiązującego systemu dekretowania kosztów.

2. Identyfikacja kosztów w zakładach przeróbczych [2]

Problem identyfikacji kosztów w zakładach przeróbki mechanicznej węgla rozwiązywany jest w praktyce w ciągach technologicznych od początku podawania węgla surowego (urobku) procesom jego uszlachetniania aż do otrzymywania końcowych produktów handlowych. W literaturze można znaleźć wiele prac poświęconych analizie, mniej lub bardziej szczegółowo rozpracowanych, układów stanowisk powstawania kosztów. Ich omówienie można znaleźć w pracy [3]. Stanowiska te tworzone są z punktu widzenia księgowości [4] lub też z punktu widzenia potrzeb analiz technologiczno-ekonomicznych [5]. Szczegółowość podziału zakładu przeróbczego na stanowiska powstawania kosztów, nazywane też blokami technologicznymi, zależy od żądanej szczegółowości analizy technologiczno-ekonomicznej.

W obecnie stosowanym systemie kontowania kosztów analiza ekonomiczna prowadzona jest w zakładach przeróbczych wyłącznie z księgowego punktu widzenia. W takiej analizie ważna jest identyfikacja kosztów w kilku pozycjach przypisywanych najczęściej obiektom związanym z przeróbką węgla (np. sortownia, płuczka, flotacja, suszenie, gospodarka wodno-mułowa, zwały węgla itp.). Informacje takie istotne dla księgowości są mało przydatne dla celów analiz technologiczno-ekonomicznych. Należy dodać, że w wyniku obecnego sposobu kontowania kosztów nie da się określić kosztów pozyskania każdego wytwarzanego produktu handlowego kopalni. W dokumentach i w statystyce koszt 1 tony dowolnego sprzedawanego produktu jest taki sam. Powstaje paradoks polegający na tym, że tona węgla wzbogaconego posiada taki sam koszt jak tona węgla surowego, że koszty pozyskania koncentratu flotacyjnego są wykazywane jako takie same jak koszty pozyskania przerostów węglowych. Nie wyróżnia się kosztów pozyskania poszczególnych sortymentów (klas ziarnowych) węglowych.

Z punktu widzenia kopalni (zakładu górniczego) rachunek taki może być wystarczający tylko wówczas, gdy porównuje się poniesione średnie koszty wytworzenia produktów handlowych ze średnią ceną zbytu tych produktów. Taka agregacja pozwala jedynie określić akumulację kopalni (spółki). Nie jest natomiast przydatna, gdy zachodzi potrzeba prowadzenia rachunków kosztów ciągionych, produktów finalnych np. koksu, energii elektrycznej i ciepła, cementu itp., gdy koszt węgla jest tylko początkiem (częścią) takiej analizy. Dotychczasowy system dekretowania kosztów nie pozwala także na szczegółowe uzasadnienie kosztów pozyskania określonych produktów, gdy zachodzi konieczność zmiany jego ceny.

Analiza kosztów własnych prowadzona z punktu widzenia księgowości nie zawsze pozwala na wykrycie błędów i niedociągnięć, zwłaszcza technologicznych, rzutujących na ekonomikę procesów. Możliwość taką dają jedynie zestawienia kosztów węzłów technologicznych, koszty procesów czy koszty operacji przeróbczych [5]. Niestety tak szczegółowego sposobu dekretowania kosztów się nie prowadzi.

W dalszej części niniejszej pracy, pokazano, na przykładzie jednej z kopalń węgla koksowego, tabelaryczne zestawienia kosztów stanowiskowo-rodzajowych oraz graficzne ilustracje tych kosztów. Łatwo zauważyć małą przydatność tych danych dla analizy kosztów z punktu widzenia technologów.

Prowadzone od wielu lat prace dotyczące kosztów wzbogacania pokazują, że najwygodniejszą formą ilustracji kosztów w zakładach przeróbczych mogą być tzw. schematy ekonomiczne zakładów przeróbczych. Poniżej przypomniano zasady budowy takich schematów.

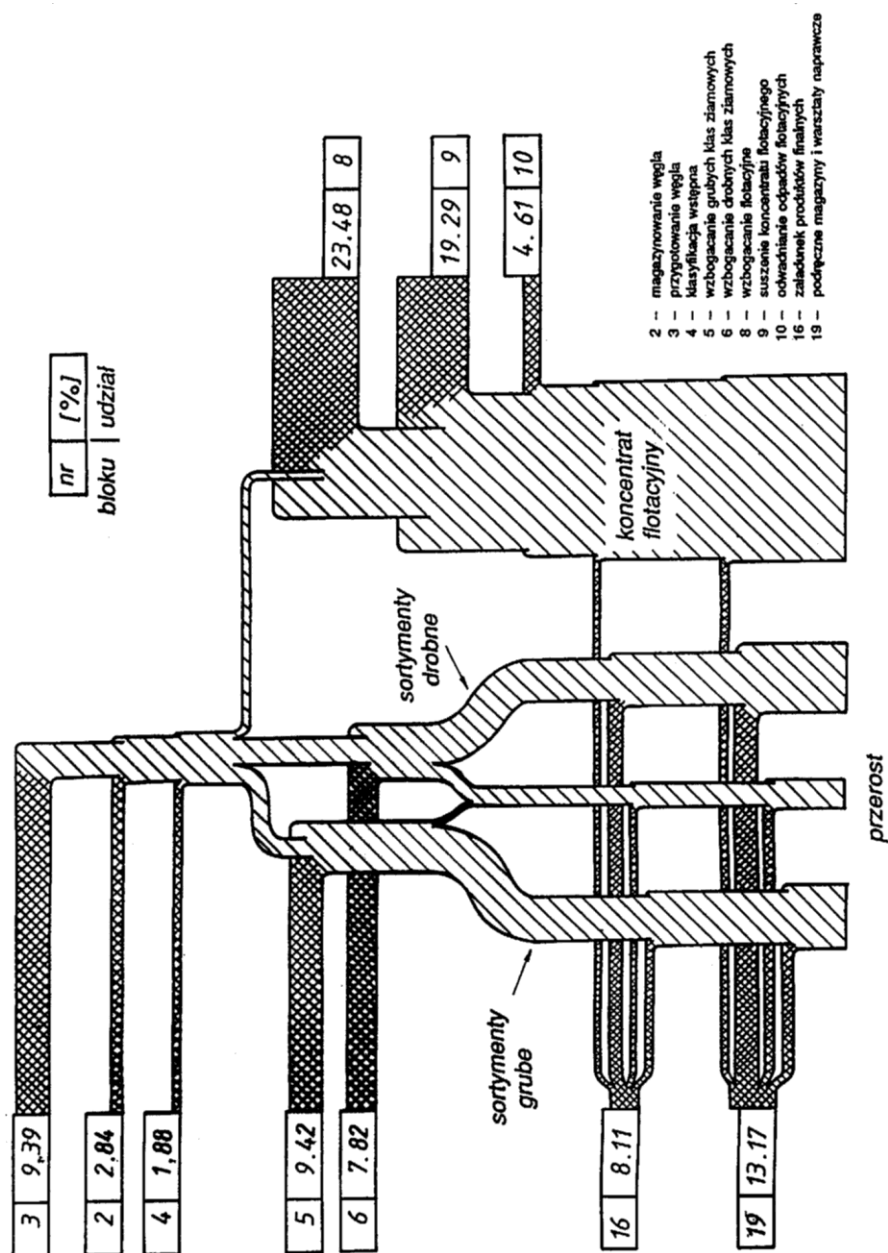
3. Schemat ekonomiczny zakładu przeróbczego [2, 5]

Schemat ekonomiczny zakładu przeróbczego jest graficznym obrazem kosztów poszczególnych operacji lub grupy operacji (bloków technologicznych). Wielkości kosztów przedstawia się w postaci wstęg o szerokościach odpowiadających wielkościom kosztów eksploatacyjnych za pewien okres sprawozdawczy (np. rok, miesiąc itd.). Przykład takiego schematu dla zakładu wzbogacania węgla koksowego przedstawiono na rysunku 1 [2, 6].

Schemat ekonomiczny obejmuje wszystkie operacje przeróbcze główne, przygotowawcze i uzupełniające. W zależności od potrzeb analizy opracowuje się schematy w różnym stopniu ich rozwinięcia. Przygotowuje się schematy uwzględniające ważniejsze bloki technologiczne, zawierające w sobie identyczne operacje lub kilka kolejnych operacji wraz z operacjami transportowymi; można też przygotować schemat ekonomiczny rozwinięty, uwzględniający wszystkie pojedyncze operacje.

Schemat ekonomiczny zakładu przeróbczego sporządza się w następujący sposób:

- na podstawie schematu maszynowego łączy się poszczególne operacje w grupy, tzw. bloki technologiczne; liczba bloków zależy od dokładności analizy – nie może być jednak mniejsza niż liczba operacji przeróbczych rozdzielających nadawę i kolejne produkty na odrębne strugi materiałów;
- dla oddzielnych bloków oblicza się koszty eksploatacyjne, składające się z sumy kosztów materiałów, płac, energii, remontów i amortyzacji za okres sprawozdawczy (lub też okres planowany);
- wielkość kosztów przedstawia się w postaci wstęg kosztów;
- wstęgi kosztów poszczególnych bloków sumuje się graficznie zgodnie z następstwem operacji (według schematu jakościowego zakładu);
- wstęgi kosztów bloków rozdzielających materiał na poszczególne klasy ziarnowe dzieli się proporcjonalnie do udziału tych klas w nadawie kierowanej do danego bloku;
- wstęgi kosztów operacji pomocniczych i uzupełniających łączy się ze wstęgami odpowiednich klas ziarnowych; w przypadku operacji wspólnych dla kilku klas ziarnowych wstęgi kosztów rozdziela się proporcjonalnie do udziału tych klas;
- koszty operacji prowadzonych na produktach odpadowych włącza się do kosztów przeróbki odpowiednich sortymentów.



Rys.1. Schemat ekonomiczny zakładu przeróbki węgla kokowego

W dalszej części niniejszej pracy przedstawiono możliwości zbudowania schematu ekonomicznego jednej z kopalń węgla koksowego na podstawie dostępnych w księgowości danych kosztowych zakładu przeróbczego.

4. Analiza kosztów zakładu przeróbczego

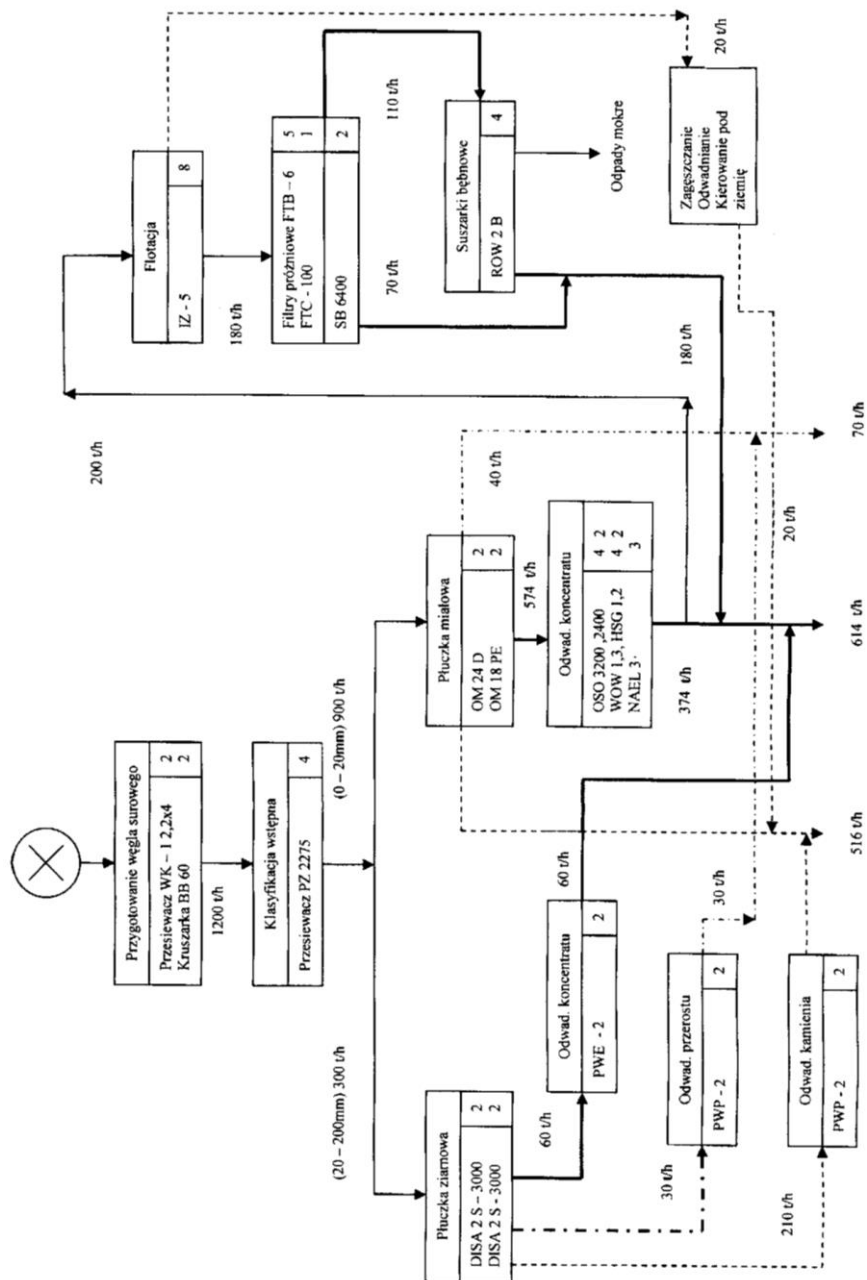
Badany [7] zakład przeróbczy ma typowy układ technologiczny wzbogacania węgla koksowego pokazany na rysunku 2. Surowy urobek rozdzielany jest na klasę ziarnową +100 mm i 100–0 mm. Z grubych ziaren wydziela się tzw. ziarna obce, a następnie kruszy się je na ziarna poniżej 100 mm i łączy się je z surową klasą 100–0 mm. Klasa ta rozdzielana jest według ziarna podziałowego 20 mm. Klasa +20 mm wzbogacana jest trójproduktowo we wzbogacalnikach cieczy ciężkiej a klasa 20–0 mm wzbogacana jest w osadzarkach. Przerosty z obu sposobów wzbogacania są produktem finalnym traktowanym jako produkt energetyczny. Ziarna najdrobniejsze wydzielane podczas odwadniania koncentratu z osadzarek kierowane są do procesu wzbogacania flotacyjnego. Wszystkie koncentraty łączone są jako jeden produkt handlowy, przy czym koncentrat ze wzbogacania w cieczach ciężkich jest przedtem kruszony na ziarna poniżej 20 mm.

Zgodnie z wykazem stanowisk kosztów w zakładzie przeróbczym wydzieła się następujące bloki (stanowiska) kosztów:

- sortowanie i przygotowanie węgla,
- płuczka ziarnowa i miałowa,
- gospodarka wodno-mułowa,
- flotacja,
- suszenie i załadunek węgla,
- zwały węgla,
- brygady naprawcze.

Porównując wydzielone, według obowiązujących zasad dekretowania kosztów, stanowiska (bloki) ze schematem technologicznym łatwo zauważyć bardzo daleko posuniętą agregację procesów technologicznych. Dla tak wydzielonych bloków technologiczno-maszynowych zebrano z księgowości dane kosztowe za trzy lata 2004–2006. Dane te dla poszczególnych bloków podawane są w układzie rodzajowym. W tabelach 1–3 zestawiono uzyskane dane po uprzednim przeliczeniu ich na wielkości procentowe. Na wykresach 1–3 zilustrowano otrzymane wielkości.

Na podstawie wydzielonych, zgodnie z wykazem dla celów księgowych stanowisk kosztów, bloków technologiczno – maszynowych narysowano schematy ekonomiczne zakładu przeróbczego. Schematy te pokazano na rysunku 3. Dane księgowe nie pozwalają na zbudowanie rozwiniętych schematów ekonomicznych, takich jak na rysunku 1. Zbudować można jedynie schematy będące sumą kosztów poszczególnych bloków.

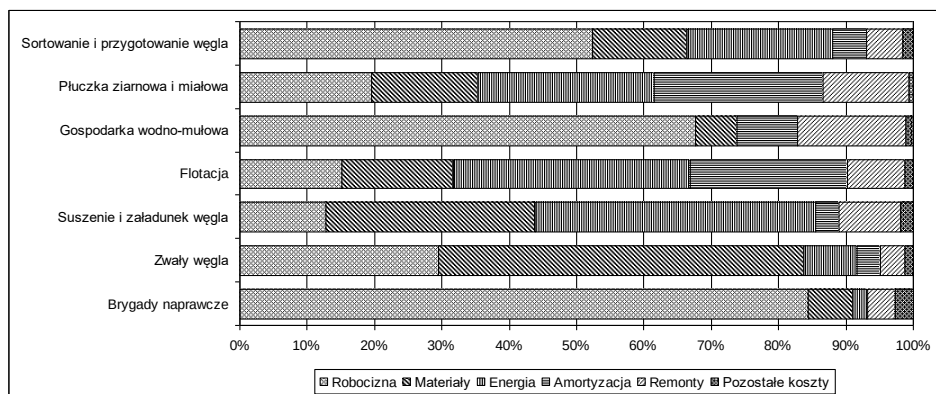


Rys.2. Przykładowy schemat technologiczno-maszynowy zakładu przeróbki węgla koksowego

**Procentowa struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2004)
w przykładowym zakładzie przeróbki węgla koksowego**

Tabela 1

Numer bloku	Nazwa bloku	Struktura rodzajowa kosztów w 2004 r. (%)							Razem koszty bloków (%)
		Robocizna	Materiały	Energia	Amortyzacja	Remonty	Pozostałe koszty	Suma kosztów w bloku	
1	Sortowanie i przygotowanie węgla	52,39	13,99	21,58	5,15	5,39	1,50	100,00	9,85
2	Płuczka ziarnowa i mialowa	19,60	15,71	26,15	25,21	12,77	0,56	100,00	24,56
3	Gospodarka wodno-mułowa	67,65	6,15	0,00	9,01	16,10	1,09	100,00	2,84
4	Flotacja	15,15	16,50	35,22	23,42	8,48	1,23	100,00	23,22
5	Suszenie i załadunek węgla	12,76	31,08	41,66	3,48	9,08	1,94	100,00	2,73
6	Zwały węgla	29,52	54,17	7,92	3,56	3,49	1,34	100,00	23,20
7	Brygady naprawcze	84,43	6,57	1,98	0,17	4,13	2,71	100,00	13,60
Ra- zem	Udział kosztów (%)	34,09	23,55	19,97	13,34	7,71	1,33	100,00	100,00

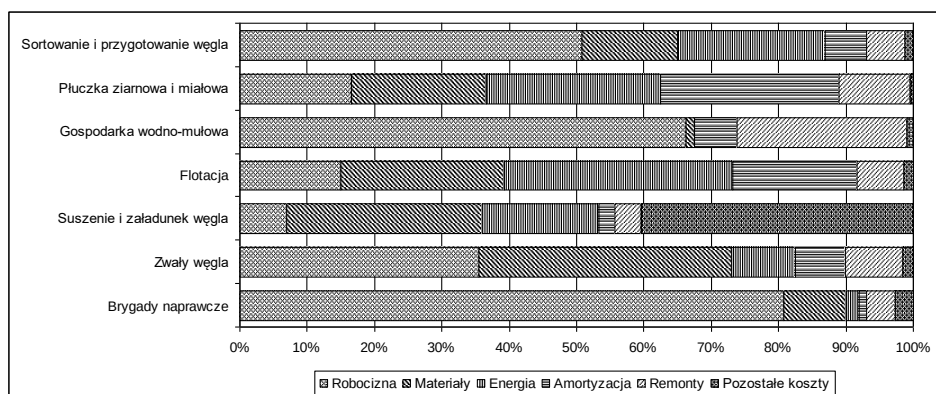


Wykres 1. Struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2004) według danych tabeli 1

**Procentowa struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2005)
w przykładowym zakładzie przeróbki węgla koksowego**

Tabela 2

Numer bloku	Nazwa bloku	Struktura rodzajowa kosztów w 2005 r. (%)							Razem koszty bloków (%)
		Robocizna	Materiały	Energia	Amortyzacja	Remonty	Pozostałe koszty	Suma kosztów w bloku	
1	Sortowanie i przygotowanie węgla	50,86	14,15	21,88	6,16	5,73	1,22	100,00	9,42
2	Płuczka ziarnowa i mialowa	16,51	20,05	25,97	26,51	10,55	0,42%	100,00	25,21
3	Gospodarka wodno-mulowa	66,21	1,30	0,00	6,36	25,14	0,99	100,00	2,62
4	Flotacja	14,94	24,30	33,88	18,56	6,84	1,47	100,00	23,90
5	Suszenie i załadunek węgla	6,97	29,04	17,27	2,35	3,95	40,42	100,00	6,52
6	Zwały węgla	35,48	37,51	9,53	7,38	8,50	1,61	100,00	19,01
7	Brygady naprawcze	80,80	9,24	1,96	1,02	4,37	2,61	100,00	13,33
Ra- zem	Udział kosztów (%)	32,23	22,48	19,90	13,56	7,95	3,88	100,00	100,00

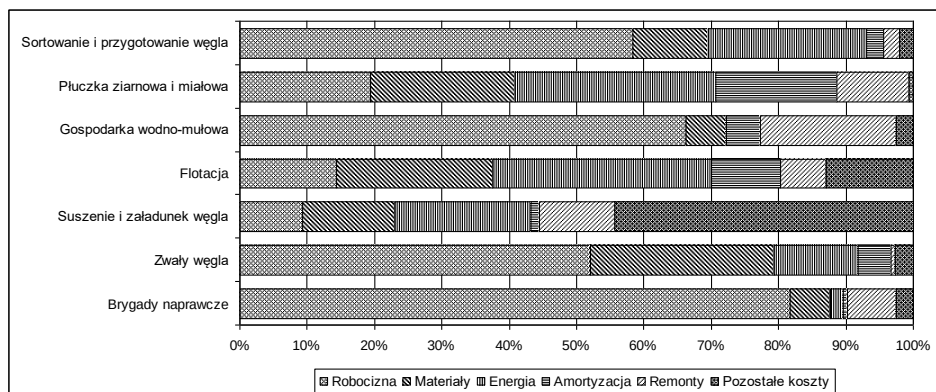


Wykres 2. Struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2005) według danych tabeli 2

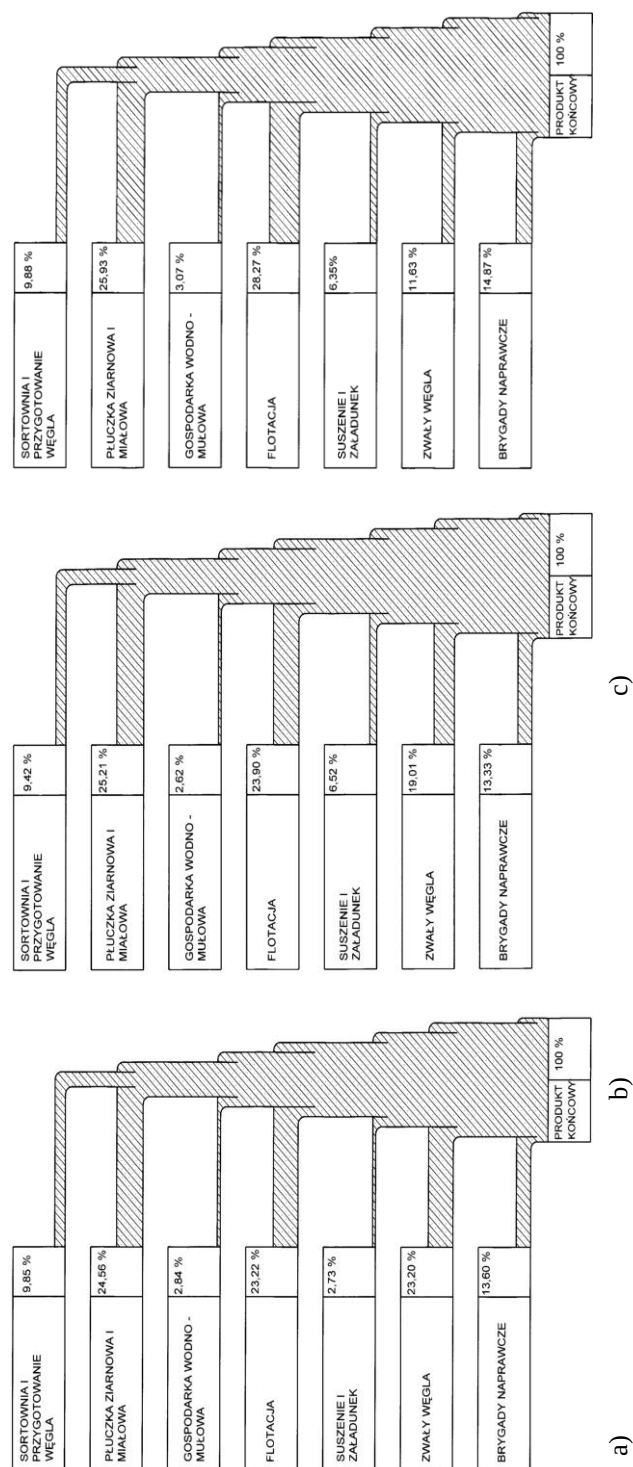
**Procentowa struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2006)
w przykładowym zakładzie przeróbki węgla koksowego**

Tabela 3

Numer bloku	Nazwa bloku	Struktura rodzajowa kosztów w 2006 r. (%)							Razem koszty bloków (%)
		Robocizna	Materiały	Energia	Amortyzacja	Remonty	Pozostałe koszty	Suma kosztów w bloku	
1	Sortowanie i przygotowanie węgla	58,37	11,16	23,61	2,40	2,35	2,12	100,00	9,88
2	Płuczka ziarnowa i mialowa	19,40	21,41	29,83	17,98	10,78	0,60	100,00	25,93
3	Gospodarka wodno-mulowa	66,18	6,13	0,00	4,91	20,24	2,54	100,00	3,07
4	Flotacja	14,37	23,13	32,48	10,30	6,73	13,00	100,00	28,27
5	Suszenie i załadunek węgla	9,37	13,69	20,15	1,22	11,23	44,34	100,00	6,35
6	Zwały węgla	52,09	27,23	12,40	4,97	0,68	2,63	100,00	11,63
7	Brygady naprawcze	81,73	6,02	1,89	0,65	7,16	2,55	100,00	14,87
Ra- zem	Udział kosztów (%)	35,70	18,31	22,25	8,71	7,41	7,62	100,00	100,00



Wykres 3. Struktura stanowiskowo-rodzajowa kosztów (rok 2006) według danych tabeli 3



Rys.3. Schematy ekonomiczne badanego zakładu przerobczego według danych: a) tabeli 1 (2004 r.), b) tabeli 2 (2005 r.), c) tabeli 3 (2006 r.)

Analizując te schematy (rys. 3) łatwo zauważyć, że pozwalają one jedynie na obliczenie kosztów (po wstawieniu rzeczywistych kosztów zamiast procentów) średniego produktu handlowego węgla koksowego. Zauważyć należy, że nie da się już określić kosztu wydzielania przerostu (produktu pośredniego), który zbywany jest dla innych niż koksownie odbiorców. Koszt produktu pośredniego obciąża koszty wytworzenia koncentratów węgla koksowego.

Informacje dotyczące rachunku kosztów są, być może, wystarczające dla określenia (przy pewnych uproszczeniach) łącznego kosztu pozyskania handlowego węgla koksowego. Nie są natomiast, jak to już wcześniej wspomniano, przydatne dla analizy kosztów poszczególnych węzłów technologicznych wzbogacających odrębne klasy ziarnowe. Tu wystarczy porównać schemat ekonomiczny pokazany na rysunku 1 i schematy pokazane na rysunku 3.

5. Podsumowanie

1. Schematy ekonomiczne budowane dla zakładów przeróbczych, obok schematów ilościowo-jakościowych, pozwalają na ocenę kosztów operacji technologicznych połączonych we właściwe bloki technologiczno-maszynowe. Mogą być one przydatne dla kadry zarządzającej zakładami przeróbczymi, a także kadry kierowniczej kopalni.
2. Aby technolodzy mogli wykorzystywać dane ekonomiczne zmieniony być musi wykaz stanowisk kosztów, tak aby można było sumować koszty (inaczej wydzielonych niż obecnie stanowisk) w ciągach technologicznych zakładów przeróbczych.
3. Obecnie wydzielane stanowiska odpowiadają w zasadzie obiektom przestrzennym (np. budynek płuczki), które bardzo często łączą różne sposoby wzbogacania dla różnych klas ziarnowych, co w konsekwencji uniemożliwia rachunek kosztów ciągnionych wytworzenia koncentratów różnych sortymentów. Tu można dodać, że rachunek kosztów ciągnionych wzbogacania według sortymentów węgla koksowego na mniejsze znaczenie niż podobny rachunek prowadzony dla wzbogacania węgla energetycznego.
4. Aby umożliwić analizę kosztów w zakładzie przeróbczym wydaje się konieczne zmienić wykaz stanowisk kosztów, tak aby umożliwić budowę a następnie analizę schematów ekonomicznych.

Literatura

1. Blaschke W., Mazelanik B., Blaschke S.A.: Analiza kosztów przeróbki węgla energetycznego. Materiały Konferencji KOMEKO 2008. Wydawnictwo CMG KOMAG, Gliwice 2008.
2. Blaschke W., Blaschke S.A., Mokrzycki E.: Identyfikacja kosztów w zakładach przeróbki mechanicznej węgla. Materiały Sympozjum KG PAN. Prace COIG z. 36, 1996.

3. Blaschke W., Mokrzycki E., Blaschke S.A.: Koncepcja podziału zakładu przeróbczego na stanowiska powstawania kosztów. *Przegląd Górniczy* nr 11, 1992, ss. 7-15.
4. Wykaz stanowisk kosztów dla kopalni węgla kamiennego. Ministerstwo Górnictwa i Energetyki. Katowice 1971; oraz wcześniejsze opracowania od 1950 roku i późniejsze np. 1984, 1993, 1994 wraz z instrukcjami ewidencji, rozliczania i kalkulacji kosztów.
5. Blaschke W.: *Ekonomika wzbogacania węgla. Poradnik Górnika. Tom V.* Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1976, ss. 947–952.
6. Blaschke W., Blaschke S.A., Jaworski A., Mokrzycki E.: Analysis of Dependence between Complexity of Coal Preparation Schemes and their Costs. *Proceedings of The 11 th International Coal Preparation Congress. Tokyo – Japan 1990. Published by The Mining and Materials Processing Institute of Japan.*
7. Wawrzyczek A.: *Opracowanie schematu ekonomicznego złożonego układu wzbogacania węgla koksowego. Praca magisterska. Katedra Przeróbki Kopaliny i Utylizacji Odpadów, Wydział Górnictwa i Geologii, Politechnika Śląska, Gliwice 2007.*

Zarządzanie środowiskowe w górnictwie węgla kamiennego w aspekcie minimalizacji odpadów

Iwona Kuczyńska – Akademia Górniczo-Hutnicza, **Anna Bednarek** – Kopalnia Węgla Kamiennego „Polska Wirek”, **Danuta Marcinkiewicz** – Kopalnia Węgla Kamiennego „Bielszowice”

Streszczenie. System Zarządzania Środowiskowego jest ważnym instrumentem ograniczania negatywnego oddziaływania górnictwa na środowisko. Realne działania w tym zakresie określają wytyczne w każdym zakładzie (kopalni) aspekty środowiskowe. Wśród nich prawie zawsze priorytetowym jest minimalizacja odpadów. W opracowaniu przedstawiono proces minimalizacji odpadów poprzez wskazanie konkretnych rozwiązań, umożliwiających przekształcanie odpadów w produkt handlowy lub poprzez wykorzystanie odpadów w miejscu ich powstawania. Wskazano także efekty ekologiczne i ekonomiczne wynikające z minimalizacji odpadów.

1. Wstęp

Wraz z przemianami polityczno-gospodarczymi zachodzącymi w Polsce pod koniec ubiegłego wieku, zaobserwowano zainteresowanie społeczeństwa problematyką ochrony środowiska. Niestety w tym czasie świadomość ekologiczna ludzi najczęściej ograniczała się jedynie do oceny (zwykle negatywnej) samego stanu środowiska. Rozbudzenie pełnej świadomości ekologicznej społeczeństwa wymagało przede wszystkim poszerzenia jego wiedzy na temat zasad i sposobów zapobiegania zmianom degradacyjnym środowiska oraz na działaniach na rzecz poprawy tego stanu. Konieczne zatem stało się przekazanie społeczeństwu informacji o potrzebie systemowych działań na rzecz ochrony środowiska, których celem było propagowanie i realizowanie ekorozwoju. Najszybszą i – co równie ważne – efektywną metodą w realizacji tych zadań było wprowadzenie systemu zarządzania środowiskiem na wszystkich szczeblach administracji kraju, a w szczególności na poziomie przedsiębiorstw. Dotyczy to także górnictwa, jako przemysłu o znacznym oddziaływaniu na środowisko, a przede wszystkim górnictwa i przemysłu węglowego.

Ochrona środowiska jest bardzo ważna na każdym etapie działalności przedsiębiorstw górniczych. Działalność kopalni węgla, wydobywanie i przeróbka urobku węglowego zawsze związane jest z oddziaływaniem na środowisko naturalne. Obecnie odbiorcy węgla nie tylko wymagają od przedsiębiorców stosowania technologii bezpiecznych dla środowiska, ale i zainteresowani są nabywaniem produktów bezpiecznych dla środowiska. Sytuacja ta wymusza więc na przedsiębiorcach górniczych osiąganie coraz wyższych standardów środowiskowych, co pociąga za sobą konieczność wprowadzania zarządzania środowiskowego w górnictwie.

System zarządzania środowiskowego, norma ISO 14001 to ważny instrument, pozwalający na stałe ograniczenie oddziaływania na środowisko przy jednoczesnej optymalizacji wykorzystania zasobów przedsiębiorstw, także kopalń i zakładów górniczych. Skuteczny system zarządzania środowiskowego

można porównać do dobrego systemu księgowego, który umożliwia wczesną identyfikację problemów, sprawne wdrażanie działań doskonalących i pośrednio poprawę wyników finansowych [9].

2. System zarządzania środowiskowego w górnictwie węglowym

Zarządzanie środowiskowe ISO 14001 jest częścią systemu zarządzania obejmującego strukturę organizacyjną przedsiębiorstwa (zakładu), planowanie, zakres odpowiedzialności, zasady postępowania, procedury, procesy i środki służące rozwijaniu, wykonywaniu, osiąganiu i utrzymaniu polityki środowiskowej przedsiębiorstwa, jakim jest kopalnia lub zakład górniczy [6]. Kierownictwo przedsiębiorstwa, kopalni lub zakładu górniczego zobowiązuje się w tym systemie do przestrzegania podstawowych trzech zasad:

- a) utrzymania zgodności z wymaganiami prawnymi w zakresie ochrony środowiska,
- b) zapobiegania zanieczyszczeniom,
- c) ciągłego doskonalenia działań na rzecz ochrony środowiska.

ad. a) Utrzymanie zgodności z wymaganiami prawnymi w zakresie ochrony środowiska

Przedsiębiorstwo górnicze posiadające certyfikat zgodności ISO 14001 musi wykazywać, że stosuje prawo dotyczące górnictwa oraz prawo i przepisy ochrony środowiska. Obecnie kiedy ustawodawstwo zmienia się bardzo dynamicznie, system zarządzania środowiskowego jest pomocny przy śledzeniu i wdrażaniu zmian w obowiązujących przepisach prawnych [5].

ad. b) Zapobieganie zanieczyszczeniom

Kopalnia, która wdrożyła System Zarządzania Środowiskowego (SZŚ), powinna wybierać w swoich działaniach rozwiązania zapobiegające powstawaniu zanieczyszczeń, a nie tylko rozwiązania zatrzymujące już powstałe zanieczyszczenia, przed przedostaniem się ich do środowiska. Oznacza to, że w ramach działań prewencyjnych podejmowane są zadania polegające na wyeliminowaniu źródła zanieczyszczeń. Są to rozwiązania na ogół kosztowne, gdyż wymagają:

- inwestycji w technologie zmniejszania lub usuwania zanieczyszczeń,
- zagospodarowania (odzysku) odpadów powstałych w procesie oczyszczania,
- obsługi i konserwacji urządzeń wymagających energii, zasobów i nakładów pracy.

Zapobieganie zanieczyszczeniom zapewnia także osiągnięcie znacznych oszczędności:

- oszczędność energii i zasobów (min. wody, surowców),
- zmniejszenie negatywnych skutków oddziaływania na środowisko, wynikających z pozyskania tych zasobów,
- poprawę zdrowia i bezpieczeństwa pracowników,
- zmniejszenie kosztów związanych z gospodarką odpadami.

W praktyce zapobieganie zanieczyszczeniom oznacza optymalizację procesu, zwiększenie efektywności energetycznej, właściwy dobór materiałów i surowców, technologii eksploatacyjnych i przeróbczych, stosowanie recyklingu, wewnętrznego i zewnętrznego, ograniczenie materiałów toksycznych itp. Kompleksowo ujmując zatem wszystkie zagadnienia związane, zarówno z działalnością górniczą i produkcją, jak i usługami.

ad. c) Ciągłe doskonalenie działań na rzecz ochrony środowiska

Ciągłe doskonalenie efektów działalności środowiskowej to „proces poprawy” z roku na rok, wymiernych efektów działania systemu zarządzania środowiskowego związanych ze znaczącymi aspektami środowiskowymi. Należy zwrócić uwagę, że poprawa wyników nie musi następować równocześnie we wszystkich sferach działalności.

Kopalnia musi być w stanie wykazać, że proces ciągłego doskonalenia ma charakter powtarzalny (nie jest działaniem jednorazowym). Ciągłe doskonalenie dotyczy elementów Systemu Zarządzania Środowiskowego (SZŚ) i musi skutkować realnym ograniczeniem wpływu na środowisko.

Działania ciągłego doskonalenia powinny polegać na:

- identyfikowaniu obszarów, od których zależy skuteczność zarządzania środowiskowego (po kilku latach niektóre aspekty znaczące nie występują, a programy środowiskowe są nieaktualne i należy je zastąpić nowymi),
- poszukiwaniu możliwości ograniczenia oddziaływania na środowisko, przyjmowania nowych celów w zarządzaniu środowiskiem,
- eliminowaniu na bieżąco niezgodności z wymaganiami prawnymi,
- identyfikowaniu i monitorowaniu aspektów środowiskowych, które należy nadzorować w celu dalszej poprawy [7, 8].

3. Aspekty środowiskowe w zakładach przeróbki węgla

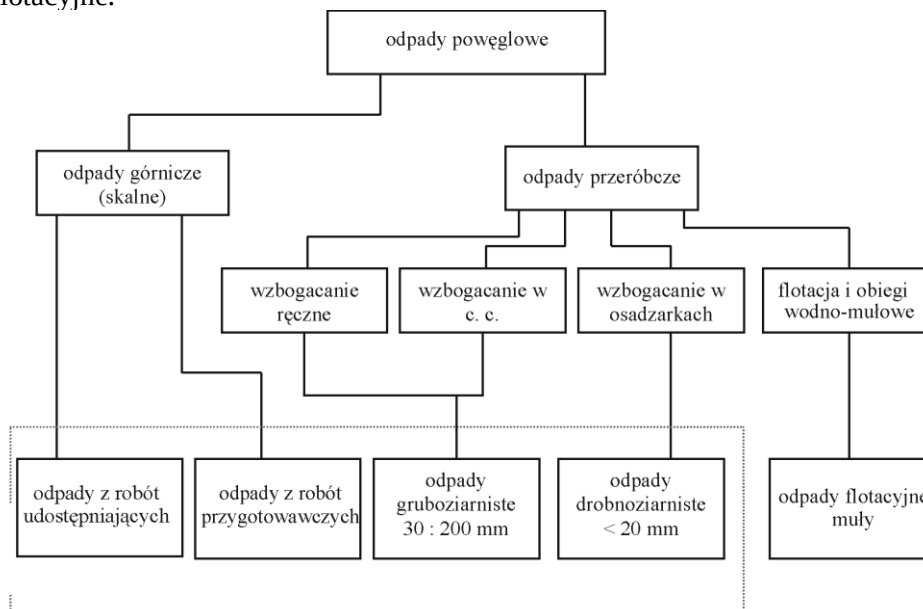
Najważniejszym, znaczącym aspektem środowiskowym w zakładach przeróbki węgla jest wytwarzanie odpadów powęglowych. Produkcji węgla kamiennego towarzyszą głównie dwie grupy odpadów:

- **odpady skalne**, pochodzące z górniczych robót przygotowawczych, udostępniających nowe partie złoża do eksploatacji – są to z reguły głównie piaskowce,
- **odpady przeróbcze**, powstające w procesach mechanicznej przeróbki węgla; tworzy je mieszanka skał karbońskich: iłowce, mułowce, piaskowce.

Źródła powstawania odpadów węglowych i związane z tym pewne ich cechy przedstawiono na rysunku 1.

Należy zaznaczyć, że w większości kopalń odpady skalne z robót przygotowawczych kierowane są do przeróbki w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW) celem odzysku z nich węgla. Wyodrębnioną grupę odpadów

powęglowych, z uwagi na uciążliwość dla środowiska, stanowią muły i odpady flotacyjne.

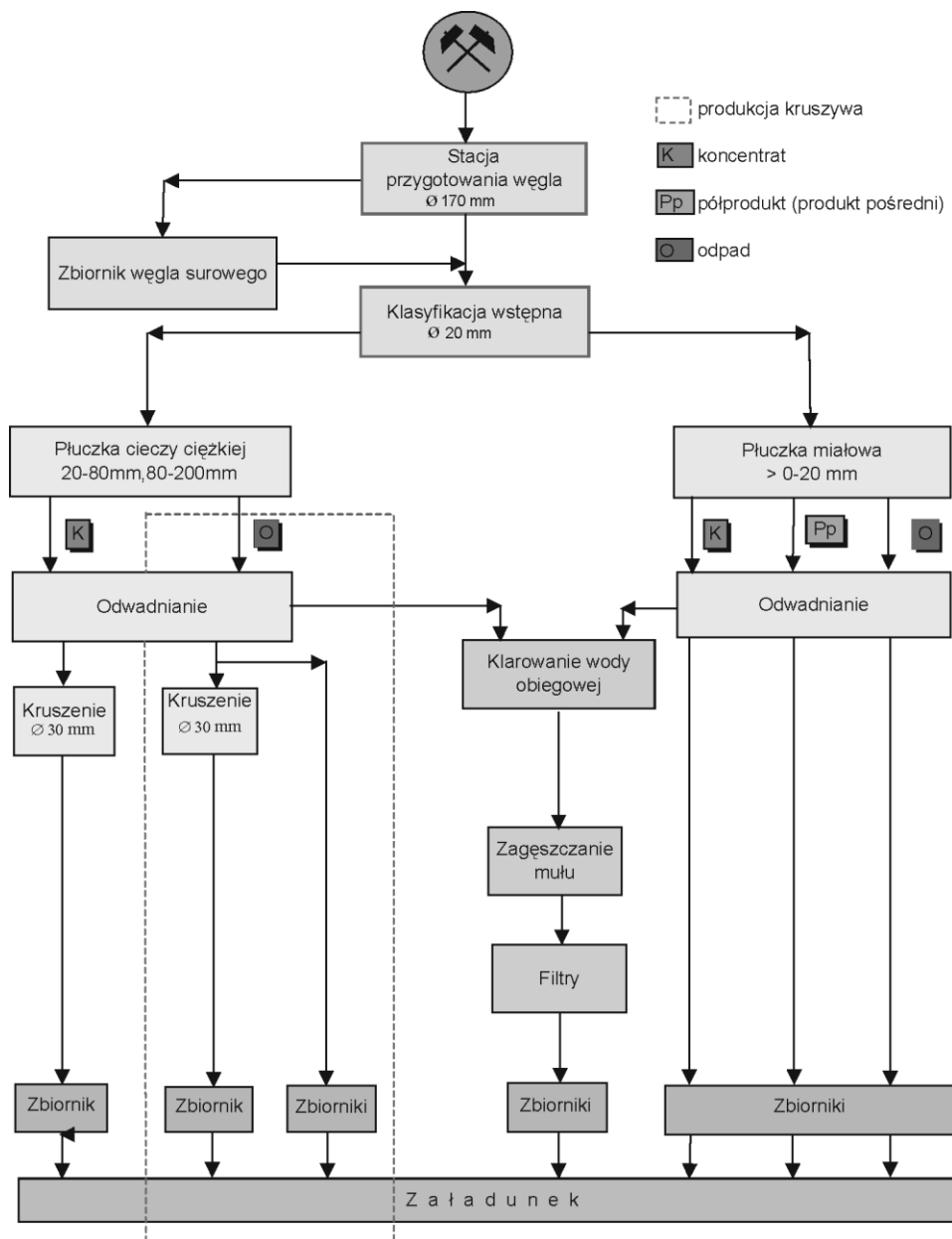


Rys.1. Źródła powstawania odpadów węglowych [1]

Minimalizacja odpadów jest jednym z narzędzi ciągłego dążenia do podniesienia efektywności techniczno-ekonomicznej produkcji węgla, a równocześnie realizacją zadań SZŚ. Jedną z dróg osiągania minimalizacji odpadów, oprócz Technologii Czystego Węgla [2], powinny być (akceptowalne z punktu widzenia wpływu na środowisko naturalne) technologie odzysku odpadów powęglowych. Przez minimalizację wytwarzania odpadów i odzysk odpadów powęglowych uzyskać można zarówno zmniejszenie negatywnego oddziaływania zakładu na środowisko, jak i wymierne korzyści ekonomiczne. Minimalizację odpadów realizować można poprzez zapobieganie ich powstawaniu, czyli redukcję u źródła, lub poprzez ich odzysk i recykling, a więc zwracanie do procesu. Oba te sposoby mogą być stosowane w zakładach przeróbki węgla. Oto konkretne przykłady możliwe do realizacji przedstawione na uproszczonym schemacie blokowym przykładowego procesu wzbogacania węgla energetycznego w ZPMW - rysunek 2.

Koncentraty węglowe i produkowane sortymenty węgla energetycznego uzyskiwane z procesów wzbogacania nie zawsze odpowiadają wymaganiom odbiorców. Aby w krótkim czasie zmienić profil produkcji i dostosować do wymogów rynku, czyli uzyskać produkty poszukiwane przez odbiorców, głównie energię i ciepłownictwo, niezbędne są zmiany technologiczne w procesie przeróbki i wzbogacania urobku węglowego poprzez:

- wydzielenie najdrobniejszej frakcji ziarnowej w klasyfikacji wstępnej,
- racjonalne, trójproduktowe wzbogacanie frakcji miałowych,



Rys.2. Schemat blokowy Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla

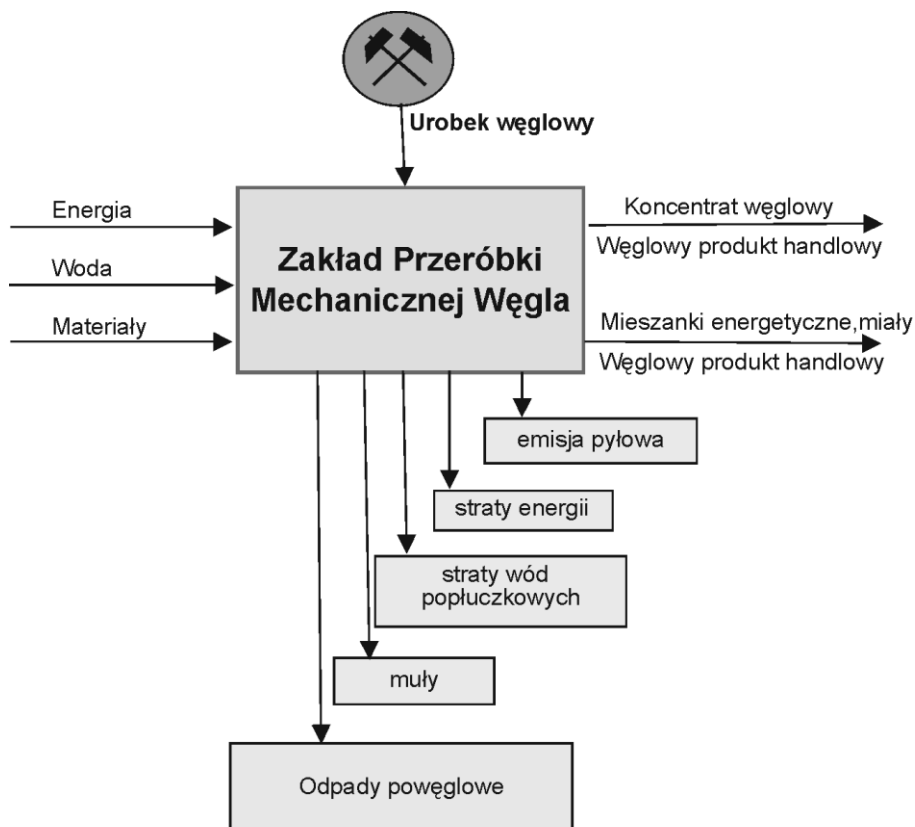
- wzbogacanie frakcji ziarnowej z uwzględnieniem zabudowy węzła krusząco-sortującego dla produktów wzbogacania,
- racjonalną gospodarkę mulami odzyskanymi z zamkniętego obiegu wodno-mułowego ZPMW,

- sprawną logistyką i monitoring w zakresie transportu i magazynowania węgla surowego, produktów procesu przeróbki węgla, węgla obcego (z innych kopalń lub zakładów górniczych), a nawet biomasy,
- tworzenie mieszanek energetycznych węgla na bazie zmagazynowanych w zbiornikach komponentów uzyskanych z poszczególnych węzłów technologicznych procesu przeróbki i wzbogacania, o parametrach jakościowych dostosowanych do potrzeb odbiorców,
- selektywną gospodarkę odpadami powęglowymi z procesu wzbogacania, z uwzględnieniem możliwości kruszenia i recykulacji ich w celu odzysku węgla i kruszyw.

Proponowane zmiany technologiczne podyktowane są potrzebami odbiorców wdrażających nowe, czyste technologie węglowe i stawiających producentom węgla wysokie wymagania w zakresie jakości. Ważnymi argumentami tych działań są także skutki wynikające ze zmniejszania wydobycia węgla oraz z braku na rynku kruszyw drogowych i surowców mineralnych dla potrzeb przemysłu materiałów budowlanych.

Na skutek zmniejszonego aktualnie wydobycia węgla w większości kopalń, zakłady przeróbcze nie wykorzystują w pełni swoich mocy przerobowych. Wiąże się z tym duża energochłonność procesów technologicznych, więc wzrost negatywnego oddziaływania na środowisko.

Dla zobrazowania istniejącej sytuacji w zakresie przeróbki węgla oraz proponowanych powyżej zmian posłużono się schematami uproszczonych bilansów materiałowych. Rysunek 3 przedstawia aktualną sytuację ZPMW, zaś rysunek 4 uwzględnia proponowane nowe rozwiązania. Zgodna z procedurą minimalizacji odpadów analiza funkcjonowania zakładów przeróbki i wzbogacania węgla wskazuje na konieczność przeprowadzenia przeglądu kopalń i zakładów przeróbczych pod kątem możliwości przekierowywania urobku węglowego z kopalń, które nie posiadają nowoczesnych technologii przeróbczych do zakładów przeróbczych dysponujących wolnymi mocami przerobowymi. Ważnym proekologicznym elementem związanym z przekierunkowaniem wydobycia jest wykorzystanie możliwości transportu dołowego pomiędzy kopalniami. Istniejące zakłady przeróbcze mogą także po przeprowadzeniu koniecznych zmian technologicznych funkcjonować jako mieszalnie węgla i zakłady produkcji ekologicznych, rynkowych sortymentów węglowych. Także w zakresie odzysku odpadów powęglowych, zakłady przeróbcze mogą być instalacjami do produkcji kruszyw i innych produktów mineralnych. Obecne struktury zarządzania górnictwem powinny stwarzać możliwości do racjonalnej gospodarki instalacjami przeróbczymi, co jest możliwe zarówno w Kompanii Węglowej, jak i w Holdingu Węgla. Lepsze wykorzystanie instalacji przeróbczych pozwoli na ekonomicznie uzasadnione prorynkowe i proekologiczne podejście do procesów wzbogacania węgla oraz kompleksowego i zrównoważonego wykorzystania surowców mineralnych.

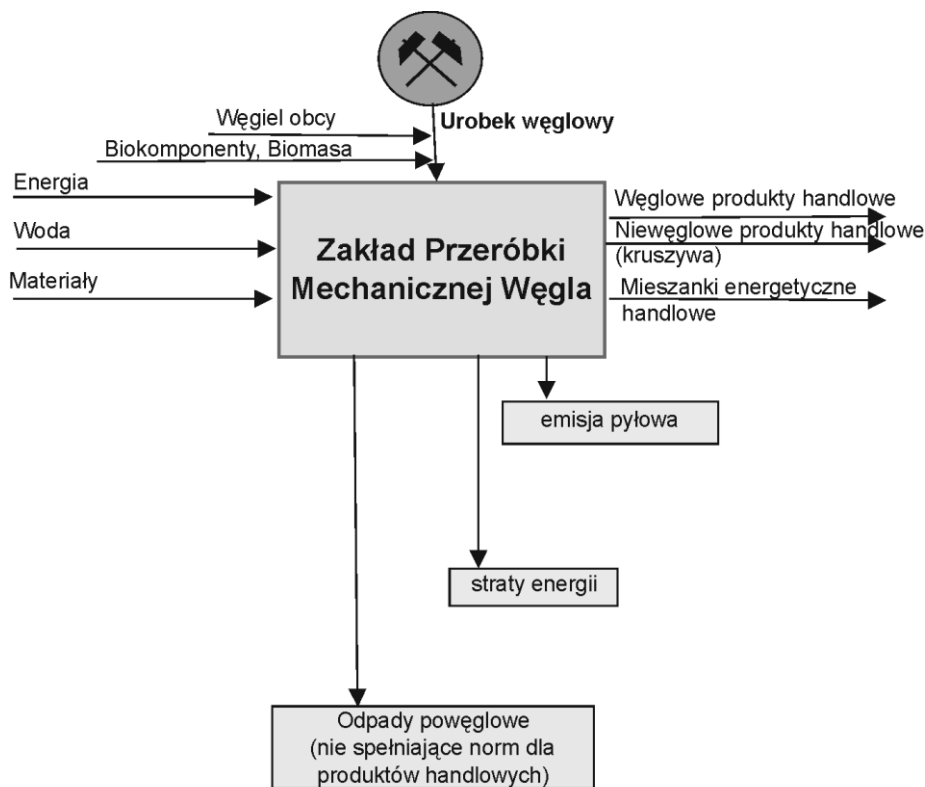


Rys.3. Schemat blokowy uproszczonego bilansu materiałowego ZPMW - Stan aktualny
[opracowanie własne]

Rysunek 4 przedstawia bilans materiałowy ZPMW, przy założeniu, że w ramach wolnych mocy przerobowych zakład przyjmie do procesu technologicznego przeróbki urobek z innych kopalń, a także biomasę i bio-komponenty. Takie podejście jest zgodne z dyrektywami unijnymi i pozwoli na realizację celów: zrównoważonego rozwoju, konkurencyjności i bezpieczeństwa dostaw energii, które zostały wytyczone w Zielonej Księdze z 8 marca 2006 r.

System zarządzania środowiskiem sprawia, że proces przeróbki i wzbogacania węgla poddawany jest ciągłemu przeglądowi, a tym samym ciągłemu doskonaleniu pod kątem zmian prowadzących do ograniczenia powstawania odpadów. Następstwem prowadzonych udoskonaleń jest pozyskanie z odpadów pełnowartościowych materiałów mineralnych, np. kruszyw, co pozwoli na ochronę zasobów naturalnych, a zatem ochronę środowiska naturalnego [3].

W zakładach górniczych (oprócz odpadów z procesów przeróbki) powstają także odpady górnicze z prowadzenia robót udostępniających i przygotowawczych. Wszystkie wymienione odpady wymagają selektywnej gospodarki.



Rys.4. Bilans materiałowy proponowanej technologii ZPMW [opracowanie własne]

Procesy odzysku i recyklingu, to przede wszystkim procesy przeróbki, które należy nie tylko wykorzystać do procesów wzbogacania, dla uzyskania koncentratów węglowych, ale także dla uzyskania ze skały płonnej produktu handlowego, np. kruszywa.

Zatem najlepsze wykorzystanie odpadów węglowych to odzysk i recykling, którego efektem jest frakcja węglowa oraz frakcja mineralna, z której wydzielić można kruszywa dla budownictwa drogowego i produkty mineralne dla potrzeb rekultywacji, rewitalizacji terenów poprzemysłowych, jak również zagospodarowania terenów budowanej infrastruktury drogowej, usługowej i inżynierijno-technicznej.

4. Procesy minimalizacji odpadów w kopalniach węglowych, jako realizacja zadań zarządzania środowiskiem

4.1. Wykorzystanie odpadów powęglowych u źródła powstawania

Wykorzystanie odpadów w miejscu ich powstawania jest najlepszą formą ich minimalizacji, zatem odpady górnicze (rys. 1) najkorzystniej jest wykorzystać zaraz na dole kopalni i tak niektóre kopalnie częściowo wykorzystują je do:

- podsadzki hydraulicznej (ograniczając tym samym zużycie piasku podszkawkowego),
- profilaktyki p.poż. na dole kopalni (wraz z wykorzystaniem pyłów elektrownianych),
- prac związanych z likwidacją starych zrobów i szybów kopalnianych.

Korzystne jest także bezpośrednie wykorzystanie odpadów na powierzchni, tj. do:

- prac polegających na usuwaniu szkód górniczych,
- wyrównywania lokalnych obniżen terenu i prac rekultywacyjnych.

W obu przypadkach takie zastosowanie jest uwarunkowane tym, że odpady te nie zawierają węgla. Wyżej wymienione kierunki zastosowania odpadów do własnych potrzeb kopalni oraz wszelkiego rodzaju robót związanych z niwelacją terenu, powinny być priorytetem. Ta forma zagospodarowania odpadów może dotyczyć nie tylko terenu zakładów górniczych, gdzie one bezpośrednio powstają, ale również gminy lub regionu [2].

Wymienione kierunki zastosowania odpadów mogą dotyczyć nie tylko odpadów górniczych, ale także i niektórych odpadów przeróbczych. Zależy to jednak od ich właściwości fizykochemicznych i geomechanicznych.

4.2. Wykorzystanie odpadów przeróbczych

Do niedawna przeważał pogląd, że za odpad z procesów przeróbki węgla uważa się materiał, którego wzbogacanie nie jest opłacalne, a jednocześnie nie można znaleźć na niego nabywcy. Zatem w większości odpady przeróbcze z poszczególnych etapów procesu wzbogacania łączone były i kierowane na składowisko lub rzadziej do prac niwelacyjnych i rekultywacyjnych.

W zakładzie przeróbki mechanicznej węgla prowadzone są następujące procesy:

- klasyfikacja (rozdzielanie na klasy ziarnowe),
- kruszenie,
- wzbogacanie węgla (rozdzielanie skały płonnej od węgla),
- odwadnianie i oczyszczanie produktów procesu przeróbki (koncentratów węglowych i skały płonnej).

Wszystkie te działania umożliwiają pozyskanie produktów handlowych w postaci sortymentów rynkowych, tj. węgla oraz materiału (odpadu), który w zależności od własności lub po przekształceniu może stać się produktem.

Obecnie przy dużym zapotrzebowaniu na kruszywa nowe spojrzenie na odpady węglowe spowodowało, że prawie wszystkie frakcje odpadów węglowych powstających w zakładach przeróbki mechanicznej węgla, oprócz odpadów flotacyjnych, można wykorzystać do produkcji kruszyw mineralnych. Najdrobniejsza frakcja odpadów (odpady flotacyjne i muły) wymagają dodatkowych operacji przeróbczych (wzbogacania, granulacji, procesów termicznych itp.), aby można je było wykorzystać.

Jednym z łatwiejszych i tańszych sposobów postępowania z odpadami mułowymi jest np. zastosowanie ich jako składników mieszanin w technologiach zawieszinowych, służących do uszczelniania zrobów lub zwyczajnego lokowania ich w pustkach poeksploatacyjnych.

W celu uzyskania jak największej efektywności, tj. odpowiedniego stopnia wykorzystania odpadu, przy jak najmniejszym koszcie, należy optymalizować skład zawiesiny. Osiągnąć to można poprzez dobór odpowiedniego typu składnika wiążącego (najczęściej odpadu z energetyki, tj. popiołu lotnego) i jego zawartości w ogólnej masie tak, aby po dodaniu zagęszczonego, np. w osadniku Dorra, odpadu mułowego nie zachodziła potrzeba pompowania wody odciekającej z zestalającej się mieszaniny. [2]

4.3. Pozyskiwanie kruszywa w procesach przeróbki

Pozyskiwanie kruszyw w procesach przeróbki wymaga selektywnego wydzielenia odpadów z poszczególnych węzłów technologicznych procesu (np. odpady z płuczki ziarnowej odrębnie od odpadów z płuczki miałowej), co zresztą jest nakazem wynikającym z obowiązującej ustawy o odpadach.

Proces wzbogacania węgla i produkcji kruszywa na bazie oddzielonej skały płonnej (odpadów powęglowych z eksploatacji górniczej i z procesu wzbogacania węgla) odbywać się może w dwu węzłach technologicznych Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla:

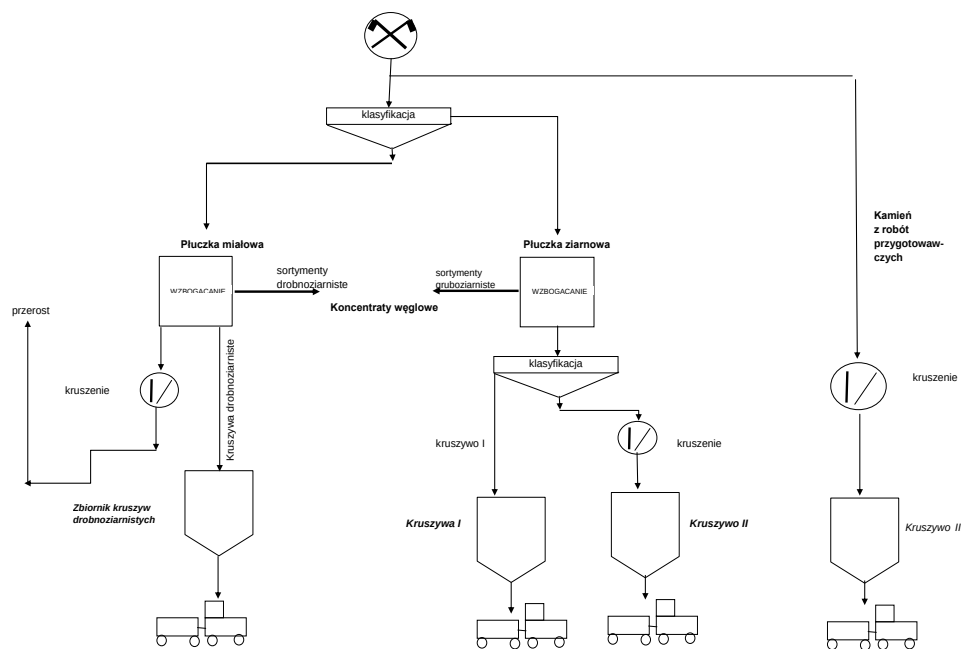
- w płuczce miałowej (produkcja kruszyw drobnouziarnionych),
- w płuczce ziarnowej (produkcja kruszyw grubouziarnionych).

Natomiast odpady górnicze (skalne z robót górniczych, przygotowawczych i udostępniających) mogą być kierowane bezpośrednio do kruszarni.

Proces otrzymywania kruszywa przedstawiono na rysunku 5.

Otrzymane kruszywo będzie mogło być zastosowane np. w budownictwie drogowym, hydrotechnicznym i robotach inżynierskich, do budowy wałów i nasypów, robót związanych z rewitalizacją terenów przemysłowych. W budownictwie inżynierskim i kubaturowym do robót niwelacyjnych, wymiany gruntów słabonośnych oraz do rekultywacji. Wyniki dotychczas przeprowadzonych badań w kilkunastu kopalniach potwierdziły przydatność kruszyw z odpadów powęglowych do wyżej wymienionych zastosowań, ponieważ:

- spełniają wymagania pod względem ochrony środowiska dla zastosowania w budownictwie komunikacyjnym i robotach ziemnych (tj. pod względem promieniotwórczości, odczynu pH i zawartości głównych składników tlenowych),
- mogą być stosowane jako składnik mieszanek do podbudów pomocniczych i do stabilizacji mechanicznej w budownictwie drogowym (posiadają odpowiednie uziarnienie i mrozoodporność).



Rys.5. Schemat instalacji do produkcji kruszyw w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla [4]

5. Wnioski

Wśród aspektów SZŚ priorytetowym jest minimalizacja odpadów. Zadanie to możliwe jest do stosunkowo szybkiej realizacji dzięki zastosowaniu odpowiednio dobranych technologii odpady węglowe mogą stać się materiałem o szerokim zastosowaniu do robót inżynierjno-technicznych i budowlanych. Racjonalna gospodarka odpadami powęglowymi pozwoli na osiągnięcie wymiernych efektów ekonomicznych i ekologicznych.

Efekty ekologiczne

- eliminacja odpadów kierowanych na składowiska, a tym samym eliminacja zjawiska palenia się hałd odpadów powęglowych, co w konsekwencji zapobiega emisji zanieczyszczeń gazowych do atmosfery,
- profilaktyka przeciwpożarowa poprzez doszczelnianie zrobów,
- wykorzystanie odpadów powęglowych do podsadzki hydraulicznej, co przyczynia się do ochrony zasobów naturalnych piasków i tym samym ochrony powierzchni terenów,
- wykorzystanie odpadów powęglowych jako kruszywa mineralnego, co pozwala na ochronę pierwotnych złóż surowców skalnych i zaspokojenie obecnie dużego zapotrzebowania na te kruszywa.

Efekty ekonomiczne

Zastosowanie odpadów z przeróbki mechanicznej węgla do robót inżynierskich, budowlanych, robót hydrotechnicznych i rekultywacyjnych spowoduje obniżenie kosztów, które ponoszone byłyby w przypadku zastosowania surowców skalnych. Podobnie przy zastosowaniu odpadów powęglowych do podsadzki hydraulicznej. Tu oszczędności wynikają ze zmniejszenia ilości nabywanego piasku podsadzkowego. Zastosowanie mułów z przeróbki węgla kamiennego pozwoli na:

- oszczędność energii, która musiałaby być zużyta na odwodnienie odpadu,
- oszczędności z tytułu kar i opłat za korzystanie ze środowiska w przypadku składowania mułów na powierzchni,
- wymierne i niewymierne efekty ekonomiczne wynikające z profilaktyki przeciwpożarowej.

Uprzydatnianie odpadów, jako kruszyw, pozwala na:

- ograniczenie kosztów ponoszonych na pozyskiwanie do tego celu innych surowców skalnych,
- ograniczenie opłat środowiskowych z tytułu składowania odpadów na powierzchni.

Wykorzystanie odpadów węglowych poprawia rentowność kopalń oraz przyczynia się do poprawy dotychczasowego wizerunku górnictwa jako przemysłu, który poprzez eksploatację nie tylko degraduje środowisko, ale także działa w kierunku ograniczenia swego negatywnego oddziaływania.

Literatura

1. Kuczyńska I., Bednarek A., Marcinkiewicz D., Cukiernik Z., Demkiewicz B.: Nowe możliwości gospodarki odpadami w górnictwie węglowym w aspekcie Dyrektywy UE. W „Zarządzanie środowiskiem w aspekcie zrównoważonego rozwoju terenów uprzemysłowionych”, KOMEKO 2007.
2. Praca zbiorowa „Technologie czystszej produkcji w górnictwie węgla kamiennego”. Biblioteka Szkoły Gospodarki Odpadami, Kraków 2003.
3. Sagatowicz A.: Czysta Produkcja w kopalniach węgla kamiennego. Czysta Produkcja w Polsce nr 4, 2001, GIG.
4. Kuczyńska I., Bednarek A., Demkiewicz B., Marcinkiewicz D.: Możliwości i uwarunkowania pozyskiwania kruszyw z eksploatacji i przeróbki węgla kamiennego, Górnictwo i Geoinżynieria, Zeszyt 3/1, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2007.
5. Łuszczak L., Węglarczyk J. „System zarządzania środowiskowego – jako podstawa planowania strategicznego, Miesięcznik WUG nr 10/2005.
6. Turek M., Problematyka zarządzania środowiskiem w górnictwie węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Gliwice 2001.
7. PN-EN ISO 14001:1998, System Zarządzania Środowiskowego. Specyfikacja i wytyczne stosowania. PKN.
8. PN-ISO 14004 System Zarządzania Środowiskowego. Ogólne wytyczne dotyczące zasad, systemów i technik wspomagających. PKN.
9. S. Kozłowski, Ekorozwój – Wyzwanie XXI wieku, Wydawnictwo PWN, Warszawa 2002.

Problem odpadów górniczych w świetle dokumentów stanowiących podstawę opracowania Planu gospodarki odpadami dla województwa śląskiego

Stanisław Karuga, Beata Witkowska-Kita, Bogna Gwoździewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego w Warszawie, Oddział zamiejscowy w Katowicach „Centrum Gospodarki Odpadami”

Streszczenie. Podstawowymi dokumentami porządkującymi gospodarkę odpadami są plany gospodarki odpadami opracowywane na szczeblu krajowym, wojewódzkim, powiatowym, jak i gminnym. W planach przedstawione są m.in. dane dotyczące wytwarzania i gospodarowania wszystkimi rodzajami odpadów. Podstawowym źródłem informacji na temat wytwarzania i gospodarowania odpadami, w tym górnictwem, jest publikacja Urzędu Statystycznego w Katowicach pt. „Ochrona Środowiska w województwie śląskim w latach 2000-2006”. Kolejnym źródłem informacji jest funkcjonujący od 2004 r. tzw. „system odpadowy”. Na szczeblu każdego województwa utworzono w Urzędach Marszałkowskich Wojewódzkie Systemy Odpadowe (WSO), które wchodzi w skład Centralnego Systemu Odpadowego (CSO), będącego w gestii Ministra Środowiska. W niniejszym opracowaniu przedstawiono dane dotyczące ilości wytwarzanych odpadów górniczych oraz sposobów gospodarowania nimi według danych zawartych w wyżej wymienionych dostępnych źródłach informacji. Analiza uzyskanych danych wykazuje rozbieżności pomiędzy nimi, przy czym dane pochodzących z WSO są w większości nie oszacowane w porównaniu z danymi przekazywanymi przez WUS.

Podstawowymi dokumentami porządkującymi gospodarkę odpadami są plany gospodarki odpadami opracowywane na szczeblu krajowym, wojewódzkim, powiatowym, jak i gminnym. Dokumenty te są opracowywane zgodnie z zapisami Prawa ochrony środowiska, ustawą o odpadach oraz z obowiązującym rozporządzeniem w sprawie sporządzania planów gospodarki odpadami.

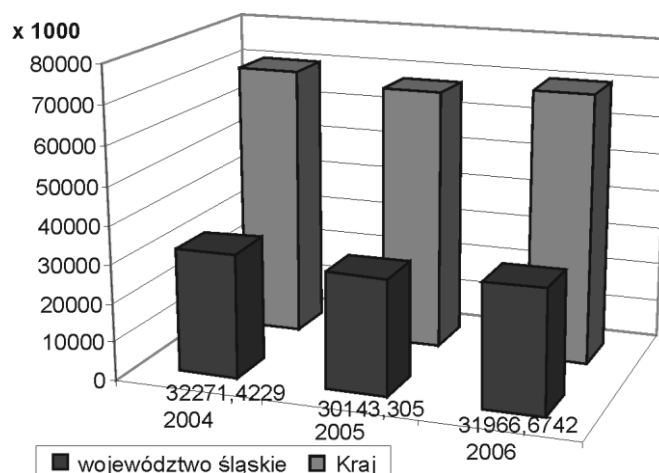
Pierwszy Plan gospodarki odpadami dla województwa śląskiego został opracowany i zatwierdzony przez Zarząd Województwa w 2002 r. W planie przedstawiono dane dotyczące wytwarzania wszystkich rodzajów odpadów i gospodarowania nimi w roku bazowym 2001.

W lutym 2008 r. rozpoczęto prace nad opracowaniem aktualizacji Planu gospodarki odpadami dla województwa śląskiego.

Podstawowym źródłem informacji na temat wytwarzania i gospodarowania odpadami, w tym górnictwem, jest publikacja Urzędu Statystycznego w Katowicach pt. „Ochrona Środowiska w województwie śląskim w latach 2000-2006” [1].

Kolejnym źródłem informacji są funkcjonujące od 2004 r. bazy danych nt. wytwarzania i gospodarowania odpadami, tzw. „system odpadowy”. Na szczeblu każdego województwa utworzono w Urzędach Marszałkowskich Wojewódzkie Systemy Odpadowe (WSO) [2], które wchodzi w skład Centralnego Systemu Odpadowego (CSO), będącego w gestii Ministra Środowiska.

W skali kraju ilość odpadów górniczych wytworzonych w latach 2004-2006 wynosiła w granicach 68-71 mln Mg, przy czym na obszar województwa śląskiego przypada około 45% tej ilości. Na rysunku 1 przedstawiono porównanie ilości odpadów górniczych wytworzonych na terenie województwa śląskiego do całkowitej ilości odpadów górniczych wytworzonych w skali kraju w latach 2004-2006.



Rys.1. Porównanie ilości odpadów górniczych wytworzonych na terenie województwa śląskiego do całkowitej ilości odpadów górniczych wytworzonych w skali kraju w latach 2004-2006

Szczegółowe dane dotyczące ilości wytwarzanych odpadów górniczych na terenie województwa śląskiego dostępne są w publikacji WUS [1] oraz w Wojewódzkim Systemie Odpadowym (WSO) dla województwa śląskiego [2].

W tabeli 1 przedstawiono ilości wytworzonych odpadów górniczych (według rodzajów odpadów) na terenie województwa śląskiego w latach 2005-2006 wg danych WUS [1] natomiast w tabeli 2 ilości odpadów górniczych w latach 2004-2006 według informacji pochodzących z WSO [2].

Ilość wytworzonych odpadów górniczych (według rodzajów odpadów) na terenie województwa śląskiego w latach 2005-2006 [1]

Tabela 1

Lp.	Rodzaj odpadu	Ilość odpadów wytworzonych [Mg]	
		2005 r.	2006 r.
1	Odpady z wydobywania kopalin innych niż rudy metali	1555300	1333900
2	Odpady powstające przy płukaniu i oczyszczaniu kopalin	28532200	28528500
3	Odpady z flotacyjnego wzbogacania węgla	1979200	2 041900
4	RAZEM	32067300	31904300

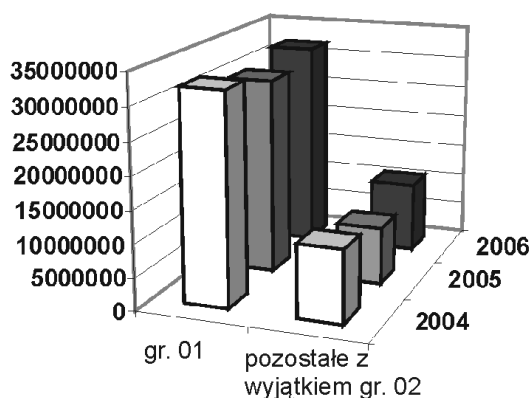
Ilości odpadów górniczych wytworzonych (według kodów odpadów) na terenie województwa śląskiego w latach 2004-2006 [2]

Tabela 2

Lp.	Kod odpadu	Wytworzone ilości odpadów [Mg]		
		2004 r.	2005 r.	2006 r.
1	010101	0,4	-	-
2	010102	1392182,2	1518148,6	1783577,5
3	010399	7,0	-	-
4	010408	1861,8	1630,0	7248,5
5	010409	1350,0	1390,0	1785,0
6	010410	5616,4	14666,2	9594,2
7	010412	28502166,0	26645824,9	27981671,9
8	010413	1,1	-	2,0
9	010481	2368231,9	1961200,6	2180505,6
10	010499	6,1	444,7	2289,5
11	010504	-	-	-
12	010508	-	-	-
13	010599	-	-	-
14	Razem	32271422,9	30143305,0	31966674,2

Dane zawarte w tabelach 1 i 2 wykazują rozbieżność w 2005 r. o 6%, natomiast dla 2006 r. o 0,2%. Należy zwrócić uwagę, że dane zawarte w publikacjach GUS [1] podają tylko trzy grupy odpadów, natomiast w WSO zdefiniowano 10 rodzajów odpadów górniczych, którym przypisano kody zgodnie z rozporządzeniem w sprawie katalogu odpadów [3].

Interesujące wydaje się porównanie, według WSO, ilości wytworzonych odpadów górniczych (grupa 01, według katalogu odpadów) na terenie województwa śląskiego z pozostałymi wytworzonymi odpadami (grupy od 02 do 19) – z wyłączeniem odpadów komunalnych (grupa 20). Odpady z grupy 01 stanowią 74-77% całkowitej ilości wytworzonych odpadów (z wyłączeniem odpadów komunalnych) na terenie województwa śląskiego, co przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Zestawienie ilości odpadów grupy 01 oraz pozostałych odpadów (z wyłączeniem odpadów komunalnych) wytworzonych na terenie województwa śląskiego w latach 2004-2006

W całkowitym strumieniu wytworzonych odpadów górniczych największą ilość stanowią odpady o kodzie 01 04 12, tzn. odpady powstające przy płukaniu i oczyszczaniu kopalin. Udziały procentowe odpadów górniczych wytworzonych na terenie województwa śląskiego w największych ilościach w latach 2004-2006 przedstawiono w tabeli 3.

Udziały procentowe odpadów górniczych wytwarzanych w największych ilościach w latach 2004-2006 na terenie województwa śląskiego (według WSO [1])

Tabela 3

Lp.	Kod odpadu	2004 r.	2005 r.	2006 r.
		[%]		
1	01 04 12	88,30	88,40	87,50
2	01 04 81	7,34	6,50	6,80
3	01 01 02	4,32	5,04	5,60
4	pozostałe rodzaje odpadów z grupy 01	0,04	0,06	0,10
5	RAZEM	100,00	100,00	100,00

Każdy wytworzony odpad powinien być, zgodnie z obowiązującymi przepisami, poddany odzyskowi lub unieszkodliwianiu, przy czym jako ostateczność dopuszcza się składowanie. Obydwa źródła pozyskania danych, WUS i WSO, podają informacje dotyczące sposobów gospodarowania odpadami. Informacje te przedstawiono w tabelach 4 i 5.

Sposoby gospodarowania wytworzonymi na terenie województwa śląskiego odpadami górniczymi w latach 2005-2006 według WUS

Tabela 4

Lp.	Wyszczególnienie	Odzysk [Mg]		Unieszkodliwianie poza składowaniem [Mg]		Unieszkodliwianie przez składowanie [Mg]		Magazynowane [Mg]	
		2005	2006	2005	2006	2005	2006	2005	2006
1	Odpady z wydobywania kopalin innych niż rudy metali	1555300	1275200	-	-	-	5000	-	53700
2	Odpady powstające przy płukaniu i oczyszczaniu kopalin	26985100	25387700	-	-	1401700	1768100	145400	1372700
3	Odpady z flotacyjnego wzbogacania węgla	1810600	1788600	-	-	168600	103800	-	149500
4	RAZEM	30351000	28452500	-	-	1570300	1876900	145400	1757900

Sposoby gospodarowania wytworzonymi na terenie województwa śląskiego odpadami górnictwymi w latach 2004-2006 według WSO

Tabela 5

Lp. Kod odpadu		Odzysk			Unieszkodliwianie poza składowa- niem [Mg]			Unieszkodliwianie przez składowanie [Mg]		
		2004	2005	2006	2004	2005	2006	2004	2005	2006
1	010101	30226,1	36830,2	40088,2	-	-	-	-	-	-
2	010102	648549,9	1419206,5	1827365,3	-	-	-	-	-	5044,0
3	010399	-	-	-	-	-	-	-	-	-
4	010407*	-	-	-	-	3,6	-	-	-	-
5	010408	3,0		4318,0	-	-	-	-	-	-
6	010409	5105,3	2471,1	2038,3	-	-	-	-	-	-
7	010410	8964,7	7597,8	9072,5	-	-	-	-	-	-
8	010412	26695119,8	25141518,7	27987530,7	-	-	-	4146,6	38746,0	511285,0
9	010413	403,5	276,5	1394,8	14,0	-	-	6,6	-	-
10	010481	2159281,0	1633369,3	1971741,9	-	-	-	-	116067,0	103877,0
11	010499	2,5	-	-	-	-	-	305,9	434,0	855,2
12	010504	-	-	-	-	-	-	-	33,6	-
13	010508	-	-	-	-	-	-	-	-	1010,2
14	010599	-	-	-	-	-	-	-	-	795,9
15	RAZEM	29547655,8	28241270,1	31843549,7	14,0	3,6	-	4459,1	155280,6	622867,3

Wstępna analiza danych przedstawionych w powyższych źródłach wykazuje w niektórych przypadkach znaczne rozbieżności. W tabeli 6 przedstawiono procentowe różnice danych według WSO w stosunku do informacji GUS (100%).

Procentowe różnice danych według WSO w stosunku do informacji GUS (100%)

Tabela 6

Lp.	Wyszczególnienie	Lata	
		2005 r.	2006 r.
1	Odpady wytworzone	-6,00%	0,19%
2	Odpady poddane odzyskowi	-1,95%	11,92%
3	Odpady unieszkodliwione przez składowanie	-90,11%	-66,81%

Dla 2005 r. dane podawane w WSO wydają się, że są nie doszacowane w porównaniu z danymi prezentowanymi przez GUS, przy czym zaskakująca jest różnica w podawanych ilościach dla procesu unieszkodliwiania przez składowanie. Wielkości podawane w WSO są o 90% mniejsze w stosunku do oficjalnie publikowanych danych przez WUS. Podobna sytuacja występuje dla 2006 r., gdzie ta różnica wynosi 66,81%. Duże rozbieżności mogą być wynikiem wciąż niedoskonałego systemu zbierania danych, ich przetwarzania i konstrukcji bazy WSO. Tak więc, korzystanie z bazy danych WSO przy opracowywaniu planów gospodarki odpadami wydaje się utrudnione. Natomiast

w przypadku korzystania z danych WUS występuje problem z ogólnością danych – podział odpadów tylko na 3 grupy odpadów.

Wobec większej ogólności planu wojewódzkiego w porównaniu z planami niższych szczebli wydaje się poprawne korzystanie z oficjalnych danych GUS, licząc jednak na to, że w przyszłości dane z obu źródeł będą porównywalne we wszystkich aspektach.

Literatura

1. „Ochrona Środowiska w województwie śląskim w latach 2000-2006”. Urząd Statystyczny w Katowicach 2007.
2. Wojewódzki System Odpadowy (WSO) dla województwa śląskiego. Ministerstwa Środowiska.
3. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 września 2001 r. w sprawie katalogu odpadów.

Odwadnianie zawiesin węglowych z wykorzystaniem technologii kapilarnej

Stanisław Błaszczyński – Politechnika Śląska, **Bogusław Lubieniecki** – Larox Poland Ltd, **Aleksander Lutyński**, **Łukasz Skrzypiec** – Politechnika Śląska

Streszczenie. W rozdziale opisano zasadę działania oraz budowę tarczowych filtrów próżniowych z ceramiczną przegrodą filtracyjną wykorzystującą zjawisko kapilarne. Filtry ceramiczne wykonane w technologii kapilarnej są wyjątkowo wszechstronne i znajdują zastosowanie w przemyśle: surowców mineralnych oraz metalurgicznym. W pracy przedstawiono też wyniki badań laboratoryjnych filtrów próżniowych z ceramiczną przegrodą filtracyjną wykonane na zawiesinach koncentratu flotacyjnego węgla koksowego. Przedstawione wyniki pozwalają na pomyślne rokowania w stosowaniu tej technologii w zakładach przeróbczych węgla kamiennego z uwagi na: przewidywane osiągi wydajności, poziom wilgoci płacka filtracyjnego i czystość filtratu. Wyniki badań laboratoryjnych wymagają potwierdzenia w badaniach półprzemysłowych i przemysłowych.

1. Wstęp

Proces odwadniania zawiesin węglowych, zawierających ziarna bardzo drobne (poniżej 0,5 mm), którego celem jest uzyskanie produktu handlowego o wymaganym poziomie wilgoci jest niezwykle trudny. Prace nad poprawą skuteczności tego procesu są przedmiotem wielu przedsięwzięć i opracowań technicznych, technologicznych i organizacyjnych. W przypadku zawiesin węglowych odwadnianie może być prowadzone w polu sił odśrodkowych (wirówki sedymentacyjno-filtracyjne) lub w wyniku działania różnicy ciśnień (filtry próżniowe, filtry ciśnieniowe, prasy filtracyjne). W polskich kopalniach węgla kamiennego drugi z wymienionych sposobów jest stosowany powszechnie, szczególnie w odniesieniu do węgla koksowych, gdzie w wyniku procesu flotacji uzyskuje się koncentrat flotacyjny o koncentracji części stałych około 250÷300 kg/m³ i niskiej zawartości popiołu oraz odpady flotacyjne o dużej zawartości popiołu. Do odwadniania koncentratu flotacyjnego stosowane są tarczowe filtry próżniowe FTB-6, FTC-100, FTC-150, FTPO-144 oraz FTPO-180. Wilgoć materiału po odwodnieniu na tych filtrach zawiera się w granicach 24–28(30)%, a jednostkowa wydajność szacowana jest na poziomie od 40 do 110 kg m.s./m² h.

Wydajność i skuteczność odwadniania na filtrach próżniowych tarczowych zależy od:

- zagęszczenia nadawy,
- uziarnienia nadawy,
- zawartości popiołu w klasie ziarnowej < 0,1 mm,
- stosowania procesu flokulacji,
- wielkości próżni,
- liczby obrotów tarcz.

W tarczowych filtrach próżniowych proces filtracji przebiega pod działaniem różnicy ciśnień po obu stronach przegrody filtracyjnej, którą jest siatka lub tkanina. Nowatorską propozycją firmy Larox [1] w odniesieniu do tarczowych filtrów próżniowych jest ceramiczna przegroda filtracyjna.

Filtracja z zastosowaniem przegrody ceramicznej wykorzystuje zjawisko kapilarne (rys. 1) opisane prawem Young–Laplace. Prawo to definiuje wpływ średnicy kapilary na efekt kapilarny i wysokość podciągania kapilarnego, który zależy od napięcia powierzchniowego, kąta zwilżania kapilary cieczą i gęstości cieczy. Prawo Younga–Laplace’a opisane zależnością:

$$\Delta P = \frac{4 \cdot T \cdot \cos \Theta}{D} \quad (1)$$

Natomiast wysokość podciągania kapilarnego wynosi:

$$h = \frac{T \cdot \cos \Theta}{\rho \cdot g \cdot D} \quad (2)$$

gdzie:

T – napięcie powierzchniowe, (J/m lub N/m),

h – wysokość podciągania kapilarnego, m,

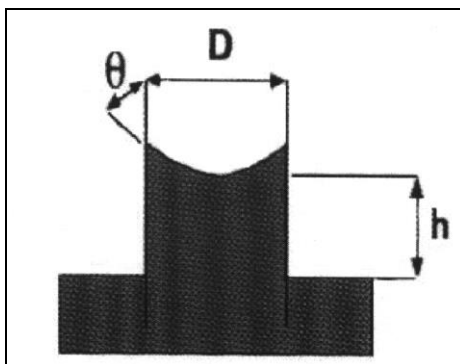
Θ – kąt zwilżania, stopień,

ρ – gęstość cieczy, kg/m³,

g – przyspieszenie ziemskie, m/s²,

D – średnica kapilary, m,

ΔP – ciśnienie wywołane zjawiskiem kapilarnym, Pa.



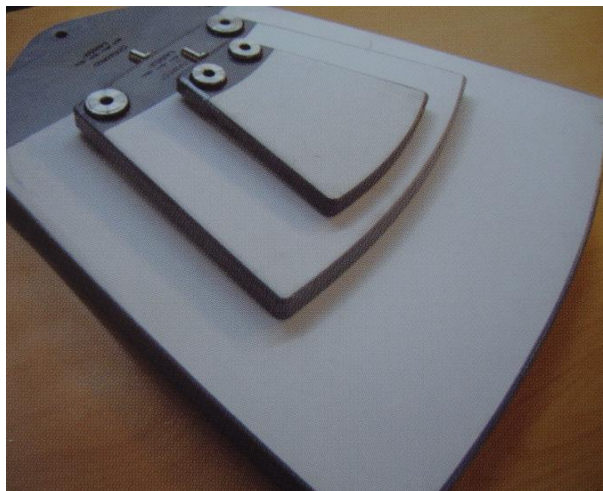
Rys.1. Zjawisko kapilarne

2. Opis przemysłowego filtra tarczowego próżniowego z ceramiczną przegrodą filtracyjną

Filtr próżniowy z ceramiczną przegrodą filtracyjną jest w swym wyglądzie podobny do znanych filtrów próżniowych tarczowych. Tarcza filtra ceramicznego wykonana jest ze spieków tlenków glinu posiadających jednorodne

mikropory tworzące system ssących kapilar. Mikropory pozwalają na przepływ tylko i wyłącznie cieczy. Przy właściwie dobranej średnicy kapilar, naturalny przepływ powietrza przez przegrodę ceramiczną jest niemożliwy. Filtrat jest zasysany w momencie, gdy ceramiczny dysk zanurzony jest w zawieszinie. W tym czasie na powierzchni dysków następuje formowanie placka filtracyjnego.

Sektory filtrów próżniowych tarczowych różnej wielkości pokazano na rysunku 2. Na kolejnych rysunkach przedstawiono filtr próżniowy tarczowy z przegrodą ceramiczną nowo zabudowany (rys. 3) i pracujący w zakładzie przemysłowym (rys. 4). Na rysunku 5 pokazano jak usuwany jest placek filtracyjny z tarcz omawianego filtra.



Rys.2. Sektory filtra próżniowego tarczowego z przegrodą filtracyjną różnej wielkości



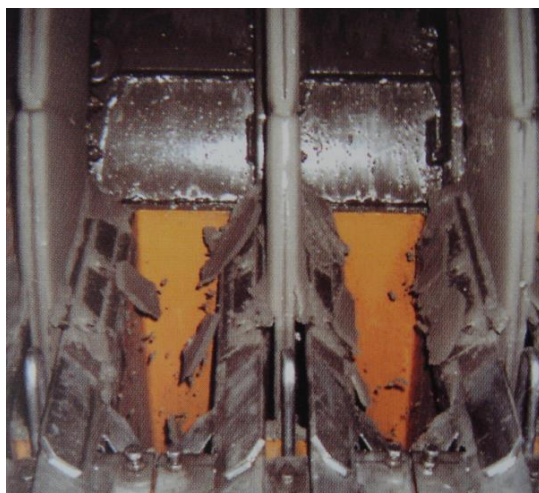
Rys.3. Nowo zabudowany filtr próżniowy tarczowy z przegrodą filtracyjną



Rys.4. Filtr próżniowy tarczowy z przegrodą filtracyjną

Konwencjonalne filtry próżniowe, w przeciwieństwie do filtrów próżniowych z ceramiczną przegrodą filtracyjną, potrzebują wysokiego strumienia powietrza przechodzącego przez placek i przegrodę filtracyjną. Wymaga to stosowania większych i tym samym bardziej kosztownych w eksploatacji pomp próżniowych. Ponieważ w filtrach próżniowych wykorzystujących zjawisko kapilarne ciśnienie wywołane pompami próżniowymi wykorzystywane jest tylko do transportu filtratu z tarcz do zbiornika, moc zainstalowanych pomp próżniowych jest niewielka.

Filtry ceramiczne wykonane w technologii kapilarnej są wyjątkowo wszechstronne i mogą być stosowane, zarówno w szeroko pojętym przemyśle surowców mineralnych, w tym i górnictwa, jak i przemyśle metalurgicznym.



Rys.5. Usuwanie placka filtracyjnego z tarczy ceramicznej przegrody filtracyjnej

Materiał ceramiczny, z którego wykonane są dyski, jest odporny, na działanie prawie wszystkich chemikaliów i może pracować przy wysokiej temperaturze zawiesiny. Cechuje się też wysoką żywotnością. Filtry próżniowe z ceramiczną przegrodą filtracyjną bardzo dobrze funkcjonują filtrując zawiesinę o stabilnej, wysokiej zawartości ciał stałych i uziarnieniu d_{80} powyżej 40 mikronów.

Ze względu na prezentowane walory nowych rozwiązań urządzeń do odwadniania oraz fakt, że w polskim przemyśle węglowym rozwiązania te nie są jeszcze stosowane, podjęto badania nad zachowaniem się zawiesin węglowych odwadnianych omawianą technologią. Badania przeprowadzono w laboratorium Katedry Przeróbki Kopalin i Utylizacji Odpadów Politechniki Śląskiej.

3. Charakterystyka badanych zawiesin węglowych

Badania odwadniania w technologii filtracji kapilarnej przeprowadzono na zawiesinach koncentratu flotacyjnego węgla koksowego, które pozyskano z układu technologicznego zakładu przerobczego kopalni. Właściwości zawiesin poddanych badaniom przedstawiono w tabeli 1.

Właściwości zawiesin węglowych poddanych badaniom

Tabela 1

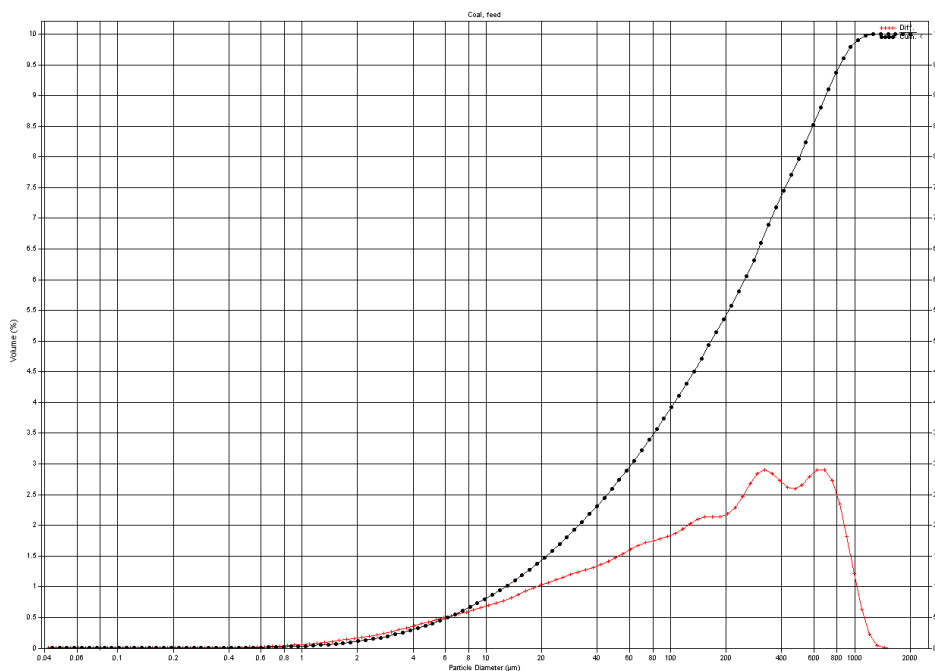
Zawiesina numer	Gęstość, g/l	Zawartość ciała stałego, g/l	Gęstość ciała stałego, kg/dm ³	pH, -	Zawartość popiołu, %
1	1108	374,0	1,4	8	8,936
2	1142	551,4	1,4	8	8,936

W dodatkowych badaniach oznaczono również skład chemiczny fazy ciekłej, uzyskując następujące wyniki:

- chlorki – 5780,0 mg/l,
- siarczany – 115,0 mg/l,
- wapń – 426,4 mg/l,
- magnez – 146,9 mg/l,
- wodorowęglany – 143,4 mg/l,
- sól – 2816, 0 mg/l,
- potas – 63 mg/l.

Analizę składu ziarnowego wykonano na analizatorze laserowym COULTER ® LS PARTICLE SIZE ANALYZER o zakresie pomiarowym od 0,040 do 2000 μm . Analiza wykazała, że średnia arytmetyczna wielkość ziarna wyniosła 120,9 μm , wielkość ziarna podziałowego 166,7 μm , a maksymalna wielkość ziarna 684,2 μm .

Krzywą składu ziarnowego przedstawiono na rysunku 6.



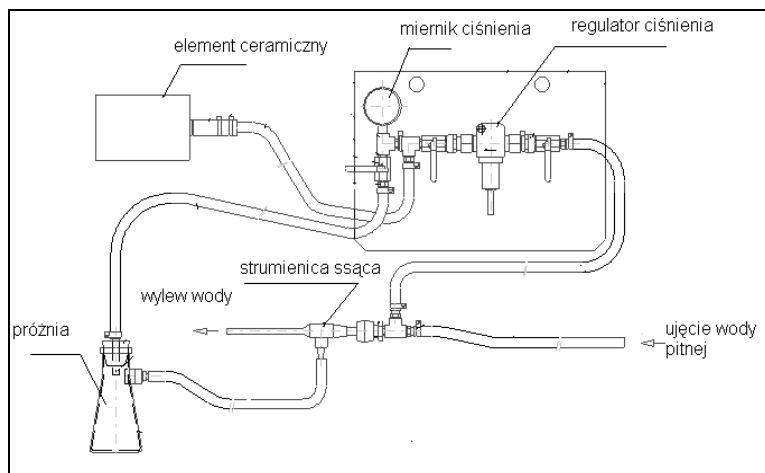
Rys.6. Krzywa składu ziarnowego wykonana na analizatorze laserowym COULTER® LS PARTICLE SIZE ANALYZER

4. Stanowisko laboratoryjne i metodyka badań odwadniania zawieszin węglowych w technologii kapilarnej

Laboratoryjne stanowisko badawcze o nazwie Ceramec CC, na którym wykonywano badania filtracji próżniowej kapilarnej przeznaczone jest do symulacji poszczególnych faz cyklu odwadniania, charakterystycznych dla przemysłowych próżniowych filtrów tarczowych z ceramiczną przegrodą filtracyjną. Schemat stanowiska pokazano na rysunku 7, a jego widok na rysunku 8. Stanowisko to składa się z: elementu ceramicznego (komora wykonana z płyt ceramicznych), regulatora ciśnienia, miernika ciśnienia, kolby, w której uzyskiwana jest próżnia, strumienicy ssącej i zespołu zaworów. Zestaw wyposażony jest ponadto w urządzenie firmy FinnSonic, przeznaczone do ultradźwiękowego czyszczenia elementu ceramicznego.

Badania laboratoryjne prowadzone były według opracowanej i przyjętej metodyki. Element ceramiczny, w którym wytworzona była próżnia, zanurzano w zawieszinie wodno węglowej o jednorodnym zagęszczeniu. Zawiesina ta znajdowała się w głębokim pojemniku. Element pozostawał zanurzony w zawieszinie przez założony, i zmieniający się dla poszczególnych prób, czas formowania placka. Następnie element ceramiczny z uformowanym plackiem filtracyjnym wyjmowano z zawiesiny i pozostawiano przez założony, i zmieniający się dla poszczególnych prób, czas pod działaniem podciśnienia. Był to czas suszenia

placka. Kolejną czynnością było przemywanie filtra. Czas tego przemywania mierzono. Suma czasów formowania placka, suszenia i przemywania była czasem cyklu pracy filtra.



Rys.7. Schemat laboratoryjnego stanowiska badawczego Ceramec CC



Rys.8. Widok laboratoryjnego stanowiska badawczego Ceramec CC

Placek filtracyjny uformowany w wyniku przeprowadzonych operacji był mierzony, a następnie zdejmowany z elementu ceramicznego i ważony w stanie mokrym oraz suchym. Oznaczenia mas placka wykonywano w wagosuszarce. Wyniki tych pomiarów pozwalały na wyznaczenie wilgotności placka uformowanego w procesie odwadniania. Wyznaczony czas cyklu odwadniania i powierzchni filtracji elementu ceramicznego pozwalały na oszacowanie wydajności filtra dla danych warunków przeprowadzenia badania.

Badania zasadnicze poprzedzone zostały badaniami wstępnymi. W badaniach tych dokonano wyboru elementu ceramicznego o przepuszczalności 6000 l/m²h, a odrzucono element ceramiczny o przepuszczalności 1200 l/m²h.

Na rysunkach 9 i 10 pokazano placki filtracyjne po ich uformowaniu w wykonanych badaniach odwadniania różnych zawiesin węglowych i różnym czasie formowania placka. Wyniki przeprowadzenia pomiarów przedstawiono w tabelach 2 i 3. W badaniach rejestrowano też poziom zawiesiny w pojemniku.



Rys.9. Widok placka filtracyjnego o grubości 6,0 mm; czas formowania – 21 sek, zawartość ciała stałego – 374,0 g/l



Rys.10. Widok placka filtracyjnego o grubości 9,5 mm; czas formowania – 21 sek, zawartość ciała stałego – 551,4 g/l

Wyniki badań odwadniania zawiesiny węglowej o zawartości ciała stałego 374,0 g/l

Tabela 2

Parametr	Wartość parametru											
Zawartość ciała stałego, g/l	374,0											
Gęstość zawiesiny, g/l	1108											
Masa właściwa c. stałego, kg/dm ³	1,4											
Temperatura zawiesiny, °C	20											
Różnica ciśnień, bar	0,9											
pH zawiesiny, -	8											
Poziom zawiesiny, mm	- 200						- 400					
Numer testu	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Czas formowania placka, s	10	10	13	13	21	21	8	8	10	10	16	16
Czas suszenia placka, s	16	16	22	22	35	25	18	18	25	25	40	40
Czas przemywania i czas martwy, s	4	4	5	5	9	9	4	4	5	5	9	9
Czas stałego cyklu, s	30	30	40	40	65	65	30	30	40	40	65	65
Powierzchnia filtracji, m ²	0,0135											
Grubość placka, mm	3,5	3,0	3,0	4,0	6,0	5,0	4,0	5,0	3,5	4,0	5,0	5,0
Pozostałość placka, mm	0,8											
Masa placka mokrego, g	29,0	44,1	35,6	52,1	65,0	66,5	41,7	54,7	30,7	54,6	54,7	68,9
Masa placka suchego, g	25,3	38,6	30,0	44,7	54,8	56,5	36,4	47,6	26,3	47,3	47,0	59,6
Wilgoć placka, % w/w	15,4	12,4	15,8	14,2	15,7	15,0	12,7	13,0	14,2	13,4	14,0	13,5
Wydajność, kg m.s./m ² .h	173,5	251,8	146,5	238,4	194,8	194,8	258,9	355,3	135,5	152,2	162,1	205,4

Wyniki badań odwadniania zawiesziny węglowej o zawartości ciała stałego 551,4 g/l

Tabela 3

Parametr	Wartość parametru																	
Zawartość ciała stałego, g/l	551,4																	
Gęstość zawiesziny, g/l	1142																	
Masa właściwa c. stałego, kg/dm ³	1,4																	
Temperatura zawiesziny, °C	20																	
Różnica ciśnień, bar	0,9																	
pH zawiesziny, -	8																	
Poziom zawiesziny, mm	- 200						- 400						- 600					
Numer testu	1	2	3	4	5	6	7	8	9									
Czas formowania placka, s	10	13	21	8	10	16	4	5	9									
Czas suszenia placka, s	16	22	35	18	25	40	18	25	40									
Czas przemywania i czas martwy, s	4	5	9	4	5	9	8	10	16									
Czas stałego cyklu, s	30	40	65	30	40	65	30	40	65									
Powierzchnia filtracji, m ²	0,0135																	
Grubość placka, mm	5,0	5,5	9,5	5,5	6,0	8,0	3,5	5,0	6,5									
Pozostałość placka, mm	0,8																	
Masa placka mokrego, g	64,8	73,9	121,2	73,8	86,2	110,4	49,0	65,6	83,1									
Masa placka suchego, g	54,1	61,9	101,8	62,4	73,3	92,6	42,3	56,7	71,5									
Wilgoć placka, % w/w	16,5	16,2	16,0	15,4	15,0	16,1	13,3	13,6	14,0									
Wydajność, kg m ² /h	404,0	352,8	382,5	474,3	423,3	342,0	290,0	317,0	257,0									

5. Omówienie wyników badań i podsumowanie

W serii testów filtracji zawiesiny 1 o zawartości ciała stałego 374,0 g/l uzyskano:

- wilgotność placka: 12,4-15,8%,
- wydajność jednostkową: 135,5–355,0 kg/m²h.

Na podstawie analizy poszczególnych cykli testowych wydaje się że, dla tej nadawy możliwe jest uzyskanie następujących osiągnięć w warunkach przemysłowych:

- czas cyklu ~30 sek.,
- wydajność: 200–300 kg/m²h,
- wilgotność placka około 13%.

W serii testów z zagęszczoną zawiesiną 2 o zawartości ciała stałego 551,4 g/l uzyskano:

- wilgotność placka: 13,3–16,5%,
- wydajność jednostkową: 250,0–474,3 kg/m²h.

Próba z zawiesiną zagęszczoną wykazała, że przy niewielkim wzroście wilgotności placka filtracyjnego możliwe jest uzyskanie znacznie wyższej wydajności jednostkowej. Próbę wykonano na nadawie o zawartości ciała stałego 551,4 g/l, które w świetle przeprowadzonego wcześniej testu sedymentacji można uzyskać bez problemów w prawidłowo zaprojektowanym i eksploatowanym zagęszczaczu.

Na podstawie analizy poszczególnych cykli testowych wydaje się, że dla nadawy zagęszczonej możliwe jest uzyskanie następujących wyników:

- czas cyklu ~ 40 sek.,
- wydajność 350–450 kg/m²h,
- wilgotność placka około 15%.

Czystość filtratu: W czasie testów nie oznaczano zawartości ciała stałego w filtracie, ze względu na trudności oznaczenia metodami tradycyjnie stosowanymi w laboratorium. Technologia kapilarnej filtracji zapewnia bowiem filtrat o znikomej zawartości ciała stałego.

Uzyskane w laboratorium wyniki stanowią rzetelną przesłankę do dalszych badań – w skali półprzemysłowej lub przemysłowej. Badania takie zamierza się

przeprowadzić na filtrze całkowicie zautomatyzowanym o jednej tarczy filtracyjnej i powierzchni przegrody filtracyjnej $F = 1 \text{ m}^2$. Celem tych badań, których czas trwania w zależności od procesu technologicznego trwa od kilku do kilkudziesięciu dni, jest sprawdzenie w warunkach przemysłowych stabilności uzyskiwanych parametrów a w szczególności: wydajności i wilgotności placka filtracyjnego.

Literatura

[1] Materiały informacyjne Firmy LAROX[®], 2007.

Wpływ wybranych parametrów środowiskowych na wielkość migracji metali ciężkich z odpadów górniczych

Beata Gryniewicz-Bylina, Bożena Rakwiec – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. W rozdziale przedstawiono wyniki pracy badawczej, w której podjęto próbę zmodyfikowania parametrów cieczy wymywającej odpady celem dostosowania do parametrów wód infiltrujących występujących w warunkach rzeczywistych. Zaprezentowano metodę oraz sposób prowadzenia badań wymywania metali ciężkich z odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego, oparty na zastosowaniu cieczy wymywających o zmiennym odczynie w zakresie od 1,88 do 6,85 pH. Uzyskane wyniki porównano z publikowanymi wynikami badań dotyczącymi wielkości migracji metali ciężkich z odpadów określanej za pomocą testów laboratoryjnych wykorzystujących wodę destylowaną jako ciecz wymywającą.

1. Wprowadzenie

Wzrost zapotrzebowania na kruszywa drogowe, związany z rozwojem infrastruktury drogowej, mogący osiągnąć, według danych Polskiego Związku Pracodawców Producentów Kruszyw, w 2012 roku poziom 224 mln Mg powoduje coraz większe zainteresowanie wykorzystaniem, do celów budownictwa drogowego, odpadów z górnictwa węgla kamiennego. Prognozowany wzrost produkcji kruszyw z wyżej wymienionych odpadów szacowany jest na poziomie 14 mln Mg w 2012 roku [3].

Możliwość wykorzystania odpadów górniczych w budownictwie drogowym wprowadzona została Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 21 marca 2006 r. (w sprawie odzysku lub unieszkodliwiania odpadów poza instalacjami i urządzeniami, Dz.U. 2006 r. nr 49 poz. 356).

Powyższe rozporządzenie, jak również:

- Rozporządzenie 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.),
- Rozporządzenie 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),

nie podają wymagań dopuszczania odpadów górniczych do zastosowań w budownictwie drogowym. Jedynym ograniczeniem jest, podane w normie PN-B06050:1999, kryterium dla zawartości części organicznych w łupkach przywęglowych, nieprzepalonych, stosowanych na dolne warstwy nasypów. Poza wymienionym ograniczeniem brak jest innych wymagań oraz europejskiej normy technologicznej dla zastosowania odpadów górniczych do produkcji kruszyw [5].

Wykorzystanie odpadów górniczych w budownictwie drogowym stanowi formę ich deponowania i w świetle prac badawczych [4, 6, 7, 8] może prowa-

dzić do kumulacji zanieczyszczeń w środowisku, w tym metali ciężkich. Publikowane wyniki badań wykazują największą podatność na ługowanie ze strony cynku, ołowiu, miedzi, niklu i chromu. Według publikacji [7] udział procentowy wyługowywanego ładunku w całkowitej zawartości metalu w odpadzie wynosi odpowiednio: cynk – 0,38%, ołów – 2,20%, nikiel – 0,43%, miedź – 0,17% i chrom – 0,35%. Ten stan jest spowodowany występowaniem szybkiego zakwaszania wycieków z odpadów górniczych o niskim stopniu zbuforowania i obecnością siarczanów, stanowiących produkt rozkładu pirytu, jako podstawowego rozpuszczalnego składnika odpadów górniczych.

Przytoczone wartości charakteryzują przybliżoną wielkość metali ciężkich przechodzących z mieszaniny gruntowo-odpadowej do środowiska glebowo-wodnego. Określone zostały metodami opartymi na testach wymywania wodą destylowaną o odczynie od 4,8 do 5,5 pH. Nie uwzględniają jednak czynników środowiskowych wpływających na ługowanie metali ciężkich z mieszaniny gruntowo-odpadowych, jak m.in. obniżony odczyn infiltrujących wód opadowych (według danych WIOŚ z 2004 r. średni odczyn próbek opadów atmosferycznych wynosił 4,52–4,85 pH w województwie śląskim), czy nadmierne zakwaszenie gleb (według danych WIOŚ z 2001 r. ponad 61,5% gleb w województwie śląskim jest nadmiernie zakwaszonych, pH gleb jest niższe od 5,5 jednostek KCl).

Brak wymagań formalnoprawnych oraz występowanie potencjalnego zagrożenia środowiska związanego z migracją metali ciężkich z odpadów z górnictwa węgla, jak również prowadzone przez m.in. CMG KOMAG prace związane z gospodarką odpadami spowodowały zainicjowanie w 2006 r. prac badawczych nad opracowaniem narzędzia umożliwiającego zidentyfikowanie, zbliżonego do występującego w środowisku glebowo-wodnym, ładunku wymywanych metali ciężkich z mieszanin gruntowo-odpadowych stosowanych w budownictwie drogowym. W niniejszym rozdziale monografii przedstawiono dotychczasowe wyniki prac badawczych.

2. Cel i zakres metody badawczej

Dotychczasowe prace badawcze miały na celu określenie wpływu wybranych parametrów cieczy wymywającej oraz odpadów górniczych na wielkość ładunku wymywanych metali ciężkich. Badaniami objęto odpady pochodzące z jednej z kopalń węgla kamiennego z terenu województwa śląskiego, w której proces przeróbki węgla składa się z operacji przesiewania, osadzania w cieczy ciężkiej i flotacji. Odpady wytwarzane w wytypowanej do badań kopalni odprowadzane są do rekultywacji hałdy.

Zakres badań obejmował:

- pobór próbek odpadów i scharakteryzowanie ich za pomocą parametrów fizykochemicznych, w tym: gęstości rzeczywistej, składu ziarnowego, sto-

sunku zawartości suchej masy DR, stosunku wilgotności MC, strat przy prażeniu, całkowitej powierzchni właściwej, zdolności do neutralizacji kwasów (ANC) oraz całkowitej zawartości metali ciężkich,

- dobór cieczy wymywających zgodnie z przyjętymi kryteriami i identyfikację ich parametrów, w tym: odczynu, przewodności i potencjału utleniająco – redukującego redox,
- przeprowadzenie wymywania odpadów górniczych przy użyciu dobranych cieczy wymywających i wykonanie pomiarów analitycznych stężeń metali ciężkich w odciekach uzyskanych z wymywania.

Badania przeprowadzono dla odpadów pochodzących z bieżącej produkcji i ze składowiska. Jako kryteria wyboru odpadów przyjęto:

- objęcie badaniami podstawowych rodzajów odpadów wytwarzanych w procesie przeróbki węgla, w przypadku odpadów z bieżącej produkcji,
- zróżnicowanie długości okresu składowania odpadów na: 1-2 dni; 0,5 roku; około 3 lata oraz około 20 lat w przypadku odpadów ze składowiska.

Opracowano metodę badań przedstawioną w formie algorytmu na rysunku 1. Metodę oparto na badaniach wymywania odpadów górniczych z wykorzystaniem różnych cieczy wymywających. Obok wody destylowanej (ciecz wymywająca A), której użycie do badań dedykowanych odpadom składowanym na składowiskach zaleca grupa norm PN-EN 12457, zastosowano ciecze wymywające oznaczone jako:

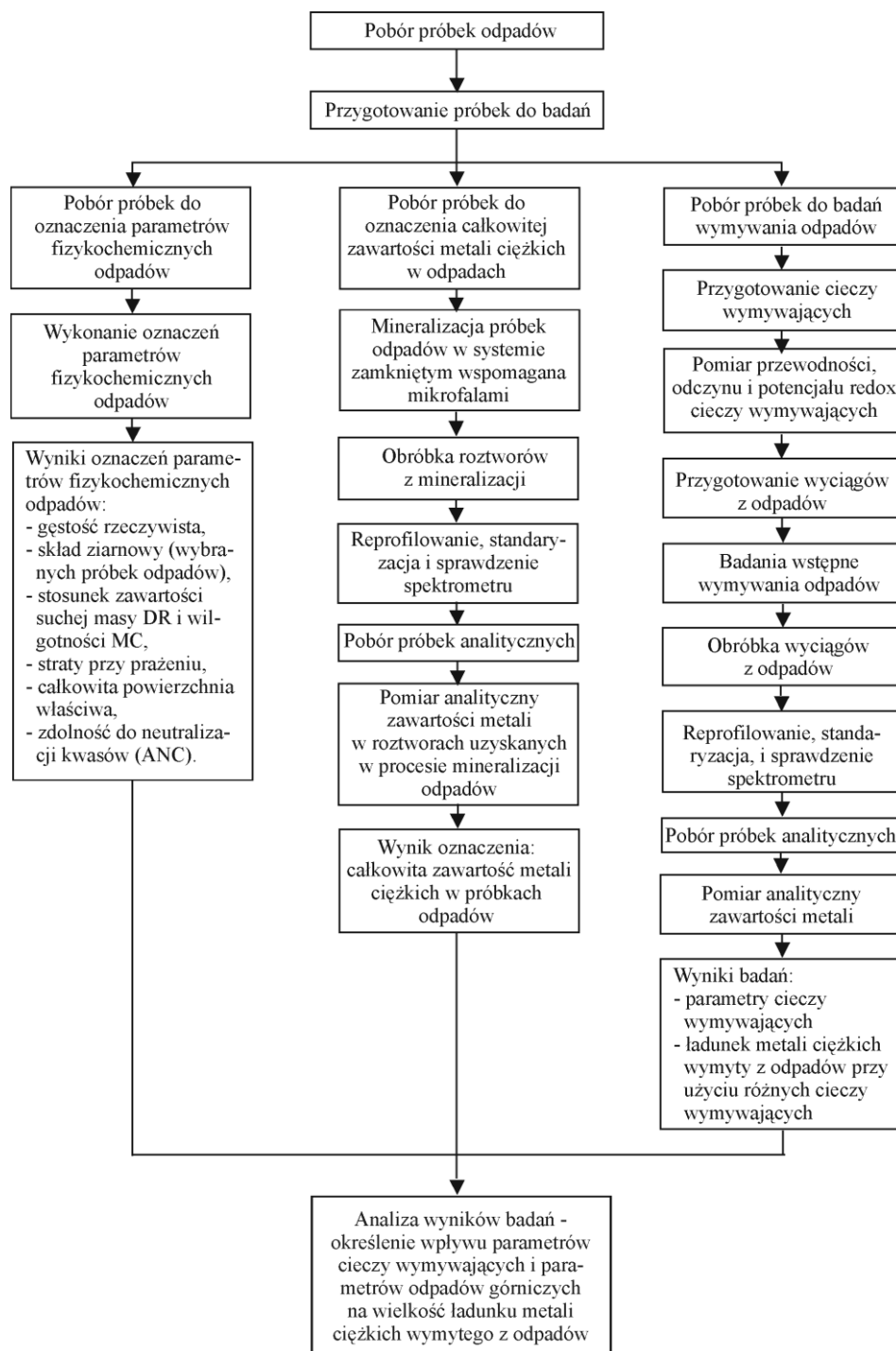
- B - roztwór kwasu azotowego (V) o stężeniu 0,05%,
- C - roztwór kwasu chlorowodorowego o stężeniu 0,05%,
- D - roztwór kwasu siarkowego (VI) o stężeniu 0,05%,
- E - mieszanina roztworów ww. kwasów i roztworu octanu sodu o stężeniu 1%,
- F - roztwór octanu sodu o stężeniu 1%.

Kryterium doboru cieczy wymywających stanowiła obecność:

- anionów azotanowych, siarkowych i chlorkowych występujących w wodzie opadowej,
- octanu sodu zaliczanego do związku tworzącego połączenia chelatowe z metali ciężkimi wyługowywanymi z gleby.

Wyciągi z odpadów górniczych przygotowywano przez okres 24 h, zachowując stosunek cieczy do fazy stałej L/S na poziomie 2 l/kg zgodnie z PN-EN 12457-1:2006.

Celem oznaczania zawartości następujących metali ciężkich: kadmu, miedzi, ołowiu, niklu, cynku, arsenu, selenu, antymonu, baru i chromu uzyskane odcieki przefiltrowano i poddano analizie na spektrometrze emisyjnym, ze wzbudzeniem plazmowym.



Rys.1. Algorytm metody badawczej

3. Przebieg badań

3.1. Charakterystyka obiektu badań

Obiektem badań były odpady górnicze pochodzące z bieżącej produkcji i ze składowiska kopalni węgla kamiennego. Pobrano próbki, o masie około 5 kg każda, następujących rodzajów odpadów:

- odpady w klasie ziarnowej 20-200 mm z przesiewaczy wibracyjnych,
- odpady w klasie ziarnowej 0-20 mm z przenośnika taśmowego transportującego odpady z osadzarki cieczy ciężkiej,
- odpady poflotacyjne.

Następnie pobrano próbki, o masie od 2 do 5 kg, z różnych rejonów składowiska, reprezentatywnych dla długości okresu składowania pobieranego rodzaju odpadów:

- odpady poflotacyjne składowane przez okres 1-2 dni,
- odpady mieszane z przeróbki węgla (odpady z przesiewaczy, osadzarki cieczy ciężkiej i poflotacyjne) składowane przez okres około 0,5 roku,
- odpady mieszane z przeróbki węgla składowane przez okres około 3 lat,
- odpady przepalone z przeróbki węgla składowane przez okres około 20 lat.

Pobrane próbki odpadów górniczych scharakteryzowano przed badaniami za pomocą następujących parametrów fizykochemicznych:

- gęstość rzeczywista oznaczona jako gęstość właściwa szkieletu gruntowego ρ_s według PN-88/B-04481,
- skład ziarnowy oznaczony metodą według PN-EN 933-1:2000,
- stosunek zawartości suchej masy DR i wilgotności MC oznaczony metodą wagową według PN-ISO 11465:1999,
- straty przy prażeniu oznaczone metodą wagową według PN-88/B-04481,
- całkowita powierzchnia właściwa oznaczona metodą z użyciem błękitu metylenowego według PN-88/B-04481,
- zdolność do neutralizacji kwasów (ANC) oznaczona metodą potencjometryczną jako zasadowość ogólna miareczkowaną do pH 4,5 według PN-EN 9963-1:2001.

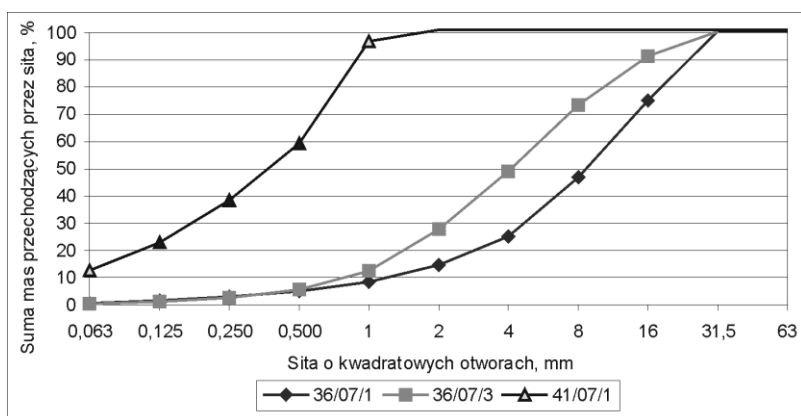
Zestawienie parametrów fizykochemicznych badanych odpadów górniczych przedstawiono w tabeli 1.

Wyniki analizy ziarnowej przedstawiono na rysunku 1. Skład ziarnowy oznaczony dla próbek odpadów mieszanych z przeróbki węgla składowanych przez okres: około 0,5 roku, około 3 lat oraz próbek odpadów poflotacyjnych z bieżącej produkcji. Dla próbek pozostałych odpadów nie oznaczono składu ziarnowego.

Parametry fizykochemiczne badanych odpadów górniczych

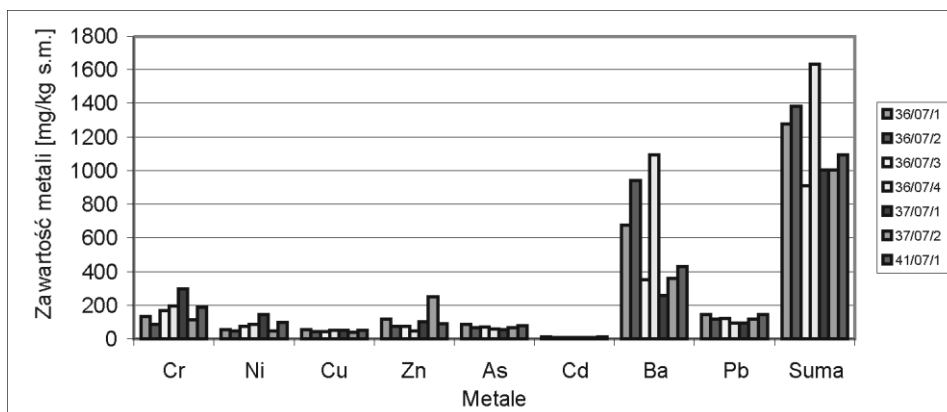
Tabela 1

Rodzaj odpadów/ oznaczenie próbki	Gęstość rzeczy- wista [g/cm ³]	Stosunek zawarto- ści suchej masy DR [%]	Stosunek wilgot- ności MC [%]	Straty przy prażeniu [%]	Całkowita powierz- chnia właściwa [m ² /g]	Zdolność do neutralizacji kwasów (ANC) oznaczona jako zasadowość ogólna [mmol/kg s.m.]
Odpady składo- wane przez okres 0,5 roku/36/07/1	2,12	98,0	2,01	34,9	250	9,18
Odpady przepa- lone składowane przez okres ok. 20 lat/36/07/2	2,34	97,8	2,23	8,34	102	3,50
Odpady składo- wane przez okres ok. 3 lat/36/07/3	2,11	95,8	4,40	21,8	103	3,97
Odpady poflota- cyjne składowa- ne przez okres 1- 2 dni/36/07/4	1,82	96,1	4,06	46,9	932	4,70
Odpady z bieżą- cej produkcji w klasie ziarnowej 20-200 mm/ 37/07/1	2,29	97,2	2,91	17,6	256	7,63
Odpady z bieżą- cej produkcji w klasie ziarnowej 0-20 mm/37/07/2	2,37	97,9	2,13	13,1	101	6,37
Odpady poflota- cyjne z bieżącej produkcji/41/07/1	2,10	98,0	2,03	25,4	607	11,3



Rys.2. Krzywe uziarnienia dla próbek odpadów mieszanych z przeróbki węgla składowanych przez okres: około 0,5 roku – oznaczenie próbki 36/07/1, około 3 lat – oznaczenie próbki 36/07/3 oraz próbek odpadów poflotacyjnych z bieżącej produkcji – oznaczenie próbki 41/07/1

W badanych odpadach górniczych oznaczono całkowitą zawartość następujących metali ciężkich: kadmu (Cd), miedzi (Cu), ołowiu (Pb), niklu (Ni), cynk (Zn), arsenu (As), baru (Ba) i chromu (Cr) metodą atomowej spektrometrii emisyjnej. Analizę spektrometryczną przygotowano na roztworach uzyskanych z procesu mineralizacji odpadów górniczych w systemie zamkniętym, ze wspomaganie mikrofalami, zgodnie z zaleceniami PN-EN 13656:2002. Jako mieszaniny roztwarzającej użyto wody królewskiej (roztwór kwasu azotowego (V) i kwasu solnego w stosunku 1:3). Wyniki oznaczenia całkowitej zawartości metali ciężkich w badanych odpadach przedstawiono na rysunku 2.



Rys.3. Całkowita zawartość metali ciężkich w próbkach badanych odpadów górniczych

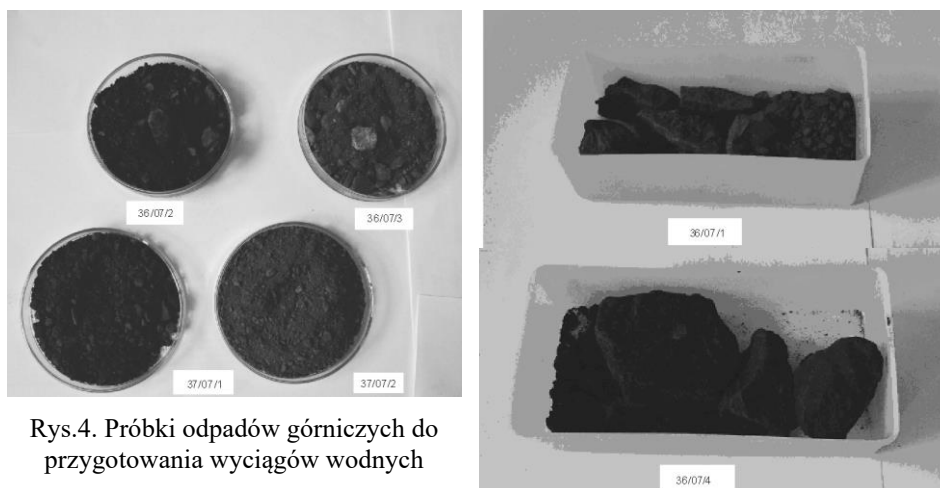
Na podstawie przeprowadzonej analizy stwierdzono występowanie w odpadach górniczych w największej ilości baru, chromu, ołowiu i cynku, a w najniższej kadmu i miedzi. Najwyższą wartość sumarycznej zawartości oznaczanych metali odnotowano w przypadku odpadów poflotacyjnych składowanych przez okres 1-2 dni, a najniższą w przypadku odpadów mieszanych z przeróbki węgla składowanych przez okres około 3 lat.

3.2. Przebieg badań wmywania odpadów

Odpady pobrano w sposób zapewniający pełną zgodność jakościową i ilościową składu próbki ze składem analizowanej partii materiału. Pobrane ze składowiska odpady poddano ręcznemu rozdrobnieniu, a odpady z bieżącej produkcji w klasach ziarnowych 0-20 i 20–200 mm – zmieleniu mechanicznemu do wielkości próbek laboratoryjnych. Zmielone próbki odpadów przesiano na wytrząsarce przez sito o wielkości oczka 4 mm. Stan próbek, poza próbka odpadów poflotacyjnych z bieżącej produkcji przedstawiono na rysunku 3.

Przesiane próbki odpadów wykorzystano do przygotowania wyciągów, dobierając masę odpadów i objętość ilości cieczy wmywającej w sposób zapewniający zachowanie stosunku cieczy do fazy stałej L/S na poziomie 2 l/kg.

Odczyn, przewodność właściwą i potencjał utleniająco-redukcyjny (redox) zastosowanych cieczy wmywających podano w tabeli 2.



Rys.4. Próbkki odpadów górniczych do przygotowania wyciągów wodnych

Parametry cieczy wymywających zastosowanych w badaniach wymywania odpadów górniczych

Tabela 2

Oznaczenie cieczy wymywa- jącej	Rodzaj cieczy wymywającej	Wynik pomiaru		
		odczyn [pH]	przewodność właściwa [mS/cm]	potencjał redox [mV]
A	Woda destylowana	4,82-4,87	0,066-0,0774	340-378
B	Roztwór kwasu azotowego (V) o stężeniu 0,05%,	2,17-2,25	4,86-5,76	432-536
C	Roztwór kwasu chlorowodorowego o stężeniu 0,05%,	1,92-2,09	5,87-6,43	499-534
D	Roztwór kwasu siarkowego (VI) o stężeniu 0,05%,	1,88-2,18	5,74-6,14	552-570
E	Mieszanina roztworów wyżej wymienionych kwasów i roztworu octanu sodu o stężeniu 1%	4,32-4,39	6,60-6,76	380-421
F	Roztwór octanu sodu o stężeniu 1%	6,85	5,52-5,73	330-362

Umieszczone w butelkach polipropylenowych próbki odpadów z cieczą wymywającą poddano wytrząsaniu przez okres 24 godzin, w temperaturze pokojowej (23°C). W trakcie procesu wytrząsania unikano osadzania się części stałych w butelce. Po zakończeniu wytrząsania pozostawiono butelki w celu opadnięcia osadu/zawiesiny, po czym przefiltrowano odcieki przez sączki o średniej porowatości. Przefiltrowane odcieki podano badaniom wstępnym obejmującym pomiar objętości oraz przewodności właściwej, odczynu i potencjału redox. Próbkki odcieków po filtracji przedstawiono na rysunku 4.

Po badaniach wstępnych wykonano pomiary analityczne zawartości metali ciężkich w roztworach ekstrakcyjnych przy użyciu atomowego spektrometru

emisyjnego ze wzbudzeniem plazmowym. Zastosowano następujące ustawienia parametrów pomiarowych spektrometru:

- moc generatora plazmy 1200 W,
- korekcja tła,
- czas pomiaru piksu 3 s,
- czas pomiaru tła 3 s,
- długości fali dla poszczególnych oznaczanych metali ciężkich: Cd – 214,438 nm, Cu – 324,754 nm, Pb – 220,353 nm, Ni – 231,604 nm, Zn – 206,191 nm, As – 188,979 nm, Se – 196,020 nm, Sb – 217,581 nm, Ba – 455,403 nm i Cr – 205,552 nm.

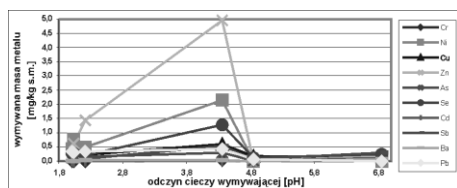


Rys.5. Próbkę odcieków z wyciekowania odpadów górniczych

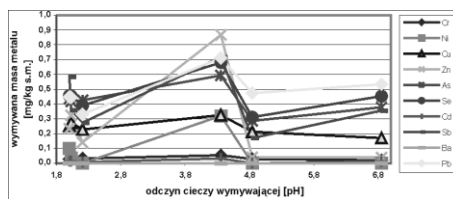
Do kalibracji spektrometru zastosowano metodę krzywych kalibracyjnych, które stworzono na podstawie wyników pomiarów dla roztworów wzorców przygotowanych przy użyciu certyfikowanych materiałów odniesienia (syntetycznych roztworów pierwiastkowych) produkcji MERC. Przed rozpoczęciem pomiarów przeprowadzono reprofilowanie i dwupunktową standaryzację na roztworach wzorców. Po standaryzacji wykonano sprawdzenie spektrometru, po czym dokonano pomiaru analitycznego dla próbek odcieków uzyskanych przy użyciu poszczególnych cieczy wyciekających.

4. Wyniki badań

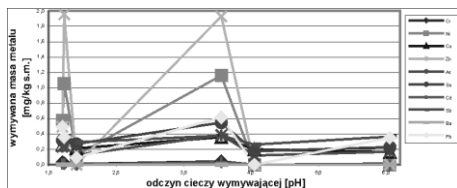
Uzyskane z badań wartości sumarycznych mas metali ciężkich w zależności od odczynu parametrów zastosowanych cieczy wyciekających zobrazowano na rysunkach od 6 do 12.



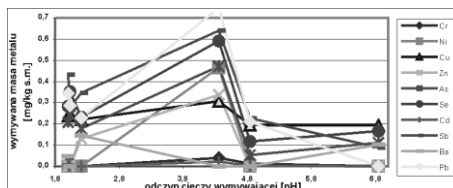
Rys.6. Zależność wymywanej masy metali ciężkich od odczynu cieczy wymywającej dla odpadów górniczych składowanych przez okres 0,5 roku – oznaczenie próbki 36/07/1



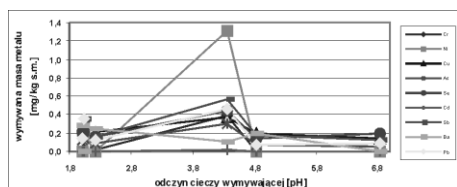
Rys.7. Zależność wymywanej masy metali ciężkich od odczynu cieczy wymywającej dla odpadów przepalonych składowanych przez okres ok. 20 lat – oznaczenie próbki 36/07/2



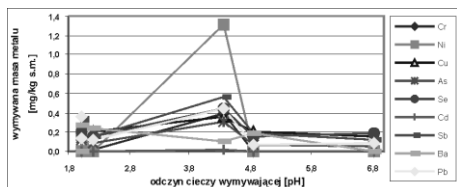
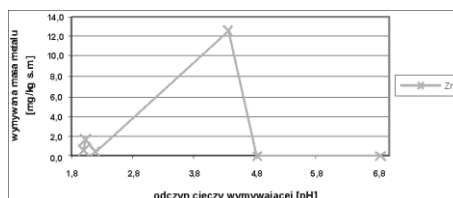
Rys.8. Zależność wymywanej masy metali ciężkich od odczynu cieczy wymywającej dla odpadów składowanych przez okres ok. 3 lat - oznaczenie próbki 36/07/3



Rys.9. Zależność wymywanej masy metali ciężkich od odczynu cieczy wymywającej dla odpadów poftotacyjnych składowanych przez okres 1-2 dni - oznaczenie próbki 36/07/4



Rys.10. Zależność wymywanej masy metali ciężkich od odczynu cieczy wymywającej dla odpadów z bieżącej produkcji w klasie ziarnowej 20-200 mm – oznaczenie próbki 37/07/1



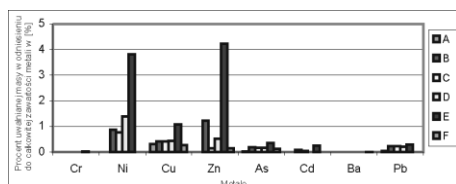
Rys.11. Zależność wymywanej masy cynku od odczynu cieczy wymywającej dla odpadów z bieżącej produkcji w klasie ziarnowej 0-20 mm – oznaczenie próbki 37/07/2

Rys.12. Zależność wymywanej masy metali ciężkich od odczynu cieczy wymywającej dla odpadów poftotacyjnych z bieżącej produkcji - oznaczenie próbki 41/07/1

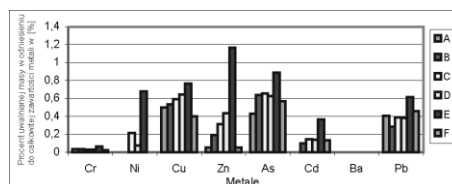
Analiza wyników badań wymywania metali ciężkich z odpadów górniczych przy użyciu sześciu cieczy wymywających (wody destylowanej, roztworów kwasów: azotowego (V), siarkowego (VI) i chlorowodorowego, roztworu octanu sodu oraz mieszaniny ww. kwasów i octanu sodu) wykazała:

- zbliżone zachowanie się metali zawartych w badanych odpadach w zależności od odczynu cieczy wymywających,
- najwyższą wartość masy wymywanych metali dla cieczy wymywającej E (mieszaniny kwasów i octanu sodu), charakteryzującej się odczynem w granicach od 4,32 do 4,39 pH,
- najniższą wartość masy wymywanych metali dla cieczy wymywającej A (wody destylowanej), charakteryzującej się odczynem w granicach od 4,82 do 4,87 pH.

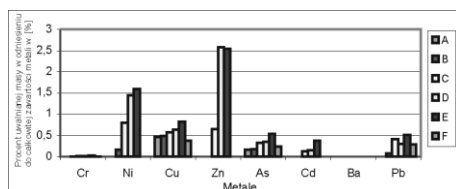
Udziały procentowe mas metali ciężkich uwalnianych z badanych odpadów górniczych w odniesieniu do całkowitej zawartości metali zilustrowano na rysunkach 13 do 19.



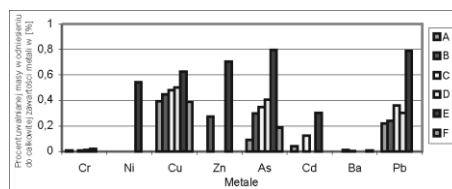
Rys.13. Udział procentowy uwalnianych mas metali w całkowitej zawartości metali w zależności od rodzaju cieczy wymywającej dla odpadów składowanych przez okres 0,5 roku – oznaczenie próbki 36/07/1



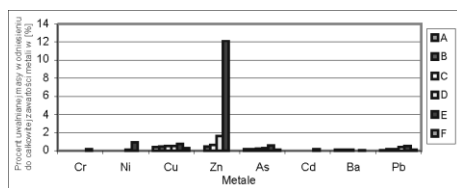
Rys.14. Udział procentowy uwalnianych mas metali w całkowitej zawartości metali w zależności od rodzaju cieczy wymywającej dla odpadów przepalonych składowanych przez okres ok. 20 lat – oznaczenie próbki 36/07/2



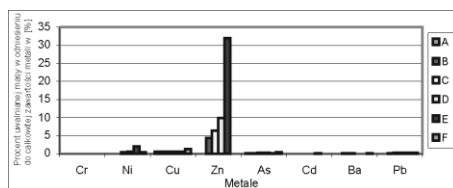
Rys.15. Udział procentowy uwalnianych mas metali w całkowitej zawartości metali w zależności od rodzaju cieczy wymywającej dla odpadów składowanych przez okres około 3 lat – oznaczenie próbki 36/07/3



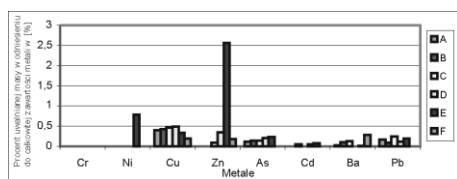
Rys.16. Udział procentowy uwalnianych mas metali w całkowitej zawartości metali w zależności od rodzaju cieczy wymywającej dla odpadów poflotacyjnych składowanych przez okres 1-2 dni – oznaczenie próbki 36/07/4



Rys.17. Udział procentowy uwalnianych mas metali w całkowitej zawartości metali w zależności od rodzaju cieczy wmywającej dla odpadów z bieżącej produkcji w klasie ziarnowej 20-200 mm – oznaczenie próbki 37/07/1



Rys.18. Udział procentowy uwalnianych mas metali w całkowitej zawartości metali w zależności od rodzaju cieczy wmywającej dla odpadów z bieżącej produkcji w klasie ziarnowej 0-20 mm – oznaczenie próbki 37/07/2



Rys.19. Udział procentowy uwalnianych mas metali w całkowitej zawartości metali w zależności od rodzaju cieczy wmywającej dla odpadów poftotacyjnych z bieżącej produkcji – oznaczenie próbki 41/07/1

Analizując rysunki od 13 do 19 stwierdzono, że:

- nikiel i cynk wykazują największą zmienność wmywania zastosowanymi cieczami wmywającymi, najwyższe ilości metali wmywane są za pomocą cieczy E (mieszanina kwasów nieorganicznych, organicznych i octanu sodu), a najniższe za pomocą cieczy A (woda destylowana) i F (roztwór octanu sodu),
- miedź, arsen, kadm i ołów są wmywane z badanych odpadów górniczych pochodzących ze składowiska przez wszystkie zastosowane ciecze wmywające na zbliżonym poziomie wynoszącym do 1% całkowitej zawartości metali ciężkich w odpadach,
- z odpadów z bieżącej produkcji w klasach ziarnowych 0-20 i 20-200 mm wmyte zostały jedynie cynk, miedź i nikiel, w ilościach stanowiących do 12% (próbka 37/07/1) i 32% (próbka 37/07/2) całkowitej zawartości tych metali w odpadach,
- chrom i bar stanowią metale wmywane z badanych odpadów górniczych przez wszystkie zastosowane ciecze wmywające w ilościach stanowiących marginalne udziały procentowe w odniesieniu do całkowitej zawartości tych metali w odpadach.

5. Stwierdzenia i wnioski

- Przeprowadzone badania wmywania odpadów górniczych potwierdziły wpływ zdolności do neutralizacji kwasów i całkowitej powierzchni właściwej odpadów na wielkość masy wmywanych metali ciężkich. Odpady cha-

rakteryzujące się najniższą zdolnością do neutralizacji kwasów i powierzchnią właściwą są najbardziej podatne na wymywanie metali ciężkich.

- Masa wylugowywanego niklu, miedzi i cynku stanowiła najwyższy udział procentowy w odniesieniu do całkowitej zawartości tych metali w badanych odpadach górniczych, a masa chromu i baru najniższy.
- Spośród sześciu badanych cieczy, cieczą najsilniej wymywającą metale ciężkie była mieszanina kwasów azotowego (V), siarkowego (VI) i chlordodorowego o stężeniach 0,05% oraz octanu sodu o stężeniu 1%, a cieczą najslabiej wylugowującą metale ciężkie z badanych odpadów górniczych jest woda destylowana oraz roztwór octanu sodu o stężeniu 1%. Woda destylowana i octan sodu są cieczami o najwyższym odczynie i najniższym potencjale utleniająco-redukującym redox.
- Przeprowadzone przez CMG KOMAG próby wymywania odpadów górniczych przy użyciu zmodyfikowanej cieczy wymywającej o obniżonym odczynie, wykazują zwiększenie wymywalności metali ciężkich w stosunku do publikowanych wyników badań opartych na testach z wodą destylowaną. Procentowy udział wylugowywanego ładunku metalu w odniesieniu do całkowitej jego zawartości, wzrósł odpowiednio w przypadku: cynku od poziomu 0,38% do 32%, niklu od 0,43% do 3,82% i miedzi od 0,17% do 1,08% [7]. Ponadto, w przypadku nie badanych wcześniej arsenu i kadmu, odnotowano wzrost wymywalności od poziomu wynoszącego, w przypadku testów z wodą destylowaną dla: arsenu 0,02% i kadmu 0,00% do poziomu, w przypadku testów z cieczą modyfikowaną, dla: arsenu 0,89% i kadmu 0,38%.
- Przedstawione w rozdziale wyniki badań wskazują na potrzebę zmian w metodzie badania wymywalności odpadów, opartej na testach z użyciem wody destylowanej. W celu określenia rzeczywistego stopnia wymywania metali ciężkich z mieszanin gruntowo-odpadowych należy dążyć do stosowania cieczy wymywającej o składzie zbliżonym do składu występującego w warunkach rzeczywistych.

Literatura

1. 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 geoinżynierijnych. Praca nie publikowana, Gliwice, 2007.
2. 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.

3. Kabziński A.: Polskie kruszywa na polskie drogi. I Polski Kongres Drogowy, 2006.
4. Kasprzak D., Gryniewicz-Bylina B.: Postępowanie z odpadami powstającymi w zakładach przeróbczych w świetle wymagań ochrony środowiska.
5. Kuczyńska I., Bednarek A., Demkiewicz B., Marcinkiewicz D.: Możliwości i uwarunkowania pozyskiwania kruszyw z eksploatacji i przeróbki węgla kamiennego. *Górnictwo i Geoinżynieria*, Rok 31, Zeszyt 3/1, 2007.
6. Palarski J., Plewa F., Babczyński W.: Modelowanie migracji zanieczyszczeń z podziemnych składowiska odpadów, 2002.
7. Twardowska I.: Mechanizm i dynamika ługowania odpadów karbońskich na zwałowiskach. Wydawnictwo Polskiej Akademii Nauk, 1981.
8. Twardowska I., Szczepańska J., Witczak S.: Wpływ odpadów górnictwa węgla kamiennego na środowisko wodne. Ocena zagrożenia, prognozowanie, zapobieganie. Wydawnictwo Polskiej Akademii Nauk, 1988.

Termochemiczna konwersja stałych odpadów komunalnych z wykorzystaniem pirolizy

Ryszard Wasielewski, Sławomir Stelmach – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

Streszczenie: Przedstawiono wybrane zagadnienia dotyczące wykorzystania procesu pirolizy dla termochemicznej przeróbki stałych odpadów komunalnych. Odpady te zawierają znaczne ilości frakcji wysokokalorycznych, co sprawia, że są interesującym surowcem do przerobu w instalacjach prowadzących odzysk energii. Scharakteryzowano przebieg procesu pirolizy w odniesieniu do odpadów komunalnych oraz wpływ parametrów procesowych na uzysk i skład poszczególnych produktów. Przedstawiono także stan wykorzystania procesu pirolizy odpadów w skali przemysłowej, ze szczególnym uwzględnieniem odpadów komunalnych. Podano także przykłady przemysłowych rozwiązań technologicznych, takich jak Proces R 21, Thide- EDDITH oraz Technip-Waste Gen.

1. Wprowadzenie

Stałe odpady komunalne stanowią słabo dotychczas wykorzystane źródło energii, którą można odzyskać w procesach ich termochemicznej konwersji. Z tego punktu widzenia korzystne jest, aby odpady komunalne zawierały jak najwięcej frakcji wysokokalorycznych, takich jak: tworzywa sztuczne, guma, papier i tektura, czy materiały tekstylne. Dla przykładu – zawartość wymienionych kategorii odpadów w śląskich odpadach komunalnych kształtuje się na poziomie nieco ponad 30% [1]. Jest to poziom wystarczający dla instalacji prowadzących odzysk energii. W krajach Europy Zachodniej działa kilkaset spalarni odpadów komunalnych i nadal budowane są nowe. Jednocześnie na świecie obserwowany jest rozwój technologii alternatywnych dla spalania, wykorzystujących takie procesy termochemicznej konwersji, jak zgazowanie i piroliza, czy też różne technologie kombinowane. Rozwój ten ma miejsce szczególnie w Japonii, Ameryce Północnej oraz Niemczech i Francji [2÷5]. Wśród tych rozwiązań technologicznych, jednym z bardziej interesujących jest przeróbka stałych odpadów komunalnych z wykorzystaniem procesu pirolizy. Poniżej przedstawiono informacje dotyczące tej problematyki w odniesieniu do badań wykonanych w Instytucie Chemicznej Przeróbki Węgla oraz wybranych zastosowań przemysłowych.

2. Charakterystyka procesu pirolizy odpadów komunalnych

Piroliza to proces degradacji (rozkładu) cząsteczki związku chemicznego pod wpływem dostatecznie wysokiej temperatury w środowisku beztlenowym [6]. Produkty uzyskane w efekcie pirolizy odpadów, są wyłącznie wynikiem termicznej destrukcji wsadu i wtórnych reakcji zachodzących pomiędzy związkami chemicznymi powstałymi w trakcie rozpadu surowca. W tabeli 1 zestawiono najważniejsze procesy fizykochemiczne zachodzące pod wpływem temperatury w pirolizowanych odpadach.

Realizowane w praktyce pirolityczne procesy termicznej przeróbki odpadów przebiegają najczęściej przy niewielkim udziale powietrza. Prowadzi to w efekcie do częściowego zgazowania, a nie „czystej” pirolizy wsadu.

Wpływ temperatury na procesy zachodzące podczas pirolizy odpadów komunalnych

Tabela 1

Temperatura, °C	Procesy fizykochemiczne
100÷120	Suszenie
250	Wydzielanie H ₂ O, CO ₂ , H ₂ S, HCl
340	Destrukcja wiązań alifatycznych z wydzielaniem CH ₄ i lotnych związków alifatycznych
380	Formowanie koksiku pirolitycznego
400	Rozrywanie wiązań C-O i C-N
400÷600	Transformacja bitumów do oleju pirolitycznego i smoły
600	Kraking związków długołańcuchowych, formowanie związków aromatycznych
> 600	Formowanie butadienu, cykloheksanu, benzenu oraz wielopierścieniowych węglowodorów aromatycznych

Można przyjąć, że piroliza przebiega w wewnętrznej strefie złoża przetwarzanego materiału, do której penetracja wolnego tlenu jest utrudniona, co ma miejsce szczególnie w reaktorach ze złożem stałym. W literaturze procesy te bywają określane jako „quasi-pirolityczne”. Należy nadmienić, że piroliza jest zawsze pierwszym etapem termicznej konwersji podczas spalania lub zgazowania substancji, gdzie w dalszej kolejności następuje częściowe lub pełne utlenienie produktów wstępnego rozkładu.

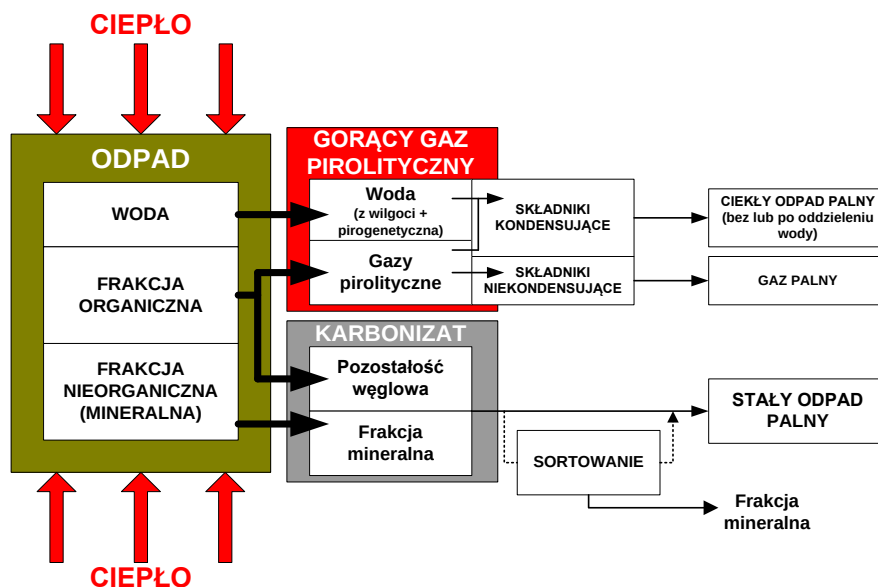
Produktami pirolizy substancji organicznych są najczęściej:

- gaz pirolityczny, zawierający zwykle CO₂, CO, CH₄, C_nH_m, H₂, H₂S, pył i inne śladowe zanieczyszczenia,
- frakcja ciekła, wodno-smołowo-olejowa, w tym węglowodory z grupami funkcyjnymi zawierającymi tlen i/lub siarkę,
- karbonizat, zawierający głównie C_{fix}, a także składniki nieorganiczne wsadu poddawanego przeróbce.

Schematycznie ideę procesu pirolizy odpadów prezentuje rysunek 1.

Na skład i uzysk produktów pirolizy odpadów wpływa wiele czynników. W pierwszym rzędzie o właściwościach produktów decyduje rodzaj poddanego pirolizie odpadu. Dodatkowo o jakości i ilości powstających produktów decyduje cały szereg parametrów, w tym m.in. rodzaj i konfiguracja reaktora (prawdopodobnie najszerzy wachlarz możliwych rozwiązań konstrukcyjnych wśród procesów termicznych), sposób przygotowania wsadu, rozmiar cząstek, czas przebywania, sposób ogrzewania, temperatura procesu, czy też czas przebywania oparów w strefie pirolizy.

W Instytucie Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrze prowadzone były badania pirolizy skomponowanej mieszanki odpadowej symulującej palną frakcję odpadów komunalnych (RDF – ang. *Refuse Derived Fuel*). Skład próbki poddanej pirolizie był następujący: papier 52%, tworzywa sztuczne 27,5%, drewno, guma, skóra 11,6%, resztki żywności 2,7% oraz inert 6,2%.



Rys.1. Idea pirolitycznego rozkładu odpadów

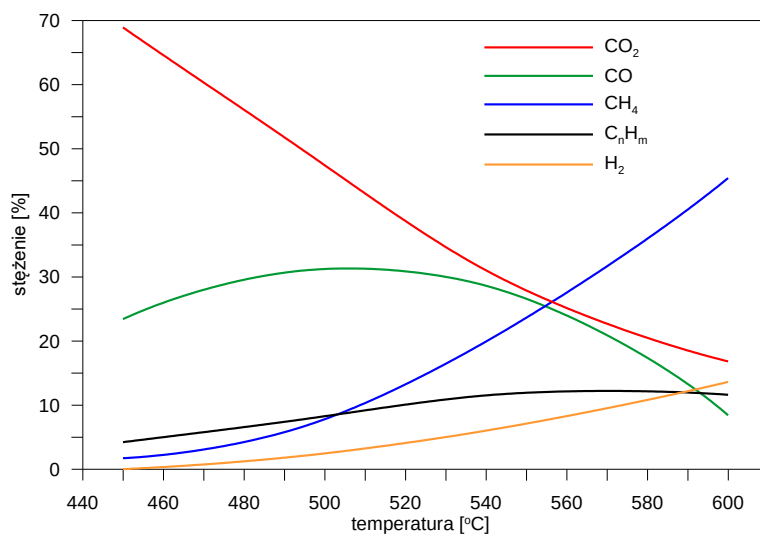
Piroliza prowadzona była w atmosferze azotu, w złożu stałym, z przyrostem temperatury wynoszącym 4°C/min. Końcowa temperatura procesu wynosiła 600°C, a proces prowadzony był do pełnego odgazowania próbki. W efekcie przeprowadzonego eksperymentu otrzymano produkty, których charakterystykę prezentuje tabela 2.

Charakterystyka produktów pirolizy próbki RDF

Tabela 2

Produkt:	karbonizat	frakcja olejowa	frakcja wodna	gaz + straty
Uzysk:	211 g	62 g	123 g	104 g
	42,2%	12,4%	24,6%	20,8%
Charakterystyka:	C - 41,1% H - 1,5% A ^a - 40,0%	C - 74,8% H - 9,6% N - 0,3% temp. zapł. = 72°C	pH = 1,5 fenole - 51 mg/dm ³ chlorki - 8,3 g/dm ³	rys. 2

Na rysunku 2 przedstawiono wyniki analizy jakościowej próbek gazu pirolitycznego pobieranych w trakcie pirolizy próbki RDF-u. Jak wynika z wykresu, wraz ze wzrostem temperatury pirolizy rośnie zawartość metanu, wodoru oraz wyższych węglowodorów w gazie pirolitycznym, przy jednoczesnym obniżaniu się zawartości CO₂ i CO. Można zatem powiedzieć, że gaz o lepszych parametrach energetycznych otrzymuje się przy wyższych temperaturach rozkładu pirolitycznego RDF-u. Jednak wartość opałowa gazu pirolitycznego wzrasta do pewnego maksimum i następnie spada, na skutek krakingu termicznego wyższych węglowodorów zawartych w gazie na węglowodory o mniejszej masie cząsteczkowej.



Rys.2. Wyniki analizy jakościowo-ilościowej próbek gazu z pirolizy RDF

W tabeli 3 przedstawiono właściwości gazu pirolitycznego z pirolizy RDF-u. Wartości stężeń poszczególnych składników gazu pirolitycznego oraz wartość opałowa gazu z przedstawianego testu pirolizy RDF-u są wartościami średnimi dla całego testu.

Porównanie średnich parametrów gazu z pirolizy RDF

Tabela 3

Parametr	Wartość
CH ₄	18,4%
H ₂	7,4%
CO	22,8%
CO ₂	41,6%
inne	9,8%
Wartość opałowa	13 MJ/Nm ³

Z danych literaturowych wynika, że zwiększenie szybkości ogrzewania wpływa na zwiększenie uzysku gazu pirolitycznego. Wzrost temperatury pirolizy odpadów komunalnych powoduje zmniejszenie uzysku produktów ciekłych i karbonizatu oraz wzrost uzysku gazu. Na zwiększenie uzysku produktów gazowych wpływa także zwiększenie prędkości ogrzewania.

3. Piroliza odpadów komunalnych w skali przemysłowej

Zastosowanie procesu pirolizy do konwersji odpadów zostało zapoczątkowane w drugiej połowie lat 70-tych XX wieku. Od tego czasu wiele firm aktywnie promuje technologie pirolityczne dla komercyjnej konwersji odpadów. Wśród nich są zarówno wielkie koncerny, jak i małe firmy prywatne. Tylko niektóre z tych technologii osiągnęły stadium komercyjnego zastosowania, natomiast wiele znajduje się w fazie demonstracyjnej lub pilotowej.

Generalnie, większość pirolitycznych procesów konwersji odpadów pracuje w skali poniżej 300 Mg/dobę. Zestawienie komercyjnych instalacji pirolizy, które przerabiają stałe odpady komunalne zamieszczono w tabeli 4.

Komercyjne instalacje pirolizy stałych odpadów komunalnych [4]

Tabela 4

Miejsce	Technologia	Rok uruchomienia	Zdolność przerobowa
Toyohashi, Japonia	Mitsui Babcock	2002	2 x 220 Mg/dobę
Hamm, Niemcy	Techtrade/Technip	2002	353 Mg/dobę
Koga Seibu, Japonia	Mitsui Babcock	2003	2 x 143 Mg/dobę
Yame Seibu, Japonia	Mitsui Babcock	2000	2 x 121 Mg/dobę
Izumo, Japonia	Thidde/Hitachi	2003	70 000 Mg/rok
Nishi Iburi, Japonia	Mitsui Babcock	2003	2 x 115 Mg/dobę
Kokubu, Japonia	Takuma	2003	2 x 89 Mg/dobę
Kyohoku, Japonia	Mitsui Babcock	2003	2 x 88 Mg/dobę
Ebetsu, Japonia	Mitsui Babcock	2002	2 x 77 Mg/dobę
Oshima, Japonia	Takuma	-	2 x 66 Mg/dobę
Burgau, Niemcy	Technip/Waste Gen	1987	40 000 Mg/rok
Itoigawa, Japonia	Thidde/Hitachi	2002	25 000 Mg/rok

Układy technologiczne przedstawione w tabeli 4 zasadniczo stosują połączenie reaktora pirolizy ze spalaniem. Istnieją również inne układy technologiczne, w których reaktor pirolizy poprzedza układ zgazowania. W tabeli 5 przedstawiono najczęściej stosowane w przemyśle typy reaktorów pirolitycznych.

Typy reaktorów wykorzystywanych w technologiach pirolizy odpadów

Tabela 5

Typ reaktora	Technologia
bęben obrotowy	Mitsui R21, Waste Gen/Technip, Thide, Serpac
ze złożem fluidalnym	Dynamotive
rurowy	Brightstar
transportujący	Ensyn, Von Roll
inne	GEM, Nexus

Chociaż prace badawczo-rozwojowe dotyczące pirolizy prowadzone są na całym świecie, jednak aplikacje tego procesu do konwersji odpadów są najczęstsze w Japonii i Europie. Japonia jest obecnie liderem w zastosowaniu technologii pirolitycznych do przerobu odpadów komunalnych. Koncerny Mitsui Babcock i Takuma wykorzystują na rynku japońskim układ pirolizy opracowany pierwotnie przez koncern Siemens. Koncern Mitsui Babcock posiada 6 instalacji o zdolności przerobowej od 150 do 450 Mg/dobę, działających od roku 2000 i stosujących proces o nazwie Mitsui R21. Pierwszą z nich jest instalacja Yame Seibu Clean Centre w Fukuoka (Japonia), która rozpoczęła działalność w marcu 2000 roku. Z kolei największą instalacją jest Toyohasi Recycle Centre w Aichi (Japonia), posiadająca dwie linie technologiczne o całkowitej zdolności przerobowej 440 Mg/dobę. Koncern Takuma, wykorzy-

stujący podobną technologię, posiada dwie komercyjne instalacje o zdolnościach przerobowych 130 i 180 Mg/dobę. Trzecia instalacja w Kanemura (Japonia) przerabia 90 Mg/dobę odpadów z rozbiórki samochodów (ASR). Europejska firma Thide Environmental sprzedała licencję swojej technologii japońskiemu koncernowi Hitachi. Hitachi posiada w Japonii następujące instalacje: w Itoigawa o zdolności przerobowej 25000 Mg/rok, działającą od maja 2002 r., w Izumo o zdolności przerobowej 70000 Mg/rok, działającą od maja 2003 roku oraz jedną instalację pilotową (1 Mg/h).

Kilka technologii pirolitycznych znalazło komercyjne zastosowanie do przerobu stałych odpadów komunalnych w Europie, chociaż poziom ich komercjalizacji jest niższy, niż ma to miejsce w Japonii, a ponadto kilka instalacji ma problemy operacyjno-finansowe. Niemniej trzeba zaznaczyć, że wiele technologii wdrożonych z sukcesem w Japonii, zostało wstępnie opracowanych w Europie.

Jedną z najdłużej pracujących instalacji pirolizy odpadów komunalnych znajduje się w Burgau w Niemczech. Instalacja ta, o zdolności przerobowej 40000 Mg/rok, pracuje od 1987 roku. Druga instalacja w Hamm w Niemczech, rozpoczęła działanie w roku 2002 ze zdolnością przerobową 110 000 Mg/rok.

Od połowy lat 90. do końca ubiegłego wieku jedną z najbardziej aktywnych firm na rynku technologii pirolizy w Europie był koncern Siemens. Siemens doświadczył jednak poważnych problemów w pracy swojej instalacji w Fürth w Niemczech, których kulminacją była seria wypadków. Wypadki powodowane były tworzeniem przez odpady zatorów w komorze pirolitycznej. Powodowało to niekontrolowany wzrost ciśnienia i wyrzuty gazu pirolitycznego. W wyniku tych wypadków wielu członków załogi było hospitalizowanych. Jedną z głównych przyczyn wypadków była słaba obróbka wstępna surowca (brak właściwego rozdrobnienia) i akceptowanie zbyt zróżnicowanego składu strumienia odpadów. W rezultacie problemów w instalacji w Fürth, Siemens ostatecznie wycofał się z rynku instalacji pirolitycznych z początkiem 1999 roku. Proces technologiczny opracowany przez koncern Siemens został później zmodyfikowany i zastosowany z sukcesem przez licencjobiorców - firmy Mitsui Babcock i Takuma w Japonii. Obecnie jest to jedna z najszerzej stosowanych technologii pirolitycznych do przerobu odpadów komunalnych.

Należy również wspomnieć o innych technologiach/instalacjach pirolizy w Europie. Firma Serpac Environmental (L'Arbresle Cédex, Francja) posiada instalację o wydajności 26 Mg/dobę przy lotnisku w Budapeszcie, czynną od 1996 do 2003 roku. Serpac Environmental posiada także instalację o wydajności 45 Mg/dobę w Keflavic na Islandii. Firma Graveson Energy Management (GEM) jest właścicielem instalacji pirolizy o wydajności 36 Mg/dobę, czynnej od 2000 do 2002 roku w Wlk. Brytanii. GEM posiada również 6 innych instalacji, znajdujących się w różnym stadium rozwoju w Hiszpanii, Wielkiej Brytanii i Kanadzie. Firma Thide-Environmental posiada instalację o wydajności 50000 Mg/rok w Arras, we Francji. Koncern Von Roll RCP posiada instalację demonstracyjną w Bremerhaven (Niemcy), która przerobiła 8600 Mg odpadów

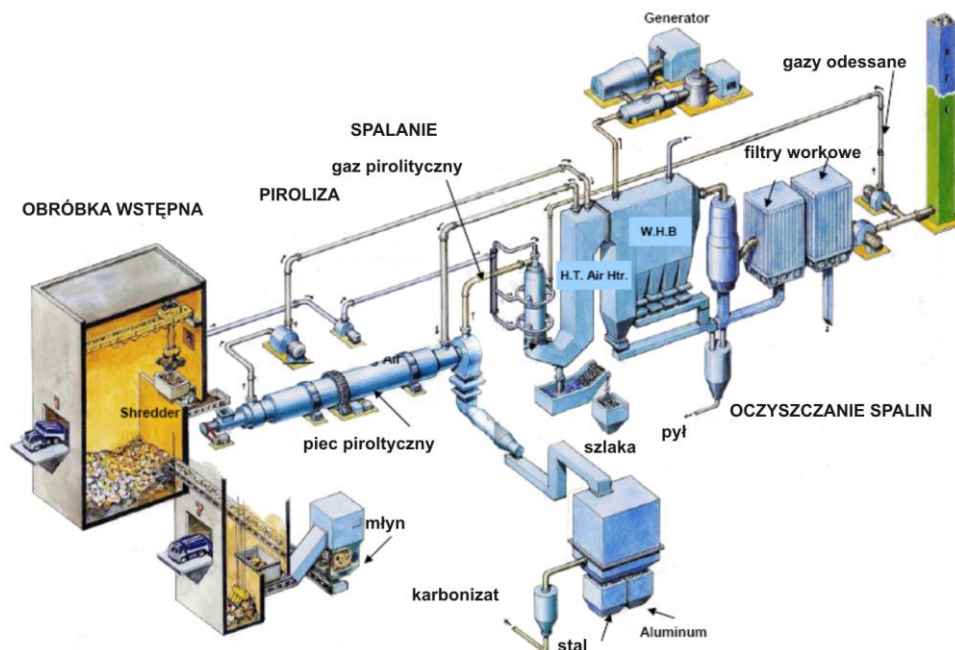
w 2000 roku. Firma Nexus wybudowała w roku 1993 niedaleko Avignon (Francja) pilotową instalację laboratoryjną pirolizy odpadów, a w roku 1995 instalację demonstracyjną o wydajności 5500 Mg/rok. Firma Pyromex posiada w Niemczech 2 instalacje do przerobu osadów ściekowych o wydajności 25 Mg/dobę, działające od 2002 i 2004 roku. Pyromex promuje także aktywnie swoją technologię w USA poprzez działalność firmy Innovative Logistics Solutions Inc. (ILS) w Palm Desert, w stanie Kalifornia.

Rozwój technologii pirolitycznych w Ameryce Północnej jest znacznie bardziej ograniczony w stosunku do Japonii i Europy, co częściowo spowodowane jest mniejszymi restrykcjami w zakresie składowania odpadów. Jedną z ważniejszych w USA jest instalacja pirolizy o wydajności 50 Mg/dobę, wybudowana przez firmę International Energy Solutions (IES) w Romoland, w stanie Kalifornia. Instalacja ta jest modyfikacją technologii pierwotnie opracowanej przez Balboa Pacific Technology dla małej instalacji pilotowej w Long Beach, w stanie Kalifornia. Pyromex i ILS przewidują budowę większych instalacji o wydajności 400 Mg/dobę do przerobu odpadów z rozbiórki samochodów (ASR) w Anaheim, w stanie Kalifornia oraz 250 Mg/dobę w Thousand Palms niedaleko Palm Springs, również w stanie Kalifornia. Firma North American Power posiada instalację w Las Vegas, w stanie Nevada. Instalacja ta umożliwia przerób szerokiego zakresu odpadów, włączając w to odpady komunalne, zużyte opony, odpady przemysłowe i medyczne, a także osady ściekowe. Firma Conrad Industries Inc. posiada z kolei dwie pilotowe instalacje o wydajności 3,5 oraz 24 Mg/dobę w Chehalis, w stanie Washington. ACM Polyflow Inc. jest inną firmą, która zademonstrowała proces pirolizy dla przerobu odpadowych tworzyw sztucznych i opon. Inne firmy amerykańskie posiadają komercyjnie technologie pirolizy opracowane dla przeróbki odpadowego drewna, które jednak potencjalnie można zastosować również do przerobu odpadów komunalnych. Firma Ensyn (Boston, stan Massachusetts) posiada 6 działających instalacji pirolizy w stanach Ontario i Wisconsin w dwóch różnych odmianach konstrukcyjnych. Jednostki te posiadają wydajność od 40 do 70 Mg/dobę, potencjalnie jednak mogą być większe. Firma Ensyn, w porozumieniu z Ivanhoe Energy, wybudowała komercyjną instalację demonstracyjną niedaleko Bakersfield, w stanie Kalifornia, dla przerobu ciężkich frakcji olejowych do lekkich frakcji olejowych. Firma Dynamotive ma instalację o wydajności 110 Mg/dobę, zlokalizowaną w West Lorne, w stanie Ontario, w której przetwarzają odpadowe drewno, wytwarzając bio-olej, który jest następnie wykorzystywany jako paliwo w turbinie gazowej, produkującej ponad 2,5 MWe. Firma JF BioEnergy Inc. posiada instalację o wydajności 12 Mg/dobę w Sumas, stan Washington.

Z przedstawionego przeglądu wynika, że na rynku światowym istnieje szeroka oferta technologii pirolizy dla przerobu odpadów, w tym również stałych odpadów komunalnych. Poniżej przedstawiono bardziej szczegółowo kilka przykładów interesujących technologii pracujących w skali przemysłowej, wykorzystujących proces pirolizy dla termochemicznej konwersji odpadów komunalnych.

3.1. Proces R21 (Niemcy, Japonia)

Proces pirolizy odpadów R21 został dopracowany przez firmę Mitsui Engineering and Shipbuilding Ltd. (MES) w oparciu o wcześniejsze rozwiązania firmy SIEMENS [3÷5]. W procesie tym przeróbce termicznej poddawane są odpady komunalne i przemysłowe. Proces R21 jest *de facto* procesem dwustopniowym. Pierwszy stopień stanowi niskotemperaturowa piroliza ($< 450^{\circ}\text{C}$), natomiast drugi – wysokotemperaturowe spalanie gazu pirolitycznego i karbo-nizatu ($> 1300^{\circ}\text{C}$).



Rys.3. Schemat technologiczny procesu R21

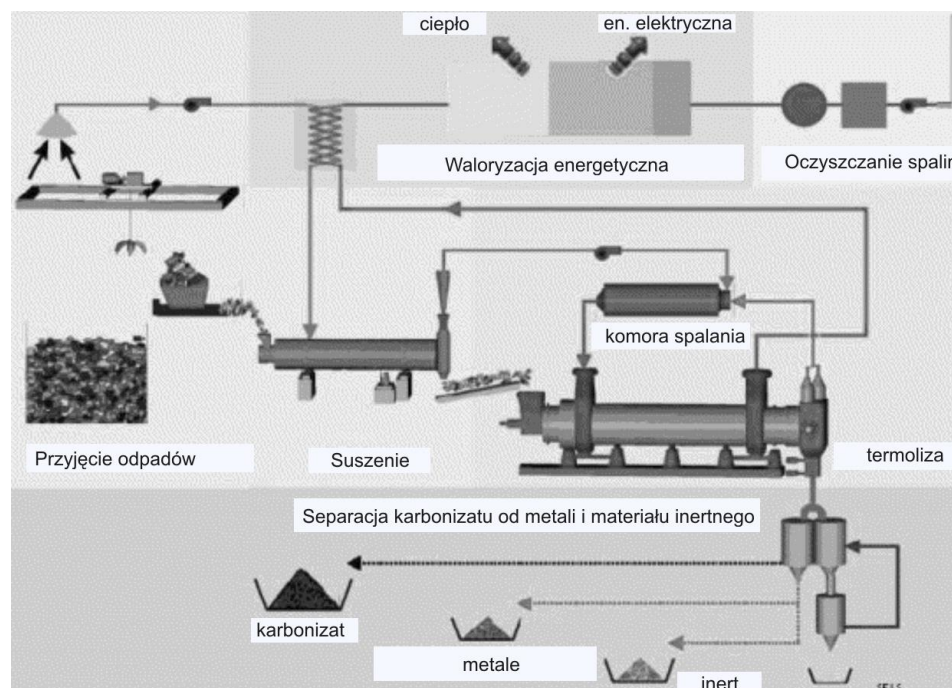
Odpady, po rozdrobnieniu do około 200 mm, kierowane są za pomocą podajników ślimakowych do pieca obrotowego, w którym podlegają wstępnemu suszeniu i niskotemperaturowej pirolizie. Piec obrotowy jest ogrzewany przepływem gorącym powietrzem, które przepływa przez rurki wymiennikowe biegnące wzdłuż pieca. Temperatura powietrza wlotowego wynosi około 520°C , a temperatura powietrza opuszczającego reaktor pirolizy – $\sim 300^{\circ}\text{C}$. Czas przebywania odpadów w piecu wynosi około 1 godziny. Długi czas przebywania odpadów w piecu minimalizuje wpływ zmian składu kierowanych do przeróbki odpadów komunalnych na skład powstającego gazu pirolitycznego oraz karbonizatu, co pozwala utrzymać stabilną pracę układu spalania produktów pirolizy, kotła oraz układu oczyszczania spalin. Piroliza pozwala przetworzyć odpady komunalne, będące słabym paliwem o niestabilnym składzie, w dwa nośniki energii – gaz pirolityczny, kierowany bezpośrednio do wysokotemperaturowego spalania oraz pozostałość stałą zawierającą karbonizat, z której odseparowuje się inerty i metale. Karbonizat jest mielony do uziarnienia poniżej 1 mm

i pneumatycznie przesyłany do wysokotemperaturowego spalania ($> 1300^{\circ}\text{C}$) w reaktorze typu cyklonowego. Reaktor ten pracuje stabilnie bez konieczności doprowadzania dodatkowego paliwa, ze współczynnikiem nadmiaru powietrza kierowanego do spalania wynoszącym około 1,2. Powietrze do spalania wprowadzane jest na różnych poziomach, co zapewnia właściwą kontrolę nad emisją NO_x . Zoptymalizowane warunki spalania zapewniają również minimalizację ilości prekursorów dioksyn. Stopiony popiół (żużel) odbierany jest z dołu komory spalania, gdzie jest natychmiast schładzany wodą, dzięki czemu powstaje inertny, szklisty granulat spełniający bardzo rygorystyczne japońskie wymagania jakościowe. Granulat ten wykorzystywany jest jako wypełniacz betonów przy budowie dróg i budynków.

Według przedstawionej technologii pracuje obecnie sześć instalacji w Japonii, uruchomionych po roku 2000. Są to instalacje w Yame Seibu (220 Mg/dobę), Toyohashi (400 Mg/dobę), Ebetsu (140 Mg/dobę), Koga Seibu (260 Mg/dobę), Nishi Iburi (210 Mg/dobę) i Kyohoku (160 Mg/dobę).

3.2. Proces Thide EDDITH® (Francja, Japonia)

Proces EDDITH® opracowany został przez francuską firmę THIDE Environment. W roku 1997 licencję procesu EDDITH® kupiła firma HITACHI Ltd. na użytkowanie w Japonii. Proces EDDITH® oparty jest na pirolitycznej przeróbce odpadów w piecu obrotowym [3÷5].



Rys.4. Schemat technologiczny procesu Thide EDDITH

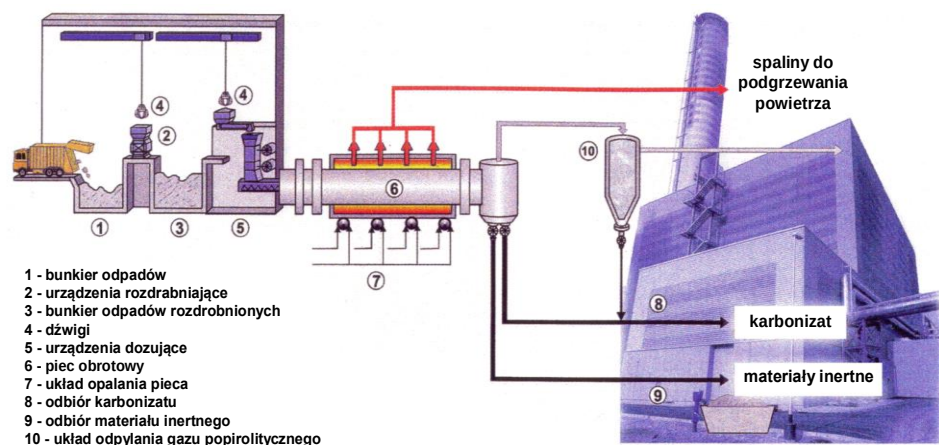
W technologii tej dostarczane odpady są magazynowane w bunkrze. W hangarze, w którym zlokalizowany jest bunkier magazynowy odpadów, utrzymywane jest podciśnienie, w celu uniknięcia wydzielania się odorów. Powietrze odciągane z hangaru wykorzystywane jest po podgrzaniu w wymienniku ciepła do suszenia odpadów. Układ wstępnego przygotowania odpadów do procesu pirolizy obejmuje: młyny, przesiewacze i podajniki. W układzie tym odpady są homogenizowane, co poprawia warunki wymiany ciepła w układzie suszenia i pirolizy. Po wstępnym przygotowaniu odpady poddawane są bezprzeponowemu suszeniu ciepłym powietrzem w suszarce obrotowej. Suszenie pozwala zredukować wilgoć odpadów do poziomu około 10÷15%. W przypadku poddawania przeróbce odpadów o niskiej zawartości wilgoci wstępne suszenie nie jest wymagane. Obrotowy piec pirolityczny, do którego kierowane są odpady, posiada płaszczyznę, przez którą przepływają spaliny dostarczając ciepło dla przeponowego rozkładu wsadu. Czas przebywania odpadów w piecu wynosi około 45 minut, a temperatura pirolizy może mieścić się w przedziale 450÷700°C. Zarówno czas przebywania odpadów w piecu, jak i temperatura procesu mogą być dostosowane do konkretnego rodzaju przetwarzanych odpadów. Podczas pirolitycznego rozkładu odpadów wytwarzany jest gaz pirolityczny oraz produkt stały. Gaz pirolityczny spalany jest w komorze spalania, która wyposażona jest w palniki niskoemisyjne NO_x. Temperatura w płomieniu wynosi około 1200°C, a zoptymalizowane warunki zapewniają dobre spalanie i odpowiedni poziom czystości spalin. Wytworzone spaliny wykorzystywane są do dostarczania ciepła dla pirolitycznego rozkładu poddawanych przeróbce odpadów oraz do ogrzania powietrza suszącego odpady. Dzięki odpowiednim warunkom spalania oraz małej objętości spalin proces ich oczyszczania wymaga tylko odpylania z wykorzystaniem filtrów workowych oraz adsorpcji śladowych zanieczyszczeń poprzez wtrysk do strumienia spalin pyłowego węgla aktywnego. Stały produkt procesu pirolizy poddawany jest zraszaniu, odseparowaniu metali żelaznych i nieżelaznych oraz inertów. Zraszanie ma na celu schłodzenie gorącego produktu, ale również wypłukanie rozpuszczalnych zanieczyszczeń nieorganicznych z karbonizatu, przede wszystkim chlorków. Oczyszczony karbonizat o nazwie handlowej CARBOR® jest spalany w specjalnie dedykowanych komorach spalania.

Pierwsza demonstracyjna instalacja została wybudowana w roku 1998 w Nakaminato, Japonia. Zdolność przerobowa tej instalacji to 10 tys. Mg odpadów komunalnych na rok. Ciekawostką jest to, że instalacja ta spełnia standardy związane z zagrożeniem trzęsieniami ziemi. Kolejne instalacje pracujące w oparciu o technologię EDDITH® uruchomiono w Saint Laurent Blangy we Francji (50 tys. Mg/rok), Izumo (Japonia, 70 tys. Mg/rok) oraz Itoigawie (Japonia, 25 tys. Mg/rok).

3.3. Technip - Waste Gen UK (Niemcy, Wielka Brytania)

W ostatnich latach coraz większym zainteresowaniem cieszy się koncepcja tzw. zintegrowanej pirolizy odpadów, która w sposób bardzo wydajny i eko-

nomiczny przekształca energię zawartą w odpadach w paliwo utylizowane bezpośrednio w procesach energetycznych wykorzystujących energię ze źródeł pierwotnych, np. w energetyce węglowej, cementowniach, czy też w zakładach produkcji wapna. Technologia zintegrowanej pirolizy odpadów opracowana przez firmę Technip Germany GmbH wykorzystuje reaktor obrotowy, ze względu na odpowiednie parametry mieszania przetwarzanych odpadów oraz bardzo dobre warunki wymiany ciepła [3÷5].



Rys.5. Schemat procesu Technip - Waste Gen UK

Powstające w wyniku procesu pirolitycznego produkty to gaz o wysokiej kaloryczności oraz karbonizat. Materiał wsadowy jest rozdrabniany, następnie załadowywany do pieca obrotowego, w którym odpady ogrzewane są do temperatury 450÷550°C i pirolizowane przez maksymalnie 1 godzinę. Powstający gaz jest odpylany w cyklonie i może być wykorzystany np. do ogrzewania reaktora. Na wylocie pieca prowadzony jest rozdział frakcji stałej na dwie części: drobnoziarnisty karbonizat (zawierający około 25÷30% węgla) oraz frakcję grubą składającą się z metali i gruboziarnistych substancji inertnych. Wydajność systemów oferowanych przez firmę Technip mieści się w przedziale 25÷200 tys. Mg odpadów/rok.

Instalacja według tej technologii, o wydajności 100 tys. Mg/rok, pracuje od 2001 roku w elektrowni Westfalen w Hamm-Uentrop (Niemcy).

4. Podsumowanie

Piroliza odpadów może być interesującą opcją ich termicznej utylizacji. Nowoczesne instalacje termicznej utylizacji odpadów z wykorzystaniem pirolizy są wyposażone w odpowiednie układy oczyszczania spalin i spełniają ostre normy emisyjne. Produkty wytwarzane podczas pirolizy odpadów komunalnych są bardziej jednolite w porównaniu do surowca, z którego zostały otrzymane, tak więc ich dalsze zastosowanie w dowolnym procesie przetwórczym jest obciążone dużo mniejszym ryzykiem technologicznym.

Pirolityczna przeróbka odpadów napotyka w naszym kraju wiele barier. Pomijając kwestie braku akceptacji społecznej dla termicznej utylizacji odpadów, jedną z zasadniczych przeszkód jej upowszechnienia jest aktualnie obowiązujący system legislacyjny w zakresie gospodarki odpadami. Wytwarzane w procesie pirolizy produkty – zarówno gaz procesowy, frakcje olejowe, czy też karbonizat – mimo, iż mogą być atrakcyjnymi nośnikami energii lub surowcami dla wytwarzania innych użytecznych produktów (np. limonenu z frakcji olejowej z pirolizy opon, bądź adsorbentów węglowych z karbonizatów otrzymywanych z niektórych typów odpadów) są w świetle obowiązującego prawa odpadami, co utrudnia ich dalsze racjonalne wykorzystanie. Mimo tych przeszkód, wydaje się, że technologie termicznej utylizacji odpadów, w tym procesy pirolitycznego przetwarzania odpadów komunalnych, będą coraz powszechniej wdrażane w naszym kraju, czego przyczyną będą coraz ostrzejsze wymagania dla składowania odpadów oraz promowanie odnawialnych źródeł energii.

Literatura

1. Wojewódzki Plan Gospodarki Odpadami dla Województwa Śląskiego, Katowice, 2003.
2. Nadziakiewicz J., Waclawiak K., Stelmach S.: Procesy termiczne utylizacji odpadów. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice, 2007.
3. Malkow T.: Novell and innovative pyrolysis and gasification technologies for energy efficient and environmentally sound MSW disposal. Waste Management, 24, 2004, s. 53÷79.
4. Conversion Technologies, IWMB Report, Sacramento, November, 2005.
5. Wasielewski R., Ociepka W.: Technologie termochemicznej konwersji odpadów. Środowisko i Rozwój 2, 2007, s.7÷23.
6. Chodkowski J. i inni: Mały Słownik Chemiczny. Wyd. III, Wiedza Powszechna, Warszawa 1971.

Zmiany właściwości energetycznych komunalnych osadów ściekowych podczas ich suszenia i magazynowania

Sławomir Stelmach, Ryszard Wasielewski – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

Streszczenie. Jednym ze sposobów energetycznego wykorzystania wysuszonych osadów ściekowych, może być ich współspalanie w kotłach pyłowych z węglem kamiennym. Wymaga to wysuszenia osadów do zawartości wilgoci na poziomie około 10%. Podczas przemysłowych testów współspalania komunalnych osadów ściekowych z węglem, przeprowadzonych z udziałem Instytutu Chemicznej Przeróbki Węgla, zastosowano do suszenia osadów mobilną instalację wyposażoną w suszarkę ze złożem fluidalnym. Materiał po wysuszeniu pakowano do big-bagów i magazynowano w pomieszczeniu zamkniętym. Wykonano także badania właściwości fizykochemicznych dla próbek wysuszonych osadów ściekowych magazynowanych na otwartej przestrzeni pod zadaszeniem przez okres dwóch miesięcy. Przedstawione w opracowaniu wyniki badań wskazują, że przy zastosowanym rozwiązaniu można otrzymać osad o dobrych parametrach energetycznych. Uzyskane w wyniku suszenia właściwości fizykochemiczne, pozwalają na stabilne podawanie osadu do istniejącego układu nawęglania kotła pyłowego, przy wykorzystaniu transportu pneumatycznego. Jednocześnie wykazano, że granulowane, wysuszone osady ściekowe przed poddaniem ich dalszemu (przede wszystkim energetycznemu) wykorzystaniu, muszą być magazynowane w sposób ograniczający ich bezpośredni kontakt z otoczeniem, w big-bagach bądź silosach, głównie ze względu na możliwość ponownego wzrostu zawartości wilgoci, nawet do poziomu około 60%.

1. Wprowadzenie

Coraz powszechniej stosowaną metodą zagospodarowania osadów ściekowych – oprócz rekultywacji obszarów zdegradowanych i nawożenia terenów pod uprawy zieleni miejskiej [1,2] – jest ich spalanie lub współspalanie z węglem, szczególnie w krajach wysokorozwiniętych [3, 4]. Wartość opałowa osadów ściekowych po procesie mechanicznego odwadniania, ze względu na wciąż wysoką zawartość wody (zwykle około 70÷80%), jest jednak niska. Z tego też powodu przed spaleniem osady zwykle podsusza się dla obniżenia zawartości wilgoci [5].

Suszenie osadów ściekowych pozwala na znaczną redukcję ich objętości oraz uzyskanie produktu o zdecydowanie lepszych parametrach użytkowych w porównaniu do materiału wyjściowego. Jednocześnie wysuszenie osadów – abstrahując od jego stosunkowo wysokich kosztów – pozwala obniżyć koszty ich dalszego transportu, magazynowania i aplikacji. Generalnie wysuszone osady ściekowe łatwiej jest wykorzystać w charakterze nawozów lub paliw.

Jednym ze sposobów energetycznego wykorzystania wysuszonych osadów ściekowych, może być ich współspalanie w kotłach pyłowych z węglem kamiennym. Ze względu na specyfikę procesów przygotowania i dozowania węgla do kotłów pyłowych, wymaga to wysuszenia osadów do zawartości wilgoci na poziomie około 5÷15%.

Podczas przemysłowych testów współpalania osadów ściekowych z węglem kamiennym, przeprowadzonych przy udziale Instytutu Chemicznej Przeróbki Węgla, do suszenia osadów zastosowano mobilną instalację wyposażoną w suszarkę ze złożem fluidalnym. Materiał po wysuszeniu pakowano do big-bagów i magazynowano w pomieszczeniu zamkniętym. Wykonano także badania właściwości fizykochemicznych dla próbki wysuszonych osadów ściekowych magazynowanych przez okres dwóch miesięcy pod zadaszeniem, przy zmiennych warunkach atmosferycznych [6].

Warunki przechowywania osadów ściekowych mogą wywierać istotny wpływ na ich właściwości paliwowe. Zagadnienie to w odniesieniu do osadów ściekowych odwodnionych mechanicznie i przechowywanych na składowisku, zostało dobrze przedstawione w publikacji [7]. W przedstawionych w niej badaniach wykazano, że wraz z upływem czasu magazynowania odwodnionych mechanicznie osadów ściekowych, następuje istotne pogorszenie się właściwości paliwowych osadów, m.in. zmniejszenie ich wartości opałowej, czy też zawartości części palnych.

Celem badań, których wyniki przedstawiono poniżej, była ocena wpływu przygotowania i magazynowania wysuszonych osadów ściekowych z Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód na ich walory paliwowe, w aspekcie ich wykorzystania jako składnika mieszanki paliwowej w kotłach pyłowych.

2. Suszenie osadów ściekowych

W zależności od sposobu powiązania wody z ciałem stałym rozróżnia się wilgoć powierzchniową, kapilarną lub komórkową. Niekiedy wilgoć występuje jako woda chemicznie związana. Wilgoć powierzchniową stanowi warstwa wody pokrywająca powierzchnię ciała stałego, a czynnik suszący ma do niej zapewniony bezpośredni dostęp. Cechą tego rodzaju wilgoci jest równość ciśnienia cząstkowego pary nad powierzchnią cieczy i ciśnienia nasycenia pary w danej temperaturze. Wilgoć kapilarna wypełnia kanaliki i pory suszonych materiałów. Ruch cieczy ku powierzchni ciała stałego wywołany jest siłami kapilarnymi. Dla porów o małych średnicach ciśnienie cząstkowe pary nad cieczą jest niższe od ciśnienia nasycenia i obniża się w miarę postępu procesu suszenia, gdyż wilgoć pozostaje w porach o coraz mniejszym promieniu. Materiały o takim charakterze przebiegu procesu suszenia określane są mianem ciał higroskopijnych. Wilgoć komórkowa powoduje wzrost objętości materiału (pęcznienie). Wilgoć ta związana jest z materiałem w sposób koloidalny i stanowi integralną część struktury materiału suszonego w przeciwieństwie do pozostałych rodzajów wilgoci. Wilgoć typu powierzchniowego i kapilarnego, ze względu na możliwość bezpośredniego kontaktu z gazem, nazywa się nieraz nieograniczoną fazą ciekłą, natomiast wilgoć komórkową – ograniczoną fazą ciekłą.

Skład fizykochemiczny osadów zależy od rodzaju i ilości oczyszczanych ścieków oraz metody ich oczyszczania. Największą część osadów stanowi woda. Wodę wchodzącą w skład osadu można podzielić na kilka rodzajów. Największy udział ma woda międzyziarnowa. W znacznie mniejszej ilości

występuje woda adhezyjna i kapilarna. Trzecim rodzajem, o najmniejszym udziale ilościowym, jest woda bardzo silnie związana z ziarnami osadu. Obejmuje ona wodę adsorpcyjną i wewnętrzną, która składa się z cieczy komórkowej (w przypadku osadów biologiczno-organicznych), z wody hydratacyjnej i wewnętrznej wody kapilarnej występującej m.in. w białkach. W osadzie nadmiernym o zawartości 5% s.m. po fermentacji metanowej pierwszy rodzaj wody stanowi około 70%, drugi – około 22%, a trzeci – około 8%. Osady ściekowe zawierają więc trzy wymienione wyżej rodzaje wilgoci, co utrudnia realizację procesu ich odwadniania i suszenia, szczególnie jeśli chodzi o usuwanie wilgoci komórkowej.

Materiały poddawane suszeniu można podzielić generalnie na dwie grupy:

- materiały koloidalne – w procesie suszenia zmieniają swoje wymiary liniowe,
- materiały kapilarno-porowate – podczas suszenia zachowują swoje wymiary liniowe lub kurczą się w nieznacznym stopniu.

Osady ściekowe ze względu na swoją skomplikowaną strukturę oraz różne rodzaje zawartej w nich wilgoci należą do grupy materiałów koloidalno-kapilarno-porowatych.

Suszenie osadów ściekowych pozwala na znaczną redukcję ich objętości oraz uzyskanie produktu o zdecydowanie lepszych parametrach użytkowych w porównaniu do materiału wyjściowego. Jednocześnie wysuszenie osadów – abstrahując od jego stosunkowo wysokich kosztów - pozwala obniżyć koszty ich dalszego transportu, magazynowania i aplikacji. Wysuszone osady ściekowe znacznie łatwiej wykorzystać w charakterze nawozów lub paliw. Dlatego coraz częściej w nowoczesnych oczyszczalniach ścieków wykorzystuje się termiczne suszenie osadów ściekowych. Ostatnio pojawiły się na światowym rynku rozwiązania technologiczne polegające na jednoczesnym suszeniu i granulowaniu osadów ściekowych. Uzyskane w wyniku takiego procesu granulki osadu o rozmiarach kilku milimetrów i wilgotności $< 10\%$, wyglądem oraz charakterystyką swego składu przypominają podsuszony torf. Tak spreparowany osad ściekowy nadaje się doskonale – dzięki stosunkowo wysokiej wartości opałowej (około $12\div 15$ MJ/kg) – do bezpośredniego spalania lub zgazowania. Ponadto może być on wykorzystany do użyźniania gleb przeznaczonych dla celów innych niż uprawy rolne. Coraz większym zainteresowaniem cieszy się również wykorzystanie do suszenia osadów ściekowych energii słonecznej. Analiza kosztów zagospodarowania osadów ściekowych wykazała, że w przypadku, gdy koszt zagospodarowania wilgotnych osadów przekracza około 50 Euro/Mg osadu, uzasadnione jest rozważenie opcji zastosowania suszenia z wykorzystaniem energii słonecznej. Rozwiązanie takie jest szczególnie polecane w przypadku osadów przemysłowych kierowanych do spalania lub składowanych jako odpady niebezpieczne.

Istnieje wiele metod suszenia osadów ściekowych, wykorzystujących różne rozwiązania aparaturowe i układy technologiczne. Poziom końcowego wysuszenia osadów ściekowych powinien być optymalizowany (przede wszystkim

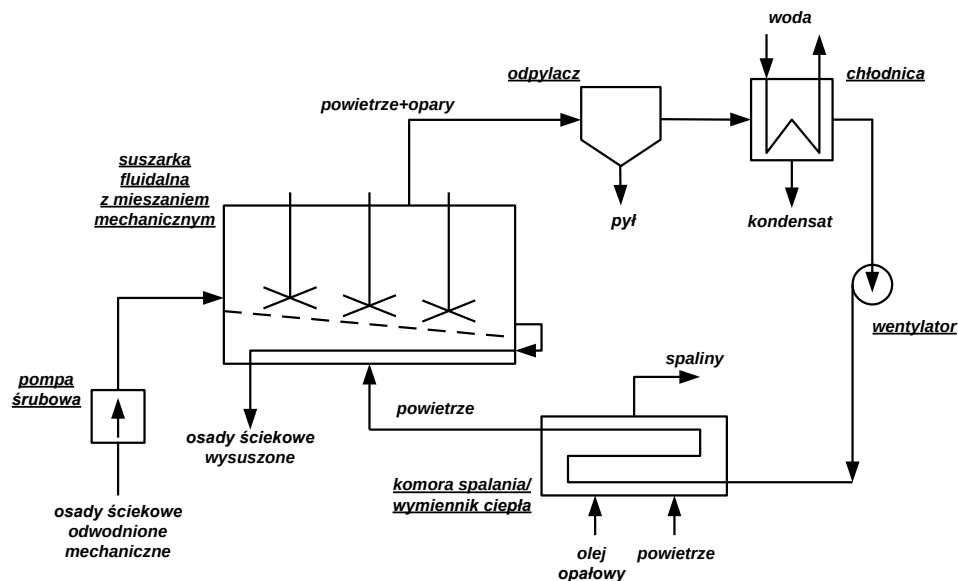
dla zminimalizowania kosztów) w zależności od końcowego przeznaczenia suchego produktu. W przypadku przygotowywania osadów ściekowych do współspalania z węglem w kotłach pyłowych, ich wysuszenie powinno przebiegać do osiągnięcia poziomu zawartości wilgoci $5 \div 15\%$. Taki poziom wysuszenia osadów ściekowych można bez problemu uzyskać z zastosowaniem większości technologii suszenia osadów oferowanych na rynku.

Trzeba stwierdzić, że ze względu na wysokie koszty suszenia osadów proces ten w Polsce jeszcze kilka lat temu nie był praktycznie stosowany. Stopniowo jednak obserwowany jest coraz szybszy wzrost liczby budowanych i uruchamianych instalacji suszenia osadów ściekowych, co spowodowane jest (przede wszystkim z przyczyn legislacyjnych) trudnościami z zagospodarowaniem osadów mechanicznie odwodnionych.

3. Suszenie osadów ściekowych w instalacji mobilnej

Dla przeprowadzenia z udziałem Instytutu Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrzu wstępnych testów współspalania osadów ściekowych w kotle pyłowym Elektrociepłowni Wybrzeże w Gdańsku, niezbędnym było przygotowanie około 30 Mg wysuszonych osadów pochodzących z Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód. Suszenie osadów ściekowych przeprowadzono z wykorzystaniem mobilnej instalacji suszenia firmy Klimapol Sp. z o.o. W instalacji tej osady ściekowe poddawane są suszeniu w złożu fluidalnym z dodatkowym mieszaniem mechanicznym. Czynnikiem suszącym jest gorące powietrze. Widok oraz schemat ideowy tej instalacji prezentuje rysunek 1. Na rysunku 2 przedstawiono wygląd suchego granulatu wytworzonego z badanych osadów.





Rys.1. Widok i schemat ideowy mobilnej instalacji suszenia osadów ściekowych firmy Klimapol

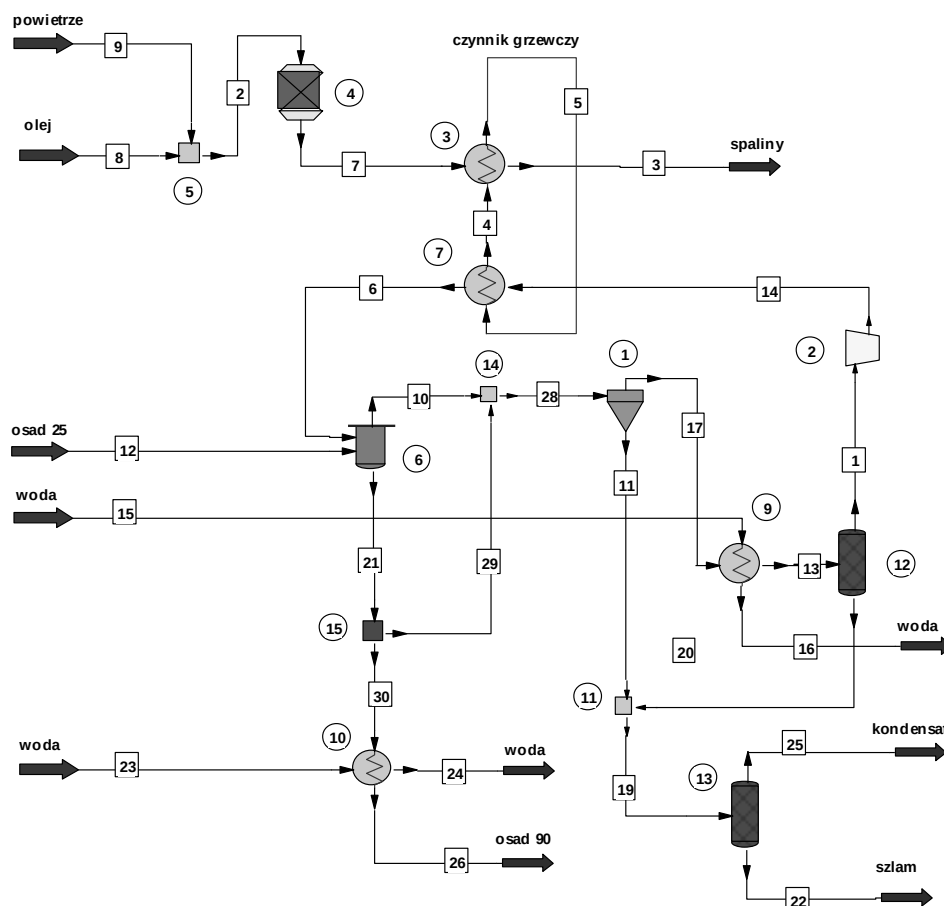


Rys.2. Suchy granulat osadowy wytworzony z wykorzystaniem mobilnej instalacji

Dla mobilnej instalacji suszenia osadów ściekowych wykorzystanej w badaniach przeprowadzono obliczenia bilansowe procesu suszenia osadów z użyciem oprogramowania ChemCad 5.4.7. Schemat procesowy tej instalacji, przygotowany dla przeprowadzenia obliczeń bilansowych procesu suszenia z wykorzystaniem programu ChemCad 5.4.7, przedstawiono na rysunku 3. W tabeli 1 zaprezentowano rezultaty przeprowadzonych obliczeń bilansowych.

Wykonane obliczenia pozwoliły na zbilansowanie procesu suszenia osadów ściekowych, zarówno materiałowo, jak i energetycznie. Przy założonej

ilości mechanicznie odwodnionych osadów ściekowych kierowanych do suszenia, wynoszącej 700 kg/h osadów o wilgotności 75%, wydajność suchego produktu wyniosła ~166 kg/h. Przy wyżej wymienionej wydajności suszenia, obliczone zapotrzebowanie na olej opałowy wyniosło 62 kg/h (około 73 dm³/h). Obliczona zdolność odparowania wody omawianej instalacji (przy założonej wydajności) wyniosła 525 kg H₂O/h. Woda ta – po wykondensowaniu z oparów opuszczających suszarkę – wraz z resztkami pyłu osadowego (około 9 kg/h) musi być zwracana do oczyszczalni ścieków. Chłodzenie oparów opuszczających suszarkę wymaga doprowadzenia około 11,5m³ H₂O/h o temperaturze 15°C.



Rys.3. Schemat procesowy mobilnej instalacji suszenia osadów ściekowych.

1 – separator cyklonowy; 2 – wentylator; 3, 7, 9, 10 – wymienniki ciepła; 4 – palnik; 5, 11, 14 – węzły mieszania strumieni; 6 – suszarka; 12, 13 – separatory; 15 – dosuszacz

Trzeba podkreślić, że omawiana instalacja jest tylko instalacją testową, aktualnie jedyną w kraju. Przeniesienie parametrów procesowych na instalację w skali przemysłowej, a szczególnie na instalację o innych rozwiązaniach

technologicznych, jest praktycznie niemożliwe. Bilans materiałowo-energetyczny będzie różny dla każdej innej instalacji suszenia osadów. Decyzja o wyborze jak najbardziej korzystnego rozwiązania oferowanego na rynku leży zawsze po stronie inwestora.

Parametry poszczególnych strumieni instalacji suszenia osadów ściekowych obliczone z wykorzystaniem programu ChemCad 5.4.7.

Tabela 1

Numer strumienia (według rys. 3)	Opis	Strumień masy [kg/h]	Temperatura [°C]	Strumień energii [MJ/h]
1	powietrze suszące	30281,5	60,0	1028,1
2	mieszanka paliwowa (olejowo-powietrzna)	1735,4	6,7	-151,5
3	spaliny schłodzone	1735,4	252,5	-2411,5
4	olej grzewczy schłodzony	15983,8	230,0	-37038,0
5	olej grzewczy	15983,8	280,0	-34777,0
6	powietrze suszące gorące	30281,5	145,0	3562,3
7	spaliny ogrzewające olej grzewczy	1735,4	1323,4	-151,5
8	olej opałowy lekki	62	15,0	-134,1
9	powietrze do spalania	1673,4	15,0	-17,4
10	opary z suszarki	30806,5	98,6	-4805,3
11	pył osadowy	8,8	98,6	-70,6
12	osad ściekowy kierowany do suszenia	700	15,0	-9779,7
13	powietrze suszące schłodzone, przed oddzieleniem kondensatu	30806,5	60,0	-5990,4
14	powietrze kierowane do suszarki (przed podgrzaniem)	30281,5	69,3	1302,2
15	woda chłodząca powietrze suszące	11322,3	15,0	-180240,0
16	woda ogrzana (po schłodzeniu powietrza suszącego)	11322,3	40,0	-179050,0
17	powietrze suszące po oddzieleniu pyłu osadowego	30806,5	98,6	-4805,4
19	zawiesina wodno-osadowa	533,8	60,1	-8329,0
20	kondensat	525,0	60,0	-8258,4
21	osad na wyjściu z suszarki	175,0	95,0	-1412,1
22	suchy szlam osadowy	8,8	40,0	-71,0
23	woda chłodząca wysuszony osad ściekowy	53,1	15,0	-845,6
24	woda chłodząca wysuszony osad ściekowy (ogrzana)	53,1	40,0	-840,0
25	kondensat po oddzieleniu szlamu osadowego	525,0	40,0	-8302,4
26	wysuszony osad ściekowy	166,3	50,0	-1347,0
28	zapyłone opary z suszarki	30815,2	98,6	-4875,9
29	pył osadowy	8,8	95,0	-70,6
30	wysuszony osad ściekowy przed schłodzeniem	166,3	95,0	-1341,5

4. Zmiany parametrów komunalnych osadów ściekowych

Podczas całego okresu procesu suszenia osadów z Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód (trwającego około 1 miesiąca) pobierano kilkakrotnie do analiz próbki osadów odwodnionych mechanicznie przed suszeniem oraz bezpośrednio po wysuszeniu (przed załadunkiem do big-bagów). Badania te prowadzono dla oceny zmian parametrów energetycznych osadów w trakcie suszenia. Przeprowadzono także test określający wpływ warunków przechowywania wysuszonych osadów ściekowych na ich właściwości fizykochemiczne.

Próbkę wysuszonych osadów ściekowych poddano oddziaływaniu warunków atmosferycznych przez okres 2 miesięcy w okresie jesienno-zimowym. Próbkę przechowywana była pod zadaszeniem, w celu wyeliminowania jej bezpośredniego narażenia na opady atmosferyczne. W tym czasie wystąpiły znaczne wahania wilgotności powietrza spowodowane m.in. wystąpieniem opadów deszczu i śniegu; odnotowano również znaczne spadki temperatury (nawet poniżej -10°C).

Dla próbek badanych osadów ściekowych wykonano następujące oznaczenia (w nawiasach podano numery norm lub procedur, według których wykonano poszczególne analizy):

- oznaczenie całkowitej zawartości wody/wilgoci (PN-80/G-04511, PN-G-04560:1998),
- oznaczenie zawartości popiołu (PN-G-04560:1998, PN-80/G-04512/Az1),
- oznaczenie zawartości części palnych (metoda termograwimetryczna, procedura IChPW),
- oznaczenie zawartości części lotnych (PN-G-04560:1998, PN-G-04516:1998, PN ISO 562:2000),
- wyznaczenie charakterystycznych temperatur topliwości popiołu (PN-82/G-04535),
- oznaczenie wartości opałowej (Q/ZK/P/15/03/B),
- oznaczenie składu elementarnego:
 - C, H, N, O (PN-G-04571:1998),
 - S całkowita (PN-G-04584:2001),
 - P (Q/ZK/P/15/02/A),
 - Cl (PN-G-04534:1999),
 - metale ciężkie (IB/TL/04 – procedura firmy ENERGOPOMIAR Sp. z o.o.),
- oznaczenie składu chemicznego popiołu (Q/ZK/P/15/01/B, PN-G-04528-10:1998),

Wyniki wykonanych analiz przedstawiono w tabelach 2 i 3.

Charakterystyka osadów ściekowych z Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód

Tabela 2

Parametr	osad ściekowy		
	odwodniony	bezpośrednio po wysuszeniu	po 2 miesiącach magazynowania na otwartej przestrzeni
Zawartość wilgoci W_t^r %	73,20	7,40	56,00
W^a %	8,30	6,80	18,60
Zawartość popiołu A^a %	34,80	34,30	30,80
A^d %	37,90	36,80	37,80
A^r %	6,80	34,10	16,60
Zawartość części lotnych V^a %	47,30	48,47	41,59
V^d %	51,43	52,03	51,09
V^{daf} %	83,11	82,38	82,19
V^r %	13,83	48,17	22,48
Ciepło spalania Q_s^a J/g	12678	13094	11150
Wartość opałowa Q_i^a J/g	11519	11946	9954
Q_i^r J/g	1632	11863	4258
Zawartość części palnych %	65,50	65,90	69,20
Wytrzymałość mechaniczna %	-	94,70	91,30

Charakterystyka osadów ściekowych z Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód

Tabela 3

Parametr	osad ściekowy		
	odwodniony	bezpośrednio po wysuszeniu	po 2 miesiącach magazynowania na otwartej przestrzeni
Zawartość węgla C_t^a %	30,50	31,30	27,20
Zawartość wodoru H_t^a %	4,38	4,49	3,40
Zawartość azotu N_t^a %	4,62	4,49	3,44
Zawartość tlenu O_d^a %	16,41	17,59	15,79
Zawartość siarki S_t^a %	1,27	1,25	1,05
Zawartość fosforu P^a %	4,99	5,156	3,34
Zawartość chloru Cl^a %	0,085	0,089	0,091
Zawartość metali ciężkich			
Zn ppm _{s.m.}	1117,90	1095,70	1246,60
Cu ppm _{s.m.}	515,10	528,60	473,30
Pb ppm _{s.m.}	102,60	104,20	131,90
Ni ppm _{s.m.}	45,30	44,40	54,00
Cd ppm _{s.m.}	6,70	6,05	5,37
Cr ppm _{s.m.}	141,60	137,20	134,00
Hg ppm _{s.m.}	1,87	2,31	2,02
Skład chemiczny popiołu			
SiO ₂ %	14,91	15,31	26,12

Al ₂ O ₃ %	12,94	13,15	13,08
Fe ₂ O ₃ %	7,5	6,84	6,96
CaO %	17,38	17,49	17,31
MgO %	3,92	4,65	4,46
Na ₂ O %	0,79	0,83	0,71
K ₂ O %	2,15	2,33	2,11
P ₂ O ₅ %	32,93	34,42	24,85
SO ₃ %	2,14	2,01	2,06
Mn ₃ O ₄ %	0,14	0,14	0,14
TiO ₂ %	0,58	0,61	0,66
BaO %	< 0,01	< 0,01	0,02
SrO %	0,08	0,08	0,08
Charakterystyczne temperatury topliwości popiołu:			
<i>atmosfera utleniająca</i>			
temp. spiekania t _{S(O)} °C	-	910÷920	940
temp. mięknięcia t _{A(O)} °C	-	1040÷1060	1050
temp. topnienia t _{B(O)} °C	-	1190	1190
temp. płynięcia t _{C(O)} °C	-	1200÷1220	1230
<i>atmosfera półredukcyjna</i>			
temp. spiekania t _{S(Or)} °C	-	850÷890	920
temp. mięknięcia t _{A(Or)} °C	-	1050÷1060	1060
temp. topnienia t _{B(Or)} °C	-	1170÷1180	1160
temp. płynięcia t _{C(Or)} °C	-	1190÷1210	1190

Jak wynika z przedstawionych w tabelach 2 i 3 wyników oznaczeń – średnia zawartość wilgoci mechanicznie odwodnionych osadów ściekowych kierowanych do suszenia wynosiła 73,2%, a zawartość wilgoci w osadach wysuszonych – 7,4%, co świadczy o dobrym mechanicznym odwodnieniu osadów w Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód oraz o uzyskaniu dobrego poziomu usunięcia wody z osadów poddanych suszeniu.

Osady ściekowe z Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód charakteryzują się dobrymi właściwościami paliwowymi; zawierają ~37÷38% popiołu, a więc ponad 60% suchej masy stanowią części palne. Wartość opałowa osadów wysuszonych do zawartości wilgoci około 7% wynosi blisko 12 MJ/kg. Problemy eksploatacyjne kotła przy współpalaniu tych osadów z węglem mogą wynikać z wysokiej zawartości fosforu (5,5%), co ma wpływ przede wszystkim na właściwości powstającego popiołu i żużla (stwierdzono niższe temperatury topliwości popiołów w porównaniu z popiołami z węgla kamiennych). Duża zawartość azotu w badanych osadach (4,9%) w przypadku dużego udziału osadów w mieszance paliwowej może spowodować problemy z emisją NO_x-ów. Wyznaczone zawartości pozostałych składników osadów wskazują, iż w przypadku realizacji współpalania z ich udziałem nie powinny zaistnieć istotne zmiany w przebiegu procesu.

Na podstawie wykonanych analiz próbki wysuszonych osadów ściekowych, magazynowanej przez okres dwóch miesięcy na otwartej przestrzeni, można stwierdzić, że większość jej parametrów fizykochemicznych nie uległa

istotnym zmianom w trakcie przechowywania. Jedynie zawartość wilgoci w próbce osadów wzrosła aż do 56%, co w oczywisty sposób wpływa na pogorszenie się wartości opałowej tego materiału. Fakt ten każe stwierdzić, że granulowane, wysuszone osady ściekowe przed poddaniem ich dalszemu (przede wszystkim energetycznemu) wykorzystaniu, muszą być magazynowane w sposób ograniczający ich bezpośredni kontakt z otoczeniem – w szczególności z opadami atmosferycznymi – a więc np. w big-bagach (najlepiej magazynowanych w hali) lub w silosach.

5. Podsumowanie

Przedstawione w opracowaniu wyniki badań wskazują, że przy zastosowanym rozwiązaniu technologicznym procesu suszenia można otrzymać osad ściekowy o dobrych parametrach energetycznych. Uzyskane w wyniku suszenia właściwości fizykochemiczne, pozwalają na stabilne podawanie osadu do istniejącego układu nawęglania kotła pyłowego, przy wykorzystaniu transportu pneumatycznego, co potwierdzono w trakcie przeprowadzonych (lecz nie opisywanych w niniejszym opracowaniu) testów współspalania osadów ściekowych z węglem w kotle pyłowym. Jednocześnie wykazano, że granulowane, wysuszone osady ściekowe przed poddaniem ich dalszemu (przede wszystkim energetycznemu) wykorzystaniu, muszą być magazynowane w sposób ograniczający ich bezpośredni kontakt z otoczeniem, najlepiej w big-bagach bądź silosach, głównie ze względu na możliwość ponownego wzrostu zawartości wilgoci, nawet do poziomu około 60%.

Literatura

1. Kozłowska B.: Wykorzystanie osadu ściekowego do rekultywacji gruntów oraz składowisk odpadów. Przegląd Komunalny, 2 1999 s. 94÷97.
2. Siuta J.: Rekultywacyjne użytkowanie osadów ściekowych. Przegląd Komunalny 2 1999, s. 89÷93.
3. Solmaz S.: Thermische Entsorgung von Klärschlämmen. Korrespondenz Abwasser 10, 1998, s. 1886÷1899.
4. Werther J., Ogada T.: Sewage sludge combustion. Progress in Energy and Combustion Science 25 (1999) s. 55÷116.
5. Korczak-Niedzielska M., Niedzielski M.: Suszenie termiczne jako nowoczesna metoda zagospodarowania osadów ściekowych. Materiały V Konferencji Naukowo-Technicznej „Problemy oczyszczania ścieków i ochrony wód w dorzeczu Odry”, Kudowa Zdrój, 1998.
6. Stelmach S., Wasielewski R.: Przeprowadzenie badań procesu suszenia partii osadów ściekowych z Oczyszczalni Ścieków Gdańsk-Wschód, przeznaczonej do badań procesu współspalania w kotle pyłowym OP-230 EC

Wybrzeże. Sprawozdanie IChPW, Zabrze, 2005, (niepublikowane).

7. Kozioł M., Nadziakiewicz J.: Wpływ zmienności właściwości osadów ściekowych na możliwość ich współspalania z węglem. Paliwa z odpadów - Tom III. Praca zbiorowa pod redakcją J.W. Wandrasza i J. Nadziakiewicza, Wydawnictwo HELION 2001.

Przesiewacze wieloczęstościowe¹

Piotr Wodziński – Politechnika Łódzka

Streszczenie. Praca dotyczy stosunkowo mało znanej grupy maszyn przesiewających, jakimi są przesiewacze wieloczęstościowe. Jak sama nazwa wskazuje mamy do czynienia z przesiewaczami, które charakteryzują się co najmniej dwiema (lub wieloma) prędkościami obrotowymi wibratorów rotacyjnych napędzających te maszyny. A więc mówimy o grupie przesiewaczy posiadających co najmniej dwa (lub więcej) wibratory rotacyjne, służące do wprowadzenia w ruch drgający te maszyny. Wiadomo powszechnie, że kształt toru ruchu drgającego rzeszota przesiewacza, ma decydujące znaczenie dla uzyskania określonych (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 wieloczęstościowym są sprzyjające intensywnemu przebiegowi procesu przesiewania. Dlatego oczekuje się, co potwierdzają nieliczne realizacje przemysłowe, iż przesiewacze wieloczęstościowe będą mieć znacznie wyższe wskaźniki procesowe, w porównaniu do klasycznych, obecnie używanych np. w przemyśle wydobywczym przesiewaczy jednopłaszczyznowych.

1. Wstęp

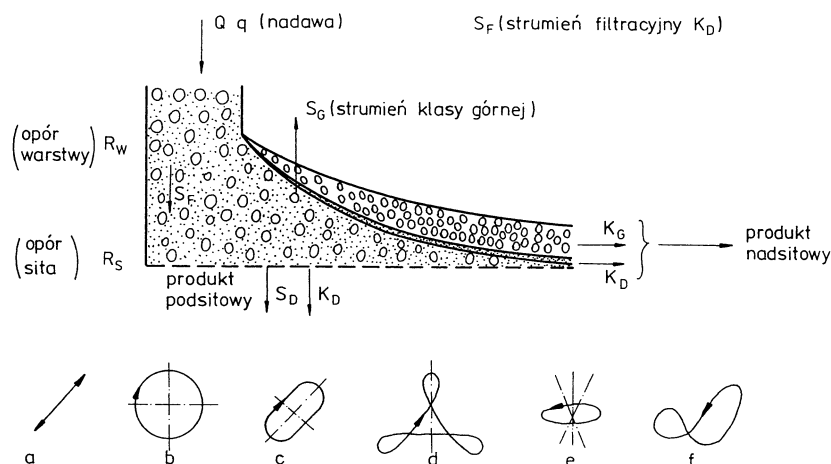
Na rysunku 1 przedstawiono schematycznie warstwę materiału ziarnistego (nadawy) na sicie przesiewacza [4]. Nadawa o natężeniu Q (T/h) lub q (kg/sm²) dopływa do przesiewacza na początek sita. W tym miejscu w nadawie, w której znajdują się ziarna duże i małe (klasa górna i klasa dolna), zakładamy równomierne w całej objętości rozmieszczenia poszczególnych klas ziarnowych. Proces przesiewania złożony jest z dwóch procesów składowych: filtracji (rozsegregowania) klasy dolnej w kierunku powierzchni sita i przejście tych drobnych ziaren przez otwory sitowe. W rezultacie zachodzenia tego zjawiska na końcu sita otrzymujemy całą klasę górną K_G , która znalazła się w nadawie i pewną część klasy dolnej K_D , która nie zdołała przejść przez otwory sitowe i znalazła się w produkcie nadsitowym. Jej ilość świadczy o skuteczności przesiewania.

Do realizacji wyżej opisanego zjawiska niezbędny jest ruch sita. W dolnej części rysunku pokazano tory sita w ruchu drgającym (a-f), od których bezpośrednio zależne są właściwości procesowe przesiewacza. Wyróżniamy następujące podstawowe kształty torów ruchu drgającego maszyn przesiewających [1-3]:

- a – liniowy,
- b – kołowy,
- c – eliptyczny,
- d – tor złożony płaski, właściwy dla przesiewaczy wieloczęstościowych,
- e – ruch precyzyjny, właściwy dla przesiewaczy zataczających,
- f – ruch złożony, pneumatyczny, właściwy dla przesiewaczy swobodnie drgających.

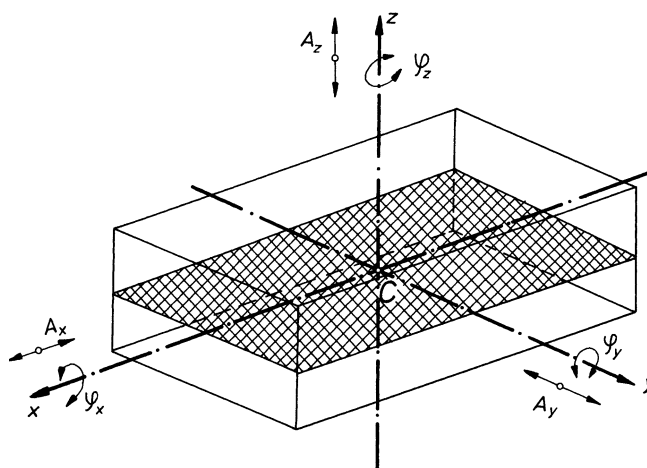
¹ Praca wykonana w ramach projektu badawczo-rozwojowego MNiSzW nr R 14 01403

Im bardziej złożony jest ruch rzeszota maszyny przesiewającej, tym bardziej intensywny jest proces przesiewania, a zatem tym lepsze są parametry procesowe maszyny.

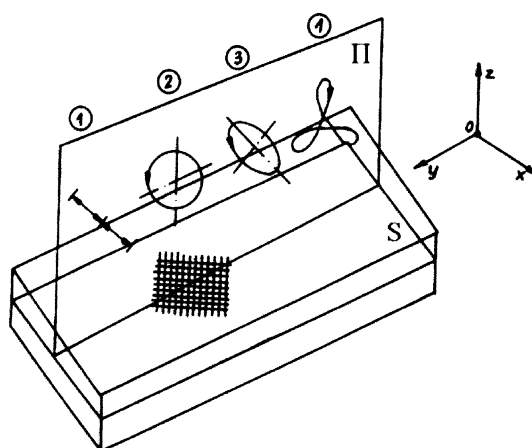


Rys.1. Mechanizm przesiewania i tory sit

Jak wiadomo ruch ciała sztywnego, w naszym wypadku bryły rzeszota, może składać się z trzech przesunięć (amplitud) liniowych A_x , A_y i A_z oraz trzech amplitud skrętnych φ_x , φ_y i φ_z (rys. 2). W chwili obecnej najbardziej rozpowszechnione są przesiewacze jednopłaszczyznowe tzn. takie które wykonują ruch płaski w płaszczyźnie głównej maszyny (rys. 3). Płaszczyzna główna przesiewacza Π to płaszczyzna wzdłużna równoległa do burt bocznych rzeszota i jednocześnie prostopadła do powierzchni sita. W niej właśnie leżą tory ruchu drgającego przesiewacza jednopłaszczyznowego. Przesiewacze wieloczęściowe, w szczególnym przypadku przesiewacze o podwójnej częstotliwości, charakteryzują się złożonym torem ruchu drgającego (tor 4) i są najefektywniejsze spośród wszystkich przesiewaczy jednopłaszczyznowych.



Rys.2. Amplitudy liniowe i kątowe przesiewacza swobodnie drgającego



Rys.3. Przesiewacz jednopłaszczyznowy

Niniejsza praca stanowi zwiastun programu badawczego jaki został rozpoczęty w połowie 2007 r. w Katedrze Aparatury Procesowej Politechniki Łódzkiej, a poświęconego przesiewaczom wieloczęstościowym, a w szczególności dwuczęstościowym.

2. Przesiewacze dwuczęstościowe

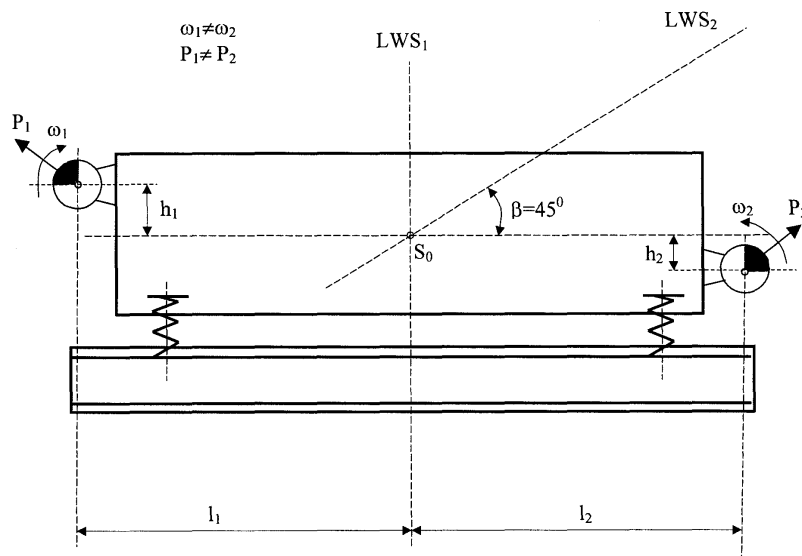
Najprostszym przypadkiem przesiewacza wieloczęstościowego jest przesiewacz dwuczęstościowy (PD-C). Schematycznie taka maszyna została pokazana na rysunku 4, przy czym w celu uproszczenia rysunku przedstawiono przesiewacz poziomy, gdy w rzeczywistości maszyna taka musi być nachylona do poziomu pod kątem α , wynoszącym co najmniej 20° . Do napędu takiego przesiewacza zastosowane są dwa wibratory rotacyjne o jednakowych lub niejednakowych momentach statycznych. W przypadku gdy linia wahań sita LWS₁ jest prostopadła do powierzchni sita (rys. 4), wtedy należy zastosować nachylenie całej maszyny. Gdy napęd umieścimy w maszynie tak, iż linia wahań sita będzie nachylona do płaszczyzny sita $\beta = 45^\circ$ (jest to najkorzystniejszy układ geometrii napędu), to przesiewacz może być poziomy lub nachylony pod zmniejszonym kątem ($\alpha = 10^\circ$). Niezwykle ważnym parametrem charakteryzującym pracę przesiewacza dwuczęstościowego jest współczynnik przełożenia prędkości definiowany jako

$$\xi = \frac{\omega_1}{\omega_2} = \frac{n_1}{n_2} \quad (1)$$

Wielkość ta mówi nam o ile różnią się od siebie prędkości kątowe (lub obrotowe) dwu wibratorów rotacyjnych.

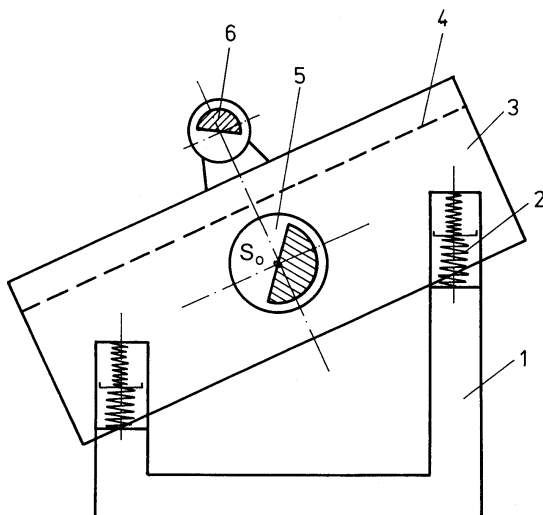
Niezwykle ważne są wymiary konstrukcyjne napędu przesiewacza dwuczęstościowego (rys. 4). Od nich zależy bowiem rodzaj ruchu przesiewacza, a także uzyskanie efektu samosynchronizacji dynamicznej pomiędzy wibratorami

rotacyjnymi. Środki wałów napędowych są określone względem środka masy układu drgającego poprzez współrzędne h_1 i h_2 oraz l_1 i l_2 .

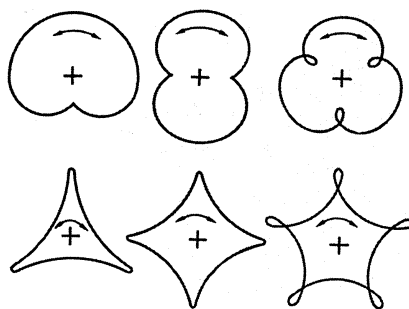


Rys.4. Schemat przesiewacz PD-C

Jako przykład przesiewacza dwuczęstotściowego można podać maszynę o nazwie Cyclorot (rys. 5). Jest to typowy przesiewacz jednopłaszczyznowy do napędu którego użyto dwóch wibratorów rotacyjnych. Wibrator 5 jest usytuowany w środku ciężkości rzeszota, a wibrator 6 (o mniejszym momencie statycznym) znajduje się centralnie nad rzeszotem (nad środkiem masy). W zależności od zastosowanego współczynnika przełożenia prędkości, można uzyskać różne tory ruchu drgającego maszyny, pokazane na rysunku 6.

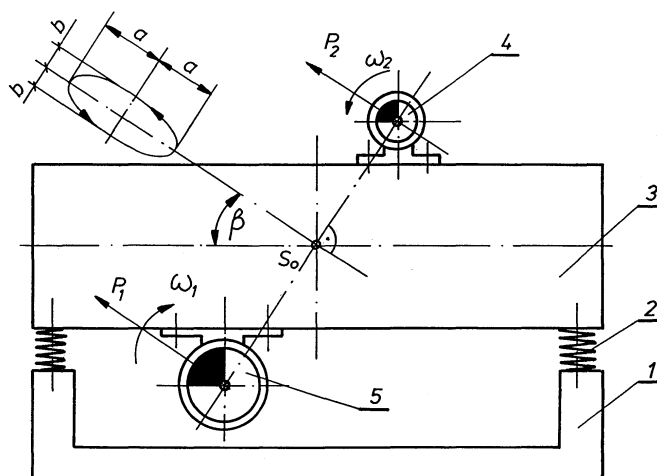


Rys.5. Przesiewacz Cyclorot

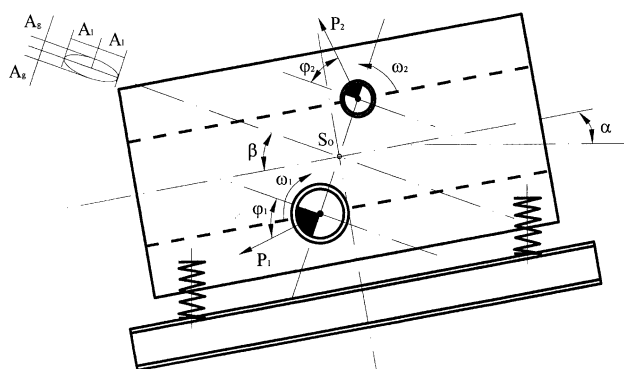


Rys.6. Tory ruchu drgającego PD-C

Przesiewaczem o podwójnej częstotliwości może być przesiewacz liniowo-eliptyczny, pokazany na rysunku 7. Maszyna taka może być pozioma lub nachylona pod niewielkim kątem $\alpha = 8-10^\circ$ (rys. 8).

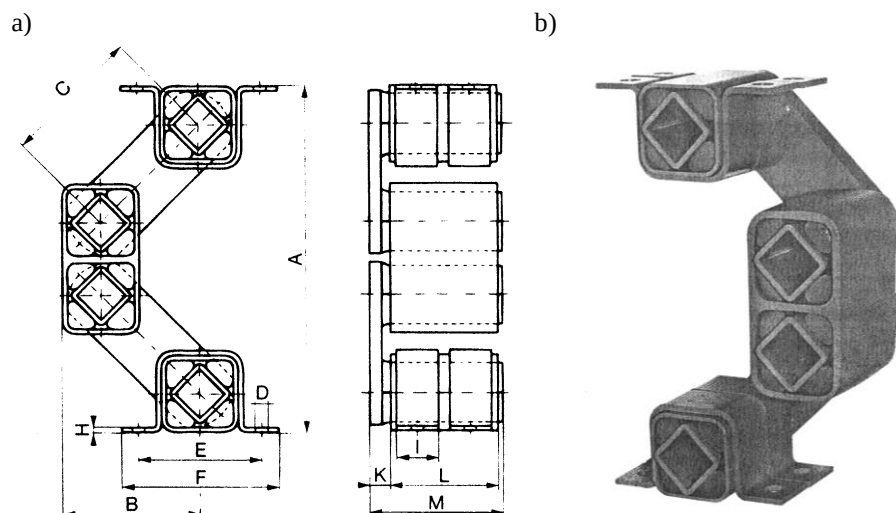


Rys.7. Przesiewacz liniowo-eliptyczny (dwuczęstotściowy)



Rys.8. PL-E dwuczęstotściowy, nachylony

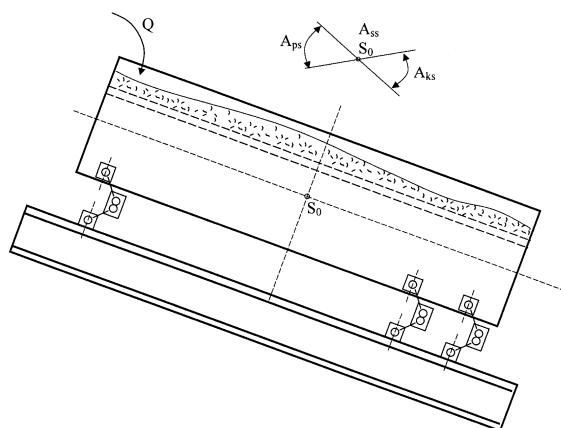
Z chwilą pojawienia się w budowie maszyn przesiewających zawieszek sprężystych typu X (rys. 9), wydaje się niezwykle celowym wykorzystanie tych elementów elastomerowych do przesiewaczy wieloczęstotściowych, w tym przesiewaczy dwuczęstotściowych. Zawieszki te są niezwykle dopracowanymi elementami sprężystymi, które mogą być stosowane w przesiewaczach. Ich charakterystyki były opisane przez Autora w poprzednich publikacjach.



Rys.9. Zawieszki sprężyste typu X: a) schemat elementu X, b) widok ogólny

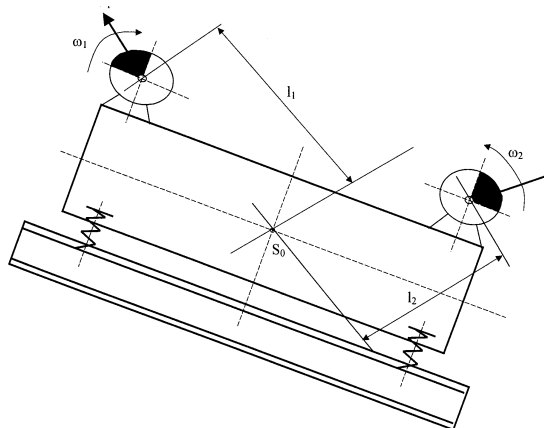
W przypadku przesiewaczy dwuczęstotściowych, tak jak i w innych przesiewaczach jednopłaszczyznowych, ważne jest właściwe zaprojektowanie układu napędowego, rozumiane jako odpowiedni dobór współrzędnych l_1 i l_2 oraz h_1 i h_2 (rys. 4).

Zbyt duże odległości l_1 i l_2 powodują, iż w ruchu rzeszota istotne znaczenie ma ruch skrętny rzeszota wokół środka ciężkości S_0 (rys. 10) określony amplitudami początku sita A_{ps} i końca sita A_{ks} .



Rys.10. Warstwa materiału przesiewanego na sicie poruszającym się z przeważającym ruchem drgań skrętnych

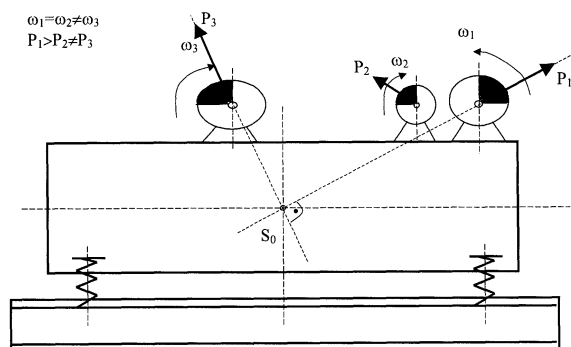
W takim przypadku amplitudy środka sita A_{ss} są stosunkowo niewielkie. Oznacza to dwie amplitudy początku i końca sita, a niewielkie – środka sita. W takim przypadku warstwa materiału przesiewanego na sicie będzie taka, jak pokazana na rysunku 10 (zwałowanie materiału w obrębie środkowej części sita). Taki przebieg procesu przesiewania jest nie do przyjęcia i może dojść do wysypywania się nadmiaru nadawy poprzez burty boczne przesiewacza. Wówczas można dokonać dodatkowego (zwiększonego) nachylenia sita do poziomu (rys. 11). W takim wypadku $\alpha = 20-30^\circ$ i istotny udział w ruchu warstwy po sicie ma wzdłużna składowa siły ciężkości materiału przesiewanego. Zapewnia ona płynny i równomierny ruch warstwy ziarnistej na sicie.



Rys.11. Przesiewacz o podwójnej częstotliwości PD-C o zwiększonym nachyleniu sit do poziomu

3. Przesiewacze wieloczęstotściowe

Przesiewacze wieloczęstotściowe stanowią dalszy rozwój maszyn przesiewających dwuczęstotściowych. Na rysunku 12 przedstawiono przykładowe rozwiązanie konstrukcyjne przesiewacza trójczęstotściowego, napędzanego trzema wibratorami rotacyjnymi.



Rys.12. Przesiewacz wieloczęstotściowy PW-C

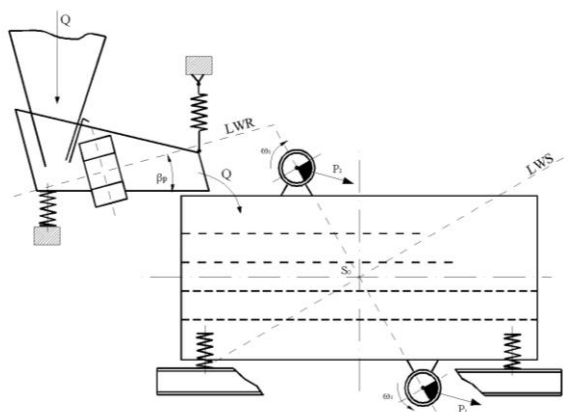
Wibratory 1 i 2 pracują synchronicznie, przeciwbieżnie z jednakowymi prędkościami obrotowymi. Wymuszają one eliptyczny ruch rzeszota. Wibrator 3

pracuje ze zmniejszoną lub zwiększoną prędkością kątową względem dwóch pierwszych. Nakładanie się tych dwóch ruchów składowych (1 i 2 + 3) daje złożony płaski ruch rzeszota. Przesiewacz przedstawiony na rysunku 12 jest również przesiewaczem jednopłaszczyznowym.

4. Podsumowanie

Niniejsza praca jest pierwszą z serii poświęconej przesiewaczom wielo-częstościowym, w szczególności dwuczęstościowym. Prace prowadzone obecnie w Politechnice Łódzkiej mają na celu przebadanie kinematycznie i procesowe przesiewacza doświadczalnego, którego wymiary sita wynoszą $L = 1,5$ m; $B = 0,5$ m, masa rzeszota ≈ 350 kg. Na podstawie wyników badań zostaną opracowane założenia projektowe, a na ich podstawie opracowany zostanie projekt wykonawczy maszyny przemysłowej o orientacyjnych wymiarach $L = 5,0$ m; $B = 2,0$ m. Przesiewacz ten będzie zamontowany w krajowym przemyśle wydobywczym i przewidziany do przesiewania drobno lub bardzo drobnoziarnowego ($d_T < 1$ mm).

Schematycznie przesiewacz przemysłowy pokazano na rysunku 13. Z uwagi na uziarnienie nadawy, do zasilania maszyny przewidziano podajnik zasilający, zapewniający prawidłowe podawanie materiału na sito.



Rys.13. Przesiewacz przemysłowy PD-C

Literatura

1. Banaszewski T.: Przesiewacze. Śląsk, Katowice 1990.
2. Dietrych J.: Teoria i budowa przesiewaczy. WGH, Katowice 1962.
3. Sztaba K.: Przesiewanie. Śląsk, Katowice 1993.
4. Wodziński P.: Przesiewanie i przesiewacze. Łódź 1997.

Efektywność energetyczna przesiewania drobnych frakcji na przesiewaczach z bezpośrednio wzbudzanym sitem typu VPI produkcji Ofama VIBRA Opole

Krzysztof Matuszewski – Ofama VIBRA Opole Sp. z o.o.

Streszczenie. W rozdziale opisano doświadczenia wynikające z eksploatacji, jak i prowadzonych prac badawczych przesiewacza typu VPI z podbijanym sitem przy zastosowaniu wibratorów bezwładnościowych. Jest to nowa konstrukcja produkcji Ofama VIBRA Opole wyróżniająca się wyjątkowo niskim jednostkowym zużyciem energii w procesie przesiewania przy zachowaniu bardzo dobrych pozostałych parametrów konstrukcyjnych i eksploatacyjnych. Omówiono różne rodzaje wskaźników określających zapotrzebowanie na moc i energię przesiewaczy o różnej konstrukcji. Prowadzone są dalsze prace nad przygotowaniem dużego przesiewacza tego typu dla górnictwa węgla kamiennego.

1. Wprowadzenie

W kontekście wzrastających cen energii, nakładanych na gospodarki poszczególnych krajów limitów dotyczących zużycia energii (np. emisji CO₂) i coraz powszechniejszej społecznej świadomości „energetycznej” nie dziwią wysiłki i nakłady mające na celu obniżenie zużycia energii w metalurgii, energetyce, ogrzewaniu i klimatyzacji, transporcie czy przetwórstwie.

W procesach technologicznych przeróbki surowców mineralnych sporo uwagi poświęca się zużyciu energii w trakcie rozdrabniania czy suszenia, natomiast w doborze urządzeń do segregacji i separacji czynnik ten wydaje się być traktowany jako najmniej istotny. Konstruując czy dobierając przesiewacz analizujemy szereg czynników konstrukcyjnych i eksploatacyjnych, a gdy już wiemy jaka będzie masa przesiewacza oraz częstotliwość i amplituda drgań dobieramy napędy o odpowiedniej mocy. Przykładowy przesiewacz typu PZ [1] o powierzchni sita 18 m² i masie 11 ton otrzyma napęd w postaci dwóch silników po 18,5 kW, razem 37 kW. Moc ta jest potrzebna głównie po to, aby wprawić w określone drgania rzeszoto wraz z napędem i sitem oraz znajdujący się na sicie przesiewany materiał. Przykładowo, jeśli warstwa przesiewanego materiału będzie miała średnią grubość 0,2 m to masa materiału znajdującego się na sicie omawianego przesiewacza wyniesie 5,4 tony, z czego do obliczeń przyjmujemy około 20%, czyli nieco ponad tonę. Stanowi to mniej niż 10% pobudzonej masy!

Z energetycznego punktu widzenia jest to równie rozrzutne jak jazda ważącego 80 kg pasażera samochodem o masie jednej tony. Do obu sytuacji zdążyliśmy się przyzwyczaić.

2. Wskaźniki efektywności energetycznej w przesiewaniu

Stosowanym w technice podstawowym wskaźnikiem określającym energochłonność procesów, również przesiewania, jest *jednostkowe zużycie energii*

(*specific power consumption* lub *specific energy consumption*) wyrażane zazwyczaj w kWh zużytej energii na tonę produktu. W celu określenia jednostkowego zużycia energii w odniesieniu do procesu przesiewania i przesiewaczy z powodu względności określania frakcji będącej produktem, ilość zużytej energii odnosimy do ilości materiału, którą dany przesiewacz może przesiać z określoną sprawnością. Jest to bardzo ważny parametr eksploatacyjny, łatwy do przeliczenia bezpośrednio na koszt zużytej energii, jednak, w zależności od zastosowanego ziarna podziałowego, składu i wilgotności nadawy dla tego samego przesiewacza otrzymamy różne wartości jednostkowego zużycia energii E_{jp} przesiewania. Jest to więc parametr związany bezpośrednio z cechami konstrukcyjnymi przesiewacza, ale równocześnie zdeterminowany w znacznym stopniu przez czynniki technologiczne i eksploatacyjne.

Ze względu na te uzależnienia jednostkowego zużycia energii nie jest ono zbyt odpowiednim do celów porównawczych przesiewaczy o różnej konstrukcji. Do tego celu znacznie lepiej nadaje się **jednostkowa moc przesiewacza**, wskaźnik zdefiniowany jako stosunek mocy napędów przesiewacza przez łączną powierzchnię pokładów sitowych P_j [kW/m²].

W tabeli 1 przedstawiono porównanie jednostkowych mocy przesiewaczy P_j [kW/m²] dla różnych typów ich konstrukcji i ilości pokładów. Przesiewacze o konstrukcji klasycznej, gdzie sito wzbudzone jest ruchem rzeszota, na którym zainstalowane są napędy wibracyjne, nie wymagają znacznego podwyższenia mocy w związku ze zwiększeniem ilości pokładów sitowych, gdyż nie wiąże się to z proporcjonalnym do ilości pokładów zwiększeniem wzbudzonej masy. W rezultacie jednostkowa moc przesiewacza dwupokładowego jest znacznie niższa od jego jednopokładowej wersji. Ten bardzo korzystny efekt został maksymalnie wykorzystany w przesiewaczach STACK SIZER [4] produkcji DERRICK Co., gdzie kolejne pokłady przesiewacza zasilane tą samą nadawą wyposażono w jednakowe sita tworząc w istocie przesiewacz jednopokładowy wymagający znacznie niższej mocy jednostkowej w porównaniu z klasycznymi konstrukcjami jednopokładowymi.

Jednostkowa moc przesiewacza P_j [kW/ m²]

Tabela 1

Typ przesiewacza	WP1 / WP2 [1]	Stack Sizer 48 i 56 (Derrick)	flip-flow BIVITEC [5]	flip-flow LIWELL [5]	flip-flow STAFLEX [5]	Z podbijanym sitem: VPI, SIZER 2000
1 pokład	0,83–1,42	0,42 i 0,68	1,53–2,5	3,14	0,96–2,15	0,06–0,23
2 pokłady	0,41–0,68	-	n/a	1,79	0,88–1,1	0,06–0,23

Przesiewacze o konstrukcji przewidującej zastosowanie wzbudzających sito ruchomych mechanizmów o znacznie niższej niż klasyczne rzeszoto bezwładności i niewielkich oporach wymagają znacznie niższych mocy jednostkowych. Widać to wyraźnie na przykładach przesiewaczy z podbijanym sitem produkcji

RHEWUM (MOGENSEN) pracującymi w zakresie rezonansu [3] oraz podobnymi konstrukcjami Ofama VIBRA Opolo (OVO). Natomiast analiza dostępnych danych [5] dotyczących przesiewaczy z „trzepanym” sitem (cyklicznie naprzężanym) produkcji Binder+Co, HL i MFL wskazuje na bardzo wysoką moc jednostkową tych urządzeń, trudną do zaakceptowania, nawet uwzględniając ich stosunkowo wysoką wydajność.

3. Przesiewacze VPI produkcji Ofama VIBRA

Przesiewacze z bezpośrednio wzbudzonym sitem przy użyciu wibratorów elektromagnetycznych były produkowane jeszcze przed 2002 rokiem przez Państwowe Zakłady Mechaniczne OFAMA w Opolu, a po ich likwidacji produkcję tych przesiewaczy pod symbolem VPem w udoskonalonej postaci kontynuuje Ofama VIBRA Opolo. Na początku 2007 roku w OVO wprowadzono do produkcji nowy przesiewacz typu VPI z sitem bezpośrednio podbijanym za pomocą dwubijkowych wałów napędzanych wibratorami bezwładnościowymi. Nowa konstrukcja posiada, w porównaniu z dotychczasową, szereg zalet:

- możliwość budowy znacznie większych przesiewaczy,
- szerszy zakres stosowanych częstotliwości i amplitud, a więc i możliwości doboru optymalnych dla danego materiału i ziarna podziałowego parametrów,
- szersze zastosowanie co do materiałów i maksymalnego ziarna,
- łatwiejsza eksploatacja, mniejsze koszty regulacji,
- funkcja samooczyszczania sit,
- niższe koszty produkcji.

Pierwszy przesiewacz nowego typu został dostarczony w lipcu 2007 roku do przedsiębiorstwa LABTAR w Tarnowie Opolskim, gdzie zastąpił klasyczny przesiewacz pracujący na suchym mielonym wapieniu z ziarnem podziałowym 3,0 mm. Szkic przesiewacza przedstawiono na rysunku 1.

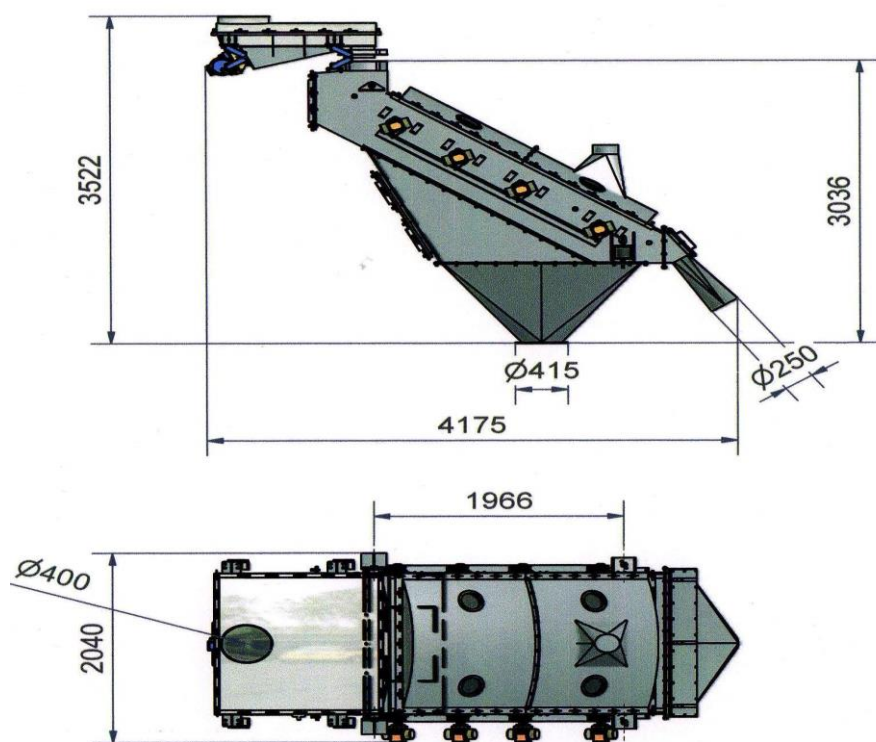
W tabeli 2 dokonano porównania obu przesiewaczy, którym mimo zasadniczo różnej konstrukcji powierzono realizację tego samego zadania technologicznego. Dzięki temu możemy w pełni wiarygodnie porównać cechy eksploatacyjne obu typów przesiewaczy, w tym nie tylko jednostkowych mocy przesiewaczy P_j , ale również jednostkowego zużycia energii E_{jp} .

Analiza porównawcza parametrów eksploatacyjnych obu przesiewaczy wskazuje na większą o 35% wydajność jednostkową przesiewania, co przy sianiu produktu suchego przy stosunkowo dużym oczku jest interesujące. Natomiast naprawdę rewelacyjne jest dwunastokrotnie mniejsze jednostkowe zużycie energii potrzebnej na przesianie jednej tony materiału – zamiast 240 Wh/t dla przesiewacza klasycznego dzięki zastosowaniu VPI osiągnięto rekordowo niski poziom 20 Wh/t. Dla porównania, przesiewacz [2] MDS 1000x2800/3 pracujący z ziarnem granicznym 4 mm i 2 mm wykazał jednostkowe zużycie energii wynoszące 570 Wh/t.

Porównanie przesiewacza klasycznego o wektorze liniowym i przesiewacza VPI

Tabela 2

Dane przesiewacza	PWL1- 1x2,8	VPI-1.150
Napędy	Wibratory bezwładnościowe 2 x 2,2 kW (razem 4,4 kW)	Wibratory bezwładnościowe 4 x 0,18 kW (razem 0,72 kW)
Sito: rodzaj i powierzchnia	3,2 x 3,2 mm / 2,8 m ²	3 x 6 mm / 4,4 m ²
Jednostkowa moc P_j [kW/m²]	1,57	0,06!!
Oczekiwany % udział podziarna w produkcji górnym	do 10%	do 10%
Wydajność: - nadawa [t/h]	około 18	około 38
Wydajność jednostkowa [t/h m ²]	6,4	8,63 (wyższa o 35%)
Jednostkowe zużycie energii E_{jp} [kWh/t]	0,24	0,02!!



Rys.1. Przesiewacz VPI-1.150 z wibracyjnym podajnikiem zasilającym

Użytkownik nowego przesiewacza jest z niego bardzo zadowolony. Chwali nie tylko całkowite spełnienie oczekiwań dotyczących wydajności i parametrów techniczno-jakościowych, ale również bezawaryjną pracę i łatwość obsługi. Przesiewacz jest eksploatowany z wydajnością do 55 t/h nadawy przy pewnym pogorszeniu parametrów jakościowych, osiągając jednak wydajność liczoną ilością produktu dolnego powyżej 40 t/h.

4. Zastosowanie VPI do przesiewania wilgotnego mialu węgla kamiennego

Wykonanie przemysłowej wersji przesiewacza VPI do siania wilgotnych frakcji węgla poniżej 50 mm, podobnie jak w przypadku innych nie sprawdzonych na tym przesiewaczu produktów, powinno być poprzedzone wiarygodnymi testami. Ofama VIBRA dysponuje testowym przesiewaczem typu VPI z jedną dwubijkową belką wibracyjną o standardowej długości roboczej 1500 mm odpowiadającej takiej samej szerokości sita. Przesiewacz testowy o regulowanym kącie pochylenia pokładu sitowego wyposażony jest w szereg wymiennych sit o różnych wymiarach i kształcie oczka, a także grubości drutu.

W OVO przeprowadzono wstępne testy siania wilgotnego mialu handlowego na VPI o szerokości sita 1500 mm, stosując dwa rodzaje sit, częstotliwości i kąta β pochylenia sita.

Dane wejściowe i założenia:

1. Przesiewano próbkę mialu o masie 22 kg, zawierającą ziarna poniżej 30 mm ze względu na wysokość szczeliny $H = 30$ mm dozującej nadawę.
2. Szerokość robocza sita $B = 500$ mm, długość $L = 500$ mm, powierzchnia robocza sita $0,25$ m².
3. Próbkę materiału pobrana w celu określenia wilgotności po wysuszeniu w temperaturze 80°C zmniejszyła swoją początkową masę o 12,9%.
4. Zastosowano dwa rodzaje sit:
 - a. sito A (oczko 2,5 x 7,0 mm; ϕ 0,7 mm),
 - b. oraz sito B (oczko 10,0 x 30,0 mm, ϕ 2,0 mm).
5. Próby prowadzono z wykorzystaniem dwóch rodzajów wibratorów napędowych:
 - a. wibrator 1:1500 (1300) min⁻¹, moc nominalna 0,19 kW; maksymalna siła 1,4 kN;
 - b. wibrator 2:2700 min⁻¹, moc nominalna 0,18 kW; maksymalna siła 2,1 kN;
6. Stosowano różne nastawy siły wymuszającej – patrz tabela 3.

Oprócz ujętych w tabeli 3 testów przeprowadzono dwie próby z miałem o podwyższonej do 18% wilgotności. Przy zastosowaniu napędu W2 i kącie $\beta = 35^\circ$ mial nie wydostawał się przez szczelinę zbiornika zasilającego. Zastosowanie napędu W1 i skoku 8 mm pozwoliło na wybranie mialu i przeprowadzenia próby skuteczności siania. Otrzymano 14,5 kg produktu dolnego. Wiele ziaren drobnych było przyklejonych do dużych ziaren produktu górnego.

Uwaga: w żadnej z prób, nawet nr 4, nie następowało zaklekanie sita.

Próby przesiewania mialu węgla na przesiewaczu VPI-1.150 Test

Tabela 3

Numer	Napęd	Nastawa % siły	Kąt β	Sito	Skok bijaka 2xA [mm]	Czas siania [sek]	Produkt dolny [kg]	uwagi
1	W 1	47	25°	A	3,0	28	3,4	Mała skuteczność odsiewu
2	W 1	73	25°	A	4,5	24	4,5	Optymalny skok, dobre sianie
3	W 1	100	25°	A	12	20	4,2	Zbyt duża energia podbicia
4	W2	100	25°	A	1,5	44	2,4	Bardzo mała skuteczność siania
5	W1	73	35°	A	4,5	13	2,5	Bardzo mała skute- czność siania
6	W2	100	35°	A	1,5	19	4,3	Dość dobre sianie
7	W1	73	35°	B	8,0	8	15,7	Dobra wydajność
8	W2	100	35°	B	1,5	17	17,0	Zbyt wolne

5. Wnioski

Na podstawie opisanych w rozdziale 4 testów przesiewania wilgotnego mialu wyciągnięto następujące wnioski dotyczące przydatności przesiewaczu VPI do klasyfikacji drobnych (0–50 mm) frakcji węgla oraz możliwych do uzyskania parametrów wydajnościowych:

1. przesiewacze typu VPI z bezpośrednio podbijanym sitem można z powodzeniem stosować do przesiewania wilgotnego ($\leq 13\%$ wody) mialu węglowego, zarówno dla ziarna podziałowego 2,5 mm, jak i 10 mm, doświadczalnie dobierając odpowiednio parametry: częstotliwość, kąt pochylenia, długość przesiewacza,
2. osiągnięto wydajność produktu dolnego (przelotową sita) rzędu 3,3 t/m²h dla ziarna podziałowego 2,5 mm oraz 28,3 t/m²h dla ziarna podziałowego

do 10 mm, co w przeliczeniu na nadawę da odpowiednio do jej składu ziarnowego znacznie wyższe wartości.

Zakładając, że proces będzie realizowany na przesiewaczu o trzech półtorametrowych belkach bijakowych, co odpowiada powierzchni roboczej sita $3,0 \text{ m}^2$ i zainstalowanej łącznej mocy napędów 0,57 kW, jednostkowa moc przesiewacza wyniesie $0,19 \text{ kW/m}^2$.

Można oczekiwać, że jednostkowe zużycie energii E_{jp} w procesie przesiewania mialu węglowego na przesiewaczu VPI wyniesie odpowiednio:

- około $0,17 \text{ kWh/t}$ produktu dolnego – mialu węglowego o ziarnie $\leq 2,5 \text{ mm}$,
- około $0,02 \text{ kWh/t}$ produktu dolnego – mialu węglowego o ziarnie $\leq 10 \text{ mm}$.

Produkowane od roku przez Ofama VIBRA Opole sp. z o. o. przesiewacze typu VPI są urządzeniami do przesiewania różnych, nawet bardzo trudnych do przesiania surowców. Przesiewacze te charakteryzują korzystne wskaźniki wydajności jednostkowej i dobre cechy eksploatacyjne. Ich największą zaletą jest jednak wielokrotnie niższe jednostkowe zużycie energii w porównaniu z przesiewaczami innego typu.

Obecnie w OVO prowadzone są dalsze prace badawcze mające na celu opracowanie przesiewaczy VPI o szerokości 3 m i znacznie większej powierzchni pokładów sitowych. Prace dotyczące dużych przesiewaczy VPI idą również w kierunku rozszerzenia ich stosowania na frakcje o większych ziarnach.

Literatura

1. Banaszewski T.: Przesiewacze. Wydawnictwo Śląsk, 1990.
2. Vanmarcke L. Schuetz S.: Experiences on the newly adopted Multi-Deck-Screen (MDS).
3. Kath T., Knirsch T.: Klassierung von extreme siebschwierigem Lavagestein, Aufberreitungs Technik 40 (1999) Nr. 7.
4. Brodzik P.: Najnowsze osiągnięcia firmy Derrick Corporation w dziedzinie wysoko wydajnego przesiewania drobnych klas ziarnowych dla przemysłu węglowego. Innowacyjne Systemy Przeróbcze Surowców Mineralnych, KOMEKO 2006.

5. Broszury informacyjne firm produkujących przesiewacze, w tym:
Binder+Co, Derric Corp., Maschinenfabrik Liesen, Hein Lehmann, Haver
& Boeckner,

Wyniki badań przemysłowych kruszarki stożkowej zastosowanej do kruszenia odpadu z produkcji rudy cynkowo-ołowiowej

Ireneusz Pyka, Henryk Aleksa, Franciszek Dyduch, Krzysztof Wierzchowski –
Główny Instytut Górnictwa

Streszczenie. W pracy przedstawiono i omówiono wyniki badań przemysłowych kruszarki stożkowej Svedala H-4000 zabudowanej w Zakładzie Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A. Kruszarka stosowana jest do kruszenia odpadów z przeróbki urobku rudy cynkowo-ołowiowej. Odpadem tym jest dolomit, z którego produkowane są różne kruszywa. Z uwagi na specyfikę (pochodzenie i skład ziarnowy) kruszonego materiału oraz lokalne uwarunkowania technologiczne analizowano i oceniano przepustowość kruszarki, skład ziarnowy produktu kruszenia, oraz kubeczność ziaren w kilku klasach ziarnowych w funkcji zmian dwóch nastaw kruszarki: skoku mimośrodowego tulei oraz szczeliny wylotowej.

1. Wprowadzenie

Zakład Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A. zlokalizowany jest na terenie kopalni Olkusz (do 2003 roku kopalnia Olkusz, w 2003 połączona z kopalnią Pomorzany), jednej z części Zakładu Górniczo-Hutniczego w Bukownie. W zakładzie przerabia się odpad z przeróbki urobku rudy cynkowo-ołowiowej, którego głównym składnikiem jest dolomit. Z tego materiału produkowane są różne zwykłe i granulowane kruszywa łamane [1, 2]. W szczególności:

- tłuczeń 31,5-60 mm,
- miał 0-4 mm,
- grys 4-8 mm,
- grys 6,3-12,5 mm,
- grys 8-16 mm,
- kliniec 4-16 mm,
- kliniec 12,5-31,5 mm,
- mieszanka dolomitowa 0-31,5 mm,
- mieszanka dolomitowa 0-63 mm,
- mieszanka dolomitowa 4-80 mm.

Podstawowym urządzeniem kruszącym w Zakładzie Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A. jest kruszarka stożkowa typu Svedala H-4000. Pełni ona w zasadzie funkcję typowych: drugiego i częściowo trzeciego stopnia kruszenia kruszyw, przy braku w Zakładzie pierwszego stopnia kruszenia. Wynika to ze specyfiki Zakładu, polegającej na przeróbce nie kruszywa surowego, ale już częściowo przerobionego (skruszonego) produktu odpadowego z procesów przeróbki mechanicznej urobku rudy cynkowo-ołowiowej. Nadawę na kruszarkę stanowi materiał o uziarnieniu od około 30 mm do około 80 mm. Pomimo, że jest to stosunkowo wąska frakcja, z powodu przyjętej technologii odprowadzania odpadów z zakładu przeróbki rudy nadawa jest zmienna pod względem składu ziarnowego.

W ramach prac zleconych przez BOLOIL S.A. do Głównego Instytutu Górnictwa [3, 4], wykonano między innymi badania przemysłowe kruszarki Svedala H-4000 przy wielu kombinacjach wartości dwóch parametrów eksploatacyjnych.

W niniejszej pracy omówiono wyniki tych badań. W szczególności scharakteryzowano kształtowanie się wydajności kruszarki, składu ziarnowego oraz zawartości ziaren nieforemnych (kubiczność ziaren) w niektórych frakcjach kruszywa w funkcji zmienianych:

- skoku mimośrodowo-tulei,
- wielkości szczeliny wylotowej.

Celem badań była analiza i ocena możliwych do uzyskania wyników kruszenia lokalnego dolomitu w kruszarce stożkowej dla potrzeb modernizacji technologii Zakładu. Analizowano w szczególności kształtowanie się zawartości ziaren nieforemnych w poszczególnych frakcjach (klasach ziarnowych) produktu kruszarki oraz skład ziarnowy produktu z punktu widzenia optymalizacji technologii produkcji grysów i jej dostosowania do zmiennych wymagań rynku kruszyw.

2. Sposób i warunki przeprowadzenia badań

Instalacja Zakładu Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A. oraz oprzyrządowanie kruszarki Svedala H-4000 pozwalały na stabilne i regulowane obciążanie kruszarki nadawą. Przepustowość kruszarki, dla lokalnego materiału, była funkcją wielkości nastaw eksploatacyjnych. Osiągane wartości przepustowości, dla danej kombinacji nastaw, mierzone w Mg/h, były wartościami stabilnymi, osiąganymi przy stabilnej pracy kruszarki, bez nadmiernego spiętrzania się materiału w komorze kruszenia, przeciążenia urządzenia i bez występowania innych niepożądanych zjawisk. Badania wykonano w trzech seriach. Każda seria dla innej nastawy skoku mimośrodowo-tulei kruszarki, wynoszącej: 24, 28 i 32 mm. W trakcie każdej serii zmieniano nastawę szczeliny wylotowej kruszarki w zakresie od 16 do 25 mm. Pomimo prób, z uwagi na działanie zabezpieczeń, w które wyposażona była kruszarka, powodujących automatyczne przeregulowanie zadanych nastaw, nie można było przeprowadzić badań przy wielkości szczeliny wylotowej mniejszej niż około 16 mm.

Produkt pokruszony kierowany jest w Zakładzie na przenośnik taśmowy T-1. Po każdej zmianie nastawy szczeliny wylotowej kruszarki, w każdej serii doświadczeń przy kolejnych nastawach skoku mimośrodowo-tulei, po osiągnięciu stabilizacji pracy kruszarki, w odpowiednim momencie zatrzymywano taśmociąg T-1. Z zatrzymanego taśmociągu pobierano próbki do analiz [5].

Pobrane, oznakowane próbki przewożono do Głównego Instytutu Górnictwa, gdzie przeprowadzono analizy:

- składu ziarnowego [6],
- zawartości ziaren nieforemnych w wybranych frakcjach [7].

Po pobraniu próbki produktu kruszenia ponownie uruchamiano kruszarkę przy tych samych nastawach i po ustabilizowaniu się jej pracy całość produktu po kruszarce, transportowanego przenośnikiem T-1, w mierzonym czasie, kierowano do łyżki wytarowanej ładowarki czołowej. Ważenie ładowarki, której łyżka została napełniona produktem kruszenia prowadziło do pozyskania wartości masy, która odniesiona do czasu załadunku łyżki pozwalała obliczyć przepustowość kruszarki przy danych jej nastawach eksploatacyjnych. Każdorazowo, dla każdej kombinacji nastaw eksploatacyjnych kruszarki, czynność taką powtarzano trzykrotnie. Wszystkie obliczone wartości przepustowości są średnią z trzech wyników jednostkowych.

Opisane czynności powtarzano dla poszczególnych kombinacji nastaw eksploatacyjnych kruszarki (skoku mimośrodowo tulei kruszarki i szczeliny wylotowej).

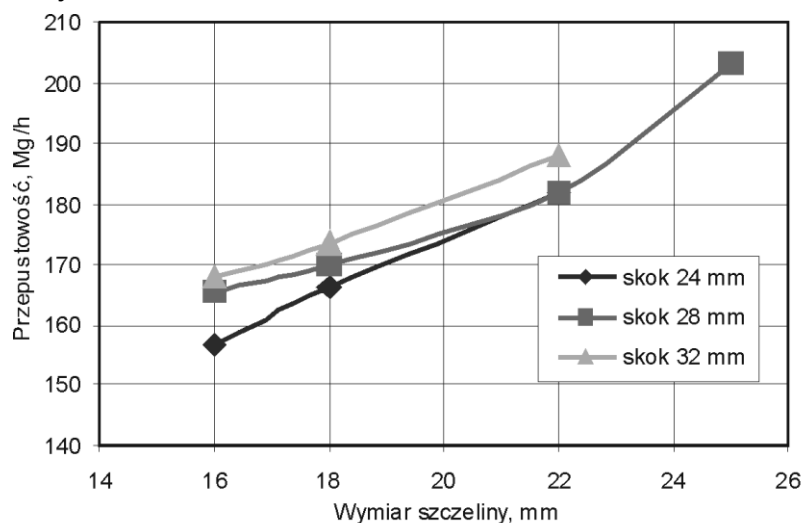
Badanie przepustowości kruszarki wykonano również przy kilku kombinacjach nastaw eksploatacyjnych kruszarki bez pobierania próbek produktu kruszenia do analiz.

Wyniki analiz i obliczeń zamieszczono i zobrazowano w rozdziale 3.

3. Wyniki badań kruszarki Svedala H-4000 w Zakładzie Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A.

3.1. Przepustowość kruszarki

W tabeli 1 zamieszczono wyniki badań wydajności kruszarki Svedala H-4000 w funkcji przyjętych zmiennych eksploatacyjnych. Dane te zobrazowano na rysunku 1.



Rys.1. Zależność przepustowości kruszarki stożkowej Svedala H-4000 w funkcji wymiaru szczeliny wylotowej i nastawy skoku mimośrodowo tulei kruszarki

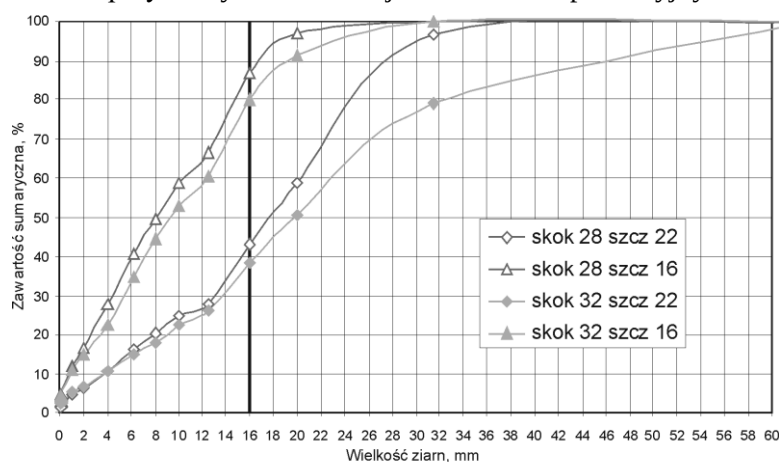
Tabela 1

Wymiar szczeliny wylotowej kruszarki stożkowej, mm	Skok mimośrodowo tulei kruszarki stożkowej, mm		
	24	28	32
16	156,9	165,5	168,0
18	166,2	170,0	173,5
22	181,9	182,0	188,0
25	-	203,5	-

3.2. Skład ziarnowy (frakcyjny) produktu kruszarki i zawartość ziaren nieforemnych

W tabelach 2 i 3 zamieszczono wyniki analiz składu ziarnowego (frakcyjnego) produktu kruszarki stożkowej dla różnych kombinacji nastaw eksploatacyjnych kruszarki. W tabeli 2 zamieszczono wyniki analiz rozkładu wielkości ziarn w produktach kruszarki Svedala H-4000 przy stałej nastawie skoku mimośrodowo tulei kruszarki wynoszącej 28 mm i kolejnych nastawach wymiaru szczeliny wylotowej, mieszczących się w przedziale od 16 do 25 mm. W tabeli 3 zamieszczono wyniki analiz rozkładu wielkości ziaren w produktach kruszarki Svedala H-4000 przy stałej nastawie skoku mimośrodowo tulei kruszarki wynoszącej 32 mm i kolejnych nastawach wymiaru szczeliny wylotowej, mieszczących się w przedziale od 16 do 22 mm.

Na rysunku 2 zamieszczono krzywe rozkładu wielkości ziaren dla kombinacji nastaw eksploatacyjnych kruszarki, takich, aby można było porównać wyniki działania kruszarki przy różnych nastawach skoku mimośrodowo tulei, ale równocześnie przy tych samych nastawach szczeliny wylotowej kruszarki. W tabeli 4 zamieszczono wyniki analiz zawartości ziaren nieforemnych w wybranych klasach ziarnowych (frakcjach) wydzielonych z produktów kruszarki uzyskanych przy różnych kombinacjach nastaw eksploatacyjnych kruszarki. Dane te zobrazowano na rysunku 3, na tle krzywych obrazujących przepustowość kruszarki przy różnych kombinacjach nastaw eksploatacyjnych kruszarki.



Rys.2. Porównanie składów ziarnowych produktów kruszarki Svedala przy różnych nastawach wymiaru szczeliny wylotowej i skoku mimośrodowo tulei kruszarki

**Wyniki analizy rozkładu wielkości ziaren w produktach kruszarki Svedala H-4000
przy stałej nastawie skoku mimośrodowości tulei kruszarki wynoszącej 28 mm
i kolejnych nastawach wymiaru szczeliny wylotowej**

Tabela 2

Klasa ziarnowa, mm	Zawartość frakcji w produkcie przy wymiarze szczeliny wylotowej:								
	25 mm			22 mm			16 mm		
	%	Summaryczna, %		%	Summaryczna, %		%	Summaryczna, %	
		Pozo- stałość na sicie	Prze- pad		Pozo- stałość na sicie	Prze- pad		Pozo- stałość na sicie	Prze- pad
> 31,5	14,92	14,92	100,00	3,32	3,32	100,00	0,00	0,00	100,00
31,5-20,0	37,14	52,06	85,08	37,99	41,30	96,68	3,08	3,08	100,00
20,0-16,0	10,78	62,85	47,94	15,52	56,82	58,70	10,17	13,26	96,92
16,0-12,5	13,40	76,25	37,15	15,36	72,17	43,18	20,25	33,51	86,74
12,5-10,0	3,55	79,80	23,75	3,22	75,39	27,83	7,73	41,24	66,49
10,0-8,0	3,70	83,50	20,20	4,18	79,58	24,61	9,16	50,40	58,76
8,0-6,3	3,25	86,75	16,50	4,15	83,73	20,42	8,88	59,28	49,60
6,3-4,0	4,28	91,03	13,25	5,60	89,33	16,27	13,07	72,36	40,72
4,0-2,0	3,31	94,34	8,97	4,28	93,61	10,67	10,91	83,27	27,64
2,0-1,0	1,39	95,74	5,66	1,71	95,32	6,39	4,74	88,01	16,73
1,0-0,075	2,29	98,03	4,26	3,06	98,38	4,68	7,41	95,42	11,99
0,075-0,063	0,13	98,15	1,97	0,20	98,58	1,62	0,40	95,81	4,58
< 0,063	1,85	100,00	1,85	1,42	100,00	1,42	4,19	100,00	4,19
Suma, średnio	100,0			100,00			100,00		

**Wyniki analizy rozkładu wielkości ziaren w produktach kruszarki Svedala H-4000
przy stałej nastawie skoku mimośrodowości tulei kruszarki wynoszącej 32 mm
i kolejnych nastawach wymiaru szczeliny wylotowej**

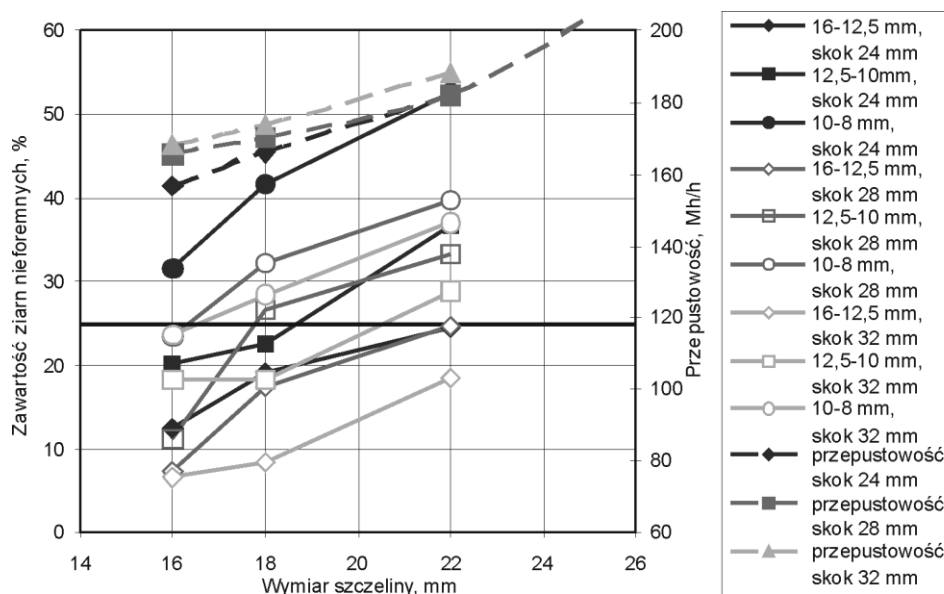
Tabela 3

Klasa ziarnowa, mm	Zawartość frakcji w produkcie przy wymiarze szczeliny wylotowej:								
	22 mm			18 mm			16 mm		
	%	Summaryczna, %		%	Summaryczna, %		%	Summaryczna, %	
		Pozo- stałość na sicie	Prze- pad		Pozo- stałość na sicie	Prze- pad		Pozo- stałość na sicie	Prze- pad
> 31,5	21,05	21,05	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
31,5-20,0	28,27	49,32	78,95	8,25	8,25	100,00	8,78	8,78	100,00
20,0-16,0	12,21	61,54	50,68	15,36	23,62	91,75	11,17	19,95	91,22
16,0-12,5	12,24	73,77	38,46	20,63	44,25	76,38	19,58	39,54	80,05
12,5-10,0	3,97	77,75	26,23	8,51	52,76	55,75	7,70	47,23	60,46
10,0-8,0	4,42	82,16	22,25	7,77	60,54	47,24	8,44	55,67	52,77
8,0-6,3	2,77	84,93	17,84	7,81	68,35	39,46	9,59	65,26	44,33
6,3-4,0	4,42	89,35	15,07	10,39	78,74	31,65	12,26	77,52	34,74
4,0-2,0	3,82	93,17	10,65	8,22	86,96	21,26	7,60	85,12	22,48
2,0-1,0	1,52	94,69	6,83	3,24	90,20	13,04	4,13	89,25	14,88
1,0-0,075	2,84	97,53	5,31	5,49	95,69	9,80	6,32	95,58	10,75
0,075-0,063	0,16	97,70	2,47	0,45	96,14	4,31	0,50	96,07	4,42
< 0,063	2,30	100,00	2,30	3,86	100,00	3,86	3,93	100,00	3,93
Suma, średnio	100,00			100,00			100,00		

Wyniki analiz zawartości ziaren nieforemnych w wybranych frakcjach (klasach ziarnowych) w produktach kruszarki Svedala H-4000

Tabela 4

Klasa ziarnowa, mm	Zawartość ziaren nieforemnych przy nastawie skoku mimośrodowego tulei kruszarki:								
	24 mm			28 mm			32 mm		
	oraz wymiarze szczeliny wylotowej			oraz wymiarze szczeliny wylotowej			oraz wymiarze szczeliny wylotowej		
	22 mm	18 mm	16 mm	25 mm	22 mm	16 mm	22 mm	18 mm	16 mm
16,0–12,5	24,5	19,1	12,6	24,7	17,4	7,3	18,5	8,4	6,7
12,5–10,0	36,9	22,5	20,4	33,3	26,6	11,3	29,0	18,2	18,2
10,0–8,0	52,5	41,7	31,5	39,8	32,2	23,4	37,0	28,4	23,7
8,0–6,3	43,2	37,6	35,7	45,5	40,8	31,3	42,4	36,1	32,8
6,3–4,0	49,8	46,7	40,4	56,6	43,7	40,3	41,8	44,1	44,7



Rys.3. Zależność zawartości ziaren nieforemnych w funkcji frakcji produktu, szczeliny wylotowej i nastawy skoku mimośrodowego tulei kruszarki stożkowej Svedala H-4000 na tle przepustowości kruszarki

4. Omówienie wyników badań i wnioski

Potrzeby zdefiniowane przez firmę BOLOIL S.A. ukierunkowały zakres i kierunki przeprowadzonych badań. Ponadto, lokalne warunki, zwłaszcza charakterystyka nadawy do Zakładu Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A., wpływały na uzyskane wyniki. Tym niemniej na podstawie wyników badań przemysłowych kruszarki Svedala H-4000 na lokalnym materiale można pokusić się o sformułowanie kilku ogólnych wniosków charakteryzujących rolę tych urządzeń w zakładach produkcji kruszyw.

Kruszarka stożkowa w Zakładzie Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A. pełni funkcję drugiego stopnia kruszenia i jednocześnie w pewnym zakresie trzeciego stopnia kruszenia (produkcja grysów). W pracy odniesiono się do wymienionego we wstępie zakresu produkcji kruszyw w tym Zakładzie. Dalsze wnioskowanie prowadzone jest głównie z punktu widzenia produkcji grysów z produktu kruszarki stożkowej Svedala H-4000. W związku z tym wnioski dotyczące jakości kruszyw formułowano według wymagań normy PN-B-11112:1996 [1]. Aktualnie norma ta została zastąpiona przez normę PN-EN 13043:2004. W nowej normie, w odniesieniu do kubiczności ziaren mówi się o wskaźniku kształtu, oznaczanym tak samo jak zawartość ziaren nieforemnych. Nieco inne kryteria oceny kruszyw z punktu widzenia wskaźnika kształtu – brak pojęcia gatunku grysów, nie zmieniają zasadniczo poniższego wnioskowania. W nowej normie występuje więcej wartości kryterialnych. Jedną z nich jest też wartość 25% (kryterium gatunku I grysów).

Wydajność kruszarki

Wydajność kruszarki rosła wraz ze zwiększaniem zmienianych nastaw kruszarki stożkowej Svedala H-4000 (rys. 1). Większy wpływ na wzrost wydajności kruszarki miało zwiększanie wielkości wymiaru szczeliny wylotowej niż zwiększanie skoku mimośrodowość tulei kruszarki. Przy jednakowym, wyrażonym w milimetrach, zwiększaniu wymiaru skoku mimośrodowość tulei i szczeliny wynoszącym, na przykład 4 mm, wzrost wydajności podczas kruszenia materiału lokalnego z tytułu zwiększenia skoku mimośrodowość tulei wyniósł do około 10 Mg/h, podczas gdy wzrost wydajności z tytułu zwiększenia wymiaru szczeliny wylotowej wyniósł około 10-20 Mg/h.

Skład ziarnowy produktu kruszarki

Im większe były nastawy skoku mimośrodowość tulei i szczeliny wylotowej kruszarki tym bardziej gruboziarnisty był produkt kruszenia w kruszarce stożkowej Svedala H-4000. Analizując krzywe zobrazowane na rysunku 2 i porównując parami ich przebieg, zauważyć można, że większy wpływ na kształtowanie uziarnienia produktu kruszenia miała nastawa szczeliny wylotowej kruszarki niż nastawa skoku tulei. Pionowa linia zaznaczona na rysunku 2, odpowiadająca wielkości ziarna o wielkości 16 mm, była górnym wymiarem ziarna oczekiwanym w produktach Zakładu Produkcji Kruszyw Dolomitowych BOLOIL S.A. w okresie prowadzonych badań. Stosowanie, jako urządzenia kruszącego samej kruszarki stożkowej nie pozwalało w tym wypadku, w bezpieczny dla jakości produkcji sposób, osiągnąć takiego wyniku. Było to zadanie dla urządzeń (a) trzeciego stopnia kruszenia.

Zawartość ziaren nieforemnych w poszczególnych frakcjach produktu kruszarki (kubiczność ziaren)

Wzrost zawartości ziaren nieforemnych w poszczególnych frakcjach produktu kruszarki stożkowej Svedala H-4000 następował wraz ze zwiększaniem

wymiaru szczeliny wylotowej kruszarki oraz zmniejszaniem skoku tulei kruszarki. Ma tu też znaczenie wielkość ziaren produktu. Na rysunku 3 poziomą linią zaznaczono graniczną zawartość ziaren nieforemnych (25%), powyżej której kruszywa granulowane, tu: grysy wypadają poza I gatunek. Przy przyjętych podczas badań kombinacjach nastaw eksploatacyjnych kruszarki, dla lokalnego materiału, tylko produkt pokruszony we frakcji 16–12,5 mm, w całym zakresie tych nastaw, stanowił kruszywo granulowane I gatunku (rysunek 3). Im drobniejsze były ziarna produktu kruszarki, tym więcej ziaren nieforemnych było w nich zawartych. Frakcja 10-8 mm wydzielona z produktu kruszarki nie stanowiła już kruszywa granulowanego I gatunku w całym zakresie przyjętych podczas badań nastaw (rysunek 3), podobnie jak pozostałe drobniejsze frakcje (tabela 4).

Korzystnym zjawiskiem był wzrost kubiczności ziaren (zmniejszanie się zawartości ziaren nieforemnych) wraz ze zwiększaniem się skoku tulei kruszarki, gdyż wraz ze zwiększaniem się tej nastawy rosła również przepustowość kruszarki (tabela 1, rysunki 1 i 3).

Niestety wpływ drugiej nastawy (wielkości szczeliny wylotowej) na kubiczność ziaren w produkcie kruszarki był przeciwny do wpływu nastawy skoku tulei. Należy też uwzględnić wcześniejszy wniosek, że wpływ nastawy wymiaru szczeliny wylotowej kruszarki na jej przepustowość był większy niż wpływ nastawy skoku tulei na przepustowość (tabela 1, rysunki 1 i 3).

Podziękowania

Autorzy referatu dziękują Zarządowi BOLOIL S.A. oraz w szczególności Kierownictwu i Załodze Zakładu Produkcji Kruszyw Dolomitowych za szczególne zaangażowanie się w wykonanie opisanych w monografii prac badawczych.

Literatura

1. www.boloil.com.pl
2. PN-B-11112:1996 Kruszywa mineralne. Kruszywa łamane do nawierzchni drogowych.
3. Dokumentacja GIG nr 48158673-370 Część I – praca nie publikowana.
4. Dokumentacja GIG nr 48158673-370 Część II – praca nie publikowana.
5. PN-EN 932-1: 1999. Badanie podstawowych właściwości kruszyw. Metody pobierania próbek.
6. PN-EN 933-1:2000. Badania geometrycznych właściwości kruszyw. Oznaczanie składu ziarnowego. Metoda przesiewania.
7. PN-EN 933-4:2001. Badania geometrycznych właściwości kruszyw – Część 4: Oznaczanie kształtu ziaren – Wskaźnik kształtu.

Wirtualne przyrządy pomiarowe dla celów węzłów technologicznych przeróbki węgla

Wiesław Firezyk – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, **Jerzy Korczyński** – Politechnika Łódzka

Streszczenie. Nowoczesna technika dostarcza dla lokalnych i centralnych systemów sterowania nowe możliwości estymacji procesu. Do tego celu mogą służyć „wirtualne przyrządy pomiarowe” oparte na rozwiązaniach softwarowych, posiadające dużą uniwersalność przy stosunkowo prostym sposobie tworzenia. Mogą one być bardzo przydatne w rozwiązywaniu zagadnień lokalnego sterowania i diagnostyki w węzłach technologicznych zakładów przeróbczych bez konieczności ingerencji w pracę centralnej sterowni.

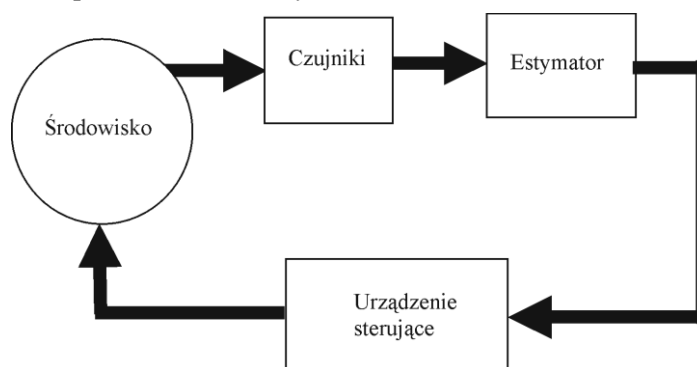
1. Synteza układu automatycznej regulacji

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 cyfrowe układy pomiarowe realizowane softwarowo zgodnie z założonym modelem i schematem pomiarowym,

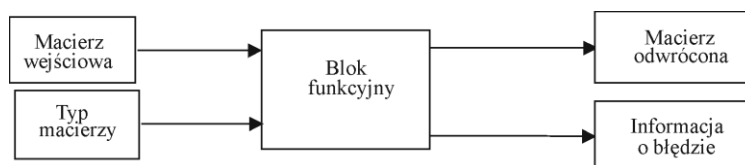
tw. wirtualne przyrządy pomiarowe. Jednak korzystanie z bardzo rozbudowanych programów w celu tworzenia złożonych wirtualnych przyrządów pomiarowych może nie przynosić efektów ekonomicznych, a ich złożoność może powodować zwiększenie niezawodności.

2. Możliwości wykorzystania wirtualnych przyrządów pomiarowych w systemach sterowania w zakładach przeróbczych kopalń

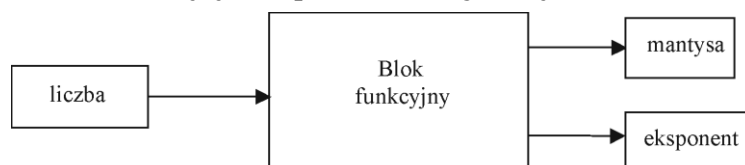
W zakładach przeróbczych kopalń występuje duża złożoność całego procesu przeróbki. Jeżeli analizować całościowo proces wzbogacania węgla, gdzie użyte urządzenia wykonawcze muszą reagować na jakość węgla surowego, jego ilość, a także sortymenty produktu końcowego, to w takim przypadku po podjęciu decyzji o automatyzacji można zastosować złożone oprogramowanie. Można też podzielić automatyzację na etapy i wówczas w zależności od złożoności planowanych prac modernizacyjnych zastosować odpowiednie softwarowe systemy pomiarowe. Zagadnienia te zostaną omówione na przykładzie oprogramowania o średnim stopniu złożoności Lab View 8.5.

2.1. Przykłady realizacji funkcji zgodnie z programem Lab View 8.5

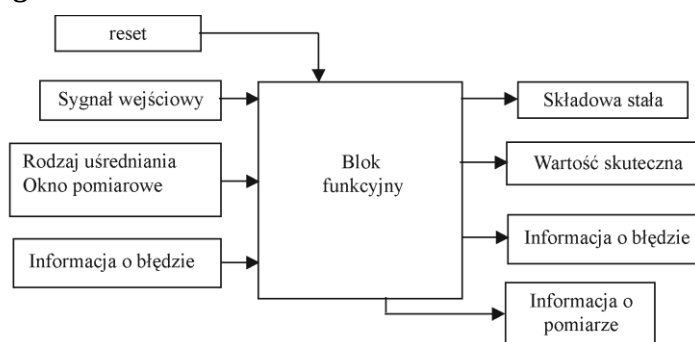
2.1.1. Realizacja programowa odwracania macierzy



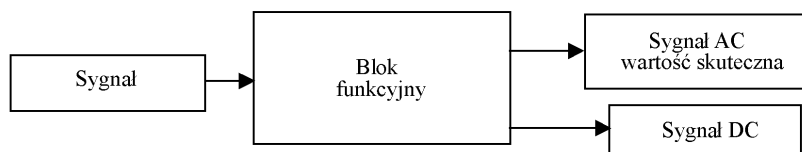
2.1.2. Obliczanie mantysy i eksponentu danej liczby



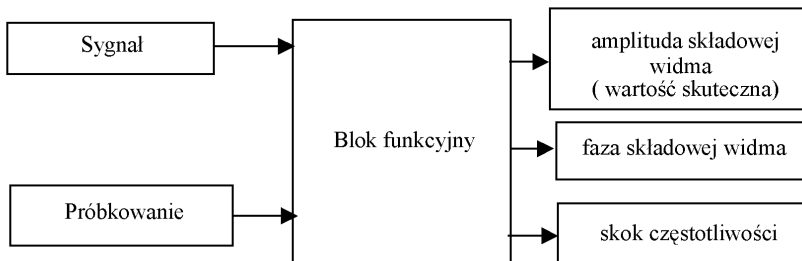
2.1.3. Obliczanie składowej stałej i wartości skutecznej dla 1 kanału pomiarowego



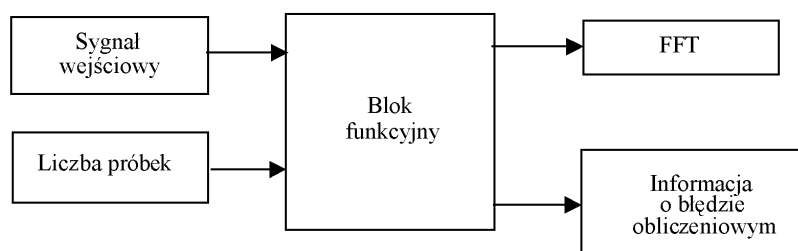
2.1.4. Obliczanie estymat AC i DC sygnału



2.1.5. Wykonanie analizy widmowej zadanego sygnału



2.1.6. Realizacja szybkiej transformaty Fouriera w czasie rzeczywistym dla zadanego sygnału



2.2. Wykorzystanie wirtualnych przyrządów pomiarowych dla celów automatyzacji procesów w zakładach przeróbczych

W punkcie 2.1 przedstawiono przykładowe bloczki programowe służące do realizacji rozbudowanych systemów pomiarowo decyzyjnych. W większości przypadków w zakładach przeróbczych istnieją skomputeryzowane systemy centralnej sterowni. Systemy te są trudne do wprowadzania zmian, a w przypadku konieczności rozwiązywania pojedynczych problemów wręcz nieprzydatne. Dla przypadku jednostkowych problemów o dużym stopniu złożoności celowe jest uzupełnienie systemów centralnych niezależnymi systemami pomiarowo kontrolnymi o dużej uniwersalności. Takim systemem może być oprogra-

mowanie Lab View z odpowiednią kartą pomiarową na standardowy komputer PC. Realizacja własnego, lokalnego i niezależnego od centralnego sterowania systemu posiadającego dużą uniwersalność pozwoli na rozwiązywanie problemów związanych z przeciążeniami, pozwoli na diagnozowanie przy użyciu analizy spektralnej dokonywanej w czasie rzeczywistym na sygnałach, stanu łożysk napędów, stanu części ruchomych wirówek, a także pozwoli na lokalne działania decyzyjne systemu, przy czym po uzyskaniu zadowalających wyników rozwiązywanego problemu możemy lokalny system pomiarowo kontrolny włączyć do systemu nadrzędnego pracującego w dyspozytorii. Zaletą takich uniwersalnych „wirtualnych przyrządów pomiarowych” jest łatwość ich tworzenia przy czym rozbudowana softwarowa biblioteka matematyczna nie stanowi ograniczeń dla końcowego sygnału wychodzącego z estymatora procesu (rys. 1).

3. Ograniczenia przy stosowaniu wirtualnych systemów pomiarowych

3.1. Częstotliwość próbkowania estymatora

W omówionych przykładach oprogramowania Lab View podano przykłady realizacji bloków funkcyjnych dla operacji matematycznych i operacji na sygnałach dla realizacji funkcji estymatora. Działania te są wykonywane na sygnałach spróbkowanych dlatego musimy uwzględnić całkowitą maksymalną do uzyskania dla danego kanału pomiarowego częstotliwość próbkowania. Częstotliwość ta musi spełniać zgodnie z regułą Chanona warunek:

$$f_p \geq 2f_{ms} \quad (1)$$

gdzie:

f_p - częstotliwość próbkowania dla danego kanału pomiarowego uwzględniająca kartę pomiarową i użyte do niej oprogramowanie,

f_{ms} - maksymalna interesująca nas częstotliwość sygnału pomiarowego.

Jeżeli warunek (1) nie jest spełniony dla całego zakresu częstotliwości f_{ms} , to wszystkie częstotliwości powyżej f_{ms} zostaną odfiltrowane.

Dla tego zagadnienia należy przeprowadzić bardzo dokładną analizę, bo decyzja o zakupie sprzętu o dużej częstotliwości próbkowania znacznie podnosi koszty, natomiast zbyt duża częstotliwość może być niewykorzystana dla założonych celów.

3.2. Czujniki

Czujniki są nieodzowną częścią systemu pomiarowego. Karta pomiarowa estymatora bazuje na ich wyjściach prądowych lub napięciowych. Czujniki działają z reguły na zasadzie wejście analogowe-wyjście analogowe i dlatego przy doborze musimy uwzględniać ich charakterystyki amplitudowo-częstotliwościowe i fazowo-częstotliwościowe.

Charakterystyka amplitudowo-częstotliwościowa określa nam zmianę tłumienia sygnału pomiarowego wraz ze zmianą częstotliwości sygnału, a fazowo-częstotliwościowa, określa przesunięcie fazowe między sygnałem wejściowym do czujnika a wyjściowym z czujnika dla danej częstotliwości.

Niska częstotliwość przenoszenia sygnału analogowego przez czujnik może zakłócić całkowicie proces estymacji procesu i jakość analiz albo jakość procesu sterowania będzie niezadowalająca.

4. Wnioski

W zakładach przeróbczych występują złożone zależności pomiędzy produktem wejściowym, a żądanymi jakościowymi i ilościowymi produktami wyjściowymi 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 daje w chwili obecnej użytkownikowi takie możliwości, poprzez tworzenie własnych wirtualnych układów pomiarowych 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.

Ponadto systemy wirtualnych układów pomiarowych nie zakłócają pracy centralnych sterowni i mogą zostać łatwo włączone do ich układu.

Literatura

1. Schweppe F.: Układy dynamiczne w warunkach losowych. WNT, Warszawa 1978.
2. Materiały internetowe, ni.com/analysis, dostęp 30.01.2008.

Urządzenia do automatycznego pobierania próbek węgla

Mariusz Bal, Grzegorz Franke – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. W niniejszym opracowaniu została przedstawiona analiza literatury oraz norm dotyczących procesu próbobrania. Pokazane zostały rozwiązania metod pobierania próbek surowców mineralnych stosowanych w przemyśle.

1. Wstęp

Właściwe prowadzenie ruchu zakładu przeróbczego, w celu uzyskania produktu końcowego o optymalnych właściwościach użytecznych, wymaga stałej kontroli przebiegu procesów przeróbczych. Zawartość siarki wraz z zawartością popiołu i wilgoci oraz wartością opałową należy do podstawowych parametrów, według których oceniana jest jakość węgla, niezależnie od jego typu lub sortymentu. Węgiel zanim trafi do odbiorcy poddawany jest kontroli technicznej i analizom laboratoryjnym, celem ustalenia jego parametrów jakościowych. Znajomość właściwości chemicznych, fizycznych i technologicznych węgla, jak również zależności między nimi decydują o jego zastosowaniu jako surowca lub jako paliwa.

W Unii Europejskiej przedmiotem obrotu handlowego jest węgiel o najkorzystniejszych parametrach jakościowych. Podstawą dostaw węgla są umowy zawierane między producentem, a jego użytkownikiem. Ich częścią są uzgodnienia dotyczące jakości dostarczanego paliwa oraz jego ceny. Dotrzymanie odpowiedniej jakości węgla ma istotne znaczenie. Rosnąca w ostatnich latach intensywność kontroli jakości węgla wpłynęła na wzrost znaczenia jakości pobierania i przygotowywania próbek do jego właściwej oceny. Spowodowało to powstanie procesu technologicznego, którego celem było zastąpienie ręcznego pobierania próbek poprzez samodzielnie pracujące urządzenia i układy, z zastosowaniem techniki komputerowej, dla obniżenia pracochłonności i podniesienia niezawodności ich pobierania.

W ostatnim dziesięcioleciu ukazało się wiele prac naukowych, w których zajęto się teoretycznymi określeniami zasad pobierania próbek, aby mogły spełniać żądane kryteria miarodajności i były zgodne z PN-EN ISO 13909. Według postanowień przyjętych w normie, niezbędne jest ustalenie i dotrzymanie wymagań dotyczących dokładności charakteryzującej wyniki pomiarów czy oznaczeń, branych pod uwagę jako dane przedstawiające parametry, bądź właściwości wykazywane przez kontrolowane ilości produktu bezkształtowego w kolejnych fazach procesu produkcyjnego. Powinna być zapewniona techniczna możliwość osiągnięcia wymaganej dokładności i realizowania jej w praktyce przez ciągłe doskonalenia urządzeń i układów próbobrania.

2. Metody pobierania próbek węgla

2.1. Normy określające pobieranie próbek

Dla określenia cech jakościowych zgodnie z normą pobiera się z większych ilości materiału, pewne jego części, które po odpowiednim przygotowa-

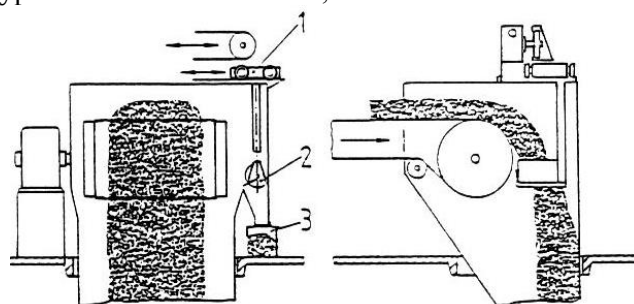
niu bada się w laboratorium. Metody pobierania i przygotowywania próbek do badań laboratoryjnych szczegółowo omawia Polska Norma [2]. Określa ona, między innymi, wymagania, jakie muszą spełniać urządzenia do pobierania i urządzenia do przygotowania próbek węgla.

Konkurencyjność węgla i ceny jego zbytu są ściśle związane z takimi jego cechami, jak:

- wartość opałowa w stanie roboczym,
- zawartość popiołu w stanie roboczym,
- zawartość siarki całkowitej,
- zawartość wilgoci powierzchniowej,
- określony skład ziarnowy.

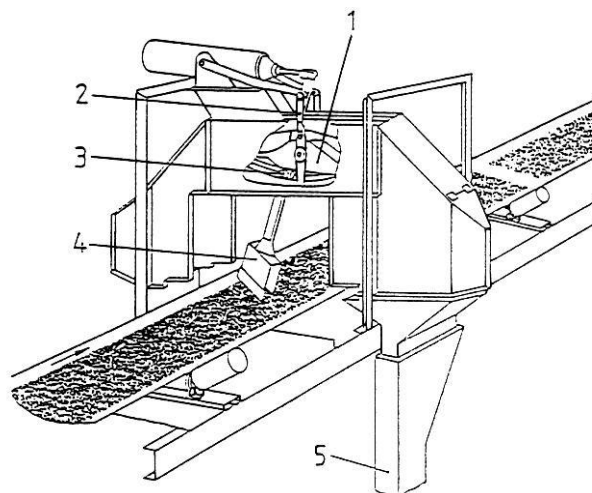
2.2. Urządzenia do pobierania próbek [4] stosuje się przy pobieraniu:

- na przesypach – metoda kbelkowa,



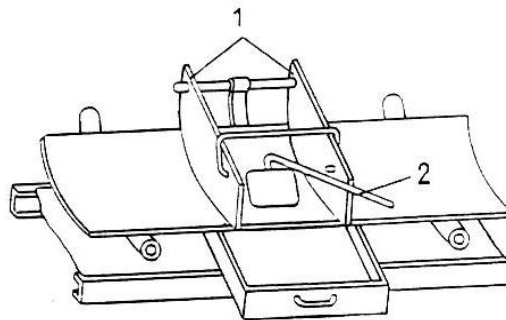
1 – wózek, 2 – naczynie szczelinowe, 3 – naczynie wychwytyjące

- bezpośrednio z przenośników taśmowych będących w ruchu – metoda zgar-
niakowa,



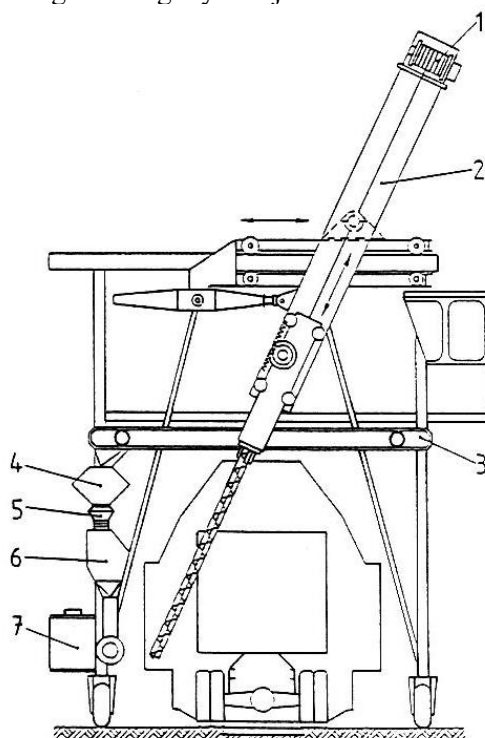
1 – mechanizm jarzmowy, 2 – amortyzator, 3 – prowadzenie rolkowe,
4 – zgarniak, 5 – naczynie odbierające

- z przenośników taśmowych będących w spoczynku,



1 – rama, 2 – wygarniak

- węgla załadowanego na wagony kolejowe i inne środki transportu,



1 – kołowrotek, 2 – świder ślimakowy (wychylny i przesuwny),
3 – taśma obrotowa, 4 – mieszalnik, 5 – rynna przenośnika,
6 – urządzenie rozdzielające, 7 – pojemnik na próbki

- pobieranie nad zbiornikami zasypowymi.

2.3. Określenie potrzeb producentów i odbiorców węgla

Ważnym elementem, który należy brać pod uwagę, są warunki zabudowy całości układu w zakładzie przerobczym. Znajomość polskich zakładów prze-

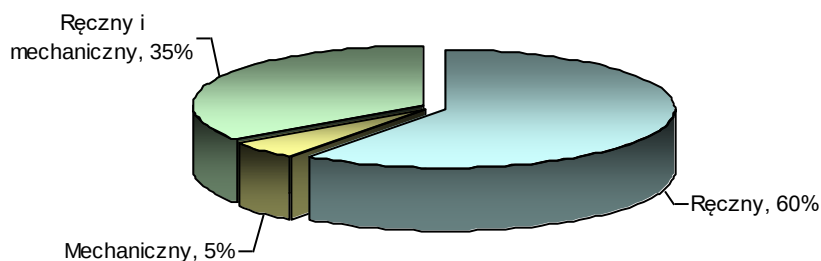
róbki mechanicznej węgla pozwala stwierdzić, że w szeregu wypadków będzie trzeba podejść do zagadnienia indywidualnie i dostosować układ do istniejących warunków.

W tym celu przeprowadzono ankietę u wytypowanych producentów i odbiorców węgla kamiennego, która miała na celu określenie:

- zainteresowania instalacjami mechanicznego pobierania próbek surowców mineralnych do badań laboratoryjnych,
- metody pobierania próbek,
- wymagań jakie powinna spełniać instalacja pobierania próbek.

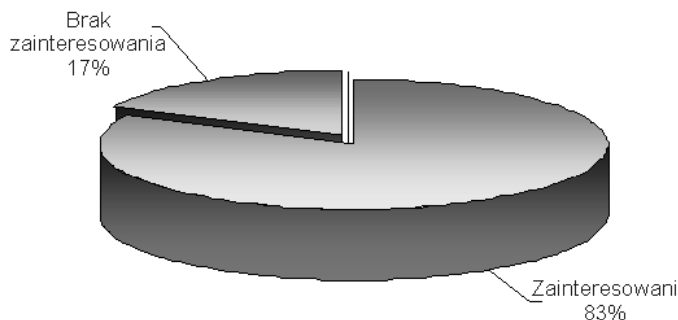
Na podstawie pytania czy realizują Państwo próbobranie, określono stopień realizacji próbobrania. Wszystkie otrzymane odpowiedzi potwierdziły realizację tego procesu.

Następne pytanie pozwoliło określić dotychczasowy sposób pobierania próbek, co procentowo pokazano na rysunku 1.



Rys.1. Dotychczasowy sposób pobierania próbek

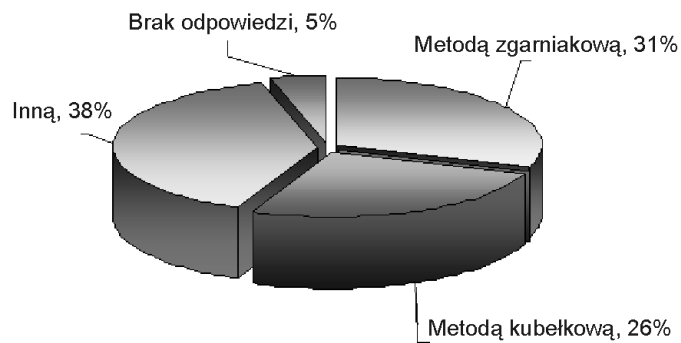
W kolejnym pytaniu, respondenci wskazali stopień zainteresowania mechanicznym sposobem pobierania próbek, co pokazano na rysunku 2.



Rys.2. Stopień zainteresowania mechanicznym sposobem pobierania próbek

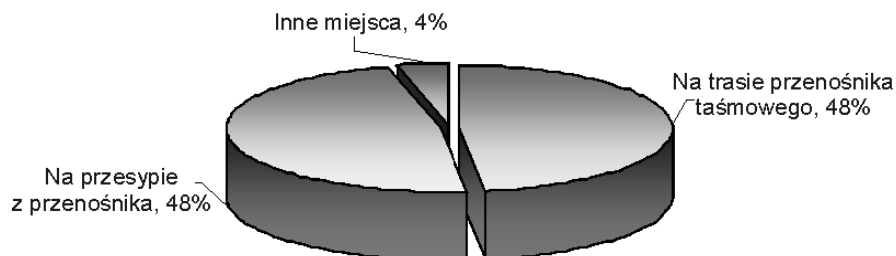
W następnym pytaniu określono jaką metodą pobierania prób jest zainteresowanie, co pokazano na rysunku 3.

Na sugerowaną odpowiedź inną, część respondentów wpisywało: „dostosowaną do warunków technologicznych, gwarantującą minimalny błąd pobrania”.



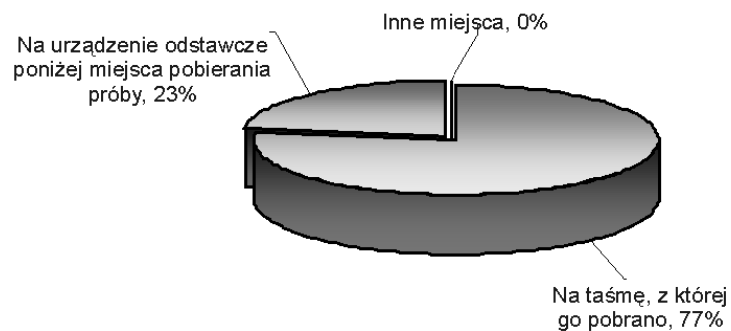
Rys.3. Zainteresowanie metodą pobierania prób

W pytaniu w jakim miejscu powinna być zabudowana instalacja do próbo-
brania, otrzymano następujące wyniki, przedstawione na rysunku 4.



Rys.4. Miejsce zabudowania instalacji próbobrania

Uzyskano wiadomości w jakie miejsce może być odprowadzany urobek po
pomniejszeniu, przedstawia rysunek 5.

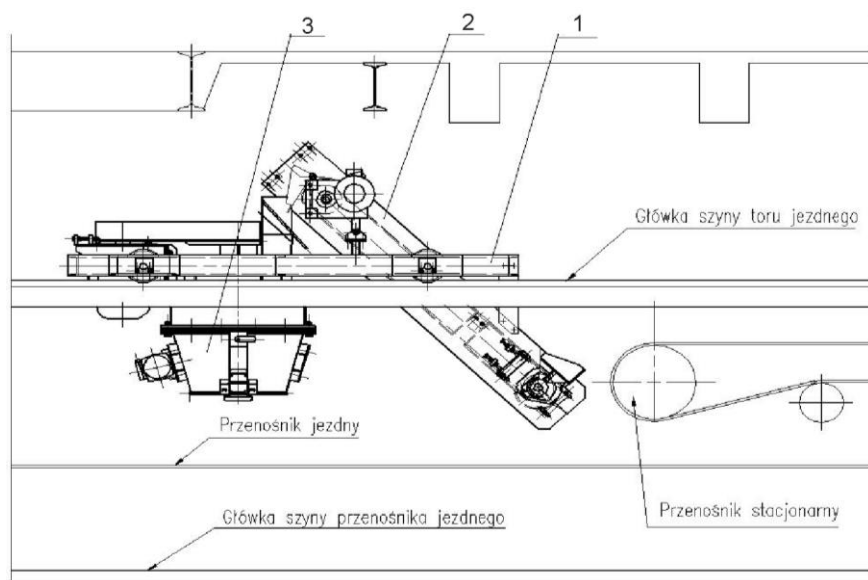


Rys.5. Miejsce odprowadzania urobku po pomniejszeniu

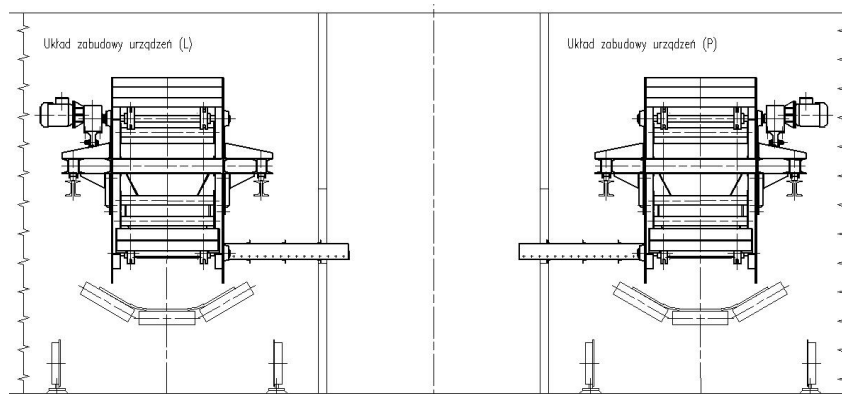
3. Nowe rozwiązania układów do pobierania próbek węgla

3.1. Układ do pobierania próbek z przesypu

Mając na względzie dane dotyczące stanu aktualnego i potrzeb producentów, jak również odbiorców węgla kamiennego, w CMG KOMAG zaprojektowano instalację do automatycznego pobierania i przygotowania próbek węglowych do badań laboratoryjnych dla potrzeb laboratorium w załadowni wytypowanej Kopalni Węgla Kamiennego, a wykonaną przez firmę „MINTECH” Sp. z o.o. z siedzibą w Katowicach, rysunki 6 i 7.



Rys.6. Instalacja do automatycznego pobierania i przygotowania próbek węglowych do badań laboratoryjnych, widok z boku



Rys.7. Instalacja do automatycznego pobierania i przygotowania próbek węglowych do badań laboratoryjnych, widok z przodu

1 - zabudowa urządzenia, 2 - próbobiornik czepakowy, 3 - wirnikowy kruszarko-pomniejszalnik

3.1.1. Opis konstrukcji

W skład zespołu realizującego pobieranie i przygotowanie próbek węglowych, zgodnie z normą PN-EN ISO 13909-2:2004, z jednego układu załadunku węgla do wagonów wchodzi próbobiornik oraz kruszarko-pomniejszalnik, zabudowany na ramie jezdnej wyposażonej w koła jezdne. Całość osadzona jest na istniejącym już torze jezdny i przytwierdzona do niego rozłącznie w miejscu pobierania prób.

3.1.2. Opis działania

W czasie załadunku węgla do wagonów następuje automatyczne pobieranie prób węglowych z całej szerokości strugi [1], celem określenia parametrów technologicznych załadowywanego węgla. Proces pobierania prób rozpoczyna się na zadany sygnał operatora urządzenia. Sygnał uruchamia czepak próbobiornika, zamocowanego do łańcuchów pociągowych, który automatycznie pobiera próbkę pierwotną na przesypie przenośnika taśmowego stacjonarnego, ze strugi węglowej i kieruje ją na kruszarko-pomniejszalnik. W urządzeniu tym próbka pierwotna zostaje skruszona. W trakcie tego procesu wydzielona próbka wtórna (laboratoryjna) wpada do pojemnika próbki laboratoryjnej, a pozostała część wydalana i kierowana jest na przenośnik załadowczy jezdny. Ilość pobieranych próbek pierwotnych ustalana jest przez użytkownika w zależności od czasu potrzebnego do załadunku wagonu. Po zakończeniu załadunku pojemnik z próbkami wtórnymi przekazywany jest do badań w laboratorium zakładowym.

3.2. Układ do pobierania próbek z trasy przenośnika taśmowego

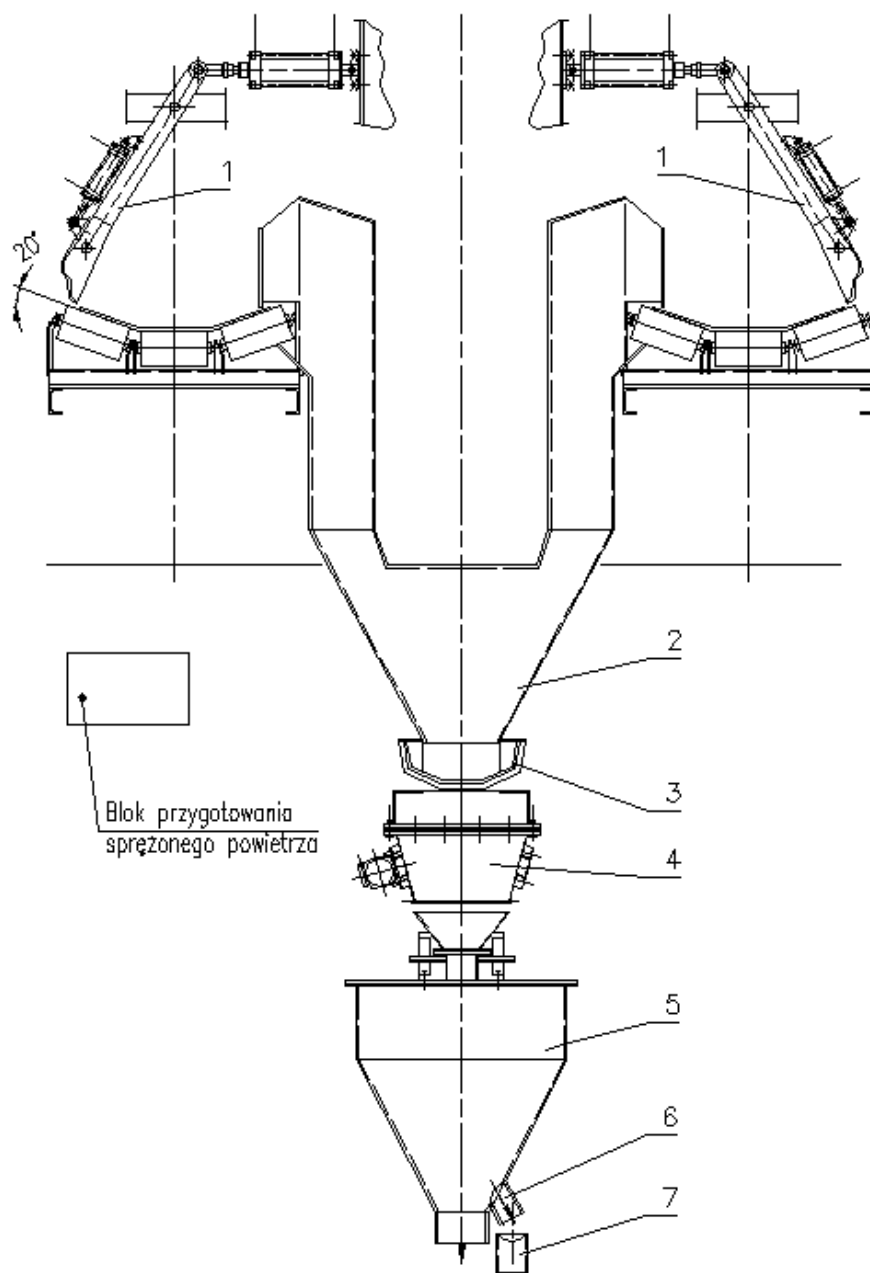
W CMG KOMAG została zaprojektowana instalacja do automatycznego pobierania i przygotowania próbek węglowych z trasy przenośnika taśmowego do badań laboratoryjnych, pod kątem automatyzacji i wizualizacji jakościowej procesów produkcji sortymentów handlowych [4], którą przedstawiono na rysunku 8.

3.2.1. Opis konstrukcji

W skład układu pracującego zgodnie z normą PN-EN ISO 13909-2:2004 wchodzi następujące maszyny: próbobiornik łopatkowy, zbiornik próbek pierwotnych, podajnik wibracyjny, kruszarka, kwatownik, zsuwnia podająca, pojemnik próbek laboratoryjnych.

3.2.2. Zasada działania

Sygnał z pulpitu dyspozytora uruchamia próbobiornik (rys. 8), który przemieszczając się pobiera próbkę [2]. Pobrana próbka poprzez zsuwnię kierującą dostaje się do zbiornika. Następnie ramię próbobiornika wraca w położenie spoczynkowe i czeka na kolejny sygnał, zadany określonym interwałem czasowym.



Rys.8. Instalacja do automatycznego pobierania i przygotowania próbek węglowych z trasy przenośnika taśmowego

1 - *próbobiornik łopatkowy*, 2 - *zbiornik próbek pierwotnych*, 3 - *podajnik wibracyjny*, 4 - *krusząca*, 5 - *kwartownik*, 6 - *zsuwnia podająca*, 7 - *pojemnik próbek laboratoryjnych*

Po osiągnięciu określonej masy zmagazynowanej w zbiorniku zostają uruchomione: podajnik wibracyjny, kruszarka oraz kwartownik. Jednocześnie w zbiorniku siłownikiem zostaje otwarta kłapa umożliwiająca spływ materiału ze zbiornika, podajnikiem do kruszarki.

Po skruszeniu materiał poprzez zsuwnię odprowadzająca zostaje kierowany do kwartownika, gdzie zostaje rozdzielony na część przeznaczoną do badań i odrzut, który jest zawracany na taśmociąg. Po opróżnieniu zbiornika operacje technologiczne są powtarzane według opisanego poprzednio schematu.

4. Podsumowanie

Wychodząc naprzeciw zapotrzebowaniu rynku KOMAG proponuje nowe rozwiązania instalacji do zautomatyzowanego pobierania prób, zgodnie z normą PN-EN ISO 13909.

Wyniki przeprowadzonej ankiety wskazują na duże zapotrzebowanie na rynku rozwiązań. Na podstawie tych danych zostały zrealizowane koncepcje i projekty gotowych układów technologicznych do automatycznego próbowania, dla konkretnych użytkowników instalacji.

Standartowo instalacje te składać się będą z próbobiornika, kwartownika i urządzeń transportujących materiał.

Będą to wersje:

- z odprowadzeniem odpadowego urobku na taśmę, z której go pobrano,
- z odprowadzeniem na urządzenia odstawcze znajdujące się powyżej lub poniżej miejsca poboru próby.

Jako urządzenia transportujące zostaną wykorzystane przenośniki wibracyjne lub ślimakowe. Dodatkowo na życzenie klienta instalacje zostaną wyposażone w mieszalniki i kruszarki. Końcowa postać konstrukcyjna tych urządzeń zostanie stworzona w oparciu o uzgodnienia przeprowadzone z użytkownikiem tych instalacji.

Literatura

1. PN-EN ISO 13909-2:2004 Mechaniczne pobieranie próbek. Pobieranie ze strug materiału.
2. PN-EN ISO 13909-3:2005 Mechaniczne pobieranie próbek. Pobieranie próbek z partii nieruchomych.

3. PN-90/G-04502 Metody pobierania i przygotowywania próbek do badań laboratoryjnych.
4. Prace własne CMG KOMAG 2000-2007.
5. PN-EN ISO 9001:2001 Systemy Zarządzania Jakością.

Gospodarka biopaliwowa w Polsce

Danuta Domańska, Tomasz Zacharz – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. W rozdziale poruszono zagadnienie gospodarki biopaliwowej w Polsce, przedstawiono rodzaj biopaliw wykorzystywanych w naszym kraju do celów transportowych, zasygnalizowano podstawy prawne związane z ich wytwarzaniem i obrotem oraz możliwości wypełnienia celów wskaźnikowych w zakresie ich użycia w transporcie.

1. Wprowadzenie

W obliczu ciągłego zmniejszania się ilości zasobów naturalnych surowców energetycznych oraz w aspekcie rosnącego zanieczyszczenia środowiska, coraz więcej uwagi poświęca się zagadnieniom wykorzystania biomasy do produkcji energii elektrycznej i ciepłej oraz paliw transportowych.

Ponieważ działania legislacyjne mające największe znaczenia dla kształtowania się rynku biopaliw w naszym kraju w zgodzie z prawodawstwem unijnym, zostały sfinalizowane stosunkowo niedawno (podstawowe ustawy i programy powstały w latach 2006 i 2007), zaś niektóre z aktów prawnych nadal wymagają aktualizacji, można ocenić, że wymierne efekty polityki biopaliwowej będą widoczne dopiero w perspektywie czasu.

Warunkiem niezbędnym dla zwiększenia użycia biopaliw w transporcie, jest odpowiedni potencjał surowcowy oraz baza wytwórcza. Ponieważ koszty produkcji biopaliw są obecnie wyższe niż w przypadku paliw konwencjonalnych, należałoby ponadto w sposób praktyczny wdrożyć mechanizmy ich promowania, umożliwiające osiągnięcie równowagi między podażą i popytem, co najmniej na poziomie odpowiadającym wartościom Narodowych Celów Wskaźnikowych, określonym na poszczególne lata [19].

2. Ogólna charakterystyka rynku biopaliw w Polsce

W ujęciu ogólnym biopaliwami nazywamy paliwa powstałe z biomasy o konsystencji stałej (np. odpady drzewne, słoma), ciekłej (np. etanol, olej rzepakowy) lub gazowej (np. biogaz). W myśl Dyrektywy 2003/30/WE [2] będącej zasadniczym aktem unijnym dotyczącym promowania biopaliw, ich definicja ogranicza się tylko do płynnego lub gazowego paliwa dla transportu produkowanego z biomasy.

Rodzaj biopaliw ciekłych został określony w podstawowym, obowiązującym w Polsce akcie prawnym dotyczącym rozpatrywanej tematyki, tzn. w Ustawie o biokomponentach i biopaliwach ciekłych [22], zgodnie z którą możemy do nich zaliczyć:

- benzyny silnikowe o zawartości biokomponentów powyżej 5% objętościowo lub eterów (etylo-ter-butyłowy lub etylo-ter-amylowy) powyżej 15% objętościowo,
- olej napędowy o zawartości biokomponentów powyżej 5% objętościowo,

- ester, bioetanol, biometanol, dimetyloester oraz czysty olej roślinny stanowiące samoistne paliwa,
- biopaliwa syntetyczne, tzn. wytwarzane z biomasy węglowodory lub mieszanki syntetycznych węglowodorów, będące samoistnymi paliwami,
- jak również biogaz i biowodór otrzymywane z biomasy.

Za biokomponenty uznaje się: bioetanol, biometanol, ester, dimetyloester, czysty olej roślinny oraz węglowodory syntetyczne [22]. W chwili obecnej w Polsce oprócz możliwości dodawania do benzyn silnikowych do 5% bioetanolu oraz do 5% estrów metylowych kwasów tłuszczowych do oleju napędowego, w roku 2006 do obrotu zostały również dopuszczone estry występujące jako samoistne paliwo oraz olej napędowy zawierający 20% tych estrów [17].

W ramach biopaliw gazowych można wymienić przede wszystkim biogaz powstający w wyniku beztlenowej fermentacji celulozy, odpadów roślinnych, odchodów zwierzęcych oraz ścieków, pozyskiwany w oczyszczalniach ścieków, na składowiskach odpadów i w gospodarstwach rolnych, jak również gaz będący wynikiem zgazowania biomasy (np. gaz drzewny). Biogaz ten może być wykorzystany do celów transportowych, podobnie jak inne paliwa alternatywne, np. skroplona mieszanina propanu i butanu (LPG), gaz ziemny (sprężony CNG, ciekły LNG), czy też wodór. Obecnie jednak, z uwagi zarówno na niewielką produkcję biogazu, małą liczbę pojazdów go wykorzystujących, jak również stacji go oferujących, obszar jego wykorzystania w Polsce, jest znacznie ograniczony.

Ponieważ do czystej biomasy (przez którą rozumie się niekopalny materiał biologiczny ulegający biodegradacji, powstający z procesów życiowych roślin, zwierząt i mikroorganizmów, neutralny pod względem zawartości CO₂, do którego stosuje się zerowy wskaźnik emisji [Mg CO₂/TJ lub Mg, lub m³] [18]) zaliczane są również paliwa, których komponenty i półprodukty w całości zostały wyprodukowane z biomasy (m.in. bioetanol, biodiesel, eteryzowany bioetanol, biometanol, bioeter dimetylowy, bioolej i biogaz), wykorzystanie biopaliw do celów transportowych posiada znaczenie w aspekcie ochrony środowiska naturalnego i m.in. wypełnienia przez Polskę zobowiązań wynikających z zapisu zawartego w Protokole z Kioto [16], mówiącego o 6-procentowej redukcji gazów cieplarnianych w latach 2008÷2012 w stosunku do roku bazowego 1988.

Innymi czynnikami wpływającymi na promowanie użycia biopaliw ciekłych w transporcie są również:

- działania na rzecz dywersyfikacji źródeł energii,
- lepsze zagospodarowanie terenów wiejskich, dzięki ich wykorzystaniu pod uprawy roślin energetycznych,
- możliwość zwiększenia liczby miejsc pracy w sektorach rolnictwa i przemysłu zajmujących się produkcją biopaliw.

Zgodnie z ogólnościową i ogólnoeuropejską tendencją do zwiększenia wykorzystania biopaliw, co zostało ujęte m.in.:

- w Białej Księdze [1] postulującej redukcję wykorzystania oleju napędowego na drodze zwiększenia użycia paliw alternatywnych (w tym biopaliw),

- Zielonej Księdze [29] zakładającej 20-procentowy udział paliw alternatywnych w transporcie do roku 2020,
- Zielonej Księdze [30], w której zaproponowano opracowanie sposobu zmniejszenia uzależnienia Unii od ropy naftowej w oparciu o istniejący plan działania w odniesieniu do biomasy [5] i strategię dotyczącą biopaliw [6], określającą skoordynowany program prac realizowanych w obrębie UE na rzecz promowania biomasy w ciepłownictwie, energetyce i transporcie.

Również w Polsce prowadzone są działania mające na celu organizację rynku biopaliw i wspieranie ich produkcji. Zasadnicze znaczenie mają tu przede wszystkim dwie ustawy (Ustawa z dnia 25 sierpnia 2006 r. o biokomponentach i biopaliwach ciekłych [22] oraz Ustawa z dnia 25 sierpnia 2006 r. o systemie monitorowania i kontrolowania jakości paliw [23]), pozwalające na uzyskanie spójności polityki naszego kraju z prawodawstwem unijnym i mówiące m.in.:

- o możliwości wytwarzania przez rolników biopaliw ciekłych na własny użytek,
- definiujące nowe pojęcie „wybranej floty” (w ramach której możliwe byłoby stosowanie biopaliw o zwiększonym udziale biokomponentów),
- oraz wprowadzające obowiązek zapewnienia od roku 2008, odpowiedniego udziału biokomponentów w ramach paliw transportowych.

Na uwagę zasługuje również opracowany na podstawie art. 37 Ustawy z dnia 25 sierpnia 2006 r. o biokomponentach i biopaliwach ciekłych [22], wieloletni plan promocji biopaliw lub innych paliw odnawialnych na lata 2008÷2014, w którym do głównych kierunków prac na rzecz rozwoju rynku biopaliw zaliczono [20]:

- wsparcie dla produkcji biokomponentów pozwalające na uzyskanie konkurencyjnych cen biopaliw w stosunku do paliw konwencjonalnych realizowane poprzez preferencyjne rozwiązania w zakresie podatku akcyzowego, działania w ramach podatku dochodowego od osób prawnych, rozwiązania w zakresie opłaty paliwowej,
- promowanie rozwoju upraw energetycznych stosowanych do produkcji biokomponentów,
- wsparcie finansowe inwestycji związanych z wytwarzaniem biokomponentów i biopaliw ciekłych,
- budowę lub modernizację jednostek (z włączeniem projektów), gdzie są one wytwarzane,
- wsparcie rozwoju obszarów wiejskich realizowane w ramach Programu Operacyjnego Innowacyjna Gospodarka na lata 2007÷2013 [13] funkcjonującego w obrębie Europejskiego Funduszu Rolnego na rzecz Rozwoju Obszarów Wiejskich (EFRROW),
- działania w kierunku zwiększenia popytu na biopaliwa ciekłe,
- działalność naukowo-badawczą i informacyjno-edukacyjną w zakresie biopaliw ciekłych.

Z uwagi na sygnalizowany już przebieg prac legislacyjnych dotyczących kształtowania rynku biopaliw transportowych w Polsce, dopiero począwszy od roku 2008, należałoby się spodziewać zintensyfikowania działań w zakresie ich produkcji i sprzedaży.

Do biokomponentów produkowanych obecnie w naszym kraju i wykorzystywanych w transporcie (co odpowiada tendencjom światowym) zaliczamy bioetanol, czyli odwodniony alkohol etylowy oraz estry metylowe. Jako możliwy do pozyskania i zastosowania należy wymienić również biogaz (np. bioetanol rolniczy otrzymywany z surowców rolniczych, produktów ubocznych i odpadów towarzyszących zasadniczej produkcji rolnej).

Bioetanol może być wykorzystywany jako samoistne biopaliwo do silników specjalnych, dodatek zarówno do benzyn jak i oleju napędowego, jak również do produkcji bio-ETBE (eteru etylowo-ter-butyłowego). Jest on pozyskiwany w procesie fermentacji alkoholowej z roślin zawierających cukier (buraki, trzcina, proso cukrowe), skrobię (zboża, ziemniaki) i celulozę. W odniesieniu do warunków klimatyczno-glebowych panujących w Polsce, do produkcji omawianego biopaliwa mogą być stosowane zboża, ziemniaki, buraki cukrowe, czy też kukurydza, przy czym spirytus etylowy, wytwarzany jest głównie z żyta i w znacznie mniejszym zakresie z ziemniaków [4]. W przyszłości planuje się zagospodarowanie w tym zakresie także buraków cukrowych i kukurydzy [12]. Istotne znaczenie może mieć również fakt, że do produkcji bioetanolu mogą być użyte ziemiopłody gorszej jakości, nie spełniające norm żywnościowych i paszowych, a zwiększeniu jego produkcji może służyć ponadto efektywne wykorzystanie mocy produkcyjnych gorzelni rolniczych (około 220 zakładów w Polsce [28], mających trudności ze zbytem alkoholu [26]).

Porównując ilość surowca konieczną do wyprodukowania 1 dm³ bioetanolu, najniższy wskaźnik odnosi się do zboża (około 3,0÷3,3 kg/dm³), a najwyższy do buraków i ziemniaków (około 12,5 kg/dm³) [4] (w oparciu o pracę [11], dla zboża, ziemniaków i buraków, ilości te wynoszą odpowiednio: 2,9 kg/dm³, 9,0 kg/dm³ i 11,8 kg/dm³). Biorąc pod uwagę objętość etanolu możliwego do otrzymania z 1 hektara upraw, najmniejszą wartość uzyskuje się dla zbóż (od około 800 dm³/ha dla żyta, do około 1400 dm³/ha dla pszenicy), zaś największą dla kukurydzy (od około 2÷2,5 tys. dm³/ha [26], do około 3,3 tys. dm³/ha [28]), oraz buraków cukrowych (ponad 3,5 tys. dm³/ha [26]), co wskazuje na konieczność zwrócenia szczególnej uwagi na dwie ostatnie z wymienionych roślin. Ponadto, możliwość zasiewu kukurydzy na lekkich glebach, może przyczynić się do lepszego zagospodarowania powierzchni rolnych [28]. Z kolei wytwarzanie bioetanolu z buraków cukrowych, jest racjonalną alternatywą dla zapewnienia stabilności jego upraw w aspekcie znacznego spadku cen omawianej rośliny, na skutek reformy rynku cukru (Krajowa Spółka Cukrowa planuje uruchomienie w Polsce w pierwszej kolejności linii testowej, a następnie całej instalacji o wydajności ponad 100 mln dm³ wyżej wymienionego biokomponentu w skali roku [10]).

Zgodnie z danymi na dzień 15 maja 2007 r. w Polsce było zarejestrowanych 18 wytwórców bioetanolu deklarujących zdolności produkcyjne w wysokości 506 tys. ton tego produktu [14] (tzn. około 641 tys. m³). W zestawieniu ze zużyciem bioetanolu w roku 2006 wynoszącym około 106,8 tys. m³ [14] (84,3 tys. t), można więc mówić o znacznych, ponad 80-procentowych rezerwach w istniejących mocach produkcyjnych.

W przekroju kilkunastu ostatnich lat, udział bioetanolu w całkowitym zużyciu benzyn ulegał znacznym wahaniom (tabela 1). Jednak w aspekcie konieczności wypełnienia zapisów Dyrektywy 2003/30/EC [2] i związanych z nią postanowień [19], jego produkcja i wykorzystanie w kolejnych latach powinny systematycznie wzrastać (w celu obniżenia kosztów wytwarzania bioetanolu, rozważa się m.in. odejście od obecnie stosowanego dwuetapowego systemu jego produkcji, polegającego na odwadnianiu destylatu w innym zakładzie niż został wytworzony, na rzecz budowy kilku dużych zakładów realizujących cały proces w sposób kompleksowy [28]). Biorąc pod uwagę ilość bioetanolu sprzedawanego na terenie kraju w dwóch pierwszych kwartałach 2007 r. (około 39 tys. t [27]) można powiedzieć, że poziom ten generalnie odpowiada połowie zużycia rozpatrywanego paliwa w roku 2006. Równocześnie należy stwierdzić, że w rozpatrywanym okresie czasu praktycznie nie były wytwarzane biopaliwa na bazie benzyn silnikowych [27]. Porównując sytuację na polskim rynku biopaliw w pierwszym półroczu 2007 ze stanem istniejącym w roku 2006, można więc prognozować niewypełnienie celu wskaźnikowego NCW na rok 2007.

Udział zużycia bioetanolu w całkowitym zużyciu benzyn w latach 1994–2006 [14]

Tabela 1

Rok	Zużycie benzyn*) (łącznie z bioetanołem) [tys. t]	Zużycie bioetanolu [tys. t]	Udział zużycia bioetanolu w całkowitym zużyciu benzyn [%]
1994	7325	27,0	0,37
1995	8332	63,0	0,76
1996	6174	100,9	1,63
1997	6691	110,6	1,65
1998	6672	99,8	1,50
1999	7770	83,2	1,07
2000	808	51,4	0,75
2001	6233	66,4	1,07
2002	5645	82,8	1,47
2003	5453	76,2	1,40
2004	5564	48,5	0,87
2005	5151	54,2	1,05
2006	5326	106,8	2,01

*) zużycie benzyn silnikowych określono po uwzględnieniu ich gęstości 0,760 kg/dm³

W silnikach spalinowych o zapłonie samoczynnym znajdują zastosowanie oleje roślinne, np. rzepakowy, słonecznikowy, sojowy, palmowy i ich estry, przy czym w europejskich warunkach klimatycznych, wykorzystywany jest w tym celu głównie metylowy ester rzepakowy (MER). Może być on stosowa-

ny jako paliwo samoistne w pojazdach do tego celu przystosowanych i pracujących np. w sąsiedztwie zbiorników wodnych (szybka biodegradacja paliwa i brak zagrożenia dla środowiska naturalnego), bądź też jako dodatek do oleju napędowego (zazwyczaj w ilości 5÷8%, co poprawia własności smarne paliwa i nie wymaga specjalnych sieci dystrybucji [26]). Zastosowanie rozpatrywanego biopaliwa w zastępstwie oleju napędowego posiada ponadto wymierny efekt ekologiczny. W przypadku spalenia 1 m³ estru metylowego, emisja do atmosfery związków węgla jest o około 2630 kg (tzn. o około 70%) mniejsza niż przy użyciu paliwa konwencjonalnego [28].

Spośród wielu metod produkcji biopaliwa z olejów roślinnych (np. kraking termiczny i katalityczny, elektroliza), znaczenie przemysłowe znalazła przede wszystkim transestryfikacja, polegająca na otrzymywaniu estrów w reakcji mieszaniny oleju z alkoholem etylowym lub metylowym (najczęściej metanolem) w obecności katalizatora zasadowego [3]. W małych zakładach przetwórczych stosowana jest również tzw. „zimna” technologia produkcji rozpatrywanego biokomponentu, przebiegająca w temperaturze 20÷70°C przy udziale katalizatorów alkaicznych [28].

Na uwagę zasługuje fakt, że do produkcji biodiesla mogą być również zastosowane mieszaniny oleju rzepakowego oraz zużytych tłuszczów roślinnych i zwierzęcych, przy czym proces jego wytwarzania wymaga innych technologii od stosowanych dla czystego, rafinowanego surowca [7]. Biorąc pod uwagę ilość przetworzonych tłuszczów roślinnych oraz zwierzęcych wytwarzanych rocznie (około 160 tys. t/rok [7]), wyżej wymieniony sposób ich zagospodarowania może przynieść wymierne korzyści, zarówno w aspekcie zwiększenia ilości produkowanego biopaliwa, jak również ze względu na ochronę środowiska naturalnego.

W roku 2007, w Polsce było zarejestrowanych 55 wytwórców estrów metylowych deklarujących zdolności produkcyjne w wysokości 627 tys. ton tego produktu [14] (tzn. około 713 tys. m³). W porównaniu z ilością estrów zużytych w transporcie w roku 2006 (51 tys. m³ tzn. 44,9 tys. ton [14]) należy stwierdzić duże, ponad 90-procentowe rezerwy w istniejących mocach produkcyjnych. Równocześnie prognozuje się, że wyżej wymienione zdolności wytwarzania rozpatrywanych biokomponentów, mogą jeszcze znacznie wzrosnąć (od około 900÷1000 tys. t w końcu 2008 r. do około 1,4 mln ton estrów rocznie po 2010 r. [28]).

Jak wynika z tabeli 2, produkcję estrów rozpoczęto dopiero w roku 2005. Obserwując sytuację na polskim rynku estrów w pierwszych dwóch kwartałach roku 2007 [27] można stwierdzić, że ich sprzedaż była bardzo mała, przy czym nieco lepsze wyniki, co do udziału estrów jako dodatku do oleju napędowego oraz jako samoistnego paliwa, uzyskano w kwartale drugim. Niemniej jednak w zestawieniu z wynikami uzyskanymi w roku 2006, można mówić o wiele niższym poziomie wykorzystania estrów w paliwach transportowych.

Udział estrów w całkowitym zużyciu olejów napędowych w roku 2005 i 2006 [14]

Tabela 2

Rok	Zużycie olejów napędowych ^{*)} (łącznie z estrami metylowymi [tys. m ³]	Zużycie estrów metylowych [tys. m ³]	Udział zużycia estrów w całkowitym zużyciu olejów napędowych [%]
2005	6092	19,4	0,32
2006	7253	51,0	0,70

^{*)} zużycie olejów napędowych określono po uwzględnieniu ich gęstości: 0,833 kg/dm³

3. Możliwości rozwoju gospodarki biopaliwowej i osiągnięcia celów wskaźnikowych dotyczących użycia biopaliw w transporcie

Biorąc pod uwagę powierzchnię terytorium Polski, eksploatowaną rolniczo pod uprawy roślin, mogących służyć jako surowiec do wytwarzania bioetanolu lub biodiesla w stosunku do ogólnej powierzchni zasiewów należy stwierdzić, że począwszy od roku 1995 jej wielkość ulegała wahaniom, z widoczną tendencją spadkową (oprócz ogólnego areалу upraw roślin przemysłowych) i wyniosła [9]:

- dla zbóż: 17,2% w roku 1995; 14,8% w roku 2006,
- dla ziemniaków: 15,2% w roku 1995; 6,9% w roku 2006,
- dla buraków cukrowych: 2,5% w roku 1995; 2,4% w roku 2000; 3,3% w roku 2005 i 2,3% w roku 2006,
- ogółem dla przemysłowej produkcji roślinnej (buraki cukrowe, uprawy roślin oleistych, włóknistych i innych (np. tytoń, chmiel, cykoria)): 4,7% w roku 1995; 5,8% w roku 2006.

Można powiedzieć, że w roku 2006 w stosunku do lat 1995÷2000, zbiory rozpatrywanych roślin uległy generalnie zmniejszeniu (oprócz rzepaku i rzepiku) i wyniosły [9]:

- dla zbóż: 25189 tys. t w latach 1995÷2000 i 21776 tys. t w roku 2006,
- dla ziemniaków: 23620 tys. t w latach 1995÷2000 i 8982 tys. t w roku 2006,
- dla buraków cukrowych: 14920 tys. t w latach 1995÷2000 i 11 475 tys. t w roku 2006,
- dla roślin oleistych (jak rzepak i rzepik): 847 tys. t w latach 1995÷2000 i 1652 tys. t w roku 2006.

W świetle wzrastającego zapotrzebowania na biopaliwa, należy jednak liczyć się z koniecznością zdecydowanego zintensyfikowania upraw roślin umożliwiających ich produkcję. Zgodnie z informacjami zawartymi w pracy [9] w naszym kraju istnieje duża powierzchnia nieużytków (489 tys. ha w roku 2006), które po zagospodarowaniu mogłyby służyć zwiększeniu areалу upraw energetycznych, w tym wykorzystywanych do produkcji biopaliw. Wielkość powierzchni terenu zaangażowanego w tym celu, powinna wynikać ze szczegółowych analiz uwzględniających m.in. warunki glebowe, zapotrzebowanie na poszczególne produkty rolne oraz zdolności przetwórcze.

Zgodnie z prognozami zawartymi w programie rozwoju obszarów wiejskich [12], dla zapewnienia realizacji celów wskaźnikowych w tym zakresie, w kolejnych latach konieczny będzie wzrost produkcji biopaliw w ilości zależnej od faktycznego zapotrzebowania. Dotyczy to zarówno bioetanolu (szacowany wzrost produkcji do około 350 tys. t w roku 2013, m.in. dzięki wykorzystaniu nadwyżek eksportowych), jak również estrów (wzrost produkcji do około 120÷700 tys. ton, m.in. poprzez podniesienie areалу upraw do około 1 mln ha). Według opinii Krajowego Zrzeszenia Producentów Rzepaku, zwiększenie powierzchni upraw rzepaku już do około 800 tys. ha (głównie dzięki wykorzystaniu nieużytków), pozwoliłoby na osiągnięcie plonów w wysokości około 2 mln ton i przeznaczenie połowy z nich na produkcję estrów w ilości około 322 tys. ton [24] (po uwzględnieniu szacunkowych możliwości uzyskania 1 tony estru z 3,1 kilograma nasion [20]).

Przy założeniu zużycia w transporcie w kolejnych latach benzyn i olejów na poziomie roku 2006 (odpowiednio około 4000 tys. t i 6000 tys. t [14]) i biorąc pod uwagę cel wskaźnikowy na rok 2013 (7,1%), przy równoczesnym zastosowaniu przelicznika wartości opałowej wynikającego z proporcji [20]:

- wartość opałowa 1 litra benzyny równa wartości opałowej 1,462 l bioetanolu,
- wartość opałowa 1 litra oleju napędowego równa wartości opałowej 1,088 l estrów,

konieczne zapotrzebowanie na bioetanol i estry można oszacować na poziomie: około 470 tys. t i 530 tys. t. Natomiast w odniesieniu do roku 2020, gdzie cel wskaźnikowy został ustalony na poziomie 10%, przy tym samych założeniach, wartości te wyniosłyby około 680 tys. t bioetanolu i około 770 tys. t estrów. Należy równocześnie zaznaczyć, że prognozy te mogą okazać się znacznie zaniżone w przypadku większego niż przedstawione, zapotrzebowania na paliwa konwencjonalne (np. według pracy [28] mówi się o możliwym zużyciu około 9000 tys. t oleju napędowego już w roku 2010).

Uzyskanie tak dużej masy biokomponentów wymagałoby zarówno uruchomienia odpowiednich mocy produkcyjnych (które zgodnie z cytowanymi już deklaracjami producentów w roku 2006, przy niewielkich dodatkowych przedsięwzięciach umożliwiłyby osiągnięcie postawionego celu), jak również odpowiedniej ilości surowca. I tak np. biorąc pod uwagę możliwość produkcji bioetanolu z żyta (około 100 hl bioetanolu z 30 t żyta [20], co po przyjęciu jego gęstość $0,789 \text{ kg/m}^3$, pozwala na uzyskanie przelicznika: 3,8 tony żyta na 1 tonę bioetanolu), do produkcji 680 tys. t rozpatrywanego paliwa, należałoby użyć około 2600 tys. t żyta (w roku 2006 produkcja ta wyniosła 2621 tys. t [9]). Równocześnie, jak już wspomniano, zwiększenie ilości wytwarzanego bioetanolu, wiąże się z rozwojem upraw roślin w tej chwili nie stosowanych powszechnie do tego celu, w tym kukurydzy oraz buraków cukrowych.

W stosunku do estru, do produkcji którego na poziomie 770 tys. t w skali roku, należałoby użyć około 2420 tys. ton rzepaku (zbiory rzepaku i rzepiku

w roku 2006 kształtowały się na poziomie 1652 tys. t [9]), co po uwzględnieniu jego plonów w wysokości 2,65 t/ha w roku 2006 [9], wymagałoby około 910 tys. ha zasiewów. Możliwości produkcji estrów metylowych mogłyby być jeszcze większe w przypadku lepszej organizacji produkcji (minimalna powierzchnia plantacji około 1,5÷2 ha) oraz podniesienia jej wydajności do około 2,7÷3,5 t/ha, jak ma to miejsce w krajach Europy zachodniej [26] (obecnie średnie plony rzepaku, charakteryzujące się znacznymi wahaniami w przekroju kilkunastu ostatnich lat, od około 1,59 t/ha w roku 1982, do około 2,78 w roku 2004, są o około 30% niższe [26]).

Z teoretycznego punktu widzenia, istnieją szanse na realizację postawionych celów wskaźnikowych dotyczących wykorzystania biokomponentów w całkowitym zużyciu paliw transportowych, jednakże będzie to zależało od szeregu dodatkowych czynników, w tym przede wszystkim opłacalności ekonomicznej całego procesu. W związku z powyższym, zasadnicze znaczenie w rozwoju rynku biopaliw ma system efektywnego promowania ich wytwarzania szczególnie na etapie upraw roślin, z których mogą być one pozyskane. Szacunki robione w tym zakresie wykazują bowiem, że z ekonomicznego punktu widzenia, bez zastosowania różnego typu ulg i wsparcia finansowego dla producentów, wytwarzanie biopaliw nie jest obecnie opłacalne [20]. Fakt ten jest wyraźnie widoczny na tle sytuacji mającej miejsce w roku 2007, kiedy to zmniejszenie kwot zwolnienia od podatku akcyzowanego do produkcji roślin z których można wytwarzać biopaliwa, spowodowało ograniczenie ich produkcji [14]. Jednak z uwagi na korzystne dla producentów biopaliw zmiany w podatku akcyzowym ujęte w Ustawie z dnia 11 maja 2007 r. [21], jak również w aspekcie działań przewidzianych do realizacji w ramach opracowanego planu promocji biopaliw na lata 2008÷2014 [20], prognozuje się systematyczny wzrost ich produkcji [14].

W celu osiągnięcia w kolejnych latach coraz wyższych celów wskaźnikowych określających udział biopaliw w transporcie, rozważana jest również produkcja biopaliw drugiej i dalszej generacji, do których można zaliczyć m.in. ([6, 15]):

- bioetanol pozyskiwany na drodze pirolizy z drewna, słomy, traw lub szybkorosnących upraw, którego wytwarzanie uznaje się za jedną z najbardziej obiecujących i wysoko zaawansowanych technologii w ramach biopaliw drugiej generacji (w chwili obecnej powstały trzy pilotażowe zakłady w Unii Europejskiej: w Szwecji, Hiszpanii i Danii),
- płynne biopaliwa BTL (Biomass to liquid) powstające w procesie zgazowania biomasy, a następnie wykorzystania uzyskanego gazu do produkcji paliwa, obejmujące biodiesel Fischera-Tropscha (FT-diesel) oraz biodimetyloeter (dimetyloeter) (demonstracyjne zakłady uruchomiono w Niemczech i Szwecji),
- syntetyczny gaz naturalny (SNG) produkowany zarówno ze źródeł kopalnych jak i odnawialnych, który może posiadać decydujące znaczenie dla rozwoju rynku innych paliw gazowych.

Na uwagę zasługuje również wprowadzenie technologii produkcji wodoru w oparciu o źródła odnawialne, co jednak w kontekście konieczności zastoso-

wania nowych rozwiązań konstrukcyjnych silników (np. samochody zasilane ogniwami paliwowymi FCVs (fuel cell vehicles), napędzane własną energią elektryczną wytworzoną w procesie chemicznym z wykorzystaniem wodoru i tlenu z powietrza) i dużych inwestycji w linie produkcyjne, wymaga gruntownej analizy.

Jak wykazują wstępne wyniki badań przeprowadzonych w ramach projektu REFUEL [8], w drugim dziesięcioleciu obecnego wieku, powinno nastąpić zrównoważenie kosztów produkcji biopaliw pierwszej i drugiej generacji wytwarzanych w Unii Europejskiej, głównie na skutek obniżenia nakładów na surowce (biomasę energetyczną) i dzięki lepszym technologiom przetwarzania biomasy na biopaliwo. Prognozuje się, że od około 2012 r. pojawią się biopaliwa drugiej generacji, w 2020 r. ma wystąpić największe wykorzystania biopaliw pierwszej generacji, a ostatecznie będzie miało miejsce zrównanie wskaźnika wykorzystania obydwu grup biopaliw.

W związku z powyższym w aspekcie wyników projektu REFUEL, duże znaczenie dla przyszłej polityki UE w zakresie biopaliw, mają prace na rzecz ich drugiej generacji, którą można otrzymać z surowców nieżywnościowych oraz na drodze bardziej efektywnej niż obecne uprawy zbóż [25]. W znacznym wzroście udziału użycia biopaliw w transporcie europejskim, ważną rolę mogą odegrać również kraje Europy Wschodniej dysponujące pokaźną bazą surowców do ich produkcji.

4. Podsumowanie

Wykorzystanie źródeł odnawialnych w energetyce i transporcie stanowi jedną z ważnych tendencji polityki energetyczno-ekologicznej Polski. Dążąc do uzyskania wytyczonych w tym zakresie celów wskaźnikowych, wynikających m.in. z przynależności naszego kraju do Unii Europejskiej, należy dążyć do pozyskania i wykorzystania coraz większej ilości biopaliw.

Odnosnie do zużycia biopaliw transportowych, Polska nie ma w chwili obecnej znacznych osiągnięć (ich zużycie w roku 2006 określone na podstawie wartości opałowej, wyniosło około 0,92% (Obwieszczenie Ministra Gospodarki z dnia 18 lipca 2007 r.)).

W związku z powyższym, dla osiągnięcia wyższego poziomu wskaźnika ich wykorzystania, konieczne jest podjęcie odpowiednich działań m.in. na płaszczyźnie prawnej (opracowanie lub nowelizacja szeregu aktów prawnych, które łącznie z zasadniczymi w tym zakresie ustawami obowiązującymi od roku 2006 i odnoszącymi się do nich aktami wykonawczymi, stworzyłyby spójny z prawem unijnym system gospodarki biopaliwowej), ekonomicznej (wsparcie finansowe), naukowo-badawczej oraz reklamowej.

Niezbędny jest także rozwój arealu upraw roślin stosowanych obecnie do produkcji biokomponentów (np. zboża, ziemniaki, rzepak), czy też niewykorzystywanych do tej pory powszechnie (np. buraki cukrowe, kukurydza, rośliny energetyczne), jak również zabezpieczenie odpowiedniego potencjału

wytwórczego (w zakresie możliwości produkcyjnych bioetanolu i estrów istnieją duże rezerwy produkcyjne).

Za czynnik decydujący o rozwoju rynku biopaliw, można uznać ekonomiczną zasadę opłacalności na wszystkich etapach ich wytwarzania i obrotu, której zachowanie będzie miało zasadnicze znaczenie dla zwiększania ich ilości w ogólnym zużyciu paliw transportowych.

Literatura

1. Biała księga: Europejska polityka transportowa na rok 2010: czas na decyzję (White Paper „European transport policy for 2010: time to decide”). COM(2001) 370, wersja ostateczna 12 września 2001.
2. Dyrektywa 2003/30/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 8 maja 2003 r. w sprawie wspierania użycia w transporcie biopaliw lub innych paliw odnawialnych. (Dz.U. WE z 2003 roku L 123).
3. Janowicz L.: Biodiesel - historia, jakość, wymagania produkcyjne. Magazyn Farmerski, marzec 2007.
4. Kasperowicz A.: Pierwsze wytwórnie ruszą w tym roku. www.ihar.edu.pl. 2004.
5. Komunikat Komisji: Plan działania w sprawie biomasy. Bruksela, dnia 7.12.2005. COM(2005) 628 końcowy.
6. Komunikat Komisji: Strategia UE na rzecz biopaliw. Bruksela, dnia 8.2.2006 COM(2006) 34 końcowy.
7. Kotowski W.: Wytwarzanie biodiesla z mieszaniny oleju rzepakowego oraz przetworzonych tłuszczy. Gigawat energia 03/2005.
8. Londo M., Fischer G. i in.: REFUEL: an EU road map for biofuels. Risø International Energy Conference 2007, Risø (DK), 22-24 May 2007.
9. Mały Rocznik Statystyczny Polski. Redaktor Główny: Halina Dmochowska. Zakład Wydawnictw Statystycznych. Warszawa, 2007.
10. Matczuk W.: Alternatywa dla buraków. Farmer, Nr: 07/2007.
11. Merkisz J., Pielecha I.: Alternatywne paliwa i układy napędowe pojazdów. Wydawnictwo Politechniki Poznańskiej. Poznań, 2004.
12. Ministerstwo Rolnictwa i Rozwoju Wsi: Program Rozwoju Obszarów Wiejskich na lata 2007–2013 (PROW 2007-2013). Warszawa, lipiec 2007 r.
13. Ministerstwo Rozwoju Regionalnego: Program Operacyjny Innowacyjna Gospodarka, 2007–2013. Narodowe Strategiczne Ramy Odniesienia 2007–2013. Warszawa, 1 października 2007 r.
14. Obwieszczenie Ministra Gospodarki z dnia 18 lipca 2007 r. w sprawie ogłoszenia raportu dla Komisji Europejskiej dotyczącego wspierania użycia w transporcie biopaliw lub innych paliw odnawialnych za 2006 r. (M.P. z 2007 r., poz. 569).
15. Olszowiec P.: Rewolucja na rynku biopaliw dla transportu? Energia – Gigawat. 11/2007.

16. Protokół z Kioto 1997: Protokół z Kioto do Ramowej Konwencji Narodów Zjednoczonych w sprawie zmian klimatu sporządzony w Kioto dnia 11 grudnia 1997 r. (Dz.U. z 2005 r. Nr 203 poz. 1684).
17. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 8 września 2006 r. w sprawie wymagań jakościowych dla biopaliw ciekłych (Dz.U. z 2006 r., nr 166, poz. 1182).
18. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 12 stycznia 2006 r. w sprawie sposobu monitorowania wielkości emisji substancji objętych wspólnotowym systemem handlu uprawnieniami do emisji (Dz.U. z 2006 r. Nr 19 poz. 124).
19. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 15 czerwca 2007 r. w sprawie Narodowych Celów Wskaźnikowych na lata 2008-2013 (Dz.U. z 2007 r., nr 110, poz. 757).
20. Uchwała nr 134/2007 Rady Ministrów z dnia 24 lipca 2007 w sprawie „Wieloletniego programu promocji biopaliw lub innych paliw odnawialnych na lata 2008-2014”.
21. Ustawa z dnia 11 maja 2007 r. o zmianie ustawy o podatku akcyzowym oraz o zmianie niektórych innych ustaw (Dz.U. z 2007r., nr 99, poz. 666).
22. Ustawa z dnia 25 sierpnia 2006 r. o biokomponentach i biopaliwach ciekłych. (Dz.U. z 2006 r., nr 169, poz. 1199 z późn. zm.).
23. Ustawa z dnia 25 sierpnia 2006 r. o systemie monitorowania i kontrolowania jakości paliw (Dz.U. z 2006 r. nr 169, poz. 1200 z późn. zm.).
24. Wrutniak A.: ECO Euro Energia. Nasz rzepak, nr 11, lipiec 2006.
25. www.ieo.pl: Serwis internetowy Instytutu Energetyki Odnawialnej.
26. www.kib.pl: Serwis internetowy Krajowej Izby Biopaliw.
27. www.ure.gov.pl
28. Zakrzewski T.: Biopaliwa szansa czy konieczność? Analiza sytuacji w Polsce i na świecie. Krajowa Izba Biopaliw.
29. Zielona Księga: W kierunku Europejskiej strategii dla zapewnienia bezpieczeństwa dostaw energii (Green Paper Towards a European Strategy for the security of energy supply) (COM(2000)769 final), Brussels 20.11.2000.
30. Zielona Księga: Europejska strategia na rzecz zrównoważonej, konkurencyjnej i bezpiecznej energii. KOM(2006)105, Bruksela, dnia 8.3.2006.

Charakterystyka paliwowa mieszanki węgla i gumy

Piotr Matusiak – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, **Joachim Koziol** – Politechnika Śląska

Streszczenie. Odpady z gumy z opon samochodowych mogą być wykorzystywane w procesach energetycznych, takich jak wytwarzanie ciepła i energii elektrycznej lub w procesach produkcji cementu oraz procesach hutniczych. Jako, że guma posiada właściwości redukcyjne może być również wykorzystana jako substytut koksu. Zastosowanie gumy, jako paliwa ogranicza degradację środowiska naturalnego i wpływa na zmniejszenie wydobycia surowców mineralnych.

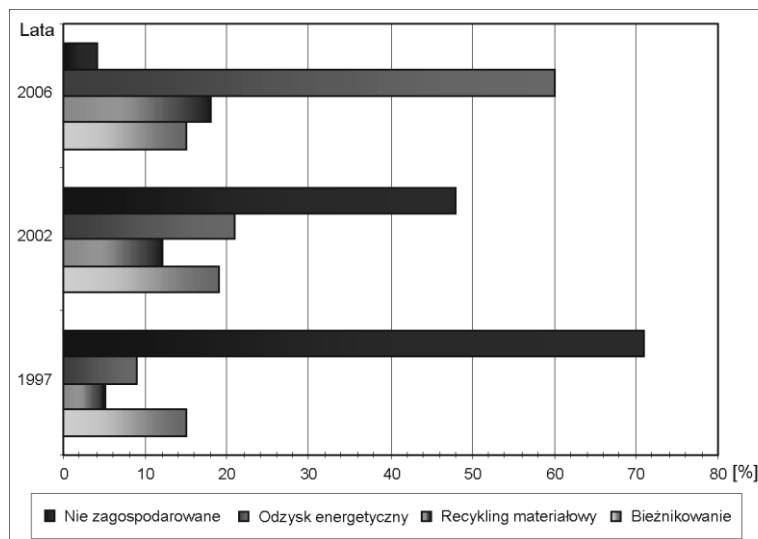
1. Wprowadzenie

Podstawowym celem gospodarki odpadami jest zmniejszenie ich ilości. Obowiązująca w krajach Unii Europejskiej dyrektywa 1991/31/EC wymaga redukcji składowanych odpadów odpowiednio o: 25% w 2010 r., 50% w 2013 r., oraz 65% w 2020 r. w stosunku do poziomu z 1995 roku.

W ostatnim okresie czasu podjęto szereg prób rozwiązania poważnego dla dzisiejszej gospodarki problemu zagospodarowania odpadów gumowych na drodze ich degradacji pirolitycznej.

Odpady z gumy z opon samochodowych mogą być wykorzystywane w procesach energetycznych, takich jak wytwarzanie ciepła i energii elektrycznej lub w procesach produkcji cementu oraz procesach hutniczych. Wiadomo również, że guma posiada właściwości redukcyjne [6] i może być wykorzystana do celów technologicznych, jako substytut koksu.

W przeprowadzanych badaniach chodziło głównie o to, by określić możliwości substytucyjne gumy w stosunku do węgla lub koksu.



Rys.1. Wykorzystanie odpadów gumowych ze zużytych opon w krajach UE [5]

Na rysunku 1 przedstawiono wykorzystanie odpadów gumowych ze zużytych opon samochodowych, w krajach Unii Europejskiej w latach 1997, 2002 i 2006. Wynika z tego, że w ciągu ostatniego dziesięciolecia odpady niezagospodarowane w 1997 r. (71%), zostały wykorzystane do celów energetycznych w 2006 r. (60%).

W Polsce produkowane jest rocznie około 100 mln ton węgla kamiennego oraz 10 mln ton koksu. Aby wyprodukować tę ilość koksu, koksownie muszą poddać procesowi koksowania prawie 12 mln ton węgla. Wykorzystanie tego procesu do utylizacji odpadów gumowych poprzez wprowadzenie ich w formie dodatków (do 5% wagowego) do koksowanych mieszanek węglowych pozwoliło na eliminację do 600 tys. ton odpadów rocznie.

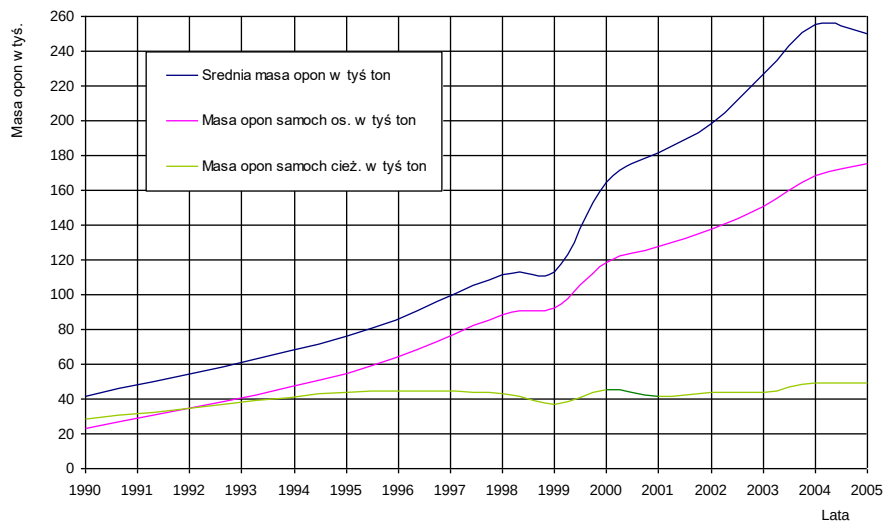
Produkcja węgla kamiennego i koksu w Polsce w latach 1995-2005 według [3]

Tabela 1

Wyszczególnienie	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
Produkcja węgla kamiennego, mln ton	137	138	137	116	112	103	104	104	103	100	97,9
Produkcja koksu, mln ton	11,6	10,3	10,5	9,8	8,5	9,1	9,0	8,8	10,2	10,2	8,5

Współspalając węgiel kamienny z odpadami gumowymi (do 5%) jesteśmy w stanie zutylizować do 5 mln ton gumy.

Rocznie w Polsce powstaje około 250 tys. ton zużytych opon z samochodów ciężarowych i osobowych [3], które stanowią tylko część odpadów gumowych możliwych do utylizacji.



Rys.2. Ilość zużytych opon w Polsce w latach 1990-2005

Celem pracy było określenie własności fizykochemicznych mieszanek powstałych na bazie węgla kamiennego i odpadów w postaci gumy samochodów osobowych i ciężarowych.

Prace swoim zakresem objęły: przygotowanie mieszanek do przeprowadzenia prób laboratoryjnych, wykonanie prób laboratoryjnych określających własności fizykochemiczne mieszanek, analizę i opracowanie wyników badań laboratoryjnych.

2. Charakterystyka materiału użytego do badań

Charakterystykę materiału użytego do przygotowania mieszanek stanowiących przedmiot badań laboratoryjnych przedstawiono w tabeli 2. Do przygotowania mieszanek wykorzystano węgiel kamienny, gumę samochodów osobowych oraz gumę samochodów ciężarowych.

Charakterystyka materiału użytego do badań

Tabela 2

Rodzaj materiału	Zawartość popiołu, A ^a [%]	Zawartość części lotnych, V ^{daf} [%]	Wartość opałowa, Q _i ^a [J/g]	Wilgoć, W ^a [%]	Zawartość siarki S _t [%]
Węgiel kamienny	16,42	24,27	27464	1,12	0,52
Guma sam. osobowych	8,13	55,74	31563	0,25	1,64
Guma sam. ciężarowych	9,75	60,20	36608	0,31	1,88

3. Badania właściwości fizykochemicznych mieszanki węgla i gumy

3.1. Metodyka badań

Badania własności fizykochemicznych mieszanek powstałych na bazie węgla kamiennego i odpadów zrealizowano w analizatorach firmy Leco. Podstawowym składnikiem mieszanek był węgiel kamienny, a drugi składnik, który dodawano w ilości 1, 2, 5, 7, 10 i 15% (udział masowy), stanowiły odpady w postaci gumy uzyskanej z opon samochodów osobowych i ciężarowych.

W wyniku wymieszania węgla z wyżej wymienionymi odpadami uzyskano 12 mieszanek, z których następnie przygotowywano próbki do badań własności fizykochemicznych zgodnie z normą PN-90/G-04502 Węgiel kamienny i brunatny – Metody pobierania i przygotowania próbek do badań laboratoryjnych.

Kolejnym etapem badań było wykonanie oznaczeń następujących właściwości fizykochemicznych:

- wilgoć analityczna W^a,
- popiół A^a,

- części lotne V^{daf} ,
- siarka całkowita S_t^a ,
- siarka popiołowa S_A^a ,
- siarka palna S_C^a ,
- ciepło spalania Q_s^a ,
- wartość opałowa w stanie analitycznym Q_i^a .

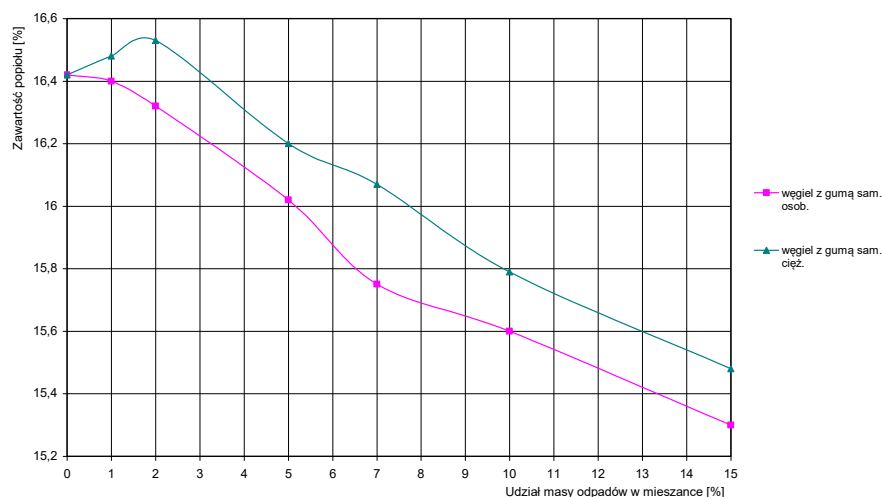
Oznaczenie wilgoci, części lotnych i popiołu wykonano przy użyciu analizatora grawimetrycznego TGA-601 zgodnie z normą PN-G-04560:1998 Paliwa Stałe – Oznaczanie zawartości wilgoci, części lotnych oraz popiołu analizatorem automatycznym.

Oznaczenie siarki całkowitej i popiołowej wykonano przy użyciu analizatora SC-132 zgodnie z normą PN-G-04584:2001 Paliwa Stałe – Oznaczanie siarki całkowitej i popiołowej automatycznymi analizatorami, natomiast zawartość siarki palnej obliczono zgodnie z normą PN-77/G-04514.08 Paliwa Stałe – Oznaczanie zawartości siarki – Obliczanie zawartości siarki palnej.

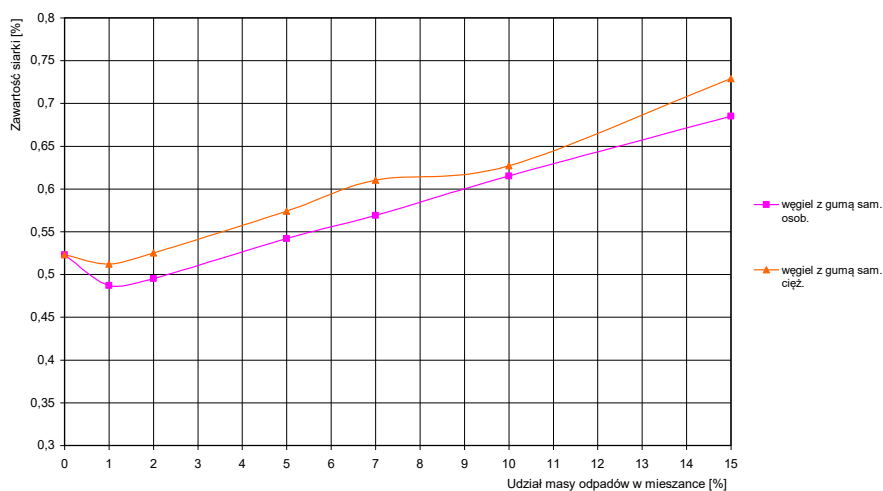
Ciepło spalania oznaczono w kalorymetrze AC 350, a następnie obliczono wartość opałową zgodnie z normą PN-ISO 1928:2002 Paliwa Stałe – Oznaczanie ciepła spalania w bombie kalorymetrycznej i obliczanie wartości opałowej.

3.2. Wyniki badań

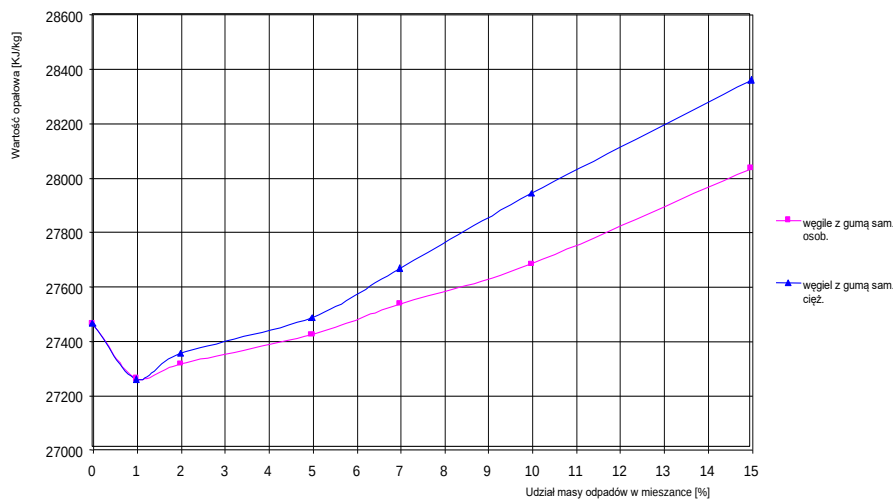
Wyniki badań laboratoryjnych własności fizykochemicznych mieszanek węgla z gumą samochodów osobowych przedstawiono w tabeli 3, a z gumą samochodów ciężarowych w tabeli 4. Na rysunkach 3 do 5 przedstawiono zawartość popiołu, zawartość siarki i wartość opałową w mieszankach węgla z wyżej wymienionymi odpadami.



Rys.3. Zawartość popiołu w mieszankach węgla z odpadami [8]



Rys.4. Zawartość siarki w mieszankach węgla z odpadami [8]



Rys.5. Wartość opałowa w mieszankach węgla z odpadami [8]

3.3. Wnioski

Badania laboratoryjne wykazały, że w przypadku mieszanki węgla z gumą samochodów osobowych i ciężarowych zawartość popiołu zmniejsza się w stosunku do czystego węgla [8]. Wykazano, że w przypadku mieszanek węgla z gumą samochodów osobowych i ciężarowych zawartość siarki i wartość opałowa jest coraz większa, wraz ze wzrostem zawartości gumy.

Na podstawie uzyskanych wyników badań własności fizykochemicznych mieszanek węgla z odpadami do badań przemysłowych proponuje się: mieszankę 0-5% udziałem gumy samochodów osobowych i ciężarowych. Anomalia na rysunkach 3, 4 i 5 w przedziale 0 do 2% wynikają z błędów metody pomiaru.

Zestawienie wyników analiz fizykochemicznych mieszanki węgla z gumą sam. osobowych

Tabela 3

Pozycja	Symb.	Jedn.	Paliwo							
			Węgiel	Guma sam. osobow.	Węgiel + 1% GO	Węgiel + 2% GO	Węgiel + 5% GO	Węgiel + 7% GO	Węgiel + 10% GO	Węgiel + 15% GO
Wilgoć analityczna	W ^a	%	1,12	0,25	1,09	1,07	1,05	1,05	1,04	0,98
Popiół	A ^a	%	16,42	8,13	16,40	16,32	16,02	15,75	15,60	15,30
Części lotne	V ^{daf}	%	24,27	55,74	24,34	24,54	25,83	26,12	27,59	29,60
Siarka całkowita	S _t ^a	%	0,523	1,64	0,487	0,495	0,542	0,569	0,615	0,685
Siarka popiołowa	S _A ^a	%	0,146	0,341	0,133	0,134	0,147	0,153	0,178	0,194
Siarka palna	S _C ^a	%	0,378	1,299	0,354	0,361	0,395	0,416	0,437	0,492
Ciepło spalania	Q _s ^a	J/g	28464	32650	28258	28312	28424	28539	28689	29043
Wartość opałowa w stanie analitycznym	Q _i ^a	J/g	27464	31563	27258	27311	27420	27532	27680	28031

Zestawienie wyników analiz fizykochemicznych mieszanki węgla z gumą sam. ciężarowych

Tabela 4

Pozycja	Symb.	Jedn.	Paliwo							
			Węgiel	Guma sam. osobow.	Węgiel + 1% GO	Węgiel + 2% GO	Węgiel + 5% GO	Węgiel + 7% GO	Węgiel + 10% GO	Węgiel + 15% GO
Wilgoć analityczna	W ^a	%	1,12	0,31	1,03	1,05	1,03	0,99	0,96	0,91
Popiół	A ^a	%	16,42	9,75	16,48	16,53	16,20	16,07	15,79	15,48
Części lotne	V ^{daf}	%	24,27	60,20	24,13	24,56	25,84	26,56	27,79	29,72
Siarka całkowita	S _t ^a	%	0,523	1,875	0,512	0,525	0,574	0,610	0,627	0,729
Siarka popiołowa	S _A ^a	%	0,146	0,257	0,166	0,153	0,178	0,183	0,185	0,210
Siarka palna	S _C ^a	%	0,378	1,618	0,346	0,372	0,396	0,427	0,442	0,519
Ciepło spalania	Q _s ^a	J/g	28464	37677	28253	28348	28484	28667	28945	29365
Wartość opałowa w stanie analitycznym	Q _i ^a	J/g	27464	36608	27255	27350	27482	27664	27939	28356

3.4. Gęstość usypowa

Gęstość usypowa, własność materiałów sypkich jest to masa materiału podzielona przez objętość jaką ten materiał zajmuje. Objętość zawiera prze-

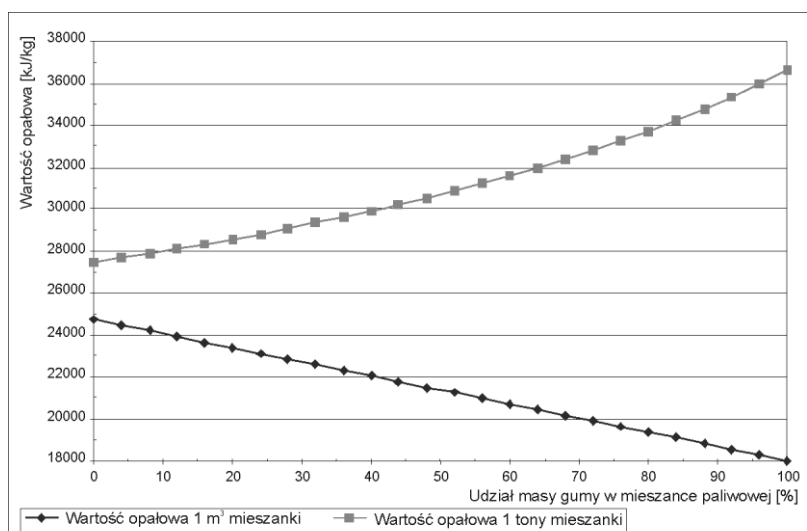
strzeń pomiędzy cząsteczkami, przestrzeń wewnątrz porów ciała stałego, a także objętość samego ciała stałego.

Gęstość usypowa ciała może się zmieniać w zależności od tego, w jakim stanie, lub w jaki sposób jest przechowywane. Przykładowo jeśli nasypimy piasku do cylindra będzie posiadał jakąś określoną gęstość usypową. Jeśli teraz uderzymy kilka razy cylindrem o podłoże, gęstość usypowa zwiększy się, ponieważ przestrzeń między cząstkami zmniejszy się.

Gęstość usypowa stosowanych paliw

Tabela 5

Paliwo	Gęstość paliwa [kg/m ³]
Węgiel kamienny groszek	850
Guma z opon samochodów ciężarowych	492



Rys.6. Wartość opałowa 1 m³ oraz 1 tony mieszanki węgla z gumą w przedziale od 0 do 100% dodatku gumy w mieszance

Wnioski

Gęstość usypowa gumy jest znacznie niższa od gęstości usypowej węgla, co podnosi koszty transportu (rys. 6) i sprawia, że powierzchnia przeznaczona do magazynowania biomasy musi być większa, niż w przypadku węgla. Niższa gęstość usypowa gumy w stosunku do węgla kamiennego powoduje, że mimo iż ma ona większą wartość opałową, w stałej objętości

Wraz ze wzrostem zawartości gumy maleje wartość opałowa mieszanki.

4.4. Przygotowanie próbek

Węgiel został wstępnie zmielony w młynku ślimakowym, a następnie przesiany na sicie mechanicznym do klasy ziarnowej 3-0 mm. Rozdrobniona guma z opon samochodowych została przesiana do klasy ziarnowej 2,5-0,5. Następnie zostały przygotowane mieszaniny węgla kamiennego z gumą zgodnie z tabelą 2, z których przygotowano dziesięć 5 kg próbek. Próbkę, po podzieleniu na pięć części, wsypywano do retorty porcjami, warstwę ubijano specjalnym drążkiem w przybliżeniu do tej samej gęstości. Gęstość warstwy oceniano poprzez śledzenie głębokości wprowadzania drążka ubijaka do retorty.

4.5. Koksowanie mieszanki

Retortę ze wsadem wkładano do zimnego pieca i po zbliżeniu ścianek do retorty następowało ich intensywne rozgrzewanie. Po około 20 min ścianki pieca osiągały temperaturę zbliżoną do około 600°C, a po 80 min do 850°C. W czasie koksowania temperatura wewnątrz wsadu była stale kontrolowana. Gdy powstająca bryła koksu osiągnęła w swej środkowej części temperaturę 950°C, co następowało w czasie 160–180 min od momentu rozpoczęcia ogrzewania retorty, proces koksowania był zatrzymywany, a retorta wyjmowana z pieca. Następnie przez retortę przepuszczany był azot o natężeniu przepływu 10 l/min, do czasu uzyskania przez koks temperatury pokojowej.

4.6. Wyznaczenie punktów pomiarowych

Do badań przygotowano próbki zgodne z zasadami przeprowadzania eksperymentu i gwarantujące najlepszą reprezentatywność wyników przeprowadzonej analizy. Wyznaczone punkty pomiarowe odpowiadają pierwiastkom tzw. wielomianu Czebyszewa. Założono wstępnie 5 punktów pomiarowych, a dodatkowo zmierzono wartości maksymalne i minimalne.

4.7. Wyniki

W pomiarach zastosowano więc węgiel koksowy typu 35 z KWK „Zofiówka” o następujących parametrach: zawartość popiołu $A_d = 7,07\%$, wilgoć całkowita $W_{tr} = 10,0\%$, części lotne $V^{daf} = 24,4\%$. Węgiel ten umożliwił skoksowanie mieszanki węgla z gumą i w całym badanym przedziale od 0 do 10% dodatku gumy nie wykazywał tendencji do rozkruszania się.

Wyniki dla punktów pomiarowych z wykorzystaniem wielomianów Czebyszewa oraz zakładanych wartości minimalnej i maksymalnej

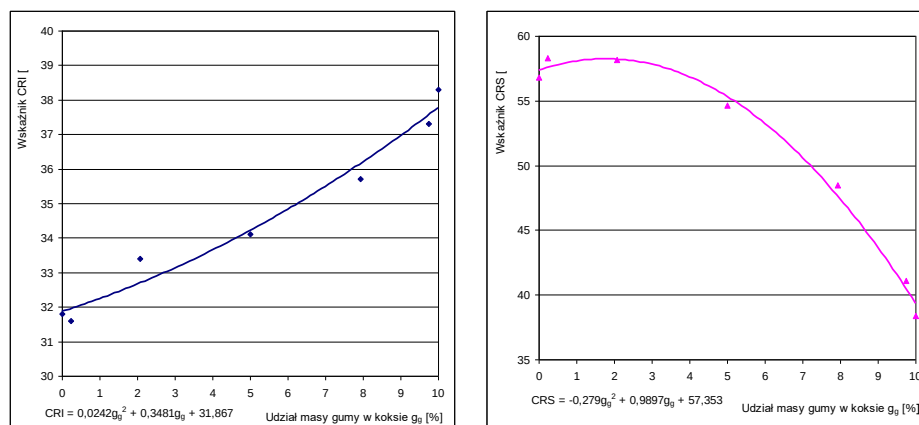
Tabela 6

Pomiar	Zawartość gumy [%]	CRI [%]	CRS [%]
1	0	31,8	56,8
2	0,24	31,6	58,3
3	2,06	33,4	58,2
4	5	34,1	54,65
5	7,93	35,7	48,5
6	9,75	37,3	41,1
7	10	37,9	40,5



Rys.8. Koks z 5% zawartością gumy

Na rysunku 8 przedstawiono próbkę koksu, do którego wytworzenia wykorzystano mieszaninę węgla z 5% dodatkiem gumy. Ciemniejsze plamki to skoksowana guma.



Rys.9. Wyniki wskaźników CRI i CRS dla mieszanin węgla kamiennego z dodatkiem gumy w przedziale od 0 do 10% dodatku gumowego

4.8. Wnioski

Wyniki pomiarów (rys. 9) wskazują jednoznacznie, że wraz ze wzrostem dodatku gumowego w koksie wzrastają własności redukcyjne koksu, lecz spada wytrzymałość koksu. Zjawisko to opisują następujące równania [7]:

- właściwości redukcyjne koksu: $CRI = 0,0242g_g^2 + 0,3481g_g + 31,867$,
- wytrzymałość koksu $CRS = -0,279g_g^2 + 0,9897g_g + 57,353$.

Badania dotyczącego superpozycji nie udało się przeprowadzić ze względu na trudności z wynikami CRI i CRS dla czystej gumy, ponieważ mogłoby to doprowadzić do awarii urządzenia RF-33/KK.

5. Podsumowanie

Zastosowanie odpadu gumowego, jako paliwa do produkcji koksu ogranicza degradację środowiska naturalnego poprzez zmniejszenie wydobycia surowców mineralnych.

W trakcie spalania koksu zawierającego gumę, a więc zwiększona ilość chloru (działanie mikrododatków) ulega on wtórnej emisji (reemisji) w stopniu zależnym głównie od warunków procesu spalania.

Obiekty, w których przebiegają tego typu procesy, dysponują odpowiednim zapleczem technicznym umożliwiającym ich prowadzenie w sposób zgodny z wymogami prawa ochrony środowiska.

Korzyścią wynikającą ze spalania koksu z odpadami gumowymi jest ograniczenie degradacji środowiska naturalnego poprzez zmniejszenie wydobycia surowców mineralnych, oraz zmniejszenie uciążliwości odpadów dla środowiska naturalnego poprzez ograniczenie powierzchni, na których są one składowane. Warunkiem opłacalności ekonomicznej procesu jest tani i nieskomplikowany proces rozdrabniania, separacji i technologia koksowania.

Koks powszechnie stosowany jest w procesach: metalurgicznym, cementowym i energetycznym.

Koks jest paliwem uzyskiwanym poprzez przemysłowe wygrzewanie węgla kamiennego w temperaturze 600-1200°C w specjalnie w tym celu skonstruowanym piecu koksowniczym za pomocą gazów spalinowych (bez dostępu tlenu). Ma wyższą kaloryczność od zwykłego węgla kopalnego, gdyż zawiera co najmniej 90-95% czystego pierwiastka węgla, zaś specjalne gatunki węgla przy odpowiedniej technologii mogą dawać nawet czystość rzędu 98%. W procesie koksowania z surowego węgla usuwane są gazy, ciecze, substancje łatwotopliwe (np. siarka) oraz inne substancje (głównie organiczne) ulegające rozkładowi w tych temperaturach (4).

Literatura

1. PN-C-04312 Koks z węgla kamiennego „Oznaczanie reakcyjności wobec dwutlenku węgla i wytrzymałości po reakcyjności”.
2. Koszorek A., Mianowski A.: Możliwości i ograniczenia w wykorzystaniu klasycznego procesu koksowania jako metody utylizacji odpadów przemysłowych.
3. Roczniki Statystyczne GUS 1998-2006 r. – publikacja Środkowo-Pomorskiego Towarzystwa Ochrony Środowiska, s. 28-53.
4. www.wikipedia.org
5. Srogi K., Koszorek A.: Metody recyklingu odpadów gumowych. Gospodarka Paliwami i Energią nr 04/2004, s. 15-22.

6. 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.
7. Koziol J., Bukowski Z., Matusiak P.: Badania własności redukcyjnych koksu wytworzonego z mieszaniny węgla kamiennego z odpadami gumowymi (w publikacji).
8. Prace własne CMG KOMAG 2006.

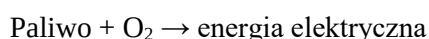
Rozwój nowoczesnych ogniw paliwowych

Andrzej Kowal – Instytut Katalizy i Fizykochemii Powierzchni PAN

Streszczenie. W monografii przedstawiono podział ogniw paliwowych oraz szerzej omówiono postęp w rozwoju niskotemperaturowych ogniw paliwowych zasilanych: wodorem, metanolem, kwasem mrówkowym. Szczegółowo przedstawiono katalizator do elektrochemicznego utleniania etanolu wchodzący w skład anody w tak zwanym ogniwie DEFC (Direct Ethanol Fuel Cell). Wskazano na możliwości zastosowań ogniw w przyszłości ze względu na dostępność paliwa do ogniw oraz możliwości ingerencji produktów tworzących się w czasie pracy ogniw w zmiany środowiska naturalnego.

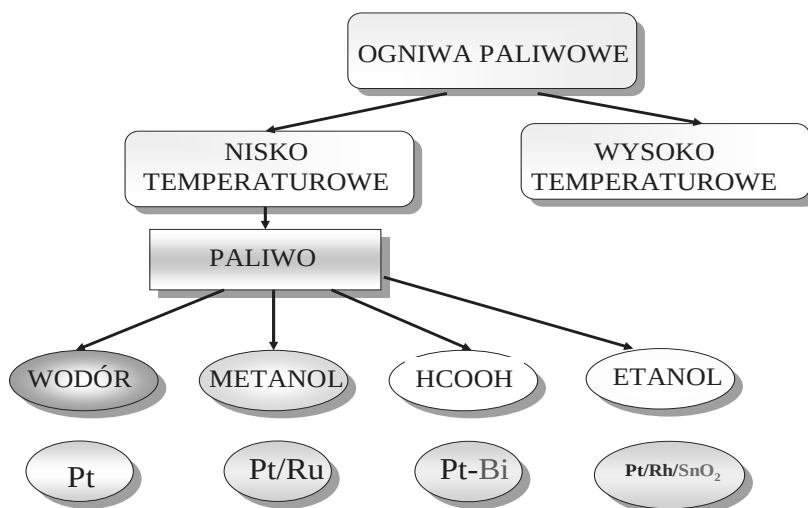
1. Wstęp

Ogniwa paliwowe są niemal idealnymi konwerterami energii. Umożliwiają one bezpośrednią konwersję energii chemicznej w elektryczną:



Ponieważ przemiana energii w ogniwie paliwowym przebiega z ominięciem cyklu Carnota, ogniwa paliwowe charakteryzują się wysoką efektywnością konwersji.

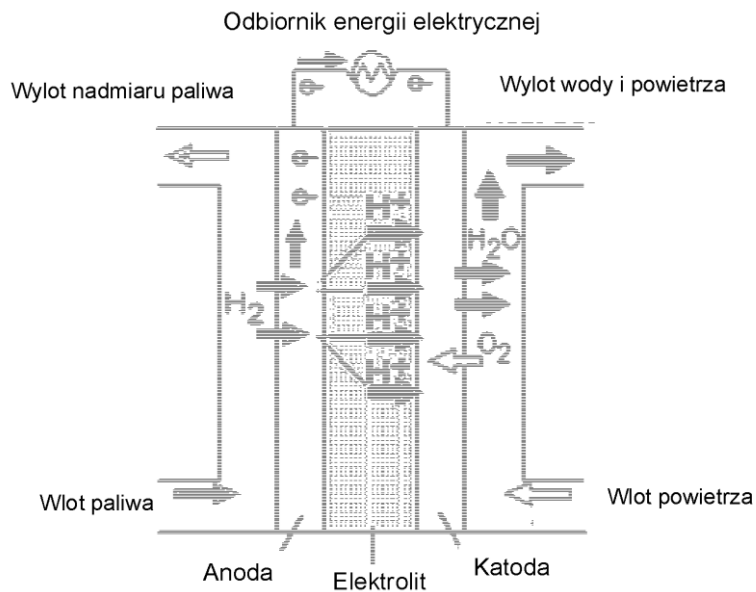
Ogniwa można podzielić zgodnie ze schematem przedstawionym na rysunku 1, na nisko- i wysokotemperaturowe [1-3].



Rys.1. Podział ogniw paliwowych

W niniejszej pracy omówiony jest postęp w rozwoju ogniw niskotemperaturowych.

Najbardziej znanym ogniwem niskotemperaturowym jest ogniwo wodorowe przedstawione schematycznie na rysunku 2.



Rys.2. Schemat klasycznego ogniwa paliwowego z kwaśną membraną, zasilanego wodorem

Na przykład samochód wyposażony w najbardziej znane ogniwo wodorowe (rys. 3) potrzebuje na przejechanie 500 km tylko 8 kg wodoru, co w porównaniu z klasycznym samochodem zużywającym około 20–30 litów ropy lub benzyny wydaje się osiągnięciem znaczącym. Ponadto jeśli ogniwo zasilane jest czystym wodorem (produkowanym w procesie fotochemicznym) powstaje także czysty produkt (woda). Tak działające ogniwo paliwowe całkowicie nie zanieczyszcza środowiska naturalnego.

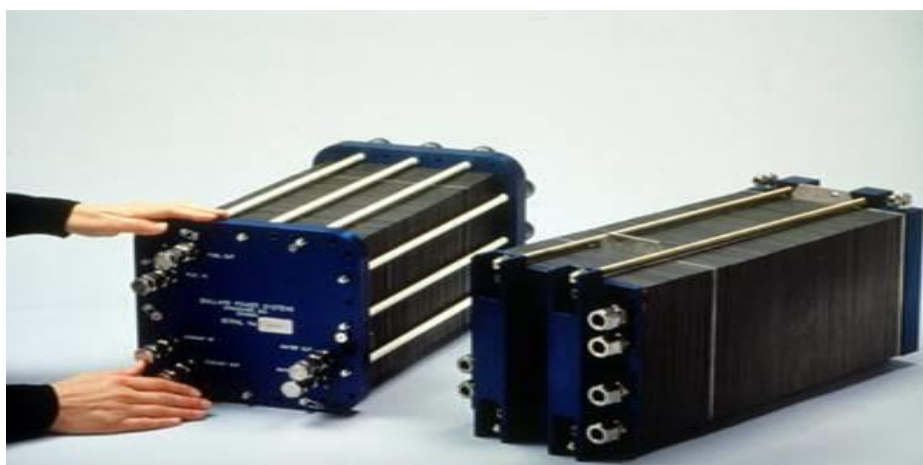


Rys.3. Przykład samochodu z ogniwem wodorowym: GM Sequel

Trudności z magazynowaniem i dystrybucją wodoru ograniczają zastosowanie tych ogniw i spowodowały dalszy rozwój ogniw paliwowych zasilanych: metanolem, kwasem mrówkowym a ostatnio etanolem. Ogniw te produkują, oprócz energii także wodę i dwutlenek węgla. Zaletą ogniw paliwowych jest stała, cicha praca w porównaniu z generatorami parowymi lub wiatrowymi.

2. Ogniw wodorowe

Katalizatorem występującym na anodzie i katodzie w klasycznym ogniwie wodorowym jest platyna. Ogniw te (rys. 4) od 30 lat znajdują zastosowanie w aplikacjach militarnych i kosmicznych, w których cena urządzeń nie jest sprawą pierwszoplanową. Nowsze rozwiązania posiadają anodę z platyny i rutenu, pozwalającą na stosowanie zanieczyszczonego tlenkiem węgla wodoru z procesów petrochemicznych [2-11]. Najnowsze opracowania poszukują możliwości wyeliminowania platyny. Na przykład jako materiał anodowy stosowany jest węgiel wolframu dotowany palladem.



Rys.4. Przykład komercyjnego ogniwa wodorowego

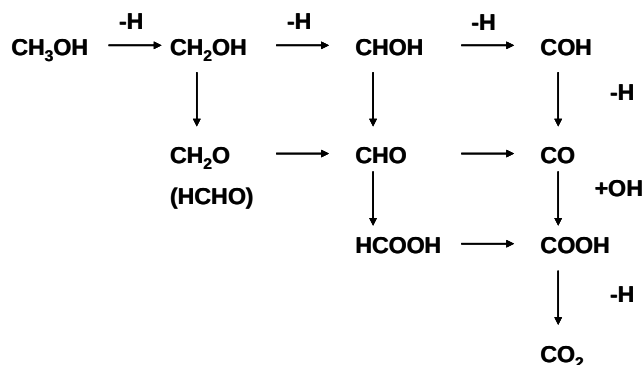
Ogniwo zbudowane jest podobnie jak prasa filtracyjna. Poszczególne jednostki łączone są szeregowo, dając baterię o wymaganym napięciu.

3. Ogniw zasilane metanolem

Produktem pośrednim spalania metanolu w ogniwie paliwowym jest CO (rys. 5), który zatrzuwa platynę zawartą w anodzie. Z tego względu składnikiem anody jest platyna modyfikowana drugim metalem, najczęściej rutenem.

Obecnie trwają prace zmierzające do zminimalizowania wielkości cząstek katalizatorów występujących na katodzie i anodzie [11] ogniw w celu podniesienia jego sprawności oraz obniżenia jego kosztów. Ogniw zasilane metanolem mogą być stosowane w samochodach oraz do zasilania przenośnych urządzeń elektrycznych (np. telefony komórkowe, laptopy) jednakże ze wzglę-

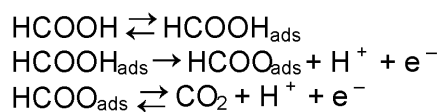
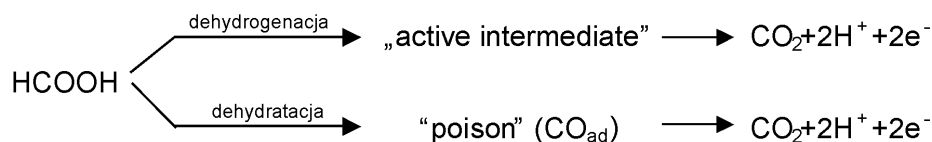
du na trujące własności metanolu rozpowszechnienie ich może być problematyczne i ograniczone.



Rys.4. Schemat utleniania metanolu

4. Ogniwa zasilane kwasem mrówkowym

Podstawowym składnikiem anody jest platyna. Jednakże ze względu na możliwość dezaktywacji platyny przez produkty pośrednie spalania kwasu (rys. 6) poszukiwane są aktywne katalizatory spalania kwasu mrówkowego zawierające dodatkowe składniki [12-18].

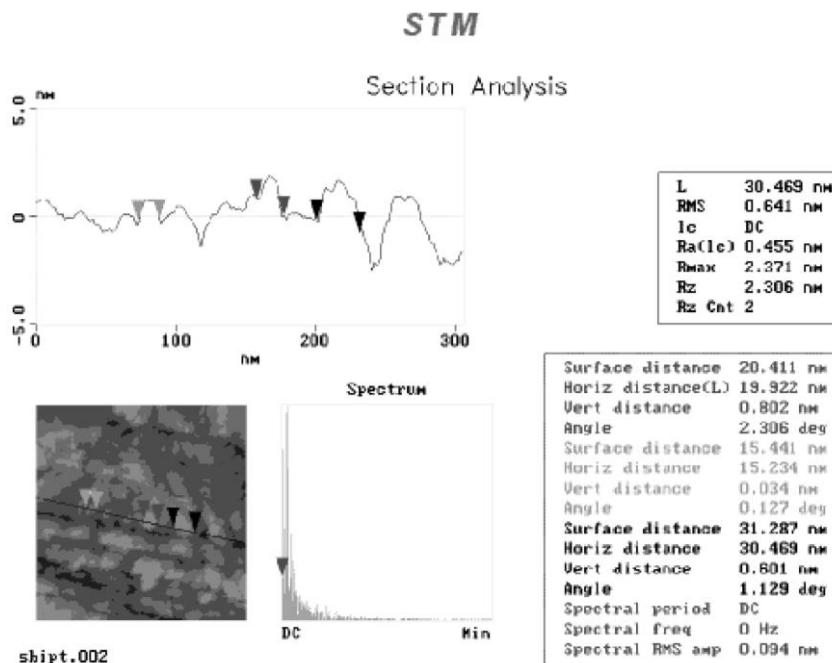


$$j = 2F k'_2 (1 - \theta_p)^{0.5} c_{\text{HCOOH}} \exp\left(\frac{0.5F E}{RT}\right)$$

Rys.6. Mechanizm utleniania kwasu mrówkowego na platynie

Mechanizm spalania kwasu mrówkowego jest dwusieczkowy – reakcja biegnie dwoma niezależnymi drogami prowadzącymi w efekcie do CO_2 , lecz jako produkt pośredni tworzy się CO_{ads} , który zatrzuwa powierzchnię elektrody. Jednym z dodatkowych metali, który zapobiega dezaktywacji elektrody jest bizmut [17-19]. Topografię powierzchni katalizatora Pt-Bi przedstawia rysunek 7.

Na przedstawionym obrazie STM można łatwo wyróżnić ziarna katalizatora Pt-Bi rzędu 10-30 nm. Duże rozdrobnienie katalizatora oraz zadowalające wielkości prądu utlenienia kwasu mrówkowego wskazują na perspektywiczne zastosowanie tego paliwa w ogniwie paliwowym pracującym przy ograniczonym dostępie tlenu (powietrza).



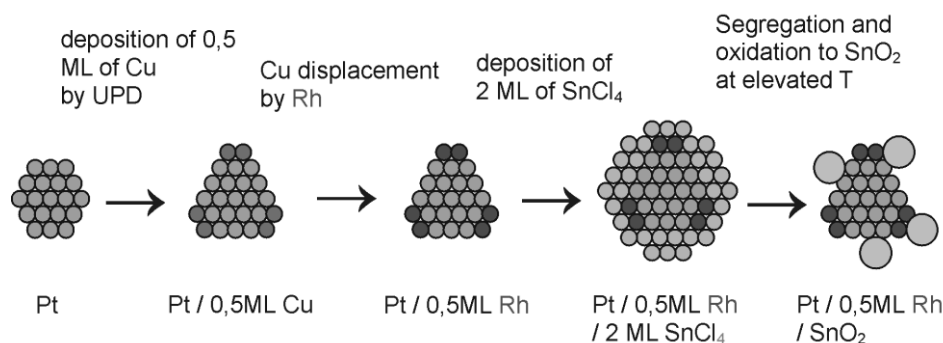
Rys.7. Obraz powierzchni elektrody Pt-Bi rejestrowany mikroskopem STM

5. Ogniw zasilane etanolem

Etanol jest najbardziej perspektywnym paliwem dla ogniw paliwowych ze względu na jego przyjazny środowisku charakter. Paliwo to jest nietrujące. Może być produkowane ze źródeł odnawialnych. Jego dystrybucja nie wymaga budowy nowych, kosztownych urządzeń. Jest paliwem o dużej gęstości energii – z jednej cząsteczki etanolu w tak zwanych DEFC (Direct Ethanol Fuel Cell) można uzyskać 12 elektronów. Reakcje przebiegające w ogniwie DEFC można zapisać:

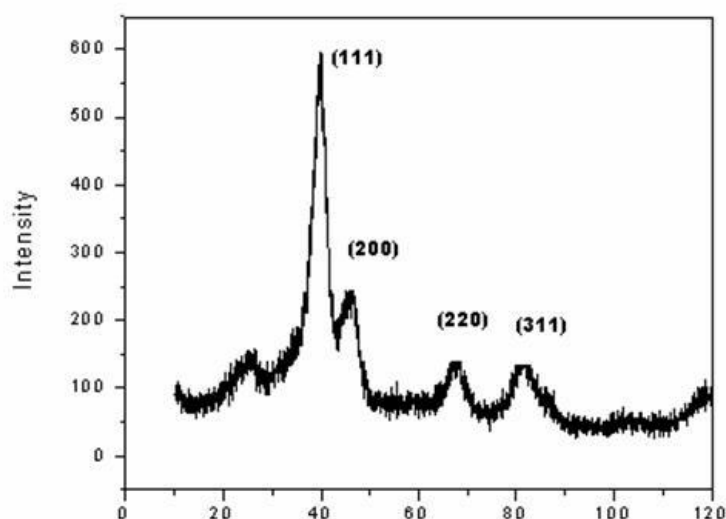
- reakcja anodowa: $\text{C}_2\text{H}_5\text{OH} + 3 \text{H}_2\text{O} \rightarrow 2 \text{CO}_2 + 12 \text{H}^+ + 12 \text{e}^-$
- reakcja katodowa: $3 \text{O}_2 + 12 \text{H}^+ + 12 \text{e}^- \rightarrow 6 \text{H}_2\text{O}$
- reakcja sumaryczna: $\text{C}_2\text{H}_5\text{OH} + 3 \text{O}_2 \rightarrow 2 \text{CO}_2 + 3 \text{H}_2\text{O}$

Obecnie trwają intensywne prace zmierzające do opracowania sprawnego katalizatora do elektrochemicznego utleniania etanolu [20-26]. Ze względu na konieczność zerwania wiązania C-C w cząsteczce etanolu katalizator ten musi być katalizatorem trójfunkcyjnym. W Brookhaven National Laboratory w USA opracowano katalizator anodowy składający się z Pt, Rh oraz SnO_2 [25]. W utworzeniu warstwy Rh częściowo pokrywającą powierzchnię platyny zastosowano tak zwaną metodę Adzica [27]. Sposób przygotowania katalizatora trójfunkcyjnego Pt/Rh/ SnO_2 do elektrochemicznego utleniania etanolu przedstawiony jest na rysunku 8.



Rys.8. Sposób przygotowania katalizatora trójfunkcyjnego obejmujący [25]: - elektrochemiczne utworzenie na nanoziarnach Pt 0,5 monowarstwy Cu, - zamianę Cu na Rh na drodze procesu chemicznej wymiany, - zdeponowanie na powierzchni nanoziaren Pt-Rh 2 monowarstw SnCl_4 , - termiczne utlenienie SnCl_4 do SnO_2

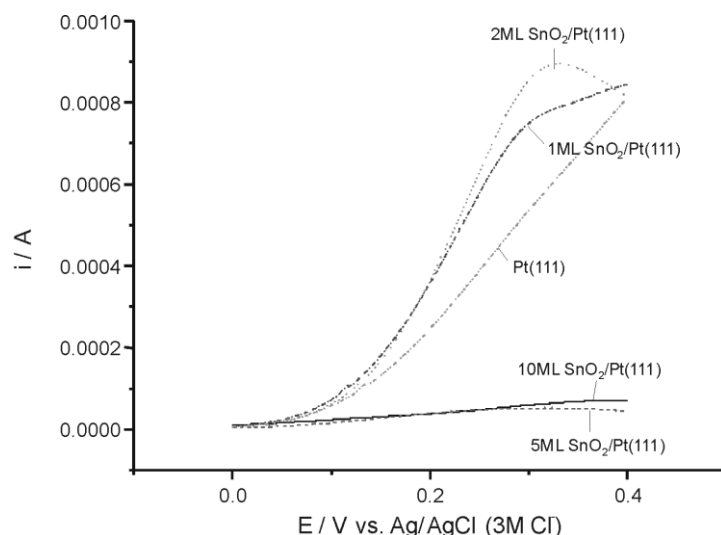
Wielkość nanocząstek platyny zdeponowanych na węglu aktywnym Vulcan 72 wyznaczona została przy zastosowaniu techniki XRD (rys. 9) oraz równania Scherrera. Średnią wielkość nanocząstek Pt wyznaczono z wielkości szerokości połówkowej symetrycznego piku (220). Wynosi ona: 2,9-3,1 nm.



Rys.9. Dyfraktogram XRD dla nanocząstek platyny naniesionych na amorficzny węgiel Vulcan 72

Średnią wielkość nanocząstek Pt/Rh/ SnO_2 wyznaczona tą samą techniką wynosi 3-5 nm.

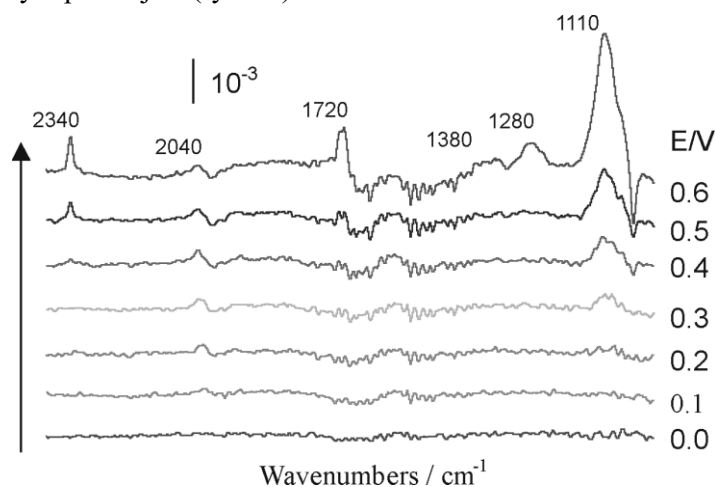
Optymalna ilość nanocząstek SnO_2 obecnych na powierzchni platyny została określona w eksperymentach elektrochemicznych (rys. 10).



Rys.10. Optimalizacja ilości SnO_2 obecnej na powierzchni Pt korzystnej dla efektywnego utlenienia etanolu: prądy utlenienia etanolu względem potencjału elektrody przy różnym pokryciu Pt ditlenkiem cyny [25]

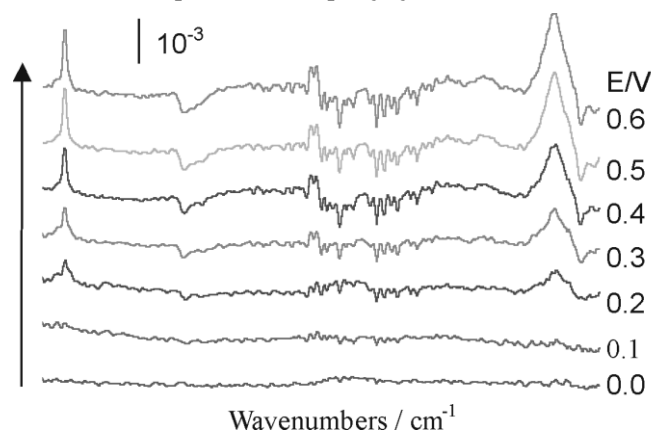
Największe prądy utlenienia etanolu zarejestrowano dla powierzchni elektrod Pt pokrytych SnO_2 w ilości 1-2 monowarstwy.

Produkty reakcji utworzone w czasie procesu elektrochemicznego utleniania etanolu zweryfikowano tak zwaną techniką IRRAS umożliwiającą w zakresie podczerwieni rejestrację widm związków chemicznych obecnych na powierzchni anody w czasie elektrochemicznego procesu przebiegającego przy określonym potencjale (rys. 11).



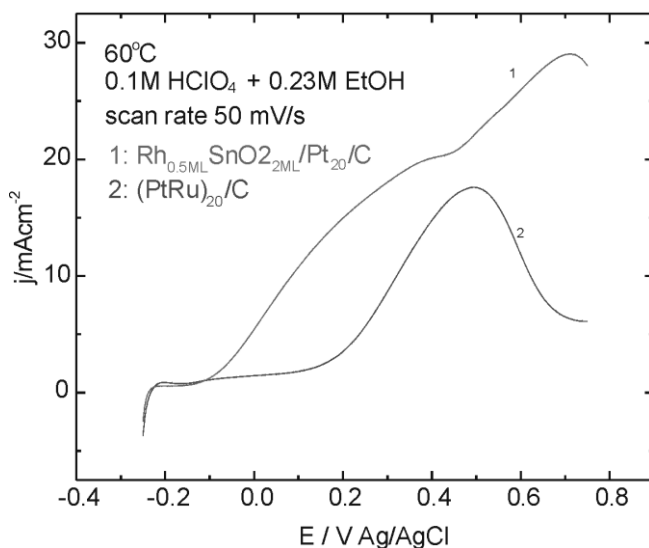
Rys.11. Widma IRRAS rejestrowane w czasie utleniania etanolu na elektrodzie $(2ML)SnO_2/Pt(111)$ zanurzonej w roztworze $0.1\ M\ HClO_4 + 0.1\ M$ etanol, znormalizowane dla widma rejestrowanego przy potencjale $-0,05\ V$

Przedstawione widma wskazują, że począwszy od potencjału 0,4 V pojawia się pik przy długości fali 2340 cm^{-1} charakterystyczny dla CO_2 , a więc już przy tym potencjale zachodzi całkowite spalanie etanolu do CO_2 . Dla elektrod zawierających dodatkowo Rh proces tworzenia CO_2 zachodzi już przy potencjale 0,2 V (rys. 12), co świadczy o wzmocnieniu procesu utleniania etanolu poprzez obecność Rh na powierzchni platyny.



Rys.12. Widma IRRAS rejestrowane w czasie utleniania etanolu na elektrodzie $(2\text{ML})\text{SnO}_2/\text{Rh}(0,5\text{ML})/\text{Pt}(111)$ zanurzonej w roztworze $0.1\text{ M HClO}_4 + 0.1\text{ M}$ etanol, znormalizowane dla widma rejestrowanego przy potencjale $-0,05\text{ V}$

Porównanie aktywności katalizatora zawierającego na węglu aktywnym 20% wagowych nanocząstek Pt pokrytych: Rh (0,5 monowarstwy) oraz SnO_2 w ilości 2 monowarstw ($\text{Rh}_{(0,5\text{ML})}, \text{SnO}_{2(2\text{ML})}/\text{Pt}_{20\%}/\text{C}$) z katalizatorem komercyjnym zawierającym na węglu aktywnym 20% nanocząstek Pt-Ru przedstawiono na rysunku 13.



Rys.13. Prądy utlenienia etanolu względem potencjału elektrody dla katalizatora zawierającego na węglu aktywnym 20% wagowych nanocząstek Pt pokrytych: Rh (0,5 monowarstwy) oraz SnO_2 w ilości 2 monowarstw oznaczonym jako $(\text{Rh}_{(0,5\text{ML})}, \text{SnO}_{2(2\text{ML})}/\text{Pt}_{20\%}/\text{C})$ oraz dla katalizatora komercyjnego zawierającego na węglu aktywnym 20% nanocząstek Pt-Ru

Porównanie prądów utlenienia etanolu rejestrowanego dla nowego katalizatora oraz katalizatora komercyjnego wskazuje, że nowy katalizator jest znacznie bardziej aktywny. W potencjale 0,2 V przy którym produkowany jest już CO₂ szybkość procesu utlenienia etanolu dla nowego katalizatora jest około rząd wielkości większa od szybkości rejestrowanej dla katalizatora komercyjnego.

6. Wnioski

- Metanol, kwas mrówkowy oraz etanol są efektywnymi paliwami dla ogniwo paliwowych, lecz należy zaznaczyć, że tylko etanol produkowany jest obecnie ze źródeł odnawialnych.
- Podstawowym składnikiem anody w ogniwach kwaśnych jest platyna modyfikowana innym metalem (Ru, Bi, Rh).
- Utlenianie etanolu na Pt jest wzmocnione przez modyfikację powierzchni nanocząstkami Rh, a dalsze wzmocnienie można uzyskać przez dodatek nanocząstek SnO₂.
- Zerwanie wiązania C-C w czasie utleniania etanolu zostało zweryfikowane przez detekcję CO₂ w widmach IRRAS.
- Katalizator: Pt / 0,5 ML Rh / SnO₂ jest dobrym materiałem na anodę w ogniwie DEFC (Direct Ethanol Fuel Cell).

Literatura

1. Gunter S., Kordesch K.: Fuel Cells and their Applications. VCH, Weinheim, 1996.
2. Stimming U., Carrette L., Friedrich K.A.: ChemPhysChem, 1 (2002) 162.
3. O'Hayre R., Cha S-W., Colella W., Prinz F.B.: Fuel Cell Fundamentals. J.Wiley&Sons, 2006.
4. Tripković A., Popović K., Serb J.: Chem. Soc., 61 (1996) 557.
5. Morallon E., Rodes A., Vazquez J.L., Perez J.M.: J. Electroanal.Chem., 391 (1995) 149.
6. Tripković A.V., Popović K.D., Lović J.D.: Electrochim. Acta 46 (2001) 3163.
7. Tripković A.V., Popović K.D., Dražić D.M.: Serb J. Chem. Soc., 63 (1998) 1031.
8. Yu E.H., Scott K., Reeve R.W., J. Electroanal.Chem., 547 (2003) 17.
9. Tripković A., Popović K., Lović J., Jovanović V., Kowal A.: Journal of Electroanalytical Chem., 572 (2004) 119-128.
10. Tripković A., Jovanović V., Lović J., Popović K., Kowal A.: Materials Science Forum, 494 (2005) 229.
11. Kowal A., Olszewski P., Tripković D., Stevanović R.: Materials Science Forum, 518 (2006) 271.

12. Levia E., Iwasita T., Herrero E., Feliu J.M.: *Langmuir* 13 (1997) 6287.
13. Rice C., Ha S., Masel R.I., Wieckowski A.: *J. Power Sources*, 111 (2002) 83.
14. Park S., Xie Y., Weaver M.J.: *Langmuir* 18 (2002) 5792.
15. Lipkowski J., Ross P.N., in: *Electrocatalysis*, Wiley-VCH Ed., New York, 1998.
16. Kang S., Lee J., Lee J.K., Chung S.-Y., Tak Y.: *J. Phys. Chem. B*, 110 (2006) 7270.
17. Lović J.D., Tripković A.V., Gojković S.L., Popović K.D., Tripković D.V., Olszewski P., Kowal A.: *J. Electroanal. Chem.*, 581 (2005) 294.
18. Tripković A., Popović K., Stevanović R., Socha R., Kowal A.: *Electrochemistry Communications*, 8 (2006) 1492.
19. Tripković A., Gojković S., Popović K., Lović J., Kowal A.: *Electrochimica Acta* 53 (2007) 887.
20. Me´ndez E., Rodr´ıguez J.L., Are´valo M.C., Pastor E.: *Langmuir* 18 (2002) 763.
21. Lamy C., Rousseau S., Belgsir E.M., Coutanceau C., L´eger J.-M.: *Electrochimica Acta* 49 (2004) 3901.
22. Zhou W.J., Zhou B., Li W.Z., Zhou Z.H., Song S.Q., Sun G.Q., Xin Q., Douvartzides S., Goula M., Tsiakaras P.: *Journal of Power Sources* 126 (2004) 16.
23. Song S., Zhou W., Tian J., Rui Cai, Sun G, Xin Q., Kontou S., Tsiakaras P.: *Journal of Power Sources* 145 (2005) 26.
24. Shuqin Song, Panagiotis Tsiakaras, *Applied Catalysis B: Environmental* 63 (2006) 187.
25. Kowal A., Zhang J., Shao M., Adzic R.: *Oxidation of Etanol on Metal Oxide-Modified Pt Electrodes*. Book of Abstracts Intern. Symposium on Surface Imaging/Spectroscopy at the Solid/Liquid Interface, Kraków, 2006, s. 85, ISBN 83-60514-02-X.
26. Kowal A., Kug-Seung Lee, Sung Jong Yoo, Olszewski P., Yung-Eun Sung: *Synthesis and Properties of Pt-Rh, Pt-SnO₂ and Pt-Rh-SnO₂ Electrocatalysts for Etanol Oxidation*. Materiały XXXIX Ogólnopolskiego Kolokwium Katalitycznego, red. Ł. Mokrzycki, Instytut Katalizy i Fizykochemii Powierzchni PAN, Kraków, 2007, s. 313, ISBN 978-83-60514-04-7.
27. Zhang J., Vukmirovic M.B., Xu Y., Mavrikakis M., Adzic R.R.: *Angew. Chem.. Int. Ed.* 117 (2005) 2170.

Innowacyjne kierunki optymalizacji obiegu wodnych dla wydzielenia i wykorzystania „sedymentów” w ZPMW Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.

Henryk Giemza, Grzegorz Gruszka – PROREM, **Jan J.Hycnar** – ECOCOAL Consulting Center, **Tomasz Józefiak** – EKO-INVEST, **Krystyna Kiermaszek, Andrzej Pyc** – PROREM

Streszczenie. Wdrożenie w kopalniach JSW S.A. intensywnych metod odwadniania koncentratów flotacyjnych i innych ziarnowych frakcji węglowych w wirówkach sedymentacyjno-sitowych z jednej strony uprościło proces, obniżyło koszty odwadniania oraz wyeliminowało emisję zanieczyszczeń pyłowych i gazowych do atmosfery, z drugiej strony spowodowało powstawanie bardzo drobnych frakcji ziarnowych wydzielanych w odwirowywanej wodzie z części sedymentacyjnej wirówek – tzw. sedyment. W zależności od stosowanych rozwiązań gospodarki wodno-mułowej sposób zagospodarowania sedymentów (lub jego brak) w poszczególnych kopalniach JSW S.A. jest różny, daleko odbiegający od możliwości ich racjonalnego wykorzystania. Specyfika fizykochemiczna sedymentów predysponuje je do wykorzystania jako: - wsadu do procesów koksowania węgla; - do współpalania w paleniskach pyłowych; - do produkcji brykietów; - do produkcji suspensji węglowo-wodnych, jako zamiennika olejów opałowych. [5]. Na podstawie przeprowadzonych studiów, analiz rynku i doświadczeń za optymalne uznano metody zagospodarowania sedymentów jako dodatku do pełnowartościowego wsadu do procesów koksowania węgla oraz w mniejszej skali poprzez ich brykietowanie lub tworzenie suspensji wodno-węglowych w celu wykorzystania jako paliwa.

1. Wprowadzenie

Niniejsze opracowanie jest próbą opisanie zagadnień technologicznych wynikłych z wdrożenia w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. nowych metod odwadniania, głównie koncentratów węglowych z procesów flotacji pianowej w wirówkach sedymentacyjno-sitowych DECANTER i BIRD-ANDRITZ oraz wskazanie takich kierunków rozwiązań technicznych i technologicznych, które docelowo zmierzają do zamknięcia obiegu wodno-mułowych oraz maksymalne odzyskanie części stałych, zawartych w tzw. sedymentcie.

Aktualnie w Zakładach Przeróbki Mechanicznej Węgla JSW S.A. występują różne systemy odwadniania koncentratów węglowych procesów flotacji, a tym samym różne sposoby wydzielania i zagospodarowania sedymentu. Jeszcze kilka lat temu powszechnie stosowaną technologią była filtracja próżniowa w filtrach próżniowych tarczowych (FTB, FTC, FTPD), w wyniku której uzyskiwany filtrat po niewielkiej obróbce technologicznej był zwracany do obiegu wodnego, zaś wstępnie odwodniony flotokoncentrat (Wr około 25%) suszony w bębnowych suszarkach termicznych, opalanych przerostami lub pyłem węglowym [7]. W wyniku osuszenia uzyskiwano koncentraty o zawilgoceniu w granicach Wr 10-12%. Najdrobniejsze frakcje węgla wydzielone w instalacjach odpylania (cyklony) były częściowo spalane w paleniskach pyłowych, a ułowione na mokro (system „air-mix”), deponowane w osadnikach

sekcyjnych do dalszego wykorzystania – najczęściej jako paliwo do opalania w przydomowych instalacjach. Jednak w skali globalnej były to ilości niewielkie i nie stanowiły problemu technologicznego.

Proces termicznego suszenia koncentratów był obarczony wieloma wadami, tj.:

- wysokie koszty eksploatacyjne,
- wysoka emisja zanieczyszczeń mechanicznych (pył węglowy) oraz gazowych (SO_2 , NO_x , CO , CO_2 , H_2O) do atmosfery,
- wysokie ryzyko wybuchu pyłu węglowego,
- niekorzystne dla zdrowia obsługi warunki bhp (temperatura, zapylenie, itp.).

Wzrastające wymagania w zakresie ograniczenia emisji szkodliwych zanieczyszczeń do atmosfery wymusiły zastosowanie w kopalniach JSW S.A. innych, nie termicznych metod odwadniania drobnoziarnistych koncentratów węglowych.

2. Aktualny stan techniki

Aktualnie w kopalniach JSW S.A. pracują wirówki sedymentacyjno-sitowe w:

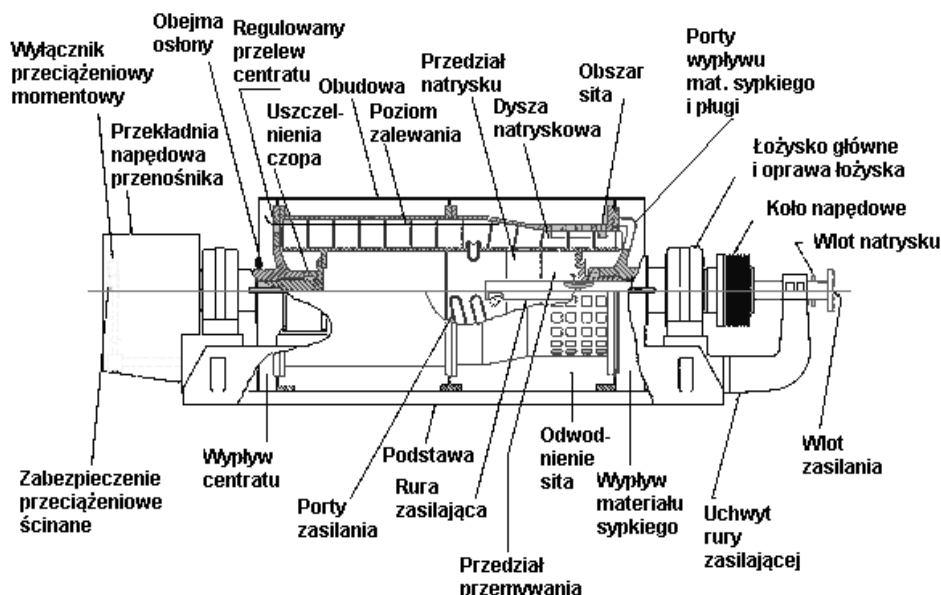
- KWK „Budryk” – 2 szt. firmy Andritz od 1996 roku,
- KWK „Jas – Mos” – 4 szt. firmy Bird od 1998 roku,
- KWK „Zofiówka” – 6 szt. firmy Bird – Andritz od 2002 roku,
- KWK „Borynia” – 4 szt. firmy DECANTER od 2006 roku.

Wdrożenie nowych metod odwadniania koncentratów flotacyjnych i innych frakcji węglowych (głównie wylewów z hydrocyklonów klasyfikujących) za pomocą wirówek sedymentacyjno-sitowych, z jednej strony uprościło proces i znacznie obniżyło koszty, z drugiej jednak strony spowodowało powstawanie bardzo drobnych frakcji ziarnowych, wydzielanych w odwirowanej wodzie z części sedymentacyjnej wirówki – tzw. sedymentu.

Z zasady układ wirówki sedymentacyjno-sitowej łączy korzystnie cechy sedymentacji i filtracji w jednym zespole. Układ taki jest kompaktowy i pozwala na osiągnięcie wyższej wydajności przy mniejszym wykorzystaniu miejsca, niż przy innych systemach odwadniania.

Wirówki firmy Decanter i Bird–Andritz w warunkach JSW S.A. pracują w zakresie przyspieszeń odśrodkowych w stosunku do przyspieszenia ziemskiego (a/g) od 800-1200 [1].

Nadawa do wirówki jest wprowadzana przez rurę nadawczą do czaszy cylindrycznej bębna, gdzie odbywa się następny rozdział na ziarna węgla i wodę. Części stałe są następnie przenoszone do komory filtracyjnej (część sitowa) przenośnikiem ślimakowym, co pozwala na dalsze odwadnianie za pomocą siły odśrodkowej i odprowadzenie wody.



Rys.1. Przekrój przez wirówkę sedymentacyjno-sitową

Obciek z części sitowej (często o zagęszczeniu 200 g/l i zapopieleniu 8-10%) jest zawracany do nadawy do wirówki, przez co odzyskuje się cenny materiał i ogranicza jego straty.

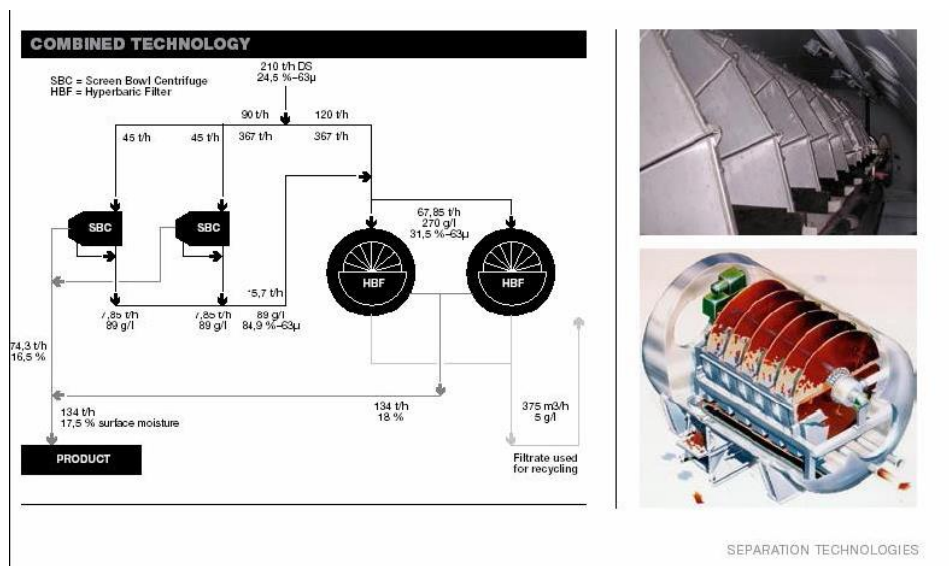
Obciek z części sedymentacyjnej wirówki, zależnie od jej stanu technicznego i parametrów pracy cechuje się zagęszczeniem od 20-80 g/l, zapopieleniu około 10-16% oraz bardzo drobnym uziarnieniem (często 80% ziaren ma wielkość poniżej 40 μm), tworząc zawiesinę o strukturze niemal koloidalnej.

Cytując zapis z opracowania [4], mówiący, że:

[...] „Wirówki sedymentacyjno-sitowe stanowią wciąż efektywne rozwiązanie w aplikacjach, gdzie odzysk najdrobniejszej klasy węgla nie ma kluczowego znaczenia ...”

można by uważać, że w zasadzie problemu zagospodarowania sedymentu nie ma. Równocześnie autorzy wyżej wymienionego opracowania [4] proponują zastosowanie układu, który jest połączeniem równoległym wirówki sedymentacyjno-sitowej i filtra nadciśnieniowego (hiperbarycznego).

W opracowaniu nie wskazano, gdzie taka aplikacja znalazła praktyczne zastosowanie, mimo że korzyści z zastosowania układu wydają się ewidentne.



Rys.2. Technologia kombinowana z zastosowaniem filtra nadciśnieniowego i wirówki sedymentacyjno-sitowej [4]

3. Kierunki zagospodarowania sedymentu

3.1. Odzysk sedymentu do procesów koksowania

Sedyment, jako frakcja wydzielana w wirówkach odwadniających „koncentraty” węgla koksowego, w dalszym ciągu jest węglem (choć bardzo drobnym) o parametrach koksowniczych i nie powinien być traktowany jako odpad. Przy aktualnej koniunkturze na węgiel koksowy, należy podjąć prace, mające na celu maksymalne jego wydzielenie i wykorzystanie gospodarcze. Dla optymalizacji zagospodarowania sedymentów z różnych kopalń, uwzględniając ich właściwości fizyko-chemiczne proponuje się następujące kierunki ich wykorzystania do:

- procesów koksowniczych – kierunek priorytetowy,
- celów energetycznych:
 - produkcji brykietów i granulatów,
 - współpalanie w paleniskach pyłowych,
 - produkcji suspensji węglowo-wodnych, jako zamiennik olejów opałowych.

Ostateczne podjęcie decyzji, co do dalszego wykorzystania sedymentu wymaga w pierwszej kolejności opracowania skutecznej metody jego wydzielenia z obiegu wodnego zakładu przerobczego, wykonania analiz ekonomicznych, wykonania skutecznej instalacji oraz pozyskania rynków zbytu na produkt wybranej opcji.

W wyniku zastosowania wirówek sedymentacyjno-sitowych w ZPMW kopalń JSW S.A. wystąpiły istotne problemy technologiczne w zakresie efektywnego wydzielenia sedymentu z obiegów wodnych.

Najmniejsze problemy technologiczne wystąpiły w ZPMW KWK „Jas-Mos”, gdyż wykorzystując stosowaną od wielu lat technologię lokowania zagęszczonych odpadów poflotacyjnych, jako komponenty do posadzania wyrobisk górniczych, sediment po wstępnym zagęszczeniu z dodatkiem odczynnika flokulacyjnego został skierowany do strugi odpadów do podsadki i bezpowrotnie utracony. Aktualnie w wyniku wykonanych prób przy współudziale m.in. firmy Andritz, w zakresie skuteczności odwadniania sedimentu w prasie ciśnieniowej, podjęto decyzję o ogłoszeniu przetargu na realizację przedsięwzięcia mającego na celu odwodnienie i odzyskanie sedimentu.

ZPMW KWK „Zofiówka” i „Borynia” nie mają możliwości lokowania całości odpadów poflotacyjnych do wyrobisk górniczych. Nie posiadając niezależnych dla wydzielania sedimentów linii technologicznych, były zmuszone skierować sedimenty do aktualnie pracujących urządzeń obiegów wodnych. Takie rozwiązanie spowodowało w efekcie duże zakłócenia technologiczne, pogarszające w sposób istotny warunki wzbogacania węgla, co pozostało nie bez wpływu na parametry jakościowe produktów wzbogacania oraz wychody koncentratów i półproduktów.

Stwierdza się, że niewątpliwie decyzja o wdrożeniu wirówek sedymentacyjno-sitowych powinna była być poprzedzona głęboką (wnikliwą) analizą przewidywanych skutków jej wdrożenia już na etapie koncepcji i projektowania, bazując na doświadczeniach producentów tych maszyn i udzielonych gwarancjach technologicznych. Dotyczy to przede wszystkim kopalń „Zofiówka” i „Borynia”.

Współpracująca z wyżej wymienionymi kopalniami firma PROREM włączała się w rozwiązywanie problemów związanych z zagospodarowaniem sedimentu. W wyniku tej współpracy udało się, w stosunkowo krótkim czasie, na ZPMW KWK „Borynia” zaadaptować 3 prasy filtracyjne do odwodnienia najdrobniejszych mułów, głównie sedimentu. Rozwiązanie to poprawiło gospodarkę wodno-mułową zakładu, ale nie rozwiązało kompleksowo problemu.

Aktualnie firma PROREM, działając na zlecenie KWK „Borynia”, przy współpracy z kierownictwem zakładu przerobczego, pracownikami naukowymi Politechniki Śląskiej w Gliwicach, przedstawicielami firm METSO MINERALS, ANDRITZ i ECO COAL prowadzi prace, mające na celu optymalizację obiegu wodno-mułowego pod kątem wydzielenia i zagospodarowania sedimentu jako komponentu mieszanki do baterii koksowniczych. Prowadzone prace mają charakter nowatorski i pilotażowy, i zakładają opracowanie modułowego systemu rozwiązań, który po niewielkich adaptacjach wynikających z różnych uwarunkowań, będzie mógł być zastosowany również w innych zakładach przerobczych kopalń: „Zofiówka”, „Pniówek”, „Budryk” i „Jas-Mos”.

Głównym założeniem nowego rozwiązania, jest maksymalne wydzielenie sedimentu z wirówek i skierowanie go do oddzielnej linii technologicznej, stosując następujące operacje przerobcze:

- zagęszczenie sedimentu i sklarowanie wody w zagęszczaczu wyposażonym w urządzenia wspomagające (intensyfikujące) proces sedymentacji przy

użyciu dobranych do tego celu odczynników flokulacyjnych lub koagulacyjnych – na co zwrócono uwagę w pracy [1],

- odzysk i zawrót do obiegu wodnego zakładu wody sklarowanej pochodzącej z zagęszczacza oraz pras filtracyjnych (korzystnie o zagęszczeniu $< 10 \text{ g/l}$),
- zagęszczenie sedymentu w zagęszczaczu (korzystnie o zagęszczeniu $> 300 \text{ g/l}$) i skierowanie go do odwadniania w prasach filtracyjnych,
- odwodnienie sedymentu w prasach filtracyjnych, przy zastosowaniu wysokich ciśnień nadawy ($\sim 12 \text{ bar}$) oraz specjalnie do tego celu dobranej tkaniny filtracyjnej – na co zwrócono uwagę w pracy [1],
- zagospodarowanie wydzielonego w prasach filtracyjnych sedymentu, docelowo jako pełnowartościowego koncentratu węglowego w procesach koksowniczych.

Dodatkowym problemem, mającym wpływ na skuteczność zagęszczania i klarowania jest występowanie dużej ilości trwałej piany, począwszy od koryt koncentratu w flotownikach, poprzez wirówki sedymentacyjno-sitowe, osadniki sekcyjne, a na zagęszczaczu kończąc. Aktualnie brak jest skutecznego rozwiązania tego problemu. Sugeruje się zastosowanie wielowariantowych metod, takich jak:

- dysze o dużej dynamice strugi,
- ultradźwięki,
- inne pośrednie układy technologiczne.

Z uwagi na brak wzorców, wysoki stopień złożoności problemów do rozwiązania i nowatorski charakter prac, trudno dziś jednoznacznie określić (zdefiniować) efektywność proponowanych rozwiązań dla osiągnięcia założonych celów.

Niniejsze opracowanie ma charakter problemowy, a jego celem nadrzędnym jest wywołanie dyskusji nad znalezieniem optymalnej, efektywnej drogi do rozwiązania problemu tzw. SEDYMENTU w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.

3.2. Technologia brykietowania sedymentu węglowego

Właściwości fizykochemiczne sedymentów znacznie odbiegają od opisywanych mułów węglowych i odpadów poflotacyjnych [2]. Różnice wynikają przede wszystkim z odmienności procesów ich powstawania. Sedymenty stanowią wysokorozdrobnione ziarna węgla wydzielone z gotowych produktów w procesie ich wirowego odwodnienia, gdy natomiast muły i odpady poflotacyjne są mieszaniną ziaren węgla o szerokim zakresie uziarnienia i dużej zawartości składników mineralnych. Porównanie wybranych właściwości sedymentów i mułów podaje tabela 1.

Sedyment w porównaniu do mułów węglowych i odpadów poflotacyjnych, wyróżnia się:

- małą zawartością popiołu, poniżej 16%;

- wąskim zakresem ziarnowym, 90% poniżej 60 μm ;
- wysoką kalorycznością, powyżej 20 MJ/kg;
- brakiem stosu ziarnowego.

Porównanie właściwości fizykochemicznych sedymentu, odpadów poflotacyjnych i mułów węglowych

Tabela 1

Określenie	Jednostka	Sedyment	Muły węglowe	Odpady poflotacyjne
Zawartość:				
- wody	%	26–32	18–42	7–37
- popiołu	%	10–16	19–50	7–87
- siarki	%	0,6	0,6–1,2	0,3–2,8
- frakcji ziarnowej, μm				
> 1.000	%	-	6	6–13
> 600	%	-	8	-
> 250	%	-	10	-
> 125	%	-	15	13–84
> 60	%	3–8	20–40	-
> 40	%	< 20	-	-
Wartość opałowa	Mg/kg	18–24	6–19	3,2–24,6

Niestety, duże rozdrobnienie węgla w sedymencie poważnie ogranicza możliwość jego racjonalnego zagospodarowania, na powietrzu łatwo ulega suszeniu i pyleniu oraz wymaga specjalnych środków transportu. Dodawany do paliw handlowych praktycznie zwiększa straty paliwa z tytułu łatwych strat najdrobniejszych frakcji ziarnowych (erozja wietrzna i wodna, nieszczelności oraz unos w procesie spalania).

Brykietowanie polega na zagęszczeniu poprzez ściśnięcie określonych porcji materiału luźnego (ziarnistego) w wyniku czego następuje wyparcie płynów z przestrzeni międzyziarnowej i zbliżenie się do siebie ziaren oraz aktywacja sił powierzchniowych łączących ziarna między sobą. Dla zwiększenia sił spójności między ziarnami, a w rezultacie zwiększenia wytrzymałości brykietów, dodaje się środki wiążące zwane spoiwami lub lepiszczami.

Pierwsze próby brykietowania rozpoczęto z zastosowaniem spoiw, które w poprzednich badaniach scalania mułów, flotokoncentratów i miałów zapewniały uzyskiwanie trwałych brykietów [3]. Olbrzymim zaskoczeniem były wyniki z badań brykietów sedymentu z „najlepszymi” spoiwami. Okazało się, że wytwarzane brykiety nie posiadają odpowiedniej wytrzymałości mechanicznej nie tylko „in statu nascendi”, ale również po okresie ich sezonowania. Koniecznym było podjęcie prac od początku.

Wytrzymałość mechaniczną brykietów określano jako ilość nie uszkodzonych brykietów w czasie prób, wyrażoną w %, oznaczaną po 24 godzinach od ich wytworzenia lub po zakończeniu czasu ich sezonowania – tabela 2.

Wpływ wytrzymałości brykietów na warunki ich składowania i magazynowania

Tabela 2

Wytrzymałość, %	Określenie wytrzymałości	Uwarunkowania składowania i transportu brykietów
100	brykiety bardzo wytrzymałe	bez ograniczeń
> 80	brykiety wytrzymałe	dostawy bezpośrednio do użytkownika
> 60	brykiety zadawalające	brykiety konfekcjonowane (workowane)
> 40	brykiety słabe	indywidualne zamówienia; zabezpiecze- nie transportu bezpylnego
< 40	brykiety nie odporne	zawrót do brykietowania lub dodatek do miałów energetycznych

Wartość użytkowa szeregu materiałów zależy w wielu wypadkach od trwałości mechanicznej (wytrzymałość na ściskanie, udarowa i na erozję) i zmienionych właściwości fizykochemicznych brykietów (mniejsza rozpuszczalność w wodzie). Na właściwości mechaniczne i fizykochemiczne brykietów ma wpływ bardzo wiele czynników, do najważniejszych należą:

- właściwości i skład materiału brykietowanego;
- rodzaj i ilość zastosowanego spoiwa;
- przygotowanie nadawy do brykietowania;
- warunki brykietowania;
- sposób odbioru, transportu, sezonowania i magazynowania brykietów.

Zakres przygotowania materiału do brykietowania uwzględniał wymogi stawiane dla brykietów. Uziarnienie materiału brykietowanego nie powinno przekraczać 1/3 najmniejszego wymiaru brykietów, co było istotnym przy tworzeniu mieszanek sedymentu z dodatkami biomasy. Za najodpowiedniejszy uważa się materiał spełniający wymagania stosu ziarnowego, niestety ten warunek nie spełnia sedyment dlatego prowadzono również próby z mieszaninami sedymentu z miałem węglowym. Ten ostatni warunek jest szczególnie istotny, gdy scalanie materiału jest realizowane w procesie granulowania, a w procesie brykietowania ma natomiast istotny wpływ na ilość dodawanego spoiwa dla uzyskania wymaganej wytrzymałości brykietów.

Powaznym problemem przy brykietowaniu jest wilgotność materiału podawanego mieszanemu ze spoiwami i następnie brykietowaniu. Praktycznie, w zależności od zastosowanego spoiwa ważnym jest utrzymanie wilgotności w optymalnym obszarze. Odbierany z kopalni sedyment wykazuje za duże zawodnienie i wymaga suszenia, a co najmniej podsuszania. Ważnym jest by w procesie produkcyjnym utrzymywać wilgotność w określonych przedziałach.

W zależności od rodzaju materiału i wymaganych parametrów brykietów dokonuje się doboru lepszycza – spoiwa. Jednak o zastosowaniu wytypowanego spoiwa do produkcji decyduje jego dostępność i koszty stosowania. Należy pamiętać, że praktycznie nie istnieje spoiwo uniwersalne dla wszystkich materiałów, gwarantujące uzyskiwanie brykietów o żądanych właściwościach. Tym

też należy tłumaczyć, że dla uzyskania trwałych brykietów z danego typu materiałów lub odpadów koniecznym jest przebadanie wiele spoiw [6].

Zestawianie luźnych materiałów za pomocą spoiw, w zależności od ich właściwości fizykochemicznych, może następować, między innymi wskutek wzrostu sił adhezji pomiędzy ziarnami, tworzenia zbrojenia w wyniku żelowania i tworzenia łańcuchów polimerowych, zachodzenia reakcji chemicznych pomiędzy składnikami spoiwa, a także z materiałem brykietowanym, destrukcji termicznej i tworzenia nowych struktur szkieletowych itp. O właściwościach brykietów decyduje nie tylko rodzaj, ale również ilość zastosowanego spoiwa. Przekroczenie ilości optymalnej spoiwa nie zawsze prowadzi do dalszego wzmacniania brykietów. W przypadku spoiw o działaniu adhezyjnym, zwiększanie ilości spoiwa prowadzi do spadku ich wytrzymałości wskutek tworzenia się warstw poślizgowych.

Jednym z najważniejszych etapów procesu brykietowania jest przygotowanie mieszaniny materiałów ze spoiwami. Stopień ich zhomogenizowania decydująco wpływa na ilość stosowanych spoiw i na właściwości brykietów.

W procesie brykietowania istnieją możliwości korekty niektórych właściwości brykietowanego materiału poprzez dodawanie odpowiednio dobranych dodatków – aktywatorów i neutralizatorów. Najczęściej jest praktykowane dodawanie związków wapnia do brykietowanych paliw węglowych dla zmniejszenia ich emisji SO_2 oraz biomasy dla obniżenia emisji CO_2 .

Zamiana nadawy w brykiety następuje w prasach mechanicznych, znanych jako brykieciarki, peletyzarki, tabletkarki itp. Istotą jest poddawanie nadawy odpowiednim naciskom, gwarantujących upakowanie (zagęszczenie) materiału w określonej formie geometrycznej. Poprzez zwiększanie nacisków na materiał brykietowany można zmniejszać ilość dodawanego spoiwa, a w szeregu przypadków całkowite zrezygnowanie z ich stosowania.

Jeżeli czasy zeskalania i brykietowania materiałów pokrywają się, uzyskiwane brykiety osiągają końcową wytrzymałość i nie wymagają specjalnych zabiegów w czasie ich transportu i magazynowania. W pozostałych przypadkach, istotnym jest unikanie wszelkich uderzeń mechanicznych, które powodują pęknięcia i rozpad wielu brykietów. Nie bez znaczenia jest czas i sposób sezonowania brykietów oraz sposobów ich magazynowania i transportu (luzem, kontenerowo, konfekcjonowane).

Otrzymywanie brykietów o żądanych właściwościach z różnorodnych surowców, półproduktów, produktów i odpadów wymaga zrealizowania szeregu operacji, które podstawowo ujęte są w trzech ciągach procesowych:

- ciąg przygotowania materiału do brykietowania;
- ciąg przygotowania spoiw i aktywatorów;
- ciąg brykietowania.

Do brykietowania sedymentu z czterema spoiwami i z dodatkiem biomasy zastosowano brykieciarki walcowe, stosunkowo proste w budowie i łatwe w eksploatacji oraz charakteryzujące się dużą wytrzymałością i niezawodnością, co ilustruje – rysunek 3.



Rys.3. Wygląd brykietarki dwuwalcowej, walca i uzyskiwanych brykietów

Osobną ważną sprawą jest wpływ zastosowanych spoiw na wartość opałową brykietów. W przypadku stosowania nieorganicznych spoiw dochodzi do obniżenia wartości energetycznych brykietów (Q , A), proporcjonalnie do ilości zastosowanego spoiwa.

Praktycznie obniżenie kaloryczności jest większe, gdyż zastosowane spoiwo w procesie spalania węgla pochłania część energii na proces jego wypalania. Wartość opałowa spoiwa K-1 i K-2 waha się w zakresie 17 do 21 MJ/kg.

W zależności od wymogów odbiorców scalony sedyment może być produkowany jako granulaty lub brykiet o żądanych gabarytach – rysunek 4.



Rys.4. Przykłady scalonych surowców i odpadów pylastych i drobnoziarnistych

Dotychczasowe badania i próby pozwoliły opanować i zoptymalizować brykietowanie i granulowanie m.in.: węgla kamiennego i brunatnego, mułów węglowych, mieszanek mułów węglowych z mialami, mieszanek węgla z odpadami oraz pyłu koksowego. Szereg tych technologii zostało wdrożonych w skali przemysłowo-handlowej.

W miarę jak rozeznawano wpływ produktów spalania na środowisko, zastępowano lepsze koksochemiczne (pak) spoiwami pochodzenia roślinnego, produkując paliwo ekologiczne na potrzeby gospodarki komunalnej i przemysłu.

Wytypowane spoiwa do brykietowania sedymentu gwarantują otrzymywanie paliwa brykietowanego, nie zwiększającego emisji zanieczyszczeń gazowych i stałych w procesie ich spalania. Scalenie drobnych ziaren sedymentu w brykiety pozwoliło na spowolnienie procesu ich spalania oraz lepsze wykorzystanie ich energii chemicznej i emisji ciepła do obiektu. Ponadto, brykietowane sedymenty są łatwe do transportu i magazynowania oraz dozowania do palenisk.

Brykiety z sedymentu charakteryzują się wartością opałową w granicach od 19 do 24 MJ/kg oraz zawartością popiołu od 15 do 28% i wody od 4 do 8%, w zależności od rodzaju ilości zastosowanego spoiwa.

4. Podsumowanie

Zagospodarowanie sedymentu powstającego w procesie odwodnienia koncentratów flotacyjnych w wirówkach sedimentacyjnych stanowi problem techniczny i ekonomiczny. Mając jednak na względzie deficyt węgla koksowego należy poszukiwać kierunków jego optymalnego odzyskania i zagospodarowania.

Właściwości fizykochemiczne (węgiel koksowy typu 35) oraz ilość wskazują, że najwłaściwszym wydaje się być kierunek wykorzystania sedymentu jako dodatku do mieszanki wsadowej węgla do produkcji koksu.

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. Hyncar J.J., Bugajczyk M.: Kierunki racjonalnego zagospodarowania drobnoziarnistych odpadów węglowych. Polityka Energetyczna, Tom 7. Zeszyt specjalny, 2004.
3. Hyncar J.J., Józefiak T.: Brykietowanie odpadów drobnoziarnistych. VIII Śląskie Seminarium Ochrony Środowiska. Bytom 01.06.2007.

4. Schnabel G.; Rqaf T.: Nowy system odwadniania mialu węglowego – wyzwanie dotychczasowym procesom odwadniania poprzez zastosowanie kombinacji wirówek sedymentacyjno sitowych i filtrów nadciśnieniowych. World Coal – lipiec 2007.
5. Hycnar J.J. Ciekłe paliwo węglowe: suspensje węglowo-wodne. Wiadomości Górnicze 2/2001.
6. Gienza H.; Gruszka G.; Kiermaszek K; Hycnar J.J; Józefiak T.: Optymalizacja zagospodarowania sedymetu węglowego. Technologia brykietowania sedymetu. Polityka energetyczna, Tom 10, Zeszyt specjalny 2, 2007.
7. Kowalczyk J.; Strzelec G.: Jastrzębska Spółka Węglowa SA – jakość produkcji technologia wzbogacania węgla. Inżynieria Mineralna nr 2, Rocznik V, 2004.

Nowe osadzarki wodne pulsacyjne KOMAG w instalacjach do przeróbki węgla kamiennego i kruszyw mineralnych

Mariusz Osoba – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. W monografii pokazano nowe zastosowania wodnych osadzarek pulsacyjnych KOMAG do przeróbki węgla kamiennego i kruszyw mineralnych. Opisano możliwości ich współpracy z systemami sterowania różnych producentów. Przedstawiono ich podstawowe parametry techniczne. Omówiono wyniki pracy osadzarki wydzielającej zanieczyszczenia organiczne z nadawy żwirowo-piaskowej w warunkach kopalni kruszyw.

1. Wstęp

W zakładach przeróbczych węgla kamiennego i kopalniach kruszyw mineralnych powszechnie stosowanymi urządzeniami do rozdziału kopaliny surowej są wodne osadzarki pulsacyjne. Z uwagi na swą uniwersalność tj. szeroki zakres pozyskiwanej klasy ziarnowej oraz stosunkowo niskie koszty eksploatacji [2], w porównaniu z innymi urządzeniami wzbogacającymi, osadzarki stosuje się do wzbogacania węgla surowego w klasach ziarnowych 120(200)-20(50) mm – osadzarki ziarnowe, 50-0,5 mm – osadzarki średnio ziarnowe i 20-0,5 mm – osadzarki miałowe, oraz do pozyskiwania żwiru, w klasie ziarnowej 16(32)-2(0) mm, z równoczesnym wydzielaniem zanieczyszczeń organicznych i mineralnych. Dobór odpowiedniego urządzenia do tych procesów uzależniony jest od uziarnienia i składu grawimetrycznego materiału wejściowego oraz występujących w nim rodzajów zanieczyszczeń (odpadów).

Osadzarki typu KOMAG mogą współpracować z aktualnie dostępnymi na polskim rynku systemami sterowania, produkowanymi i dostarczonymi przez takie firmy, jak: CEiAG EMAG Katowice [1], PPUH MICRO Otmuchów czy Zakład Automatyki BGG Katowice [4], według decyzji inwestora. W najbliższym czasie możliwości wyboru zostaną rozszerzone, gdyż w CMG KOMAG trwają zaawansowane prace nad opracowaniem nowego systemu, który w przyszłości powinien stanowić integralną część osadzarek KOMAG (prototypowy układ pracuje od kilku miesięcy w KWK „Pniówek”). W chwili obecnej w zakres opracowania dokumentacji technicznej nie wchodzi dokumentacja systemu sterowania, który jest wydawany w wykazach zespołów osadzarki jako element handlowy. W związku z tym producent systemu sterowania powinien być znany w momencie rozpoczęcia wykonywania dokumentacji osadzarki przez CMG KOMAG, celem dostosowania rozwiązań konstrukcyjnych, co gwarantuje jej poprawną pracę pod względem jakości uzyskiwanych produktów wzbogacania węgla oraz oczyszczania żwiru z zanieczyszczeń organicznych i mineralnych.

2. Nowe osadzarki do przeróbki węgla kamiennego

Na rysunku 1 pokazano osadzkę miałową OM20 ze stali nierdzewnej w KWK „Rydułtowy-Anna”, z systemem sterowania BOSS 2000 zaprojektowanym przez CEiAG EMAG z Katowic, wyprodukowaną przez firmę WRĘBOWA Sp. z o.o. w Rybniku. Jej parametry techniczne przedstawiono w tabeli 1. W osa-

dzarce tej zastosowano pneumatycznie sterowane pulsacyjne zawory talerzowe dozujące powietrze robocze do poszczególnych przedziałów osadzarki oraz pneumatycznie sterowane układy odbioru produktów ciężkich [3].



Rys.1. Widok osadzarki OM20 w KWK „Rydułtowy-Anna”

Parametry techniczne osadzarki OM20 w KWK „Rydułtowy-Anna”

Tabela 1

Parametr	Jednostka	Wielkość
Wydajność	t/h	250–500
Ilość przedziałów roboczych	szt.	3
Wymiary przedziałów roboczych (dł. x szer.)	m	2,3 x 2,9
Całkowita powierzchnia robocza	m ²	20
Powietrze robocze: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /min MPa	80–90 0,030–0,035
Woda dolna: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /h bar	400–800 ¹⁾ 1,0
Zasilanie elektryczne: - system elektronicznego sterowania	kW/V	0,5/230
Wymiary skrzyni dolnej (dł. x szer. x wys.)	m	2,3 x 3,2 x 2,1
Wymiary osadzarki (dł. x szer. x wys.)	m	6,9 x 3,2 x 5,8
Masa osadzarki	t	25,90

¹⁾ wielkość zależna od wydajności osadzarki

Na rysunku 2 pokazano osadzkę miałową OM30 w KWK „Szczygłowie” z systemem sterowania wykonanym przez ZA BGG z Katowic, wyproduk-

waną przez WAMAG S.A. w Wałbrzychu. Jej parametry techniczne zawarto w tabeli 2. W osadzarce tej zastosowano pneumatycznie sterowane pulsacyjne zawory talerzowe dozujące powietrze robocze do poszczególnych przedziałów osadzarki oraz hydraulicznie sterowane układy odbioru produktów ciężkich.



Rys.2. Widok osadzarki OM30 w KWK „Szczygłowice”

Parametry techniczne osadzarki OM30 w KWK „Szczygłowice”

Tabela 2

Parametr	Jednostka	Wielkość
Wydajność	t/h	500–600
Ilość przedziałów roboczych	szt.	6
Wymiary przedziałów roboczych (dł. x szer.)	m	2,5 x 2,4
Całkowita powierzchnia robocza	m ²	30
Powietrze robocze: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /min. MPa	125 0,030–0,035
Woda dolna: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /h bar	400–800 ¹⁾ 1,0
Zasilanie elektryczne: - stacja hydrauliczna - system elektronicznego sterowania	kW/V	2x3/500 0,5/230
Wymiary skrzyni dolnej (dł. x szer. x wys.)	m	2,5 x 2,68 x 2,6
Wymiary osadzarki (dł. x szer. x wys.)	m	7,5 x 6,68 x 5,68
Masa osadzarki	t	61,84
¹⁾ wielkość zależna od wydajności osadzarki		

W tabeli 3 przedstawiono parametry techniczne osadzarki miałowej OM30, a w tabeli 4 osadzarki ziarnowej OZ18 w KWK Halemba, z systemem sterowania wykonanym przez ZA BGG z Katowic, wyprodukowanej przez WAMAG S.A. w Wałbrzychu. W obu osadzarkach zastosowano hydraulicznie sterowane pulsacyjne zawory talerzowe dozujące powietrze robocze do poszczególnych przedziałów osadzarki oraz hydraulicznie sterowane układy odbioru produktów ciężkich.

Parametry techniczne osadzarki OM30 w KWK „Halemba”

Tabela 3

Parametr	Jednostka	Wielkość
Wydajność	t/h	500–600
Ilość przedziałów roboczych	szt.	6
Wymiary przedziałów roboczych (dł. x szer.)	m	2,5 x 2,2
Całkowita powierzchnia robocza	m ²	30
Powietrze robocze: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /min MPa	130 0,030-0,035
Woda dolna: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /h bar	700–900 ¹⁾ 1,0
Zasilanie elektryczne: - stacja hydrauliczna - system elektronicznego sterowania	kW/V	2x3/500 0,5/230
Wymiary skrzyni dolnej (dł. x szer. x wys.)	m	2,6 x 2,4 x 2,6
Wymiary osadzarki (dł. x szer. x wys.)	m	7,6 x 5,4 x 6,2
Masa osadzarki	t	56

¹⁾ wielkość zależna od wydajności osadzarki

Parametry techniczne osadzarki OZ18 w KWK „Halemba”

Tabela 4

Parametr	Jednostka	Wielkość
Wydajność	t/h	450
Ilość przedziałów roboczych	szt.	4
Wymiary przedziałów roboczych (dł. x szer.)	m	2,5 x 2
Całkowita powierzchnia robocza	m ²	18
Powietrze robocze: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /min MPa	130 0,040-0,045
Woda dolna: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /h bar	900 ¹⁾ 1,1
Zasilanie elektryczne: - stacja hydrauliczna - system elektronicznego sterowania	kW/V	2x3/500 0,5/230
Wymiary skrzyni dolnej (dł. x szer. x wys.)	m	2,7 x 2,4 x 2,65
Wymiary osadzarki (dł. x szer. x wys.)	m	5,6 x 5,7 x 6,6
Masa osadzarki	t	36,6

¹⁾ wielkość zależna od wydajności osadzarki

3. Nowe osadzarki do przeróbki kruszyw mineralnych

Wieloletnie doświadczenia CMG KOMAG w konstruowaniu i doborze technologicznym osadzarek do wzbogacania węgla surowego pozwoliły na ukierunkowanie badań i rozwoju konstrukcji tych maszyn w celu ich zastosowania w przemyśle kruszyw do pozyskiwania żwiru i piasku w klasie ziarnowej 16–2(0) mm, z równoczesnym wydzielaniem zanieczyszczeń organicznych i mineralnych.

Wykonane badania technologiczne procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych z nadawy żwirowo-piaskowej w klasie ziarnowej 16–2(0) mm potwierdziły celowość zastosowania tych urządzeń w procesach przeróbki żwiru i piasku i umożliwiły wdrożenie do przemysłu nowej generacji osadzarek typu KOMAG [6, 7, 8, 9].

Na rysunku 3 pokazano osadzkę K-100 dla PRInż. Surowce Sp. z o.o. w Żwirowni w Januszkowicach, a na rysunku 4. osadzkę K-100 dla PUH M+ Sp. z o. o. w Zakładzie Produkcji Betonów w Zdziszowicach w wersji mobilnej na płozach, na własnej konstrukcji wsporczej, z systemem sterowania zaprojektowanym i wykonanym przez firmę MICRO z Otmuchowa, wyprodukowaną przez HYDROTECH S.A. z Rybnika. W tabeli 5 przedstawiono jej parametry techniczne. W obu osadzarkach zastosowano pneumatycznie sterowany pulsacyjny zawór talerzowy dozujący powietrze robocze do komory roboczej oraz specjalnej konstrukcji elektronicznie sterowany układ odbioru żwiru z obrotowym odbieralnikiem.



Rys.3. Widok osadzarki K-100 w Żwirowni w Januszkowicach



Rys.4. Widok osadzarki K-100 w Zakładzie Produkcji Betonów w Zdzeszowicach

Parametry techniczne osadzarki K-100

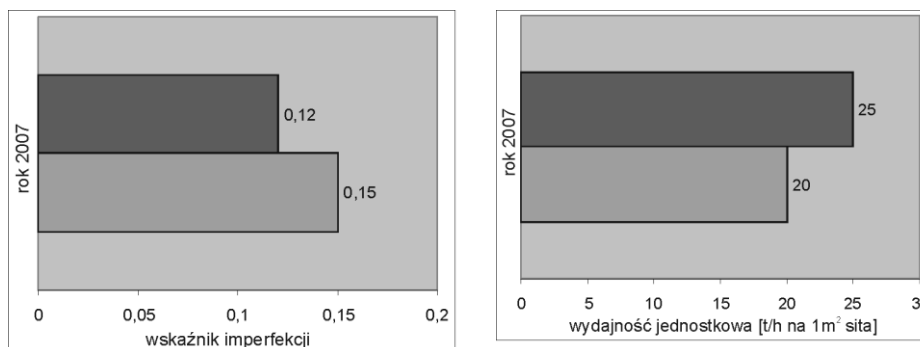
Tabela 5

Parametry techniczne osadzarki K-100	Jednostka	Wielkość
Wydajność nominalna	t/h	do 100
Uziarnienie nadawy	mm	16-2(0)
Całkowita powierzchnia robocza łoża	m ²	4
Powietrze robocze: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /min. MPa	20 0,03
Woda dolna: - zapotrzebowanie - ciśnienie	m ³ /h bar	150-200 1,0
Moc zainstalowana	kW	4,4
Moc zainstalowana dmuchawy	kW	18,5
Moc zainstalowana sprężarki	kW	7,5
Masa	t	około 9

4. Wyniki jakościowe pracy osadzarek KOMAG**4.1. Parametry jakościowe osiągnięte przez osadzarki KOMAG do wzbogacania węgla**

Analizując efekty pracy wodnych osadzarek pulsacyjnych KOMAG z różnymi systemami sterowania, stosowanych w polskich zakładach przeróbki

węgla kamiennego, w oparciu o badania technologiczne przeprowadzone przez CMG KOMAG, w których określano takie wskaźniki jakościowe, jak wydajność jednostkowa, rozproszenie prawdopodobne, gęstość rozdziału, zapozielenie koncentratu i odpadów, udział odpadów w koncentracie, straty węgla w odpadach oraz imperfekcję, można stwierdzić, że możliwe do osiągnięcia wyniki jakościowe ich pracy są podobne w porównywalnych warunkach eksploatacyjnych dla zbliżonych parametrów technologicznych wzbogacanego materiału. Osiągane w 2007 roku wartości graniczne wskaźnika imperfekcji i wydajności jednostkowej pokazano na rysunku 5.



Rys.5. Parametry jakościowe osiągnięte w osadarkach KOMAG do wzbogacania węgla kamiennego – wartości graniczne

4.2. Sprawność procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych z nadawy zwirowej, osiągnięta w osadarkach KOMAG

Badania technologiczne procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych z nadawy zwirowo-piaskowej w klasie ziarnowej 16(20)–2(0) mm zostały przeprowadzone na osadzarce K-100 z systemem sterowania firmy MICRO, zabudowanej w wytypowanej kopalni kruszyw. Wykonano dwie serie badań przy różnych udziałach ziaren piaskowych < 2 mm oraz różnej wielkości obciążeń nadawą, w granicach 80-100 t/h. Określono w nich składy granulometryczne nadawy i produktów oraz udziały materiału > 1,8 g/cm³ i < 1,8 g/cm³ w nadawie i produktach w klasach ziarnowych 20–4, 4–2 i 2–0 mm oraz w klasach ziarnowych otrzymanych na podstawie analiz granulometrycznych na sitach o rozmiarach 20, 16, 10, 6, 4, i 2 mm. Dla obu serii sprawność S procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych z nadawy zwirowej wyliczano według zależności (1):

$$S = 100 - [(A_I / C_I) \cdot 100] \quad (1)$$

gdzie:

A_I – wychód ziaren frakcji lekkiej w produkcie zwirowym, %,

C_I – wychód ziaren frakcji lekkiej w nadawie, %.

W tabelach 6 i 7 przedstawiono wyniki badań sprawności S procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych z nadawy zwirowej uzyskane w serii pierwszej, a w tabelach 8 i 9 przedstawiono wyniki uzyskane w serii drugiej.

**Sprawność S procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych w procesie
przeróbki żwiru – seria pierwsza próba 1**

Tabela 6

Klasa ziarnowa mm	Nadawa			Produkt żwirowy (udział = 84,56%)			Sprawność S %	
	Udział %	Udział > 1,8 g/cm³, %	Udział < 1,8 g/cm³, %	Udział %	Udział > 1,8 g/cm³, %	Udział < 1,8 g/cm³, %		
20-4	49,40	48,47	0,93	58,32	58,20	0,12	87,10	88,96
4-2	24,10	23,40	0,70	26,44	26,38	0,06	91,43	
2-0	26,50	26,06	0,44	15,24	15,18	0,06	86,36	
Suma	100,00	97,93	2,07	100,00	99,76	0,24	88,41	

**Sprawność S procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych w procesie
przeróbki żwiru – seria pierwsza próba 2**

Tabela 7

Klasa ziarnowa mm	Nadawa			Produkt żwirowy (wychód = 85,86%)			Sprawność S %	
	Udział %	Udział > 1,8 g/cm³, %	Udział < 1,8 g/cm³, %	Udział, %	Udział > 1,8 g/cm³, %	Udział < 1,8 g/cm³, %		
20-4	49,40	48,47	0,93	57,43	57,37	0,06	93,55	91,12
4-2	26,20	26,44	0,76	28,33	28,24	0,09	88,16	
2-0	24,40	24,00	0,40	14,24	14,17	0,07	82,50	
Suma	100,00	98,91	2,09	100,00	99,78	0,22	89,47	

**Sprawność S procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych w procesie
przeróbki żwiru – seria druga próba 1**

Tabela 8

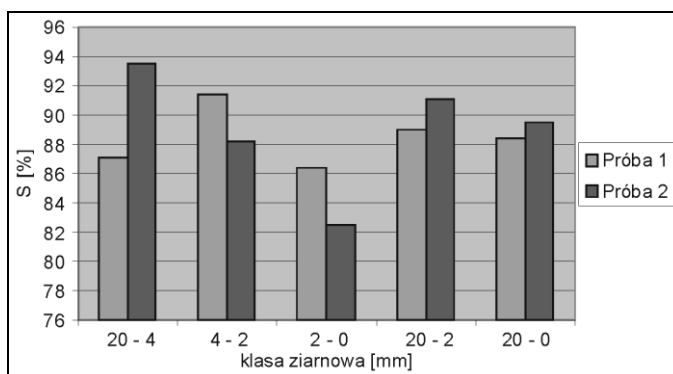
Klasa ziarnowa, mm	Nadawa			Produkt żwirowy (wychód = 86,75%)			Sprawność S %	
	Udział, %	Udział > 1,8 g/cm ³ , %	Udział < 1,8 g/cm ³ , %	Udział, %	Udział > 1,8 g/cm ³ , %	Udział < 1,8 g/cm ³ , %		
20–16	3,00	3,00	-	3,46	3,46	-	-	89,32
16–10	13,94	13,88	0,06	15,98	15,98	-	100,00	
10–6	16,77	16,54	0,23	19,16	19,16	-	100,00	
6–4	18,01	17,36	0,65	19,71	19,62	0,09	86,15	
4–2	20,30	19,18	1,12	21,06	20,93	0,13	88,39	
2–0	27,98	27,08	0,90	20,63	20,50	0,13	85,56	
Suma	100,00	97,04	2,96	100,00	99,65	0,35	88,18	

Sprawność S procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych w procesie pozyskiwania żwiru – seria druga próba 2

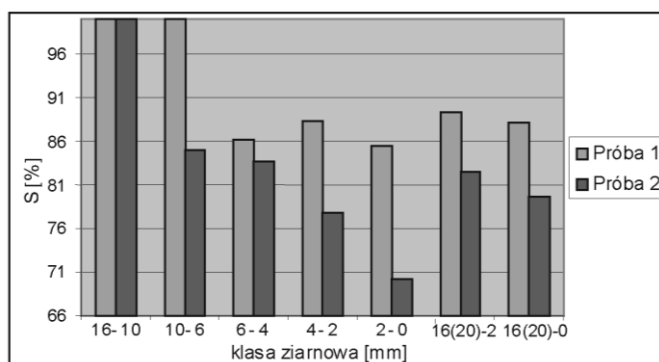
Tabela 9

Klasa ziarnowa mm	Nadawa			Produkt żwirowy (wychód = 95,00%)			Sprawność S %	
	Udział %	Udział > 1,8 g/cm ³ , %	Udział < 1,8 g/cm ³ , %	Udział %	Udział > 1,8 g/cm ³ , %	Udział < 1,8 g/cm ³ , %		
> 20	0,47	0,47	-	0,50	0,50	-	-	82,54
20–16	8,47	8,47	-	8,89	8,89	-	-	
16–10	18,97	18,79	0,18	19,74	19,74	-	100,00	
10–6	24,05	23,85	0,20	24,69	24,66	0,03	85,00	
6–4	25,10	24,49	0,61	24,65	24,55	0,10	83,61	
4–2	17,07	16,17	0,90	16,92	16,72	0,20	77,78	70,18
2–0	5,87	5,30	0,57	4,61	4,44	0,17	70,18	
Suma	100,00	97,54	2,46	100,00	99,50	0,50	79,67	

Wyniki sprawności S procesu wydzielania zanieczyszczeń organicznych w procesie pozyskiwania żwiru, zawarte w tabeli 6 i tabeli 7, pokazano na rysunku 6, natomiast wyniki zawarte w tabeli 8 i tabeli 9 przedstawiono na rysunku 7.



Rys.6. Wykres sprawności S wydzielania zanieczyszczeń organicznych < 1,8 g/cm³ – seria pierwsza



Rys.7. Wykres sprawności S wydzielania zanieczyszczeń organicznych < 1,8 g/cm³ – seria druga

5. Podsumowanie

Współczesne, nowoczesne osadzarki konstruowane są jako maszyny jednostkowe, dostosowane do wymaganej wydajności i technologii oraz warunków lokalizacyjnych, związanych z ograniczoną przestrzenią zabudowy, w konkretnym zakładzie przeróbczym. Każda osadzarka składa się z podstawowych zespołów, które podczas eksploatacji są badane i dostarczają informacji do dalszego doskonalenia maszyny. Znaczny postęp w rozwoju konstrukcji i technologii wzbogacania węgla w osadzarkach w Polsce jest efektem szeregu prac i wynika z wieloletniego doświadczenia CMG KOMAG w konstruowaniu i doborze technologicznym osadzarek do wzbogacania węgla kamiennego [5].

Prowadzone od wielu lat prace w Zakładzie Systemów Przeróbczych CMG KOMAG, w dwóch grupach tematycznych - ds. konstrukcji maszyn przeróbczych i ds. technologii przeróbczych oraz od niedawna w laboratorium badań paliw stałych, oparte są na ścisłej współpracy z innymi jednostkami badawczo-rozwojowymi, uczelniami, producentami maszyn i ich użytkownikami i pozwalają na powstawanie innowacyjnych rozwiązań, które znalazły zastosowanie w przeróbce węgla kamiennego, a w ostatnich latach w przemyśle kruszyw. Zastosowanie odpowiednio dostosowanego systemu sterowania oraz nowej konstrukcji podstawowych zespołów osadzarki dało możliwość dowolnego kształtowania charakterystyki cyklu pulsacji wody dla wzbogacania węgla i procesu pozyskiwania żwiru i pozwoliło na powstanie nowej generacji nowoczesnych osadzarek KOMAG. Dało też możliwość ich zabudowy i eksploatacji w ciągu technologicznym dowolnego zakładu przeróbki węgla kamiennego lub produkcji kruszywa, spełniającego wymagania norm jakościowych oraz dostosowanie parametrów technologicznych produktów do wymagań rynku.

Uzyskiwany aktualnie dla osadzarek wzbogacających węgiel kamienny wskaźnik imperfekcji na poziomie od 0,15 do 0,12 oraz dla osadzarek do przeróbki żwiru uzyskiwana sprawność wydzielania zanieczyszczeń organicznych z nadawy o uziarnieniu 16–2(0) mm sięgająca 91% dają gwarancję otrzymania wyników jakościowych produktów handlowych zgodnych z wymaganiami użytkownika.

Literatura

1. Będkowski Z.: Aktualny poziom i perspektywy automatyzacji procesów przeróbki węgla metodą wzbogacania w wodnych osadzarkach pulsacyjnych. Automatyzacja Procesów Przeróbki Kopalin, X Konferencja, Politechnika Śląska, Szczyrk 2004.
2. Będkowski Z.: Aspekt ekonomiczny postępu technicznego w dziedzinie stosowanych urządzeń sterowania procesem wzbogacania węgla w osadzarkach węglowych typu KOMAG. Automatyzacja Procesów Przeróbki Kopalin, X Konferencja, Politechnika Śląska, Szczyrk 2004.
3. Będkowski Z., Skruch B.: Sprawność i skuteczność wzbogacania trójproduktowego w osadzarkach typu KOMAG ze zmodernizowanym układem odbioru na przykładzie KWK Rydułtowy-Anna. KOMEKO 2006 – materiały konferencyjne, CMG KOMAG, Zakopane 2006.
4. Głowiak S., Jędo A., Śmiejek Z.: Polska wodna osadzarka pulsacyjna sterowana elektronicznie – 25 lat istnienia produktu w krajowych i zagranicznych instalacjach przeróbczych. KOMEKO 2004 – materiały konferencyjne, CMG KOMAG, Ustroń 2004.
5. Lutyński A., Osoba M.: Wpływ charakterystyki pulsacji wody w wodnych osadzarkach pulsacyjnych na proces pozyskiwania wybranych produktów mineralnych. Prace Naukowe – Monografie CMG KOMAG nr 18, CMG KOMAG, ISBN 978-83-60708-06-4, Gliwice 2007.
6. Osoba M., Lutyński A.: Nowa generacja osadzarek pulsacyjnych typu KOMAG do pozyskiwania żwiru i piasku. KOMEKO 2004 – materiały konferencyjne, CMG KOMAG, Ustroń 2004 oraz Maszyny Górnicze nr 98/2004.
7. Osoba M.: Osadzarki wodne pulsacyjne typu KOMAG – maszyny sprawdzone w przeróbce surowców mineralnych. Maszyny Górnicze nr 4/2005.
8. Osoba M.: Osadzarki wodne pulsacyjne typu KOMAG do przeróbki kruszyw mineralnych. KOMEKO 2006 – materiały konferencyjne, CMG KOMAG, Zakopane 2006, Maszyny Górnicze nr 2/2006.

9. Osoba M.: Osadzarki wodne pulsacyjne KOMAG do przeróbki żwiru i piasku. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej Nr 119, Seria: Konferencje nr 48, Kruszywa Mineralne - Szklarska Poręba 2007, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2007.

System sterowania osadzarką KOMAG

Jerzy Tejszerski, Dariusz Jasiulek, Tomasz Pająk, Mariusz Osoba – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. Specjaliści CMG KOMAG, dysponując wiedzą i doświadczeniem w konstruowaniu osadzarek pulsacyjnych oraz wiedzą z zakresu doboru parametrów pracy tych maszyn, opracowali autorski system sterowania osadzarki pulsacyjnej. Prace objęły opracowanie konfiguracji sprzętowej systemu, jego algorytmu sterowania oraz budowę układu sterowania opartego na sterowniku PLC. Przeprowadzono testy układu na laboratoryjnym modelu osadzarki pulsacyjnej w CMG KOMAG oraz, rozpoczęte w połowie 2007 roku, testy przemysłowe realizowane na wybranej osadzarce w Zakładzie Przeróbczym KWK „Pniówek”. W rozdziale przedstawiono strukturę, zasady działania i możliwości systemu, oraz rezultaty testów i wynikające z nich wnioski.

1. Wstęp

Specjaliści CMG KOMAG posiadają wieloletnie doświadczenia w konstruowaniu osadzarek pulsacyjnych oraz wiedzę z zakresu doboru parametrów pracy tych maszyn. Uwzględniając kluczową rolę systemu sterowania dla poprawnej pracy osadzarki, rosnące wraz z rozwojem układów automatyki możliwości tworzenia rozbudowanych, efektywnych i niezbyt drogich systemów sterowania, oraz możliwość wykorzystania posiadanej wiedzy i zwiększenia stopnia kompleksowości oferty systemów wzbogacania, specjaliści Zakładu Systemów Przeróbczych wraz z Laboratorium Mechatroniki CMG KOMAG podjęli prace nad budową własnego układu sterowania osadzarki pulsacyjnej.

Zrealizowane prace objęły opracowanie konfiguracji sprzętowej systemu, jego algorytmu sterowania oraz budowę układu sterowania opartego na sterowniku PLC, testy układu na laboratoryjnym modelu osadzarki pulsacyjnej w CMG KOMAG oraz, rozpoczęte w połowie 2007 roku, testy przemysłowe realizowane przy współpracy z KWK „Pniówek”.

2. Struktura i zasady działania systemu

System sterowania osadzarką został opracowany w taki sposób, aby poprzez wprowadzenie czujników w kluczowe miejsca osadzarki pulsacyjnej oraz poprzez kontrolę lub współpracę z wieloma urządzeniami wspomagającymi, pozwolić operatorowi osadzarki na pełniejszą, w stosunku do istniejących obecnie systemów, kontrolę procesu wzbogacania.

Podstawowymi elementami systemu sterowania są:

- sterownik PLC, współpracujący z elementami wykonawczymi osadzarki, zbierający dane z zainstalowanych czujników, komunikujący się z urządzeniami interfejsu operatorskiego, realizujący pętle regulacyjne i kontrolne,
- panel operatorski przy osadzarce, zapewniający wizualizację podstawowych parametrów procesu wzbogacania oraz wprowadzanie bieżących nastaw systemu sterowania,

- stacja operatorska w dyspozytorni zakładu przeróbczego, zapewniająca pełną wizualizację procesu i stanu urządzeń.

Testowy system sterowania, zabudowany na istniejącej osadzarce, wyposażonej w podstawowe urządzenia wykonawcze i pomiarowe realizuje zasadnicze funkcje, obejmujące przede wszystkim:

- sterowanie pulsacją wody,
- regulację rozdziału odprowadzanych produktów.

Pełen system sterowania, uwzględniający dodatkowe urządzenia i mierniki umożliwia ponadto m.in. zautomatyzowanie regulacji:

- ciśnienia powietrza w kolektorze osadzarki,
- natężenia przepływu wody dolnej,
- zawartości popiołu w produkcie wzbogaconym.

System sterowania zapewnia monitoring pracy i kontrolę prawidłowości działania maszyny, automatyczne awaryjne wyłączanie oraz zdalne ręczne sekwencyjne zatrzymywanie i uruchamianie osadzarki i urządzeń z nią współpracujących.

Praca systemu jest monitorowana przez autorski system wizualizacyjny umiejscowiony w pomieszczeniu wskazanym przez kopalnię, pozwalający na pełny przegląd trendów sygnałów pochodzących z wszystkich czujników zabudowanych w systemie, m.in. ruchu pływaka, przepustu, progu, ciśnienia w komorach pulsacyjnych.

2.1. Sterowanie pulsacją

Automatyczny system sterowania stale kontroluje zmiany położenia pływaka oraz ciśnienia w komorach powietrznych, określając parametry syntetyczne:

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

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

Nastawialne parametry pracy zaworów obejmują: częstotliwość cykli pulsacji, przesunięcia początku i zakończenia faz wlotu i wylotu powietrza, a także amplitudę pulsacji i średnie ciśnienie w komorach powietrznych.

System może pracować:

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

2.2. Sterowanie przepustem oraz progiem

Układ regulacji odbioru produktu ciężkiego koryguje położenie przepustu, w oparciu o różnicę między zadaną i aktualną wartością wskaźnika położenia czujnika pływakowego (minimalnego, maksymalnego lub średniego, w jednym lub kilku cyklach), z ewentualnymi korektami, uwzględniającymi m.in. stopień otwarcia przepustu. Położenie przepustu jest stale mierzone. Kontrola realizacji zleceń ruchu przepustu umożliwia m.in. jego automatyczne odblokowywanie, przez chwilowe zwiększanie otwarcia.

Ruchomy próg może być sprzężony mechanicznie z przepustem, regulującym wielkość szczeliny odprowadzającej produkt dolny lub posiadać sterowanie niezależne, umożliwiające korektę związku między położeniem progu i stopniem otwarcia przepustu. W tym przypadku sterowanie progiem, połączone z kontrolą położenia realizowane jest również przez system. Regulacja położenia przepustu i progu ruchomego może być realizowana poprzez napędy hydrauliczne lub pneumatyczne.

2.3. Parametry kontrolowane przez system

System sterowania osadzarką CMG KOMAG jest przygotowany do pracy z każdym rodzajem osadzarki, umożliwiając obsługę wielu urządzeń współpracujących.

System może obsłużyć następujące czujniki:

- czujnik położenia pływaka w każdym przedziale,
- czujnik położenia przepustu w każdym przedziale,
- czujnik położenia progu (nie związanego mechanicznie z przepustem), w każdym przedziale,
- czujnik ciśnienia w komorze pulsacyjnej w każdym przedziale,
- czujnik przepływu wody dolnej, dopływającej do każdego przedziału,
- czujnik ciśnienia wody dolnej, dopływającej do każdego koryta,
- czujnik ciśnienia wylotowego z dmuchawy,
- czujnik istnienia nadawy w każdym z koryt.

System może sterować urządzeniami wspomagającymi, obejmującymi między innymi:

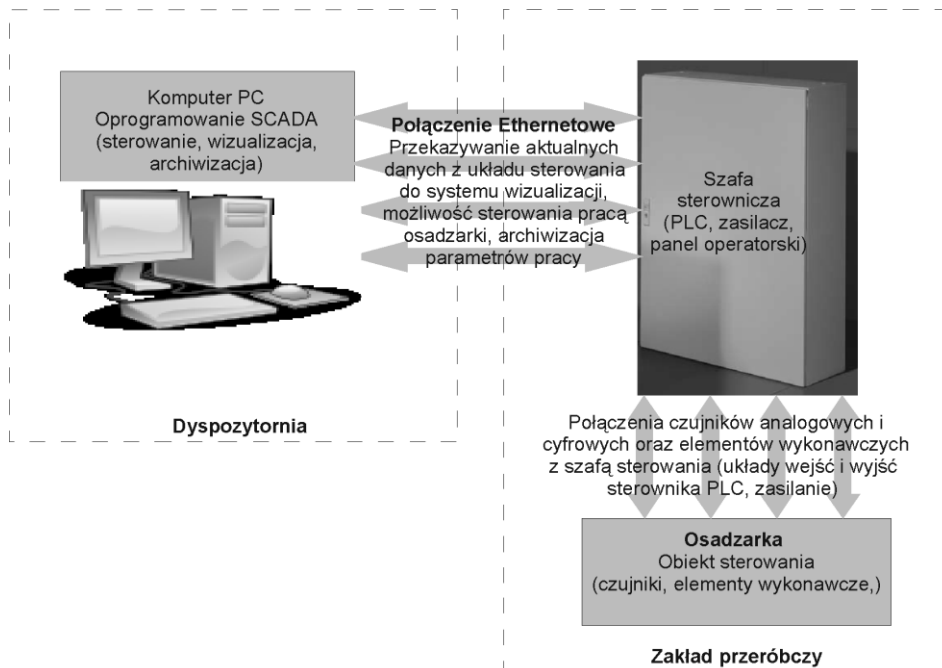
- dmuchawę,
- przepustnicę bocznikową, stabilizującą ciśnienie powietrza wylotowego z dmuchawy,
- pompę hydrauliczną z czujnikami ciśnienia wylotowego, poziomu i temperatury oleju w zbiorniku,
- system doprowadzania nadawy i odprowadzania produktów, z przełącznikami i czujnikami stanu.

Schemat technologiczny osadzarki, w formie ekranu synoptycznego stacji operatorskiej przedstawia rysunek 1.

Rys.1. Schemat technologiczny osadzarki pulsacyjnej

2.4. Struktura sprzętowa systemu

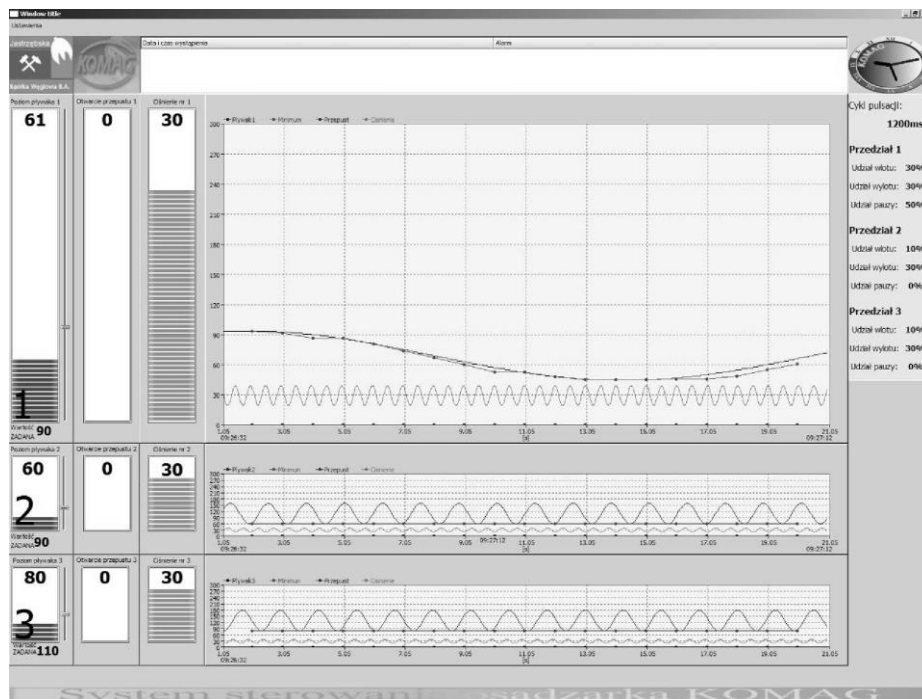
System sterowania osadzką obejmuje sterownik, czujniki, stację operatorską w dyspozytorni, graficzny panel operatorski oraz pomocniczy tekstowy panel informacyjny. Strukturę systemu przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Struktura sprzętowa systemu sterowania osadzką

Sterownik (Beckhoff CX 1000) wraz z zespołem kart wejścia / wyjścia i komunikacyjnych zapewnia odczyt parametrów mierzonych, odbiór sygnałów indykacyjnych i przesył sygnałów sterujących do obiektu, sygnalizację i wyłączenia alarmowe, realizację pętli regulacyjnych, procedur obsługi urządzeń i sekwencji przełączających oraz komunikację ze stacją i panelami operatorskimi.

Stacja operatorska, obejmująca komputer, monitor kolorowy, klawiaturę i drukarkę, zlokalizowana jest w dyspozytorni. Zapewnia ona możliwość zdalnego ręcznego sterowania poszczególnymi urządzeniami i zmian nastaw pętli regulacyjnych oraz podstawowych stałych procesu, sygnalizację alarmową, archiwizację parametrów mierzonych, generację raportów, prezentację przebiegów czasowych parametrów (w szczególności przebiegu pulsacji zaworów i ciśnienia w formie wykresów oscyloskopowych), a także bieżącą wizualizację pracy osadzarki w formie ekranu synoptycznego oraz okienek urządzeń i mierników. Autorski program narzędziowy obsługujący stację zapewnia znaczne obniżenie kosztu, przy pełnym dostosowaniu do zadań systemu. Przykładowe widoki podstawowych ekranów stacji przedstawiono na rysunkach 1 i 3.



Rys.3. Główny ekran synoptyczny systemu wizualizacji

Graficzny panel operatorski, lokowany w pobliżu osadzarki, w zamkniętej szafce z oknem, dostępnej dla operatora osadzarki, zapewnia tekstową i graficzną sygnalizację alarmową oraz możliwość obserwowania przebiegu procesu, w formie zestawień parametrów lub wykresów przebiegów czasowych, a także zmiany nastaw podstawowych pętli regulacyjnych, za pomocą odpowiednich klawiszy panelu. Przykładowy wygląd ekranu panelu przedstawiono na rysunku 3.

W szafce panelu zlokalizowany jest przycisk awaryjnego wyłączania całej osadzarki oraz zespół przycisków, służących do ręcznego miejscowego sterowania podstawowymi urządzeniami – przepustami i progami ruchomymi poszczególnych przedziałów.

Przewidziano również możliwość przyciskowej symulacji zmian zastępczej gęstości pływaka (w ograniczonym zakresie), zastępującej zmiany mechaniczne, dokonywane przy użyciu nakładanych ciężarków.

3. Badania w warunkach laboratoryjnych

Pierwszym etapem testów systemu sterowania osadzarki pulsacyjnej była instalacja na laboratoryjnym modelu osadzarki. Testy systemu w warunkach laboratoryjnych pozwoliły na dopracowanie algorytmów sterowania oraz rozwiązań komunikacyjnych pomiędzy stacją operatorską a sterownikiem. Pozytywne zakończenie testów laboratoryjnych pozwoliło na zabudowę układu w warunkach przemysłowych.



Rys.4. Badania laboratoryjne systemu sterowania osadzarką

4. Instalacja systemu sterowania osadzarką pulsacyjną w KWK „Pniówek”

Badania przemysłowe systemu sterowania, zrealizowano przy znaczącej współpracy przedstawicieli Zakładu Przeróbczego KWK „Pniówek”. System zabudowano na jednym korycie dwukorytowej osadzarki nr 1. Oprogramowanie wizualizacyjne zainstalowano w dyspozytorni zakładu przeróbczego. W trakcie testów wykonano szereg modyfikacji w zakresie doboru czujników i oprogramowaniu osadzarki, poprawiających pewność działania i funkcjonalność systemu.

Testowany system zabudowano w sposób umożliwiający jego natychmiastowe bezpieczne awaryjne przełączenie na istniejący układ sterowania BGG, przy zachowaniu funkcji wizualizacyjnych i archiwizacyjnych.



Rys.5. Szafa sterownicza

4.1. Zmiany sprzętowe

W trakcie prowadzonych w kopalni testów, konieczne było wprowadzenie zmian sprzętowych, wynikających przede wszystkim z potrzeby poprawy funkcjonalności systemu. Czujniki dobrane na etapie projektowania układu zostały zweryfikowane w trudnych warunkach środowiskowych panujących w otoczeniu osadzarki. Część z zastosowanych czujników okazała się nie spełniać żądanych wymogów odporności na warunki otoczenia – co doprowadziło do poszukiwania i zastosowania nowych rozwiązań. Kryterium doboru czujników był wysoki stopień ochrony IP oraz – w przypadku pływaków – bezkontaktowy pomiar położenia pływaka.

W trakcie testów systemu okazało się również, że żywotność standardowo zastosowanych przekaźników elektromagnetycznych jest zbyt niska w stosunku do ilości koniecznych przełączeń zaworów pulsacyjnych. W związku z tym,

opracowane zostały własne, autorskie rozwiązania modułu przekaźnikowego optoelektronicznego, nie posiadającego elementów mechanicznych mogących ulec uszkodzeniu.

Wszystkie wprowadzone zmiany sprzętowe pozwoliły na stabilizację pracy systemu sterowania osadzarki oraz zwiększenie odporności układu czujników na niekorzystne warunki otoczenia.

4.2. Zmiany programu sterującego

Konieczność dostosowania układu do konkretnego typu maszyny, wymusiła dokonanie zmian w programie sterującym (algorytmie sterowania). Na etapie testów laboratoryjnych algorytm sterowania został wykonany jako ogólny – możliwy do zastosowania z różnymi typami osadzarek i obsługujący większość stosowanych na osadzarkach czujników i elementów wykonawczych.

Po instalacji na obiekcie rzeczywistym dostrojenia wymagały między innymi pętle regulacji PID, korekty zakresów czujników i wartości granicznych stref alarmowych oraz histereza przepustów hydraulicznych.

Poza zmianami spowodowanymi dostosowaniem systemu do konkretnego typu maszyny, wprowadzono również zmiany spowodowane koniecznością podniesienia funkcjonalności systemu. Zmiany te można podzielić na dwie części:

- zwiększenie zakresu archiwizowanych danych pomiarowych – archiwizacja danych była bardzo ważnym elementem systemu ze względu na testowy charakter instalacji,
- wprowadzenie zmian na podstawie uwag obsługi osadzarki wynikających z doświadczeń eksploatacyjnych testowanej maszyny.

4.3. Zmiany oprogramowania wizualizacyjnego oraz panelu sterującego

Konieczność dostosowania zakresu archiwizacji oraz poprawy funkcjonalności systemu, wymusiła dokonanie zmian w oprogramowaniu wizualizacyjnym. Informacje o koniecznych zmianach w zakresie sposobu wyświetlanych parametrów osadzarki uzyskano od dyspozytora zakładu przeróbczego. Na tej podstawie zbudowano graficzny interfejs systemu przedstawiony na rysunku 3.

Zmiany związane z panelem sterującym obejmowały przede wszystkim przeprojektowanie głównego ekranu synoptycznego (wprowadzenie wykresów słupkowych położenia czujników pływakowych oraz czujników liniowych przepustu) oraz wprowadzenie możliwości przełączania przepustów w tryb ręczny i sterowania nimi z głównego ekranu synoptycznego panelu. Aktualny wygląd panelu operacyjnego przedstawia rysunek 6.



Rys.6. Zmieniony wygląd panelu operacyjnego

5. Podsumowanie

Specjaliści CMG KOMAG, dysponując wiedzą i doświadczeniem w konstruowaniu osadzarek pulsacyjnych oraz wiedzą z zakresu doboru parametrów pracy tych maszyn, opracowali autorski system sterowania osadzarki pulsacyjnej. Prace objęły opracowanie algorytmu sterowania systemem osadzarek i jego implementację w sterowniku PLC, testy układu sterowania na laboratoryjnym modelu osadzarki pulsacyjnej w CMG KOMAG oraz rozpoczęte w połowie roku 2007 testy przemysłowe, realizowane przy współpracy z KWK „Pniówek”, po zainstalowaniu systemu na wybranej osadzarce w zakładzie przeróbczym kopalni.

Przy znaczącej współpracy pracowników KWK „Pniówek” przeprowadzone zostały testy potwierdzające gotowość systemu do zastosowań przemysłowych. Wprowadzone w trakcie testów zmiany pozwoliły na znaczną poprawę funkcjonalności i dopasowanie układu sterowania do potrzeb użytkownika.

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

Przegląd rozwiązań konstrukcyjnych pokładów sitowych stosowanych w osadzarkach pulsacyjnych

Marek Lenartowicz, Daniel Kowol, Michał Łagódka – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. Parametry konstrukcyjne osadzarki powinny korelować z parametrami wzbogacanego materiału. Jednym z czynników mających wpływ na przebieg procesu wzbogacania w osadzarce jest konstrukcja roboczego pokładu sitowego. W niniejszym opracowaniu zrealizowano przegląd konstrukcji pokładów sitowych, które na przestrzeni lat znalazły zastosowanie w krajowych i zagranicznych przemysłowych osadzarkach pulsacyjnych.

1. Wprowadzenie

Szerokie zastosowanie w przeróbce mechanicznej wodnych osadzarek pulsacyjnych konstrukcji CMG KOMAG do wzbogacania nadaw węglowych i związane z tym doświadczenia eksploatacyjne wykazały, że dobór metody regulacji ruchu pulsacyjnego wody i odprowadzania ziaren z rozwarstwowanego łóża ma istotne znaczenia dla skuteczności procesu technologicznego, zarówno pod względem jakości uzyskiwanych produktów, jak i wydajności urządzenia.

Dla uzyskania wysokiej sprawności procesu produkcyjnego wymagane jest stosowanie rozwiązań regulacyjnych zapewniających odpowiedni zakres swobody w kształtowaniu krzywej pulsacji wody. Możliwość doboru korzystnego przepływu wody w przedziale roboczym osadzarki o charakterystyce dostosowanej do parametrów materiału ma szczególne znaczenie podczas wielostopniowego wzbogacania nadaw w szerokiej klasie ziarnowej w pojedynczym urządzeniu. Jest to spowodowane różnicami w obciążeniu oraz składzie granulograwimetrycznym materiału, występującymi pomiędzy kolejnymi przedziałami. Oprócz dostępnych zakresów regulacyjnych w układach zasilania podsitowych komór pulsacyjnych sprężonym powietrzem i wodą, istotnym czynnikiem mającym wpływ na proces rozdziału jest rodzaj roboczego podkładu sitowego, na którym odbywa się pulsacyjny ruch materiału podczas jego wzbogacania.

Pokład sitowy podtrzymujący łóżo osadzarki składający się z segmentów sitowych ułożonych w jednej płaszczyźnie służy również do równomiernego rozprowadzania pulsacyjnego przepływu wody wywoływanego cyklicznym, naprzemiennym wlotem i wylotem sprężonego powietrza do komór powietrznowodnych. Skuteczność rozdziału materiału w procesie osadzarkowego wzbogacania jest zależna od między innymi prędkości strumienia wznoszącego i prędkości przepływu wody wzdłuż koryta roboczego. Powyższe parametry mają wpływ na rozluźnianie ziaren przerabianego materiału, a tym samym na jego rozwarstwienie według prędkości opadania ziaren oraz wydajność urządzenia. Wynika to z faktu, że zarówno rozwarstwienie, jak i transport wzbogacanego materiału następuje tylko wtedy, gdy jest on rozluźniany.

Przy ruchu wznoszącym wody i związanych z tym oporach ciśnienie na sito łoża roboczego osadzarki (większe od ciśnienia hydrostatycznego wody) oraz parametry sita powinny zapewnić jednolity przepływ przez nie strumienia wody o natężeniu i prędkości wymaganym przez proces. W związku z powyższym istotnymi parametrami sita jest ich powierzchnia czynna oraz kształt i rozmiar otworów, co wynika z wpływu tych czynników na:

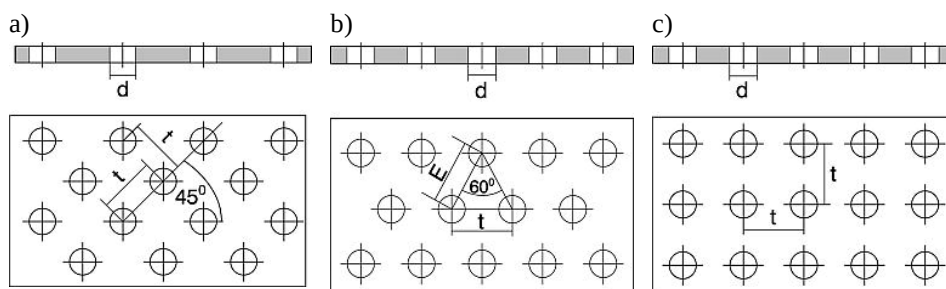
- transport materiału w korycie roboczym,
- stopień rozluźniania wzbogacanego materiału,
- ilość, rozmiar i rodzaj (gęstość) ziaren przepadających przez otwory sit,
- prędkość i natężenie przepływu pulsacyjnego strumienia wody.

W niniejszym opracowaniu przedstawiono przegląd konstrukcji pokładów sitowych, które na przestrzeni lat znalazły zastosowanie w przemysłowych osadzarkach pulsacyjnych.

2. Rozwiązania konstrukcyjne pokładów sitowych stosowanych w osadzarkach pulsacyjnych

2.1. Sita perforowane z blachy stalowej

Jednym z pierwszych rozwiązań konstrukcyjnych pokładu sitowego stosowanych w osadzarkach, do dnia dzisiejszego w niektórych zagranicznych konstrukcjach maszyn, były sita perforowane [1, 2]. Łoże robocze osadzarek wykonywane było z blach dziurkowanych o otworach okrągłych (najczęściej $\varnothing 4$ i 8 mm), kwadratowych lub podłużnych o łukowych krótszych bokach (5 x 25 mm). Przykładowo na poniższym rysunku przedstawiono schematycznie rozwiązania sit perforowanych o okrągłych otworach [4].

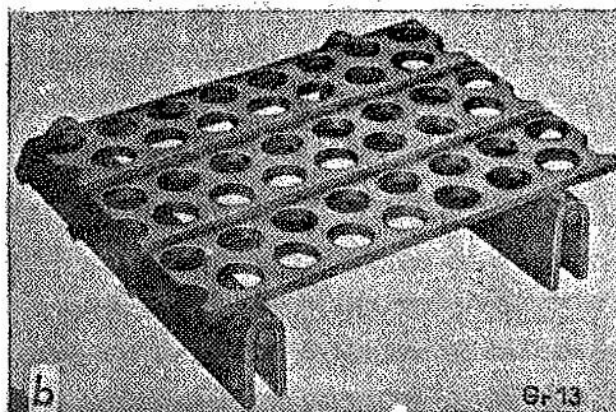


Rys. 1. Sita perforowane o oczkach okrągłych: a) układ 45°, b) układ 60°, c) układ prosty

Wadę pierwszych stosowanych sit dziurkowanych, wykonywanych w postaci odlewów, jaką było pękanie konstrukcji (szczególnie w osadzarkach tłokowych gdzie występowały duże „uderzenia wodne”) wyeliminowano poprzez zastosowanie blach stalowych niskowęglowych (miękkich), odpornych na uderzenia. Kolejną wadą była, wynikająca z powodów konstrukcyjnych i wytrzymałościowych, stosunkowo duża szerokość żeberek pomiędzy otworami, które stawiały duży opór przepływającemu strumieniowi wody, powodując równocześnie znaczne zaburzenia w jego przepływie.

Cechą charakterystyczną sit perforowanych jest mały współczynnik prześwitu. Wielkość tego współczynnika jest korzystniejsza przy otworach kwadratowych i podłużnych.

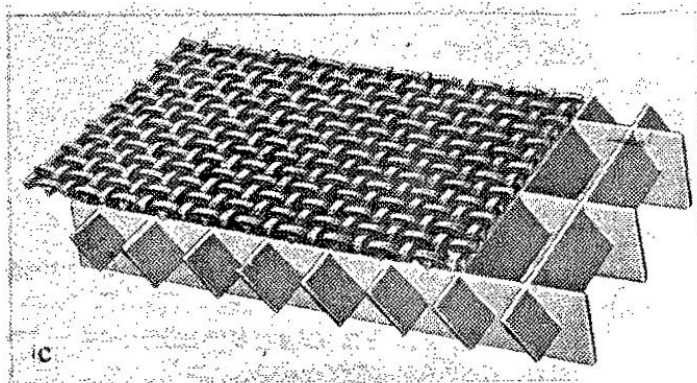
Do zalet wyżej wymienionych sit można zaliczyć łatwość montażu oraz stosunkowo niski koszt wykonania. Na rysunku 2 zaprezentowano fragment przemysłowego sita stalowego o otworach okrągłych [1].



Rys.2. Sito przemysłowe perforowane o otworach okrągłych

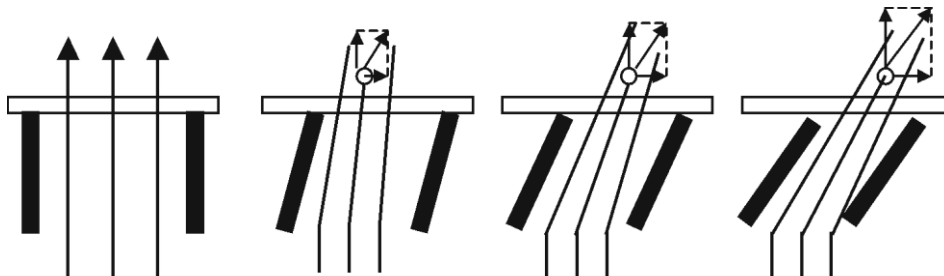
2.2. Sita plecione

Znane jest z literatury rozwiązanie, w którym segmenty pokładu sitowego złożone są z dwóch elementów konstrukcyjnych [1]. Powierzchnię roboczą łoża stanowi sito plecione wykonane z drutów o przekroju okrągłym lub trapezowym. Dolna konstrukcja, wsporcza, złożona z pionowych płaskich podłużnic i poprzecznic nachylonych pod jednakowym kątem nadaje wodzie roboczej skośny kierunek przepływu, ułatwiając w ten sposób transport materiału w korycie roboczym.



Rys.3. Sito przemysłowe plecione

Współczynnik prześwitu powierzchni pokładu wykonanego z sit plecionych jest większy w porównaniu ze współczynnikiem w przypadku blach dziurkowanych. W celu dalszego zwiększenia wydajności osadzarek wprowadzono rozwiązanie, w którym poprzecznice dolnej części sit miały wzrastający kąt nachylenia [1].

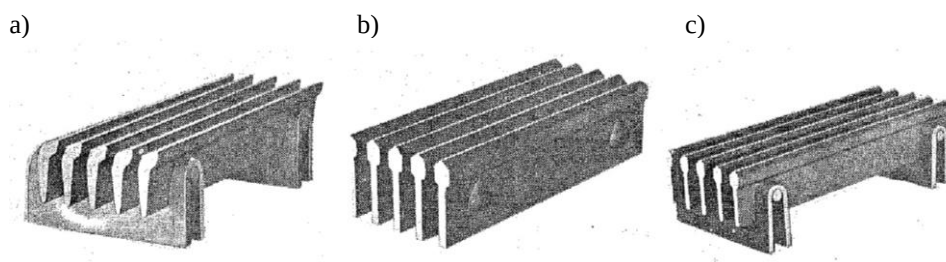


Rys.4. Sito o wzrastającym nachyleniu poprzecznic kierunkowych (schemat przepływu wody)

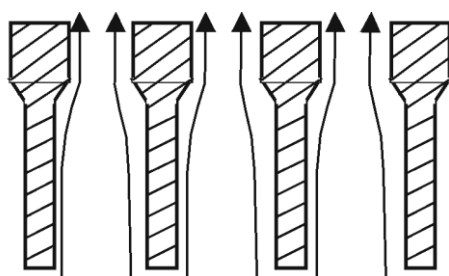
W obszarze doprowadzania nadawy i jej wstępnego rozwarstwienia, woda ma pionowy kierunek przepływu. W miarę narastania grubości warstwy ziaren najcięższych może następować przyspieszenie ruchu postępowego wzbogacanego materiału przez stopniowe zwiększanie kąta nachylenia poprzecznic i tym samym zwiększenie nachylenia kierunku przepływu strumienia wody roboczej.

2.3. Sita rusztowe

Pokład sitowy osadzarek wykonywano również z rusztów, których rusztowiny o wysokim przekroju były specjalnie profilowane [1, 2].



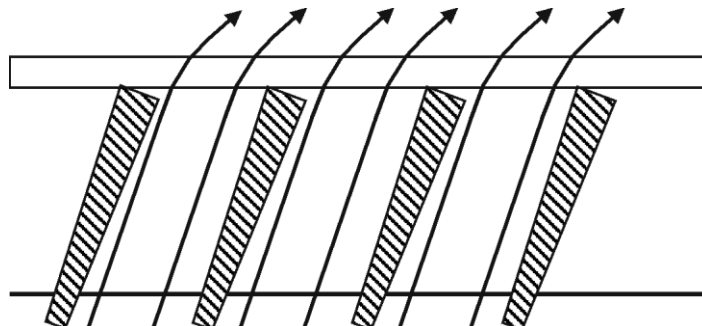
Rys.5. Sita przemysłowe rusztowe



Podstawowym celem zastosowania odpowiedniego profilu rusztowin było zabezpieczenie spokojnego przepływu strumienia wody roboczej przez ruszt pokładu roboczego, co ilustruje przykładowo rysunek 6 [1].

Rys.6. Schemat przepływu wody przez ruszt pionowy

Jednym z rozwiązań, które miały na celu maksymalne wyeliminowanie oporów przepływu wody roboczej była konstrukcja rusztowego pokładu roboczego, w którym poprzeczne ruszty, o nachylonym kierunku, miały profil mający gwarantować pełny laminarny przepływ wody roboczej (rys. 7) [1]. Ruch wzbogacanego materiału był w tym przypadku zgodny z kierunkiem szczelin w ruszcie.



Rys.7. Przykład rusztu o skośnym przepływie wody i o profilowanych poprzecznicach

Znane jest również rozwiązanie konstrukcyjne rusztu pokładu roboczego wykonanego w postaci rusztu dziurkowanego o wysokim przekroju profilu [1]. Oś otworów jest odchylona od pionu, powodując skośny przepływ strug wody roboczej. Przekrój poprzeczny żeberk dzielących otwory zwiększa się od dołu ku górze, powodując zwiększenie prędkości przepływu wody przy równoczesnym wyeliminowaniu zaburzeń tego przepływu, zatem ruszt tego typu wywołuje hydrodynamiczny (strumieniowy) przepływ wody roboczej o skośnym kierunku przepływu, nachylonym zgodnie z ruchem wzbogacanego materiału w łóżu roboczym osadzarki.

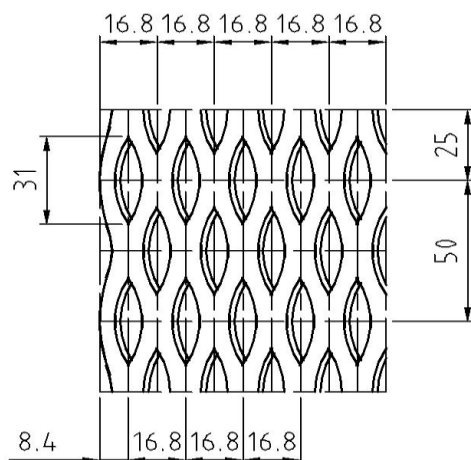
Sita rusztowe wykonywane z profilowanych rusztowin charakteryzowały się zwiększonym, w stosunku do sit perforowanych (dziurkowanych), współczynnikiem prześwitu, większą trwałością oraz mniejszymi oporami podczas przepływu wody przez sito (zmniejszenie zaburzeń). Wadą sit rusztowych była znaczna masa ich konstrukcji.

2.4. Siatka cięto-ciągniona (typu MM)

Szeroko rozpowszechnionym rozwiązaniem w osadzarkach krajowej konstrukcji było stosowanie, jako pokładu sitowego, sita cięto-ciągnionego [3]. Sito cięto-ciągnione jest to, w uproszczeniu, odpowiednio ponacinana i następnie rozciągnięta blacha.

Jego zaletą jest możliwość wytwarzania w stosunkowo prosty sposób bez konieczności zaplatania lub spawania. Zaletą sit typu MM stosowanych w osadzarkach było również ułatwienie transportu warstwy produktu ciężkiego w korycie roboczym osadzarki przemieszczającego się po powierzchni pokładu, wynikające z kierunkowego ukształtowania otworów.

Wadą tej konstrukcji są opory tarcia transportowanego materiału oraz trudności oczyszczania sita z zakleszczonych w otworach ziaren, jak również stosunkowo niska trwałość eksploatacyjna z uwagi na rodzaj materiału i sposób ich wykonania (działanie karbu).

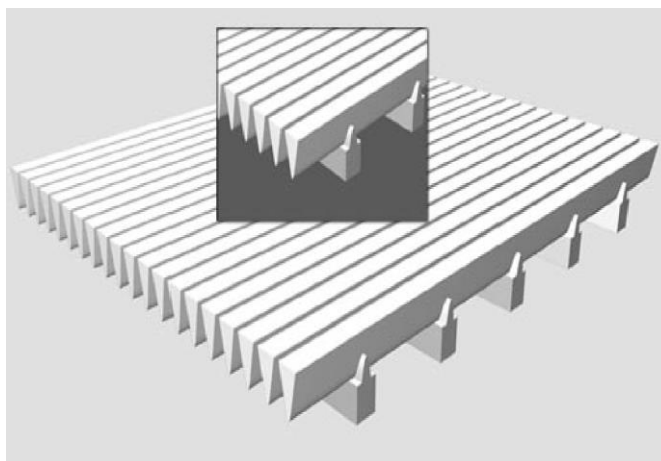


Rys.8. Siatka cięto-ciagniona

Jako wadę można również wymienić fakt, że dla sit cięto-ciagnionych wartości grubości rzeczywistej i prześwitu można podać tylko w przybliżeniu, ponieważ ze względów produkcyjnych tolerancje w przypadku wyżej wymienionych sit są o wiele większe, niż np. przy blachach perforowanych.

2.5. Sita szczelinowe zgrzewane

Sita te powstają w oparciu o technologię zgrzewania elektryczno oporowego poukładanych obok siebie w stałych odstępach drutów profilowych, połączonych ze sobą poprzez zgrzane od spodu poprzeczki (rys. 9) [4].



Rys.9. Konstrukcja sita szczelinowego zgrzewanego

Sita szczelinowe zgrzewane są w chwili obecnej najpowszechniej stosowanymi rozwiązaniami w osadzarkach pulsacyjnych krajowej konstrukcji. Najczęściej stosowane są sita o szerokości szczeliny 4 i 8 mm.

Sita szczelinowe zgrzewane charakteryzują się:

- wysokim współczynnikiem prześwitu,
- gładką powierzchnią ograniczającą opory tarcia wzbogacanego materiału (wpływ na wydajność osadzarki),
- dużą trwałością.

Wysoki współczynnik prześwitu wyżej wymienionego sita zapewnia możliwość utrzymania wysokiego skoku pulsacji oraz znacznego rozluźnienia materiału.

Możliwość stosowania sit szczelinowych z pochylonymi drutami profilowanymi w kierunku przepływu materiału ułatwia transport najcięższych i największych ziaren znajdujących się bezpośrednio na powierzchni sita dzięki odchyleniu wypływu ze szczeliny strumienia wznoszącego wody.

O ile eksploatacja sit szczelinowych w osadzarkach z podsitowymi komorami roboczymi posiadającymi regulację ruchu pulsacyjnego wody opartą o pneumatyczne zawory talerzowe nie powoduje zakłóceń wynikających z zakleszczenia się ziaren w otworach to ich stosowanie zamiast sit typu MM w starszych osadzarkach z bocznymi komorami roboczymi i zaworami obrotowymi może zwiększyć prawdopodobieństwo występowania tego niekorzystnego zjawiska. Jego przyczyną jest przeważnie zbyt mała prędkość wznoszącego strumienia wody w stosunku do opadającego – w skutek np. zużycia urządzeń do zasilania i rozrządu powietrza pulsacyjnego.

3. Podsumowanie

Zagadnienie doboru parametrów pokładów sitowych w osadzarkach pulsacyjnych rozpatrywane było głównie pod kątem ich wpływu na wydajność urządzenia. Dążenie do coraz większej prędkości transportu wzbogacanego materiału w korycie roboczym osadzarki spowodowało zastępowanie pokładów sitowych wykonanych z płaskiej blachy perforowanej, pokładami o profilowanym kształcie wykonanymi z siatki cięto-ciągnionej, rusztowin lub sit szczelinowych. W rezultacie powyższej tendencji współczynnik prześwitu pokładu sitowego uległ znacznemu zwiększeniu do wartości przekraczających 70%. Uzyskiwany dzięki zwiększeniu prześwitu sit mniejszy opór przepływu wody umożliwił wzrost prędkości i natężenia strumienia pulsacyjnego wody, co korzystnie wpłynęło na skuteczność wstępnego rozwarstwienia wzbogacanego materiału w strefie początkowej koryta roboczego. Dzięki większemu rozluźnianiu ziaren możliwy był wzrost obciążenia pierwszych przedziałów osadzarki służących do oddzielania największych i najcięższych ziaren odpadowych. Jednocześnie zaobserwowano zwiększenie zakłóceń przebiegu procesu techno-

logicznego w wyniku działania czynników ubocznych, takich jak nierównomierne zasilanie osadzarki materiałem surowym, zmiany w składzie grawimetrycznym nadawy.

W związku z powyższym dla stabilizacji procesu wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych uzasadniona jest weryfikacja poglądu mówiącego, że stosowanie pokładów sitowych o znacznych współczynnikach prześwitu jest korzystniejsze dla skuteczności procesu rozdziału od rozwiązań charakteryzujących się większym oporem przepływu wody.

Dla uzyskiwania wysokiej sprawności procesu wzbogacania wymagana jest regulacja parametrów pulsacyjnego przepływu wody na długości koryta roboczego osadzarki. Wydaje się, że zróżnicowanie parametrów pokładów sitowych pomiędzy przedziałami oraz w obszarze pojedynczego przedziału może korzystnie wpłynąć na efektywność regulacji ruchu pulsacyjnego, a tym samym umożliwić wzrost skuteczności procesu wzbogacania. Weryfikacja opisanych zagadnień zostanie zrealizowana poprzez przeprowadzenie badań laboratoryjnych, których celem będzie określenie współzależności pomiędzy parametrami pokładu sitowego, ciśnieniem powietrza roboczego, nadawą i ich wpływem na skuteczność procesu rozdziału.

Literatura

1. Blaschke S.: Przeróbka mechaniczna kopalin. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1982.
2. Dietrych J.: Osadzarki. Państwowe Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1953.
3. Prace własne CMG KOMAG.
4. www.sitaprogress.pl

Charakterystyki pływaka jako elementu pomiarowego w osadzarce

Stanisław Cierpisz – Politechnika Śląska, **Daniel Kowol** – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. Podstawowym zadaniem pływaka jest jak najdokładniejszy pomiar warstwy o zadanej gęstości rozdziału celem otrzymywania produktów wzbogacania o pożądanych parametrach ilościowo-jakościowych. Przeprowadzono na osadzarce laboratoryjnej badania wpływu zmian charakterystyki wzbogacalności nadawy na gęstość warstwy rozdzielczej wyznaczanej położeniem pływaka. Stwierdzono, że wielkość zmian gęstości rozdziału powodowana zmiennością charakterystyki wzbogacalności węgla rośnie wraz ze wzrostem wysokości pływaka.

1. Wstęp

Podstawowym zadaniem przeróbki mechanicznej kopalin jest ich wzbogacanie, polegające na wydzieleniu z materiału surowego możliwie czystych ziaren użytecznych oraz możliwie czystych odpadów. Metodą szeroko stosowaną w przeróbce węgla jest wzbogacanie grawitacyjne oparte na wykorzystywaniu różnic w prędkości opadania ziaren, na którą wpływ mają m.in. ich gęstość, wielkość i kształt.

Jednym z powszechnie stosowanych urządzeń do wzbogacania węgla i innych surowców mineralnych jest osadzarka pulsacyjna. W maszynach tych wzbogaca się kilkanaście milionów ton węgla rocznie. Jeżeli proces wzbogacania w tych maszynach prowadzony jest nieprawidłowo może to spowodować straty substancji palnej w odpadach. Przy założeniu, że wychód produktów handlowych osadzarki wynosi 50% całości nadawy kierowanej do wzbogacania, to w przypadku strat substancji palnej na poziomie 1% i wzbogaceniu 1 miliona ton mialu węglowego wyżej wymienione straty w odpadach wyniosą 5 tysięcy ton w skali roku. Z tego powodu konieczne jest zapewnienie odpowiedniej kontroli procesu w celu uzyskiwania wysokiej skuteczności rozdziału wzbogacanego materiału.

2. Pływak jako element pomiarowy w osadzarce

Podstawowym elementem pomiarowym stosowanym do pomiaru strefy rozdziału w osadzarkach jest czujnik pływakowy umiejscowiony w pobliżu strefy odprowadzania produktów wzbogacania i poruszający się zgodnie z ruchem pulsacyjnym łóża osadzarki. Wskazania położenia pływaka, przetworzone w elektronicznych systemach sterowania, wykorzystywane są do regulacji odbioru produktów wzbogacania celem utrzymywania zadanej gęstości rozdziału.

Rozwiązanie układu odbioru produktów wykorzystujące pływak do pomiaru położenia warstwy rozdzielczej oraz do sterowania wielkością szczeliny odbiorczej produktu ciężkiego zostało wprowadzone do przemysłu w latach 30. Na przestrzeni minionych lat pojawiło się wiele koncepcji i rozwiązań pomiaru strefy rozdziału w osadzarkach. Pomimo, że pływak jako element pomiarowy

nie jest pozbawiony wad to praktycznie żadne inne rozwiązanie (poza systemem JigScan wykorzystującym metodę izotopową) nie znalazło szerszego zastosowania w przemyśle. Do wad pływaka można zaliczyć fakt, że pomiar dokonywany jest na niewielkiej powierzchni łoża, jego reagowanie na zmiany ilości nadawy i składu ziarnowego czy też reakcje na zmiany hydrodynamiczne parametrów osadzarki.

Podstawowym zadaniem pływaka jest jak najdokładniejszy pomiar warstwy o zadanej gęstości rozdziału celem otrzymywania produktów wzbogacania o pożądanych parametrach ilościowo-jakościowych. Pływak przemieszczający się w łożu poddawany jest oddziaływaniu zmiennych sił hydrodynamicznych wywołujących zmianami rozluźniania materiału w strefie odbioru. Powyższe zmiany uzależnione są z kolei w dużym stopniu od parametrów technologicznych materiału kierowanego do wzbogacania w osadzarce. Należy do nich zaliczyć zmiany ilości, składu ziarnowego oraz charakterystyki wzbogalności nadawy. Nie jest dostatecznie poznany wpływ zmian charakterystyki nadawy (wzbogalności) na zachowanie się pływaka w łożu. Przeprowadzone wstępne badania wykazały, że powyższe zmiany powodują zmiany położenia pływaka w stosunku do położenia warstwy rozdzielczej i w efekcie mogą powodować zmniejszenie efektywności rozdziału.

Znajomość charakterystyki wzbogalności węgla surowego, która w dużej mierze decyduje o efektywności procesów technologicznych rozdziału surowca, wydaje się być niezbędna do poprawnego prowadzenia procesu wzbogacania. W zależności od aktualnej charakterystyki wzbogalności dobierane powinny być parametry rozdziału w procesach wzbogacania. Znane są z literatury różne opracowania dotyczące problemu identyfikacji charakterystyki wzbogalności. Żadne jednak nie znalazły dotychczas szerszego zastosowania w warunkach przemysłowych.

Wydaje się, że do tego celu możliwe byłoby wykorzystanie czujników pływakowych. Umieszczenie punktów pomiarowych w strefie rozdziału materiału stwarza możliwość monitorowania charakterystyki gęstościowej wzbogacanego materiału podczas jego rzeczywistego rozdziału, zarówno w rozumieniu rozwarstwiania ziaren, jak i podziału na produkty. Taka metoda kontroli procesu, w powiązaniu z zastosowaniem pływaków o zoptymalizowanych cechach geometrycznych, umożliwiłaby ciągłą korektę rzeczywistej gęstości rozdziału w osadzarce w zależności od zmian ilości nadawy oraz zmian jej charakterystyki wzbogalności.

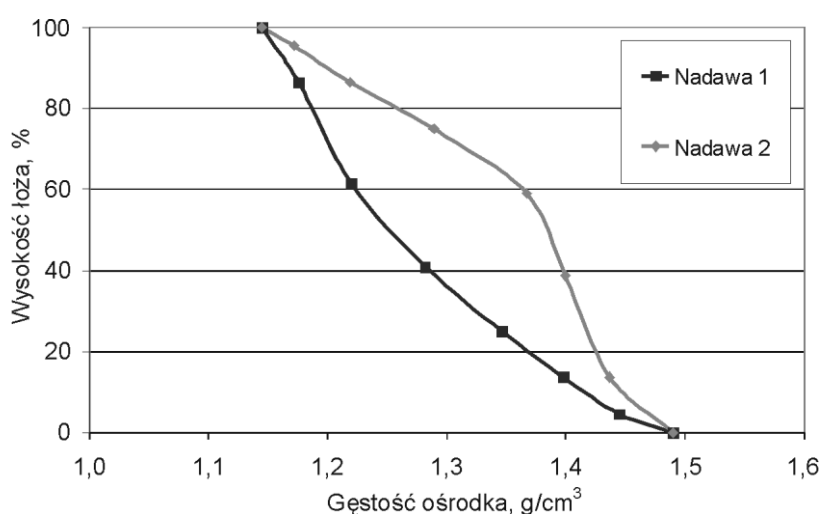
3. Wyniki badań

Wykonano badania na stanowisku doświadczalnym osadzarki laboratoryjnej, których celem było określenie wpływu zmian charakterystyki wzbogalności nadawy na położenie pływaków. W doświadczeniach wykorzystano 2 materiały (nadawy) o uziarnieniu 16–6 mm będące mieszaniną ziaren koncentratowych o gęstości $< 1,5 \text{ g/cm}^3$ oraz ziaren przerostowych o gęstości $1,5\text{--}1,8 \text{ g/cm}^3$. Wyniki analiz rozwarstwowanego łoża zamieszczono w tabeli 1 oraz w formie graficznej na rysunku 1.

Analiza gęstościowa rozwarstwowanego łoża

Tabela 1

Nadawa 1			Nadawa 2		
Wysokość łoża (%)	Gęstość ośrodka (g/cm ³)	Gęstość ziaren (g/cm ³)	Wysokość łoża (%)	Gęstość ośrodka (g/cm ³)	Gęstość ziaren (g/cm ³)
100	1,145	1,225	100	1,145	1,225
86,3	1,176	1,277	95,4	1,172	1,270
61,3	1,220	1,350	86,3	1,219	1,348
40,9	1,282	1,453	75	1,289	1,465
25	1,347	1,562	59,1	1,367	1,595
13,6	1,398	1,647	38,6	1,400	1,650
4,5	1,445	1,725	13,6	1,437	1,712
0	1,490	1,800	0	1,490	1,800



Rys.1. Analiza gęstościowa rozwarstwowanego łoża

Doświadczenia polegały na pomiarze położenia pływaka w łożu osadzarki, przy stopniowym zwiększaniu jego gęstości (dociążaniu). W rozdziale zaprezentowano wybrane wyniki z doświadczeń, w których wykorzystano trzy rodzaje pływaków:

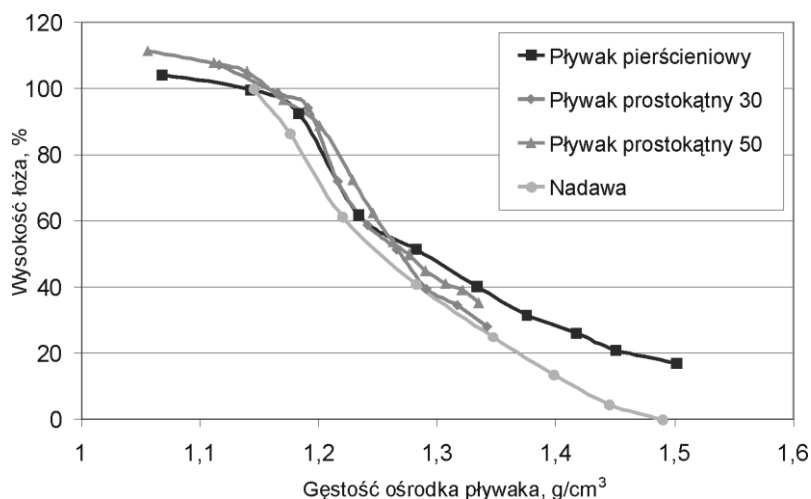
- pierścieniowy o średnicy pierścienia równej maksymalnemu wymiarowi ziarna nadawy (16 mm),
- prostokątny (przekrój podłużny w kształcie prostokąta) o wysokości równej 30% i 50% całkowitej grubości łoża).

W tabeli 2 zamieszczono wyniki uzyskane z rejestracji przemieszczania się pływaków w łożu osadzarki, przy wykorzystaniu nadawy 1.

Położenie pływaków doświadczalnych w łożu osadzarki – nadawa 1

Tabela 2

Pływak pierścieniowy		Pływak prostokątny 30		Pływak prostokątny 50	
Gęstość g/cm ³	Położenie, % Środek	Gęstość g/cm ³	Położenie, % Środek	Gęstość g/cm ³	Położenie, % Środek
1,068	104,27	1,116	107,26	1,140	105,04
1,142	99,73	1,166	98,60	1,170	96,46
1,183	92,62	1,191	94,28	1,201	88,91
1,233	62,04	1,216	72,11	1,229	72,37
1,282	51,56	1,241	58,77	1,246	62,24
1,333	40,49	1,266	51,40	1,263	53,57
1,375	31,64	1,291	39,53	1,276	49,93
1,417	26,13	1,317	34,51	1,29	44,91
1,45	20,98	1,342	28,24	1,307	41,04
1,501	17,11			1,321	39,17
				1,335	35,31



Rys.2. Położenie pływaków doświadczalnych w łożu osadzarki – nadawa 1

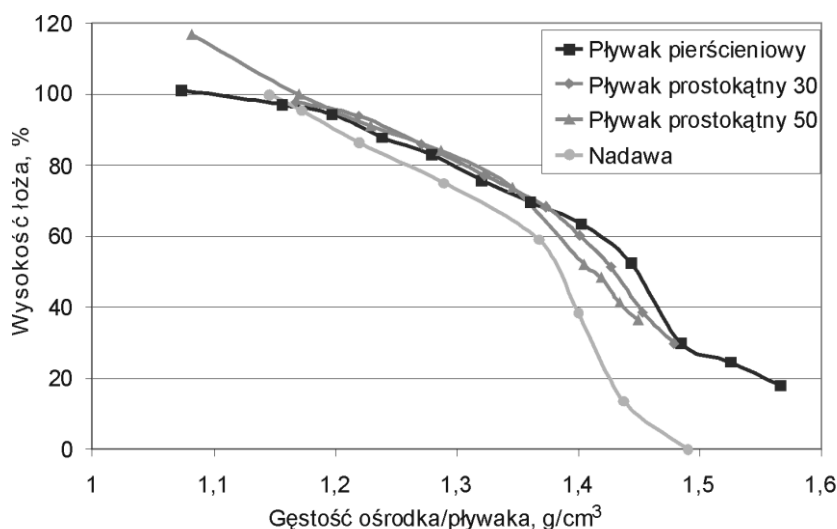
Analogiczne doświadczenia przeprowadzono dla nadawy o zwiększonym udziale frakcji przerostowej (nadawa 2).

Położenie pływaków doświadczalnych w łożu osadzarki – nadawa 2

Tabela 3

Pływak pierścieniowy		Pływak prostokątny 30		Pływak prostokątny 50	
Gęstość g/cm ³	Położenie, (%) Środek	Gęstość g/cm ³	Położenie, (%) Środek	Gęstość g/cm ³	Położenie, (%) Środek
1,073	101,13	1,167	97,80	1,082	116,58
1,156	97,13	1,219	93,84	1,17	99,80
1,197	94,35	1,271	85,76	1,229	91,06
1,238	87,83	1,323	77,15	1,287	84,15

1,279	83,04	1,373	68,32	1,346	73,63
1,32	75,87	1,401	60,19	1,405	51,93
1,36	69,61	1,427	51,23	1,419	48,41
1,402	63,57	1,453	38,54	1,434	41,19
1,443	52,48	1,479	29,89	1,449	36,50
1,484	29,96				
1,525	24,61				
1,566	18,13				

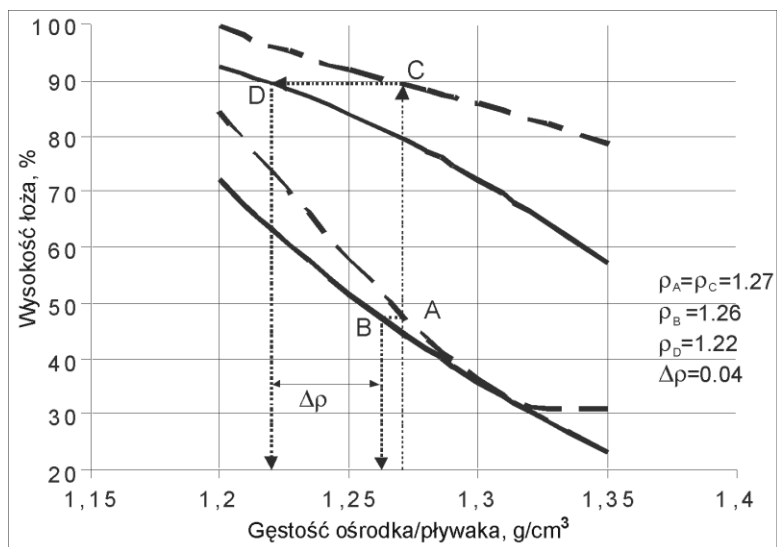


Rys.3. Położenie plywaków doświadczalnych w łóżu osadzarki – nadawa 2

4. Analiza wyników badań laboratoryjnych

Na podstawie przeprowadzonych pomiarów wyznaczono gęstości warstw rozdzielczych położonych na wysokości środka geometrycznego plywaków w zależności od dobranej gęstości plywaka oraz dla dwóch różnych charakterystyk wzbogacalności węgla surowego. Sposób określania gęstości warstwy rozdzielczej przedstawiono przykładowo dla plywaka prostokątnego o wysokości 30% łóża na rysunku 4. Rozkład gęstości warstw w łóżu osadzarki oraz położenia plywaka był aproksymowany wielomianami 3 stopnia.

Plywak prostokątny „pr30” o gęstości np. $1,27 \text{ g/cm}^3$ przyjmuje położenie A (dla nadawy 1) i położenie C (dla nadawy 2). Na wysokości środka plywaka znajduje się warstwa osrodka nadawy 1 o gęstości określonej przez punkt B ($\rho_B = 1,26 \text{ g/cm}^3$) lub warstwa nadawy 2 o gęstości określonej przez punkt D ($\rho_D = 1,22 \text{ g/cm}^3$). Różnica gęstości warstw rozdzielczych wynosi w tym przypadku – $0,04 \text{ g/cm}^3$, co odpowiada różnicy gęstości warstw materiału (tabela 2) $\Delta\rho \approx 0,07 \text{ g/cm}^3$.



Rys.4. Wyznaczenie gęstości warstwy rozdzielczej w zależności od gęstości pływaka i charakterystyki nadawy

W tabeli 4 przedstawiono zestawienie wartości gęstości warstw rozdzielczych dla różnych położeń pływaków zanurzonych w ośrodku wodnym nadawy 1 i nadawy 2.

Zmiana gęstości warstw rozdzielczych w zależności od położenia pływaków i różnych charakterystyk nadaw

Tabela 4

Gęstość pływaka, g/cm ³	1,40	1,35	1,32	1,30	1,28	1,25
Pływak pierścieniowy						
ρ ₁ , g/cm ³	1,332	1,299	1,277	1,262	1,247	1,224
ρ ₂ , g/cm ³	1,343	1,305	1,281	1,265	1,249	1,225
Δρ ośr., g/cm ³	0,009	0,006	0,004	0,003	0,002	0,001
Δρ frak., g/cm ³	0,015	0,010	0,007	0,005	0,003	0,002
Pływak prostokątny o wysokości 30%						
ρ ₁ , g/cm ³	1,246	1,319	1,316	1,299	1,274	1,234
ρ ₂ , g/cm ³	1,342	1,298	1,273	1,258	1,243	1,221
Δρ ośr., g/cm ³	+0,096	-0,021	-0,043	-0,041	-0,031	-0,013
Δρ frak., g/cm ³	+0,160	-0,035	-0,071	-0,068	-0,052	-0,022
Pływak prostokątny o wysokości 50%						
pływak częściowo w wodzie						
ρ ₁ , g/cm ³		1,288	1,294	1,281	1,260	1,224
ρ ₂ , g/cm ³		1,305	1,278	1,261	1,244	1,219
Δρ ośr., g/cm ³		+0,017	-0,016	-0,020	-0,016	-0,005
Δρ frak., g/cm ³		+0,028	-0,027	-0,033	-0,027	-0,008

Z wykresów na rysunku 4 oraz z danych w tabeli 4 wynika, że gęstość ziaren warstwy rozdzielczej znajdującej się na wysokości środka pływak jest istotnie większa od gęstości pływaka. Gęstość warstwy rozdzielczej dla danego pływaka zależy od rozkładu gęstości materiału w łóżu osadzarki (charakterystyki wzbogacalności węgla surowego). Różnica gęstości warstwy rozdzielczej w przypadku nadawy 1 i nadawy 2 zmienia się w zależności od wysokości pływaka. Wynika z niego istotny wpływ zmian charakterystyki nadawy na parametry ilościowe i jakościowe produktów osadzarki. Wniosek ten jest podobny do wniosku z analizy przedstawionej w [1], a opartej o uproszczony (nie fizyczny) model ośrodka, jako cieczy jednorodnej o zmiennej gęstości.

Rozpatrując ruch pływaka, w rozluzowanym w każdym cyklu ośrodku, jak ruch dużego ziarna, można orientacyjnie wyznaczyć prędkości tzw. równopadania pływaka i ziaren warstwy rozdzielczej z zależności [2]:

$$v \approx k_1 \sqrt{d_1(\rho_1 - \rho_0)} \approx k_2 \sqrt{d_2(\rho_2 - \rho_0)} \quad (1)$$

gdzie:

v – prędkość opadania pływaka = prędkości opadania ziarna warstwy rozdzielczej,

$k_{1,2}$ – współczynniki kształtu ziaren,

d_1, d_2 – zastępcze średnice ziarna i pływaka,

ρ_1 – gęstość ziarna w warstwie rozdzielczej,

ρ_2 – gęstość pływaka,

ρ_0 – gęstość rozluzowanego ośrodka.

W obliczeniach przyjęto szereg uproszczeń, tzn. wartości współczynników k_1 i k_2 są porównywalne, pływaki i ziarna nadawy aproksymowano w postaci kuli, założono średnią wielkość ziarna nadawy $d_1 = 10$ mm.

Można w przybliżeniu przyjąć, że zastępcze średnice kul o objętościach równych objętości badanych pływaków były następujące: pławak pierścieniowy – $d_{2pp} = 60,0$ mm, pławak prostokątny o wysokości 30 % łóża – $d_{2p30} = 72$ mm, pławak prostokątny o wysokości 50 % łóża – $d_{2p50} = 86$ mm. Jeśli przyjąć, że gęstość rozluzowanego ośrodka w otoczeniu warstwy o gęstości pływaka np. $1,3 \text{ g/cm}^3$ wynosi około $1,25 \text{ g/cm}^3$, to gęstości warstw rozdzielczych (frakcji nadawy) obliczone z równania (1) będą wynosiły odpowiednio (dla $k_1 \approx k_2$) $\rho_{1(p1)} = 1,55 \text{ g/cm}^3$, $\rho_{1(p30)} = 1,61 \text{ g/cm}^3$, $\rho_{1(p50)} = 1,68 \text{ g/cm}^3$. Dla pływaka pierścieniowego i prostokątnego (30 %) różnica pomiędzy wynikami pomiarów a obliczeniami kształtuje się na poziomie 10% (wartości z pomiarów odpowiednio 1,42 i 1,48 g/cm^3). Pławak prostokątny (50%) w większości pomiarów zanurzony był częściowo w wodzie i prawdopodobnie z tego powodu wynika większa rozbieżność wartości obliczonych i zmierzonych (1,44 g/cm^3).

Ocena możliwości zastosowania pływaka (pływaków) o zmiennej gęstości do pomiaru położenia warstw o różnych gęstościach może być również dokonana w oparciu o rysunek 4 i wyniki przedstawione w tabeli 4. Jakkolwiek „odległość” krzywej położenia pływaka pierścieniowego (wysokość – 16 mm)

od krzywej rozkładu gęstości ośrodka jest większa od podobnej „odległości” dla pływaków prostokątnych, to po wykalibrowaniu położenia pływaka w jednostkach odpowiadających gęstości warstw materiału, wpływ zmian charakterystyki wzbogacalności węgla na pomiar położenia warstwy o danej gęstości jest znikomy dla pływaka pierścieniowego.

5. Wnioski

1. Badania przeprowadzone na osadzarce laboratoryjnej potwierdzają uzyskane wcześniej wyniki teoretyczne, że gęstość warstwy rozdzielczej wyznaczona położeniem pływaka zmienia się w zależności od zmian charakterystyki wzbogacalności węgla surowego, co w efekcie powoduje zmiany ilościowo-jakościowe produktów wzbogacania.
2. Wielkość zmian gęstości rozdziału powodowana zmiennością charakterystyki wzbogacalności węgla jest najmniejsza dla pływaka pierścieniowego.
3. Pływak może być wykorzystany do pomiaru on-line rozkładu gęstości łoża osadzarki, a w efekcie do orientacyjnego określenia zmian (tendencji) charakterystyki wzbogacalności węgla surowego.

Literatura

1. Cierpisz S., Heyduk A., Kowol D.: Symulacyjne badania wpływu kształtu pływaka na fluktuacje gęstości rozdziału w osadzarce. MiAG, Katowice 6/437, 2007.
2. Dietrych J.: Osadzarki. Państwowe Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1953.
3. Nawrocki J.: Budowa i eksploatacja osadzarek. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej nr 408, Gliwice 1972.

Model stanów dynamicznych w układzie napędowym przenośników kulek osadzarki pulsacyjnej w stanach przeciążenia

Wiesław Firczyk – Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Streszczenie. Systemy wzbogacania węgla w zakładach przeróbczych charakteryzują się dużą złożonością zmiennych stanu procesu, dla których pełna automatyzacja jest trudna do realizacji. W ramach całego procesu można jednak wyróżnić procesy lokalne, które mają bezpośredni wpływ na funkcjonowanie ciągów technologicznych zakładów przeróbczych. Jednym z takich procesów jest praca napędu przenośnika kulek osadzarki pulsacyjnej w stanach przeciążenia. W rozdziale zostaną omówione zagadnienia modelowania stanów przeciążenia napędu przenośnika kulek.

1. Podział modeli dla celów identyfikacji procesów

Dla określenia algorytmów sterowania wymagana jest znajomość modelu matematycznego wiążącego sterowane, kontrolowane lub regulowane zmienne procesowe ze zmiennymi procesowymi wymuszającymi lub zakłócającymi.

Modele matematyczne w zależności od ich tworzenia możemy podzielić na:

- a. modele bazujące na pełnej znajomości mechanizmu zjawisk zachodzących w procesie,
- b. modele eksperymentalne otrzymane w wyniku przetwarzania statystycznego zmiennych procesowych zebranych podczas normalnej eksploatacji lub podczas specjalnie przygotowanych doświadczeń.

Jak wykazała praktyka pierwsza grupa modeli ze względu na dużą złożoność zjawisk zachodzących w regulowanych procesach prowadzi do bardzo skomplikowanych modeli, dla których koszt realizacji algorytmu sterowania jest wysoki, a duża ilość operacji matematycznych jaką muszą wykonać układy przeliczające zwiększa wymagania sprzętowe, zwłaszcza jeżeli chodzi o szybkości próbkowania zastosowanych kart pomiarowych.

Druga grupa modeli cechuje się niskim kosztem realizacji przy dużej dokładności, a ze względu na swoją postać (najczęściej równania algebraiczne dla modeli statycznych lub równania różniczkowe dla modeli dynamicznych) modele te są dogodniejsze do budowy algorytmu sterowania niż modele oparte na pełnej znajomości zjawisk.

2. Opis identyfikowanego obiektu regulacji

2.1. Transport i odwadnianie produktu odpadowego z osadzarek

W układzie technologicznym zakładu przeróbki węgla, podczas automatycznego sterowania rozdziałem węgla w osadzarkach pulsacyjnych występują zmiany ilości produktu odpadowego wynikające ze zmian charakterystyki nadawcy lub założeń produkcyjnych. Wyżej wymieniony produkt odpadowy odprowadzany jest z osadzarek przy wykorzystaniu przenośników kulek. Ich wydajność ogranicza możliwości produkcyjne zakładu przeróbczego w sytuacji występowania w nadawie dostarczonej do osadzarek znacznych ilości

frakcji odpadowych. Jeżeli dodatkowo obniżenie parametrów jakościowych nadawy ma zmienny charakter, uniemożliwiający operatorowi odpowiednio szybkie zareagowanie na przeciążenie poszczególnych urządzeń, to wzrasta prawdopodobieństwo ich awarii.

Przykładowa technologia zakładu przeróbczego obejmuje następujące podstawowe operacje technologiczne:

- a. klasyfikacja wstępna urobku na klasę powyżej 60 mm i klasę 60-0 mm,
- b. wydzielenie z klasy powyżej 60 mm zanieczyszczeń, kruszenie jej i dodanie do klasy 60-0 mm,
- c. klasyfikacja węgla w klasie 60-0 mm dla zmniejszenia w niej udziału ziaren poniżej 8/(4) mm,
- d. trójproduktowe wzbogacanie węgla 60-0 mm w osadzarkach średnio ziarnowych,
- e. dwuproduktowe wzbogacanie w osadzarkach półproduktu z osadzarek średnio ziarnowych po skruszeniu do wielkości poniżej 30 mm,
- f. wzbogacanie klasy 0,5-0 metodą flotacji i klasyfikacji odśrodkowej,
- g. odwadnianie mechaniczne produktów wzbogacania,
- h. klasyfikacja na sortymenty handlowe.

Praca przenośników kubelkowych jest bezpośrednio związana z działaniem osadzarek pulsacyjnych. Operacja technologiczna wzbogacania węgla w osadzarkach realizowana jest w ośrodku wodnym. Rozdział węgla w osadzarkach odbywa się automatycznie według wartości zadanych parametrów gęstościowych. Ulegają one zmianie w celu optymalizacji bieżącego procesu wzbogacania (w rozumieniu uzyskania maksymalnej wielkości produkcji o wymaganej jakości) na podstawie informacji o zmianach charakterystyki węgla surowego i założeń produkcyjnych. Obsługa osadzarek wraz z urządzeniami nadawczymi i odbiorczymi posiada informacje o ich obciążeniu nadawą. W sytuacji przeciążenia przenośników kubelkowych reakcja obsługi następuje jedynie na podstawie wzrokowej obserwacji pracy urządzenia.

Ponieważ prędkość transportowa przenośnika jest stała, to często jego przeciążenie powoduje konieczność zatrzymania części ciągu technologicznego dostarczającego nadawę do osadzarki w celu odprowadzenia zgromadzonego w obudowie przenośnika nadmiaru materiału oraz zmniejszenia przekroju szczeliny w przenośniku nadawy.

2.2. Automatyzacja układów napędowych przenośników kubelkowych

W celu zwiększenia niezawodności procesu produkcyjnego w zakładzie przeróbczym, CMG KOMAG opracował, dla pierwszego etapu automatyzacji ciągu technologicznego osadzarki pulsacyjnej, układ sterowania pracą przenośników kubelkowych osadzarek w zakresie sygnalizacji ich przeciążeń i zapobieżenia stanom awaryjnym oraz dostosowania prędkości transportu materiału do aktualnego obciążenia przy wykorzystaniu falownika zasilającego silnik przenośnika kubelkowego. Algorytm sterownia napędu jest realizowany za pomocą lokalnego programowalnego sterownika.

W przypadku napędu przenośnika kubelkowego dla układu osadzarki ziarnowej mamy do czynienia ze zmienną procesową w postaci momentu obciążenia układu napędowego, przy czym zmienna ta zależy bezpośrednio od wielkości przepływu frakcji odpadowej podawanej na przenośnik kubelkowy osadzarki pulsacyjnej.

Jeżeli przepływ frakcji odpadowej nie przekracza maksymalnej wydajności przenośnika kubelkowego, to ta zmienna procesowa jest zmienną procesową poddawaną regulacji poprzez zwiększenie prędkości obrotowej silnika przenośnika. Natomiast, gdy ilość podawanej nadawy przekroczy możliwość odbioru przenośnika kubelkowego, to wówczas nastąpi jakby przejście tej zmiennej do grupy zmiennych procesowych zakłócających. Układ sterowania ma za zadanie niedopuszczenie do zasypania przenośnika, co w konsekwencji spowodowałoby jego zatrzymanie. Takie rozwiązanie spowoduje doraźne zabezpieczenie węzła napędowego przenośnika kubelkowego, nie rozwiązując problemu reakcji napędu z odpowiednim wyprzedzeniem. Ponieważ pierwszy etap automatyzacji oparty jest na zjawiskach lokalnych możliwe jest opracowanie modelu matematycznego dla algorytmu sterowania i identyfikacji węzła napędowego przy wykorzystaniu analizy mechanizmów tych zjawisk.

2.3. Automatyzacja ciągu technologicznego osadzarek pulsacyjnych

Dla drugiego etapu automatyzacji przewiduje się opracowanie systemu automatyzacji analizującego zmienne procesowe np. związane z charakterystyką węgla surowego i założeń produkcyjnych i według opracowanego modelu oddziaływanie na wydajność przenośników kubelkowych. W ten sposób zagadnienia lokalne omówione w punkcie 2.2 zostaną rozszerzone o sygnały sterujące, pochodzące od nadrzędnych zmiennych procesowych. Dla tego etapu automatyzacji przewiduje się wykorzystanie modelu eksperymentalnego.

3. Analiza zależności mocy elektrycznej napędu przenośnika kubelkowego od momentu obciążenia

Dla określenia aktualnego momentu obciążenia napędu przenośnika kubelkowego wykorzystano analizę mocy elektrycznej pobieranej przez układ elektromechaniczny. Moc ta jest bezpośrednio związana z mechaniczną mocą w analizowanym układzie elektromechanicznym przenośnika kubelkowego.

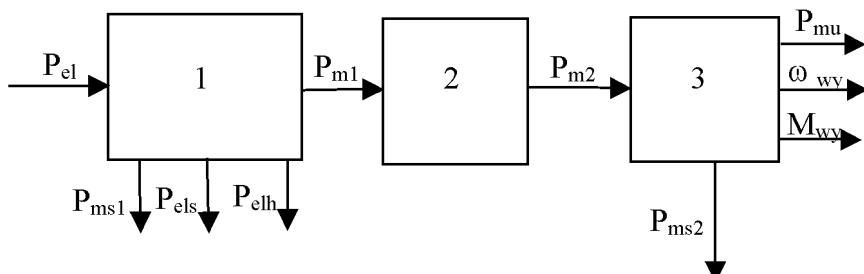
W naszym przypadku zastosowano falownik nie posiadający możliwości zwrotu energii do sieci elektrycznej, więc jeżeli moc P_{m1} z rysunku 1 będzie mniejsza od zero (przypadek hamowania napędu), to moc P_{elh} będzie równa mocy P_{m1} , natomiast moc P_{el} pobierana z sieci elektrycznej będzie równa 0.

Jeżeli moc P_{elh} będzie przekraczała 20% mocy znamionowej falownika, to wtedy, aby zapobiec awaryjnym wyłączeniom, należy dołączyć dodatkowe sekcje oporowe na zaciski falownika.

Jeżeli przyjmiemy uproszczenie, że układ z rysunku 1 jest idealnie sztywny i pozbawiony tłumienia, to dla tego układu możemy zapisać:

$$M_{wy}(t) = \frac{I}{\omega_{wy}(t)} [P_{el}(t) - (P_{ms1}(t) + P_{els}(t) + P_{elh}(t) + P_{ms2}(t))] \quad (1)$$

Ponieważ analizujemy stany przeciążeniowe przenośnika kulekowego dla tego nie wystąpi tutaj przypadek hamownia i moc P_{elh} ze wzoru 1 będzie równa 0.



Rys.1. Schemat blokowy układu napędowego przenośnika kulekowego

1 - przetwornik elektromechaniczny z falownikiem, 2 - część sprzęgłowa, 3 - układ wykonawczy, P_{el} - moc zasilania elektrycznego, P_{els} - elektryczne straty mocy przetwarzania energii, P_{ms1} - mechaniczne straty mocy przetwarzania energii, P_{elh} - moc elektryczna hamowania, P_{m1} - mechaniczna moc wyjściowa przetwornika elektromechanicznego, P_{m2} - moc dostarczana do układu wykonawczego, P_{mu} - mechaniczna moc użyteczna, P_{ms2} - straty mocy mechanicznej układu wykonawczego, ω_{wy} - wyjściowa prędkość kątowa, M_{wy} - wyjściowy moment obrotowy

Ponadto zakładając, że przeciążenia będą występować w stanach zbliżonych do wartości znamionowych mocy zasilania, możemy przyjąć, że $P_{ms1}(t) + P_{els}(t) + P_{ms2}(t) = \text{const}$ i sumę tę możemy obliczyć ze wzoru (2):

$$P_{ms1} + P_{els} + P_{ms2} = (1 - \eta_c) P_{elN} \quad (2)$$

gdzie:

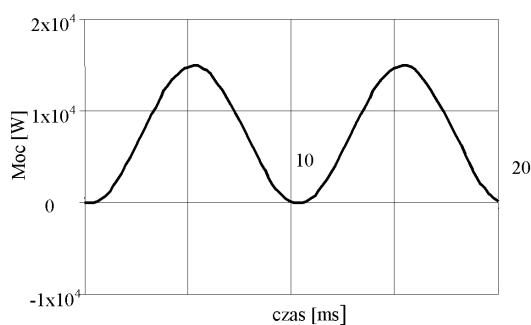
η_c - całkowita sprawność układu elektromechanicznego,

P_{elN} - znamionowa moc elektryczna zasilania układu elektromechanicznego.

Uwzględniając zależność (2), wzór (1) przyjmie następującą postać:

$$M_{wy}(t) = \frac{I}{\omega_{wy}(t)} [P_{el}(t) - (1 - \eta_c) P_{elN}] \quad (3)$$

Przykładowy przebieg mocy dla układu elektromechanicznego z falownikiem przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Przykładowy przebieg mocy elektrycznej zasilania dla podstawowej harmonicznej napięcia zasilania

Przedstawiony na rysunku 2 przebieg mocy jest przebiegiem mocy dla podstawowej harmonicznej napięcia zasilania w układzie napędowym z falownikiem. Dla analizy stanów dynamicznych przeciążeń w układzie napędowym przenośnika kubelkowego moce wyższych harmonicznych mogą być całkowicie pominięte.

Aby wyliczyć moment obciążenia według zależności (3) musimy uśrednić moc elektryczną zasilania, przy czym przedział czasowy tego uśredniania powinien wynosić:

$$\Delta t = n \cdot T \quad (4)$$

gdzie:

n - liczba naturalna,

T - okres napięcia zasilania.

W ten sposób otrzymamy:

$$M_{sr}(t) = \frac{I}{\Delta t} \int_t^{t+\Delta t} \frac{I}{\omega_{wy}(t)} [(P_{el}(t) - (1 - \eta_c) P_{elN})] dt \quad (5)$$

Jeżeli po ocenie stanu układu w jakim występuje przeciążenie możemy przyjąć, że w tym stanie $\omega_{wy}(t) = const$ (co w przypadku silników asynchronicznych daje błąd kilku %) to z zależności (5) otrzymamy:

$$M_{sr}(t) = \frac{(\eta_c - 1) P_{elN}}{\omega_{wy}} + \frac{I}{\Delta t \cdot \omega_{wy}} \int_t^{t+\Delta t} P_{el}(t) dt \quad (6)$$

Zależność (6) pozwala nam na podstawie mocy zasilania elektrycznego obliczyć moment obciążenia, przy czym przyjmowane uproszczenia pozwalają nam wykorzystać zależność (6) do wykrywania przeciążeń, gdy wzrost mocy jest na tyle duży, że możemy pominąć zmienność P_{m1}, P_{m2}, P_{els} w czasie oraz, że nie wystąpi przypadek oddawania energii hamowania do sieci.

Korzystając z zależności (6) możemy zbudować układ kontrolny oparty jedynie na pomiarze mocy elektrycznej, co jest bardzo proste w realizacji i pozwala na zabezpieczenie napędu w sytuacjach, gdy nie korzystamy z rozwiązań wyposażonych w falownik, posiadający funkcję kontroli momentu obrotowego.

Ponadto wyprowadzona, zależność pozwoli na wyznaczenie zależności momentu obrotowego obciążenia podajnika od zmiennych stanu procesu wzbogacania (np. jakość węgla surowego, wielkość nadawy, sortymenty wyjściowe węgla), co zostanie wykorzystane w dalszym procesie automatyzacji.

4. Kontrola przeciążeń przy użyciu funkcji falownika

W większości stosowanych falowników w oprogramowaniu znajdują się funkcje kontroli momentu obrotowego wytwarzanego przez silnik. W oprogramowaniu tym mamy funkcję czasu reakcji układu na przeciążenie, funkcję wartości przeciążenia oraz funkcję rodzaju odpowiedzi falownika na przekroczenie.

Odpowiedź ta może być np. jedynie sygnalizacją i zmianą stanu styków wyjściowych w terminalu falownika bez awaryjnego wyłączenia napędu. Inną możliwością programową reakcji falownika po wystąpieniu przeciążenia momentem obrotowym jest awaryjne wyłączenie napędu.

Jednak większość falowników posiada jedynie progowe nastawienie zadziałania zabezpieczenia momentowego i np. działanie wyprzedzające w postaci pomiaru mocy może zwiększyć skuteczność działania całego układu.

Inną niedogodnością jest podawanie nastaw wartości przeciążenia w procentach wartości znamionowej falownika. Często zastosowane silniki mają mniejsze moce znamionowe niż moce znamionowe zastosowanego falownika. Po za tym dokładne wskazanie momentu przez falownik wymaga precyzyjnego wprowadzenia danych silnika i układu elektromechanicznego do oprogramowania falownika, co przy braku takich możliwości stwarza niepełną wiedzę o rzeczywistej, bezwzględnej wartości momentu obrotowego wskazywanego przez falownik. Dlatego korzystne jest wykonanie pomiarów skalujących wskazanie falownika, a do przeliczeń możemy użyć zależności (6).

5. Wnioski

W ciągu technologicznym związanym z osadzarką pulsacyjną napęd przenośnika kubelkowego stanowi ważny element wpływający na niezawodność całego ciągu. Napęd musi zapewnić odpowiednią szybkość przenośnika, tak aby nie nastąpiło jego przeciążenie związane z gromadzeniem się surowca w obudowie przenośnika. Dla analizy wartości bezwzględnej momentu przeciążenia korzystna jest zależność (6), która pozwala po wykonaniu pomiarów wyznaczyć wartości momentu obrotowego przeciążenia w zależności od aktualnych zmiennych stanu procesu wzbogacania. Zależności te mogą posłużyć do realizacji lokalnego sterowania bezpośrednio w węźle napędowym przenośnika kubelkowego, a także do kompleksowej automatyzacji tego węzła w oparciu o zmienne procesowe całego ciągu technologicznego.

Literatura

1. Niederliński A.: Systemy cyfrowe automatyki przemysłowej. WNT, Warszawa 1977.
2. Schweppe F.C.: Układy dynamiczne w warunkach losowych. WNT, Warszawa 1978.
3. Firczyk W.: Model obciążeń momentem obrotowym w układach napędowych z falownikiem. XXI Konferencja Naukowa: Problemy Rozwoju Maszyn Roboczych, Zakopane 2008.
4. Materiały wewnętrzne CMG KOMAG. Realizacja zadania statutowego E/BDR-9968: Układy sterowania napędów elektrycznych maszyn przerobczych z przemiennikiem częstotliwości.

Układ przesiewania koksu w Koksowni „Radlin”

Barbara Tora – Akademia Górniczo-Hutnicza, **Piotr Pasiowiec** – Progress Technika sp. z o.o. Kielce, **Jan Boryczko** – Zarmen sp. z o.o. Chorzów

Streszczenie. W rozdziale przedstawiono wpływ uziarnienia węglowej mieszanki wsadowej na jakość koksu oraz założenia modernizacji układu przesiewania w koksowni Radlin.

1. Wstęp

Polskie koksownictwo zaspokaja potrzeby na koks, gaz i produkty węgl pochodne całego szeregu gałęzi gospodarki narodowej, takich jak: przemysł rolno-spożywczy, chemiczny, materiałów budowlanych, hutnictwo – miedzi, cynku i ołowiu, przemysł maszynowy i inne. Jednak głównym odbiorcą jest hutnictwo żelaza, które zużywa w przypadku wielu koksowni 100% produkcji. Ostatnie lata, zarówno w hutnictwie światowym, jak i krajowym przyniosły niewielki wzrost produkcji, a w technologii hutniczej utrzymuje się zdecydowana dominacja procesu wielkopiecowego, gdzie podstawowym paliwem jest koks. Zatem wyznacznikiem światowej produkcji koksu jest produkcja stali.

Produkcja koksu wielkopiecowego wysokiej jakości determinowana jest głównie właściwościami stosowanych do jego produkcji węgla oraz technologią przygotowania mieszanki wsadowej. Mając na uwadze ekonomikę procesu produkcji koksu należy, między innymi zwrócić uwagę na przygotowanie mieszanek węglowych pod względem granulometrycznym, gdyż intensyfikacja produkcji wymaga optymalnego zagęszczenia wsadu już w fazie zasypu mieszanki do komory, gdyż korzystny wpływ gęstości wsadu węglowego na parametry koksu jest ogólnie znany [7]. W polskim przemyśle koksowniczym zużywa się rocznie ponad 20 mln ton węgla. Wsad węglowy będący kompozycją szeregu typów węgla o zróżnicowanej charakterystyce wykazuje wysokie właściwości wytrzymałościowe. Wielkość uziarnienia ma wpływ na jakość koksu nie tylko przez odpowiednie rozmieszczenie wsadu w komorze, lecz także przez kształtowanie warunków przebiegu procesu aglomeracji ziaren węglowych.

Według panującej zgodnie opinii, węgle schudzające, czyli składniki inertne w procesie koksowania należy rozdrabniać jak najgłębiej. Nie ma natomiast zgodności, co do przemiału pozostałych komponentów mieszanek wsadowych. Panuje opinia, że węgle genetycznie młodsze o gorszych własnościach koksotwórczych należy rozdrabniać głęboko, gdyż są to składniki które muszą być peptyzowane w fazie plastycznej mieszanki, natomiast węgle koksowe powinny być zmielone w minimalnym stopniu. Spotyka się również odmienne poglądy stwierdzające, że głębiej należy mleć węgle o dobrych własnościach koksotwórczych, słabiej natomiast węgle gazowe. Przedstawione opinie są sprzeczne, lecz coraz częściej uważa się, że o optymalnym sposobie przemiału węgla gazowych i ortokoksowych w mieszance wsadowej decydują dodatkowe czynniki, takie jak: skład petrograficzny, zawartość i forma występowania substancji mineralnej, a głównie własności koksotwórcze całej mieszanki [8].

Szczegółowe analizy węgla i mieszanek koksowniczych pozwoliły na określenie szeregu zależności, które wpływają zasadniczo na jakość otrzymywanych kokсів. Omówiono wpływ poszczególnych komponentów, jak również składu granulometrycznego mieszanek koksowniczych, na jakość wskaźników charakteryzujących właściwości koksu.

Wśród krajów UE Polska posiada największy potencjał wytwórczy koksu i bazę surowcową węgla, a dla odbiorców zagranicznych jest partnerem strategicznym. W eksporcie koksu Polska zajmuje II miejsce w świecie. Z tego powodu krajowy sektor koksowniczy, jako jedyny w Europie ma perspektywę stabilnej produkcji.

Aktualnie w Polsce jest 9 czynnych koksowni, a w nich 29 baterii koksowniczych, funkcjonujących w ramach 7 jednostek organizacyjnych. Zdolności produkcyjne krajowego koksownictwa wynoszą obecnie 10,2 mln ton koksu wysokotemperaturowego i osiągnięta jest zbliżona wielkość produkcji koksu. W 2003 r. ponad połowę uzyskanego koksu skierowano do poszczególnych sektorów przemysłu, głównie na potrzeby technologiczne hutnictwa żelaza i stali (> 40%) i na cele grzewcze. Pozostała część, tj. 5 mln ton, skierowano na eksport, przede wszystkim do hut niemieckich. Koksownie znajdują się w 4 województwach Polski południowej, czyli tam, gdzie występuje baza podstawowego surowca (węgiel koksowy typu 34 i 35) oraz zasadniczy odbiorca (hutnictwo żelaza).

2. Problematyka przemiału węgla i mieszanek węglowych przeznaczonych do produkcji koksu

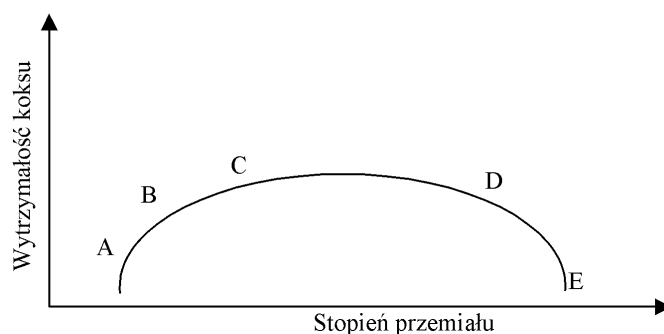
Czynnikiem mającym istotny wpływ na jakość wytworzonego koksu, oprócz właściwości surowców węglowych stosowanych do sporządzania mieszanki wsadowej, jest stopień ich przemiału i rozkład poszczególnych klas ziarnowych. Dobór składu ziarnowego mieszanki ma na celu maksymalne wykorzystanie właściwości koksotwórczych węgla.

Aktualnie zagadnienia związane z doбором przemiału węgla, nabrały szczególnego znaczenia, z uwagi na występującą w światowym górnictwie, tendencję zwiększania się zawartości drobnych klas ziarnowych w węglach po ich przeróbce w zakładach przeróbczych kopalń. Pogarszające się warunki geologiczne wydobywania związane ze wzrostem głębokości eksploatowanych pokładów węgla, rozwój technologii mechanizacji wydobywania, rezygnacja z oddzielnego wydobywania węgla i towarzyszących im skał, wymuszają stosowanie coraz bardziej efektywnych technologii przeróbki i wzbogacania węgla.

Generalnie w technologii przygotowania mieszanki węglowej do procesu koksowania, dąży się do zawężenia rozpiętości granic uziarnienia wsadu przy równoczesnym ograniczeniu w nim zawartości najdrobniejszych frakcji ziarnowych. W badaniach przeprowadzonych przez ICHPW, zmian właściwości węgla w zależności od rozmiarów jego ziaren, stwierdzono, że optymalne wartości wskaźników: zdolności spiekania RI; wolnego wydymania SI; właściwości

plastometrycznych, osiągały ziarna o rozmiarach 0,75 mm (klasa ziarnowa 0,5 – 1,0 mm). Regularność tą odnotowano dla wszystkich analizowanych rodzajów węgla. Stwierdzono również, że cząstki węgla wielkości 0,13 mm, są ziarnem o granicznym rozmiarze, poniżej którego następuje gwałtowne obniżenie się zdolności spiekania węgla.

W rozważaniach nad ogólnym charakterem zależności dowolnego wskaźnika wytrzymałości mechanicznej koksu od stopnia przemiału wsadu węglowego, opartych na analizie procesu tworzenia się koksu, przytacza się ekstremalną krzywą przebiegu tej zależności. Obrazuje ją rysunek 1.



Rys.1. Krzywa przebiegu zależności wytrzymałości mechanicznej koksu od stopnia przemiału wsadu węglowego [1]

Na odcinku AB krzywej, zwiększenie przemiału wsadu węglowego istotnie poprawia wytrzymałość mechaniczną koksu. W obszarze niskich przemiałów, podczas mielenia węgla następuje głównie wyeliminowanie ziaren o dużych rozmiarach (> 6 mm) oraz zawężenie ich górnego zakresu uziarnienia. Efektem tego jest obniżenie wewnętrznych naprężeń i ilości powstających szczelin w koksie. Podczas zwiększania stopnia przemiału, obniżaniu się ilości pozostających dużych ziaren węgla, towarzyszy pogorszenie ich właściwości, na skutek wykruszania się miękkich składników wityrinitowych: rośnie w nich zawartość popiołu, a spiekalność obniża się. Jednocześnie intensywnie wzrasta zewnętrzna powierzchnia węgla, na skutek wcześniejszego rozkruszania się drobnych ziaren, w głównej mierze zawierających substancje wityrinitowe charakteryzujące się kilkakrotnie niższą wytrzymałością od durytowych, występujących w trudniejszych do rozdrobienia grubych ziarnach. Następuje zwiększenie się powierzchni spiekania i lepkości masy plastycznej węgla, zmniejsza się natomiast wytrzymałość strefy kontaktu spiekających się ziaren. Obrazuje to odcinek BC, na którym obserwuje się przełamanie krzywej i powolne przechodzenie jej w obszar, gdzie wytrzymałość koksu praktycznie nie ulega zmianie ze zmianą stopnia przemiału węgla, odcinek CD. Dalsze zwiększanie stopnia przemiału prowadzi do dużego obniżenia się spiekalności węgla, związanego z dalszym zwiększaniem się powierzchni spiekania. W efekcie wyraźnie obniża się ciekłość masy plastycznej węgla i pojawia się zjawisko, samozmieszania się mieszanki wsadowej w wyniku czego, wytrzymałość koksu maleje (odcinek DE).

W źródłach literaturowych brak jest podobnych opracowań i informacji w odniesieniu do wskaźników reakcyjności koksu, wobec CO₂ CRI i wytrzymałości poreakcyjnej CSR. Należy się jednak spodziewać, że wpływ stopnia rozdrobnienia węgla na wartość tych wskaźników, będzie znacznie większy niż w przypadku wskaźników wytrzymałości mechanicznej. Podstawą tych prognoz jest rosnący wraz z przemiałem węgla stopień rozdrobnienia i rozproszenia substancji mineralnej, który przyczynia się do zwiększenia ilości występujących na powierzchni koksu centrów aktywnych katalizujących reakcję węgla pierwiastkowego, z CO₂, co jest równoznaczne ze wzrostem wartości wskaźnika reakcyjności koksu CRI. Na podstawie wyników testów koksowania mieszanek o przemiale 95% stwierdzono, że w efekcie zwiększenia przemiału węgla z 85% do 95%, nastąpiła poprawa wartości wskaźników CRI i CSR kokсів, pochodzących z wsadów o tej samej zawartości ziarna 0,5 mm [3].

3. Dobór optymalnego uziarnienia mieszanki w aspekcie maksymalnego stopnia zagęszczenia wsadu w komorach koksowniczych napelnianych systemem ubijanym i zasypowym

Zagęszczenie wsadu węglowego wywiera istotny wpływ, zarówno na wydajność, jak i jakość produktów procesu koksowania. W przypadku wydajności, wpływ ten przejawia się poprzez oddziaływanie zagęszczenia na:

- masę wsadu węglowego w komorze,
- czas koksowania,
- uzysk koksu z jednostki wsadu.

Masa wsadu w komorze wzrasta proporcjonalnie ze wzrostem zagęszczenia w komorze, natomiast czas koksowania wzrasta stosunkowo wolniej. Dzięki temu zwiększenie zagęszczenia wsadu prowadzi do intensyfikacji procesu koksowania. Wpływ zagęszczenia na uzysk produktów z jednostki wsadu jest istotny dla zakresu gęstości wsadu powyżej 900 kg/m³. W tym zakresie ze wzrostem zagęszczenia wsadu rośnie uzysk koksu. Zwiększenie stopnia zagęszczenia wsadu wywiera też generalnie pozytywny wpływ na jakość produktów koksowania, co szczególnie widoczne jest w przypadku odporności koksu na ścieranie.

Wzrost gęstości wsadu w zakresie 750÷1050 kg/m³ powoduje praktycznie prostopadły spadek ścieralności koksu, przy czym efekt ten jest tym silniejszy, im wyższa jest zawartość części lotnych w mieszance [6].

Stopień zagęszczenia wsadu węglowego zależy od dwóch czynników:

- uziarnienia mieszanki,
- zdolności do przemieszczania się ziaren węglowych względem siebie.

Maksymalne gęste upakowanie ziaren można uzyskać, jeśli puste przestrzenie pomiędzy najgrubszymi ziarnami zostaną wypełnione przez ziarna drobne. Pozostałe puste przestrzenie między tymi ziarnami powinny być wypełnione przez jeszcze drobniejsze ziarna itd. Uzyskanie maksymalnego gęstego upakowania wymaga, więc ściśle określonego rozkładu uziarnienia.

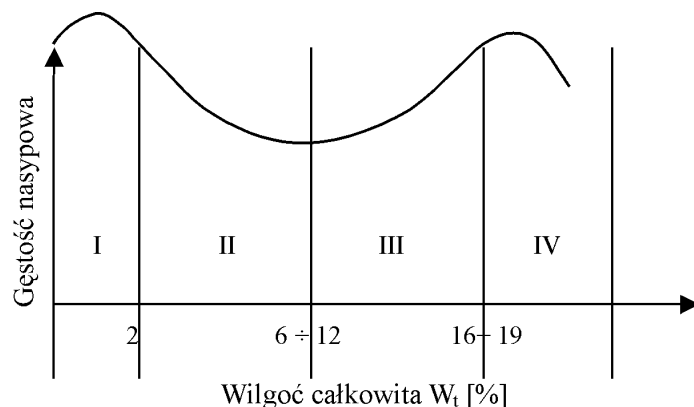
Prawidłowy rozkład uziarnienia jest warunkiem koniecznym, ale nie wystarczającym, aby osiągnąć maksymalną gęstość nasypową. Drobne i większe ziarna, aby zająć usytuowanie odpowiadające najgęstszemu upakowaniu muszą posiadać odpowiednio dużą zdolność przesuwania się względem siebie. Ta zdolność uzależniona jest od wielkości energii, jaką posiadają poruszające się ziarna oraz oporów stawianych ich ruchowi. Wysoki zasób energii posiadanej przez ziarna pozwala pokonywać opory, a więc sprzyja zajmowaniu przez nie położenia odpowiadającego najgęstszemu upakowaniu. W przypadku systemu ubijanego decydującym o energii ziaren czynnikiem jest mechaniczna praca ubijarek. Ziarnom przekazywana jest duża energia i dlatego posiadają one wysoką zdolność przesuwania się względem siebie, co w konsekwencji prowadzi do wysokich gęstości nasypowych. Przy systemie zasypowym o zdolności przesuwania się ziaren decyduje energia kinetyczna spadającego do komory wsadu oraz w niewielkim stopniu wywiera też pewien wpływ mechaniczna praca drąga wyrównawczego.

Ograniczenie zdolności przesuwania się ziaren względem siebie wywołane jest głównie dwoma czynnikami: tarcie wewnętrzne i działaniem wilgoci.

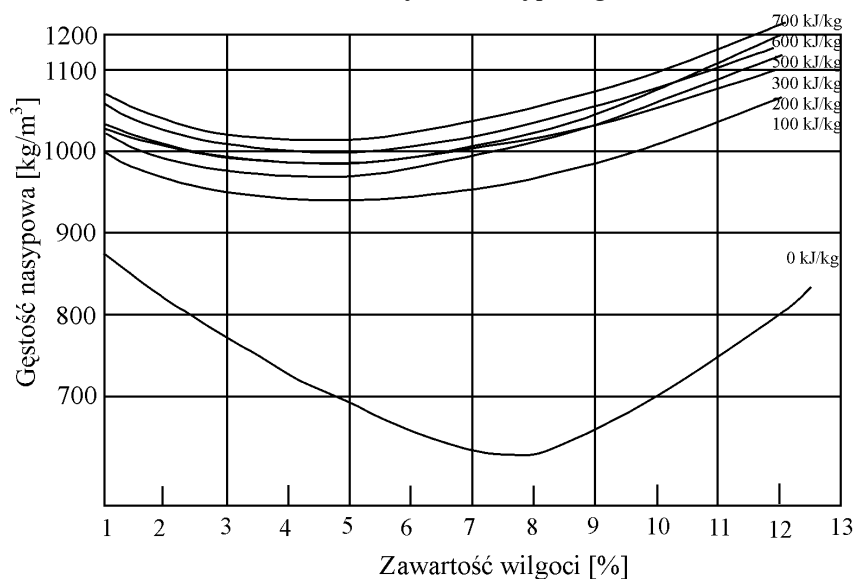
Tarcie w istotny sposób wpływa na zdolność przesuwania się ziaren jedynie w przypadku frakcji pylistych węgla. Przy większych uziarnieniach siły pobudzające ruch ziaren (zwłaszcza siła ciężkości, proporcjonalna do 3–potęgi średnicy ziarna) są tak znaczne, że wpływ tarcia wewnętrznego można pominąć. O wiele silniejszy wpływ wywiera wilgoć, a konkretnie wilgoć przemijająca znajdująca się w węglu. Wskutek sił spójności wywołanych przez kapilarne meniski wodne w punktach styku ziaren, znacznie ograniczona zostaje zdolność przesuwania się ziaren. Wyniki licznych badań w warunkach systemu zasypowego wykazują podobieństwo przebiegu zmian gęstości nasypowej ze wzrostem zawartości wilgoci dla węgla o różnym uziarnieniu i własnościach. Charakterystyczną cechą jest występowanie czterech obszarów, co jest ściśle związane z różnymi formami występowania wilgoci w węglu. W obszarze pierwszym, odpowiadającym występowaniu wilgoci higroskopijnej, niewielki (w praktyce pomijalny) spadek zagęszczenia spowodowany jest nieznacznymi zmianami objętości ziaren wskutek ich pęcznienia oraz powstawania wokół nich błonek adsorpcyjnych. Występująca w obszarze drugim wilgoć przemijająca, gromadzi się w najwęższych przestrzeniach międzyziarnowych (głównie wokół punktów styku ziaren) w postaci warstewek, których powierzchnie cechuje podwójna krzywizna. Zgodnie z zasadą minimum energii swobodnej, napięcie powierzchniowe menisków tych warstewek przeciwstawia się zmianom ich kształtu, a tym samym i przemieszczaniu względem siebie ziaren, pomiędzy którymi znajdują się takie warstewki. Wzrost zawartości wilgoci w tym obszarze powoduje zwiększenie liczby warstewek wodnych w punktach styku ziaren, co jest przyczyną spadku gęstości nasypowej. Proces tworzenia nowych warstewek trwa do momentu wypełnienia nimi wszystkich przestrzeni kapilarnych w rozdrobnionym węglu. W obszarze trzecim, w miarę wzrostu zawartości wilgoci, warstewki wodne stają się tak duże, iż siły napięcia powierzchniowego nie są w stanie je utrzymać, a siła ciężkości powoduje ich

rozpływanie się. Woda wypełnia całkowicie puste przestrzenie, tworząc film wodny. Zjawisko to pozytywnie wpływa na zdolność przemieszczania się ziaren względem siebie, zarówno wskutek zmniejszenia ilości warstwek wodnych w punktach styku ziaren, jak również wskutek efektu smarowania hydrodynamicznego powstałego filmu wodnego. Po całkowitym wypełnieniu przez wodę pustych przestrzeni, dalszy wzrost zawartości wilgoci powoduje już spadek gęstości nasypowej wskutek jej „rozpychającego” działania – obszar czwarty.

W przypadku systemu ubijanego wysoki zasób posiadanej przez ziarna energii sprawia, że wpływ wilgoci na zagęszczenie wsadu jest słabszy niż w przypadku systemu zasypowego [4].



Rys.2. Wpływ zawartości wilgoci na gęstość nasypową wsadu w warunkach systemu zasypowego [5]



Rys.3. Wpływ wielkości pracy ubijania i zawartości wilgoci na zagęszczenie wsadu [4]

4. Modernizacja układu przesiewania w koksowni „Radlin”

Koksownia „Radlin” wybudowana została w Radlinie w 1911 r., jako oddział Kopalni „Emma”. Przez dłuższy czas pozostawała ona wydziałem kopalni, usamodzielniała się natomiast w 1920 roku, zachowując jednak swoją dawną nazwę „Koksownia Kopalni Emma”. W roku 1951 koksownia, już jako przedsiębiorstwo państwowe, otrzymała nazwę Zakładu Koksochemicznego „Radlin”.

W roku założenia, a więc w roku 1911 uruchomiono dwie 45-komorowe, szamotowe baterie typu Otto-Hoffman - I i II. Baterie obsadzone były węglem ubijanym i dawały produkcję po około 6 t koksu z komory, tj. po około 40 tys. ton rocznie z obu baterii. Baterię I wycofano z eksploatacji w 1957 roku, baterię II rozebrano w 1953 roku. W roku 1913 wybudowano baterię III - typu Koppers, szamotową z bocznym opalaniem i produkującą już około 7 t koksu z komory, wycofaną z ruchu w 1966 roku. W dwa lata później, po uruchomieniu baterii III uruchomiono baterię IV, krzemionkową typu Collin. Węgiel wsadowy z Kopalni „Anna” transportowała kolejka linowa uruchomiona w roku 1928, a łącząca kopalnię z koksownią na odległości 5-6 km. Dwie następne baterie nr V i VI wybudowano w latach 1928/29. Były to baterie krzemionkowe, typu Otto. W 1938 roku na roczną zdolność produkcyjną wszystkich baterii w Polsce wynoszącą ok. 2,3 mln ton, koksownia w Radlinie produkowała 540 tysięcy ton koksu. Do 1945 roku udało się utrzymać w ruchu baterie nr V i VI. Oficjalne przejście zakładu przez polskie władze nastąpiło 01.04.1945 r. Natychmiast przystąpiono do remontów baterii I, III i IV. W latach 1952-53 zmodernizowano baterie II, V i VI, oraz wybudowano nową węglownię. W roku 1966 wybudowano zaprojektowaną przez zabrzański „Koksoprojekt” baterię, typu PTU-57 o 56 komorach. W międzyczasie zatrzymano eksploatację baterii I i II zwalniając miejsce pod budowę drugiej baterii PTU-57, którą uruchomiono w 1970 r.

W bieżącym roku ruszyła budowa kolejnej baterii koksowniczej systemu ubijanego wraz z sortownią koksu. Założono wykonanie dwóch ciągów technologicznych o wydajności do 200 t/h każdy przy sprawności 92%. Zadaniem nowopowstającego układu sortowania koksu będzie:

1. Sortowanie wstępne koksu grubego na przesiewaczach 127 i 128 (WK1–2,4x6,3) zabudowanych 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.
2. Sortowanie koksu grubego wstępnego ziarna 0-80 mm na przesiewaczach 120 i 122 (WK1–2,4x5,1) zabudowanych na poziomie +9,0 m. Przesiewacze są wyposażone w pokłady sit modułowych gumowych o oczku # 25.
3. Sortowanie kontrolne przed załadunkiem koksu wielkopieczowego wstępnego ziarna ponad 80 mm na przesiewaczu 121 (WK1–1,5x5,1) zabudowanego na poziomie +9,0 m. Przesiewacz wyposażony jest w pokład sit gumowych modułowych.

4. Sortowanie koksu drobnego wstępnego ziarna 0-80 mm na kaskadzie przesiewaczy PWE nr 123, 124 i 125 o sitach # 10, # 25 i # 40 mm zabudowanych na poziomie +20,3 m,
5. Sortowanie kontrolne przed załadunkiem groszku wstępnego ziarna 10–25 mm na przesiewaczu 126 (WK1–2,4x6,3) zabudowanym na poziomie +9,0 m. Przesiewacz wyposażony jest w pokład sit modułowych.

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

Zasilanie przesiewaczy w koks realizowane jest poprzez przenośniki taśmowe lub podajniki wibracyjne dobrane do współpracy z odpowiednimi przesiewaczami.

W bieżącym roku w Koksowni „Radlin” ruszyła budowa kolejnej baterii koksowniczej systemu ubijanego wraz z sortownią koksu. Założono wykonanie dwóch ciągów technologicznych o wydajności do 200 t/h każdy przy sprawności 92%. Zadaniem nowopowstającego układu sortowania koksu będzie klasyfikacja koksu grubego realizowana głównie na przesiewaczach WK, oraz koksu drobnego przy użyciu maszyn typu PWE.

4.1. Opis ciągu technologicznego

Koks transportowany przenośnikiem B-1200 kierowany jest na przesiewacz WK1-2,4x6,3 na poziomie +20,3 m (nr 127 lub 128) o oczku # 80. Produkt dolny kierowany jest do zbiornika pod przesiewaczem, a produkt górny zsuwnią skierowany do drugiego zbiornika. Produkt o granulacji 0-80 mm podajnikiem jest transportowany ze zbiornika na przesiewacz WK1-2,4x5,1 (poziom +9,0 urz. 120 i 122 + podajniki 130 i 132) z sitami o oczku # 25. Koks o uziarnieniu 25-80 mm kierowany jest do załadunku lub na zwałę. Produkt 0-25 mm kierowany jest na zwałę lub na stację przesypową, a następnie na kaskadę przesiewaczy PWE. Produkt o granulacji > 80 mm ze zbiornika kierowany jest podajnikiem wibracyjnym (131) na przesiewacz kontrolny WK1-1,5x5,1. Produkty przesiewania kierowane są do załadunku lub na zwałę.

Przesiewanie koksu drobnego realizowane jest na przesiewaczach PWE1-2,4x6,3 (urz. 123 # 10) i na dwóch sztukach przesiewaczy PWE1-2,4x5,1 (urz. 124 # 25 i urz. 125 # 40) zabudowanych kaskadowo. Koks o uziarnieniu 0-10 i 25-40 mm kierowany do zbiorników pod przesiewaczem, a następnie za pośrednictwem podajnika wibracyjnego 1,0x1,5 kierowany na przenośnik taśmowy a następnie do załadunku lub na zwałę. Koks o uziarnieniu 10-25 składowany jest w zbiorniku pod przesiewaczem a następnie za pośrednictwem podajnika 1,8x2,2 transportowany jest na przesiewacz kontrolny WK1-2,4x6,3 (urz. 126 # 10). Produkt o granulacji 10-25 kierowany jest do załadunku, a produkt dolny na zwałę.

4.2. Założenia projektowe

Charakterystyka materiału – koks sypki nie tworzący aglomeratów o gęstości usypowej około $0,65 \text{ t/m}^3$, uziarnienie nadawy 0-100 mm, temperatura otoczenia.

- Skład ziarnowy nadawy:

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%

- Wymaganie procesu technologicznego: budowa dwóch ciągów klasyfikacji koksu o wydajności do 200 t/h w nadawie. Pokłady sitowe przesiewaczy modułowe gumowe o oczkach kwadratowych. Urządzenia wykonane w wersji otwartej.

4.3. Firmy realizujące projekt

Projekt realizowany jest przez firmę Biuro Projektowe KOKSOPROJEKT z Zabrze przy współdziale czeskiej firmy projektowej HUTNI PROJEKT. Generalnym wykonawcą budowy jest ZARMEN z Chorzowa.

4.4. Propozycje firm na etapie ofertowania

W fazie przygotowania projektu swoje propozycje przedstawiły trzy firmy – ŁZG Łęczycza, IFE z Austrii i Progress Technika.

Propozycja firmy Progress Technika oparta była na przesiewaczach o trajektorii kołowej typu WK1 oraz do sortowania koksu drobnego na przesiewaczach o trajektorii eliptycznej typu PWE1.

Po szczegółowej analizie złożonych propozycji zostały wybrane maszyny:

- WK1–2,4x6,3 (2 sztuki) 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 (2 sztuki) 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 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 (3 sztuki) o sitach # 10, # 25 i # 40 mm zabudowanych na poziomie +20,3 m, pracujące jako kaskada do klasyfikacji koksu drobnego. Maszyny zasilane bezpośrednio z przenośników taśmowych.
- WK1-2,4x6,3 zabudowany 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.

Literatura

1. Tora B., Olender J.: Koksownicze mieszanki węglowe. Właściwości, przygotowanie, koksowanie. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków, 2006.
2. Chmielniak K., Dolecki J., i in.: Koksownictwo. Wydawnictwo „Śląsk” 1986.
3. Fitko H., Kosewska M., i in.: Optymalizacja składu mieszanek wsadowych i przeprowadzenie badań testowych dla prognozowania jakości koksu. Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrze, 1999.
4. Karcz A., Bębenek Z., i in.: Optymalizacja gospodarki magazynowej węglami wsadowymi w warunkach zmodernizowanej węglowni ZK HTS dla produkcji koksu w wybranym wariantcie jakościowym dla systemu ubijanego i zasypowego baterii koksowniczych. Akademia Górniczo-Hutnicza, 1995.
5. Karcz A.: Koksownictwo. Skrypt uczelniany nr 1266, Akademia Górniczo-Hutnicza, 1991.
6. Skijar M.G.: Koks i Chimija 7/15, 1980.
7. Wróblewska K., Kosewska M., Winnicka G., Liberacki J.: Konferencja Koksownictwo 2002, Poster nr 3, 2002.
8. Bębenek Z., Woyciechowski W.: Wpływ wybranych własności węgla używanych w mieszankach koksowniczych na efektywność procesu ich miedlenia. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 6, zeszyt 6, 1990.

Klasyfikacja drobnych ziaren mineralów, piasku i węgla na mokro i na sucho na przesiewaczach firmy Derrick

Uwe Bruder – Derrick Corporation

Streszczenie. Przedstawiono innowacyjne rozwiązania amerykańskiej firmy Derrick Corporation z Buffalo, będącej rodzinnym przedsiębiorstwem, specjalizującym się w projektowaniu i produkcji wysoko wydajnych urządzeń do przesiewania drobnych klas ziarnowych oraz technologiach pokładów sitowych.

1. Wstęp

William Derrick Jr., założyciel firmy Derrick Corporation, konstruktor w zakładach lotniczych Curtis Wright w Buffalo, razem ze swoim teściem Williamem L. Wettlauferem zaprojektował i zastosował pierwszy silnik wibracyjny o wysokiej częstotliwości dla przesiewaczy przeznaczonych do przesiewania ziaren drobnych i bardzo drobnych.

Skromny, założony w 1951 roku zakład, z czasem stał się dużym uznanym przedsiębiorstwem o zasięgu międzynarodowym.

W pierwszych latach swojego istnienia firma Derrick Corporation koncentrowała się na zastosowaniu przesiewaczy nowej generacji o wysokiej częstotliwości do rozwiązywania problemów klasyfikacji w procesach przerobczych w górnictwie, przemyśle chemicznym i surowców mineralnych.

Bardzo ważny punkt zwrotny w działalności firmy nastąpił w 1977 r., wkrótce po tym, jak skonstruowano nowe wielowarstwowe sito plecione, opatentowane jako Derrick Sandwich Screen Panel. W tym samym roku powstał przesiewacz do przesiewania na mokro. Unikatowe rozwiązanie tej maszyny, przewyższające wszystkie dotychczas stosowane technologie w tym zakresie, sprawiło, że Derrick stał się powszechnie rozpoznawalną marką w dziedzinie przesiewania na mokro.

W połowie lat 80. nastąpił kolejny kluczowy etap rozwoju technologicznego dzięki opracowaniu poliuretanowych pokładów sitowych.

W ostatnim czasie firma Derrick udoskonaliła konstrukcję wielonadawową i opracowała przesiewacze wielopokładowe – urządzenia o wysokiej efektywności i wysokiej wydajności przesiewania.

2. Etapy rozwoju firmy Derrick

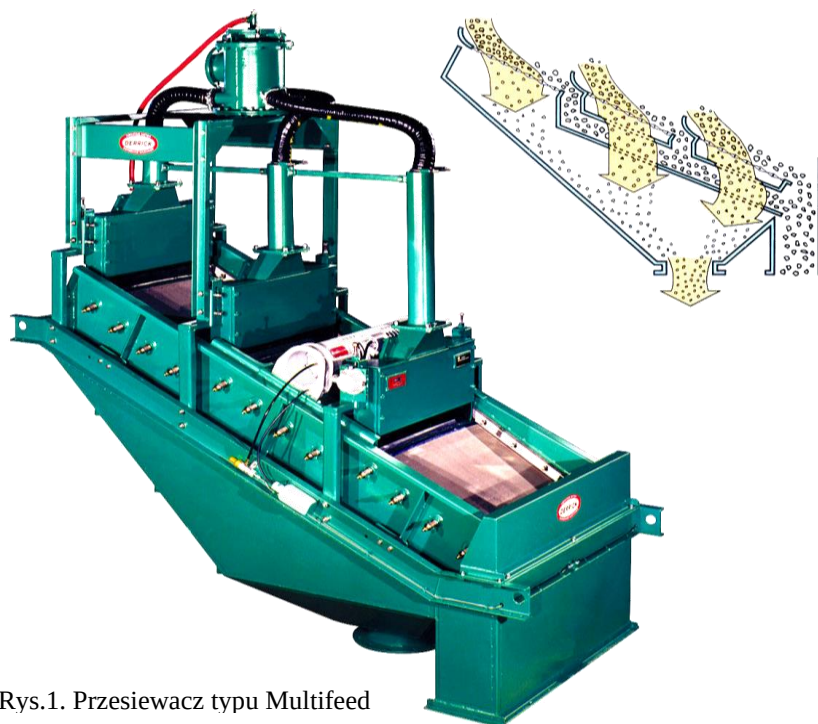
Przegląd najważniejszych etapów rozwoju firmy Derrick w zakresie doskonalenia procesów klasyfikacji przedstawiono poniżej:

- 1977 Sandwich Screen – wielowarstwowe sito plecione celem wyeliminowania problemów związanych z jego zatykaniem – stosowane do przesiewania „na sucho” (obecnie < 40 µm).
Multifeed Screening Machine – przesiewacz do przesiewania na mokro, z kilkoma miejscami podawania nadawy.

- 1984 Flo-Line Cleaner – dwunapędowy przesiewacz liniowy.
PWP Screen Panel – jedno i wielowarstwowe sito stalowe plecione.
- 1989 Polyurethane Screen Surfaces – poliuretanowe pokłady sit o wysokiej odporności na zużycie i dużym prześwicie i szczelinach do 100 μm , podobne do sit plecionych z drutu.
- 1990 Hi-G Dryer – przesiewacz liniowy odwadniający o dużej mocy.
- 1993 Pyramid Screen – plecione sito stalowe piramidowe o wysokiej przepuszczalności cieczy.
- 1996 Flo-Line Scalper – sito taśmowe.
- 1997 Super G Vibrating Motor – silnik o wysokim przyspieszeniu.
- 1999 High „G” Solution – przesiewacz liniowy osiągający przyspieszenia do 7,8 g.
- 2001 Stack Sizer – przesiewacz wielopokładowy posiadający do pięciu równoległych pokładów.

3. Typy przesiewaczy

Już w roku 1977 wyprodukowano pierwsze przesiewacze o wysokiej częstotliwości typu Multifeed (rys. 1). W kolejnych latach niejednokrotnie udowodniły one swoją dużą przydatność do klasyfikacji w tak trudnych warunkach, jak w układach mielenia rud oraz procesach przeróbki minerałów.



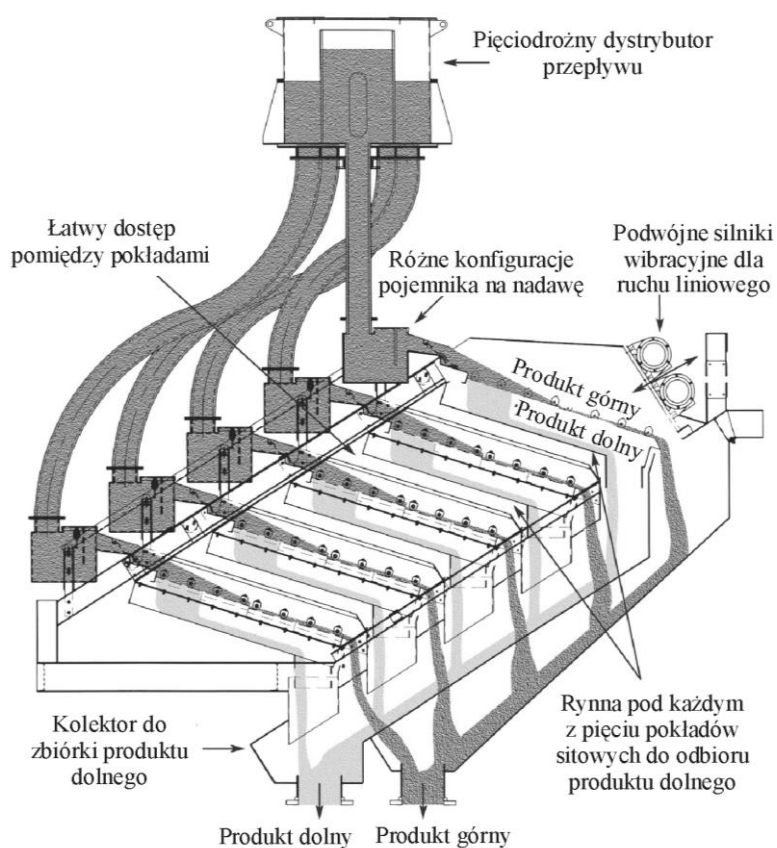
Rys.1. Przesiewacz typu Multifeed

Stale rosnące wymagania, dotyczące dokładności rozdziału, idące częściowo w parze ze wzrostem wydajności zakładów, doprowadziły do powstania w połowie lat 90. rozwiązania, które zaowocowało oddaniem w 2001 roku do seryjnej produkcji wielopokładowego przesiewacza Derrick typu Stack Sizer (rys. 2). Zasadę działania tego przesiewacza przedstawiono na rysunku 3. Maszyna ta charakteryzuje się tym, że posiada do pięciu ustawionych po sobie ram przesiewaczy, które są napędzane jednym dwusilnikowym systemem. W zależności od potrzeb zmieniany może być kąt pochylenia równoległych ram od 15° do 25°. Zasilanie pokładów sitowych odbywa się za pomocą ustawionego powyżej rozdzielacza mieszaniny, który stanowi integralną całość z przesiewaczem. Przesiew i odsiew z poszczególnych pokładów sitowych jest łączony i odprowadzany dwoma korytami.



Rys.2. Przesiewacz pięciopokładowy typu Stack Sizer

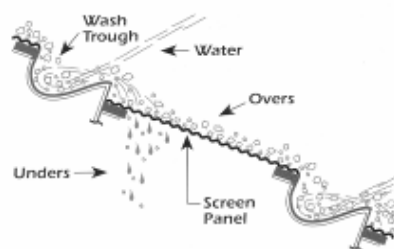
Przesiewacz typu Repulp Screen (rys. 4), przeznaczony do przesiewania „na mokro”, jest maszyną, która daje idealnie czysty odsiew – wolny od podziarna. Dysze zraszające instalowane są bezpośrednio nad „korytem płuczającym”. Duża efektywność przesiewania oraz maksymalne eliminowanie podziarna z górnego produktu sita, osiągana jest w wyniku wtórnej klasyfikacji, którą uzyskuje się dzięki systemowi repulpacji. Woda płuczająca nie jest podawana bezpośrednio na pokład sitowy, lecz do „koryta płuczającego”, tworząc tam tym sposobem nową mieszaninę. Bezpośrednie podawanie wody na pokład sitowy, prowadzi do zwiększonego jej zużycia oraz wpłukiwania grubych ziaren do drobnych.



Rys.3. Zasada działania przesiewacza typu Stack Sizer



Rys.4. Przesiewacz z repulacją



Rys.5. Zasada repulpcji

Podczas przesiewania „na mokro” drobne cząsteczki przesiewu są przepłukiwane wodą przez sito. W przypadku, gdy cała woda przejdzie przez sito nie dochodzi do dalszej klasyfikacji. Drobne ziarna pozostają między grubymi i wynoszone zostają z odsiewem. Repulpacja tworzy stale nową mieszaninę, z której staje się możliwe wypłukiwanie drobnych cząstek przechodzących przez otwory sita. Zastosowanie przesiewacza z repulpacją pozwala na uzyskanie większej ilości klas ziarnowych. W tym celu podzielona musi być wanna pod przesiewaczem, jak również zastosowane różne pokłady sitowe.

4. Przesiewanie „na sucho”

Aktualną tendencją jest osiąganie coraz większych uzysków – pozyskiwanie więcej materiału po korzystniejszych cenach przy mniejszym wyposażeniu. Derrick oferuje szeroki asortyment jedno i dwupokładowych przesiewaczy do klasyfikacji „na sucho”.

Każda maszyna jest przystosowana do warunków zabudowy i eksploatacji „in situ” oraz jest dostarczana razem z skrzynią nadawczą, wanną do odbioru produktów i obudową przeciwpylową. Pokrywy oraz drzwiczki obudowy pozwalają wraz z bocznymi otworami w rzeszocie przeprowadzać proste przeglądy, jak również dokonywać wymiany sit. W przesiewaczu dwupokładowym można nawet wymienić dolny pokład sit bez zdejmowania górnego.

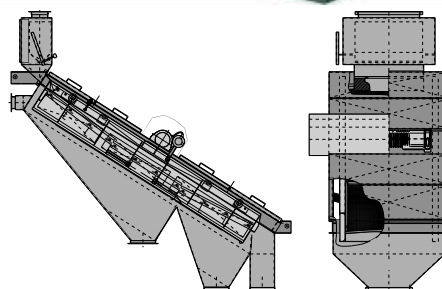
W porównaniu z innymi typami przesiewaczy, maszyny Derrick charakteryzują się małymi wymaganiami dotyczącymi konstrukcji wsporczej, gdyż nie musi ona przenosić obciążeń dynamicznych.

Wysoka częstotliwość drgań oraz mała amplituda powodują typowe pionowo-eliptyczne ruchy rzeszota, na skutek czego następuje szybki transport materiału po pokładzie. Tworzy się cienka warstwa przesiewanego materiału, w wyniku czego uzyskuje się dużą przepustowość oraz efektywność.

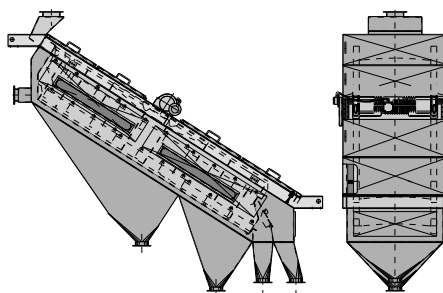
W zależności od wymagań podziału oraz udziału w nadawie ziarna grubego i granicznego, istnieje możliwość zróżnicowania kąta pochylenia pokładu sita. Jeżeli to jest wymagane to można specjalnie skonstruowaną wanną odbierać przesiew o zróżnicowanym uziarnieniu.

Należy rozważyć, czy przy dużej nadawie nie jest ekonomicznie uzasadnione zastosowanie kombinacji przesiewaczy jedno i dwupokładowych, zamiast stosowania maszyn trój i więcej pokładowych.

Światowe osiągnięcia Derricka w zakresie suchego przesiewania są efektem stałego poszukiwania rozwiązań pokładów, które nie będą się zatykać. Przykładem tego może być jedyny w swoim rodzaju Derrick Floating Backing Wire-System, który umożliwia przesianie relatywnie wilgotnych materiałów, wtedy gdy inne sita się zatykają.



Rys.8. Jednoprądowy przesiewacz
- 3 produkty



Rys.10. Przesiewacz dwupokładowy
– 4 produkty

